



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 ORG (oro recuperable gravimétricamente) en el equipo Knelson (kc-md3) con material de mina del distrito Nambija –Condominio Norte.

TRABAJO DE TITULACIÓN

AUTOR: Bravo Prieto, Joseph Alexander

DIRECTOR: Sanmartín Gutiérrez, Víctor Aurelio, Mgs

CODIRECTOR: Quintuña Espín, Juan Carlos, Ing

LOJA – ECUADOR

2016



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

Septiembre, 2016

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 Gravimétricamente) en el equipo Knelson (KC-MD3) con material de mina del distrito Nambija – Condominio Norte” realizado por Bravo Prieto Joseph Alexander, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por cuanto se aprueba la presentación del mismo.

Loja, marzo de 2016

f)

DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS

“Yo Bravo Prieto Joseph Alexander declaro ser autor del presente trabajo de titulación: Prueba metalúrgica para determinar el Factor ORG (Oro Recuperable Gravimétricamente) en el equipo Knelson (KC-MD3) con material de mina del distrito Nambija – Condominio Norte”, de la Titulación de Ingeniero en Geología y Minas, siendo Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez director del presente trabajo; y eximo expresamente a la Universidad Técnica Particular de Loja y a sus representantes legales de posible reclamos y resultados vertidos en el presente trabajo investigativo, son de exclusiva responsabilidad.

Adicionalmente declaro conocer y aceptar la disposición del Art. 88 del Estatuto Orgánico de la Universidad Técnica Particular de Loja que en su parte pertinente textualmente dice: “Forman parte del patrimonio de la Universidad la propiedad intelectual de investigaciones, trabajos científicos o técnicos y tesis de grado que se realicen a través, o con el apoyo financiero, académico o institucional (operativo) de la Universidad”

f) _____

Autor: Bravo Prieto Joseph Alexander

Cédula: 1105210254

DEDICATORIA

A mis padres y hermana por su apoyo incondicional.

AGRADECIMIENTO

Para mi es grato expresar mi más sincero agradecimiento a todos quienes hicieron posible que este Proyecto de Fin de Titulación sea realizado. A la Universidad Técnica Particular que como institución me ha permitido desarrollarme y formarme profesionalmente.

A los todos los catedráticos por sus enseñanzas, en especial al Magister Víctor Sanmartín y al Ingeniero Juan Carlos Quintuña.

A mis compañeros y amigos que de una u otra forma han ayudado a mi formación y a la realización de este trabajo.

A mis padres por todo su apoyo.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE FIN DE TITULACIÓN	ii
DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS.....	iii
Dedicatoria	iv
Agradecimiento.....	v
INDICE DE CONTENIDOS.....	vi
ÍNDICE DE FOTOS.....	ix
ÍNDICE DE TABLAS	x
RESUMEN	1
ABSTARCT	2
INTRODUCCIÓN	3
CAPÍTULO I	4
GENERALIDADES.....	4
1.1. Antecedentes.	5
1.2. Justificación.	6
1.3. Objetivos.	7
1.3.1. General.....	7
1.3.2. Específicos.	7
CAPITULO II	8
CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS DE LA ZONA DE ESTUDIO: “SECTOR MINERO NAMBIJA- CONDominio NORTE”	8
2.1. Ubicación.....	9
2.2. Acceso.	9
2.3. Clima y vegetación.	10
2.4. Geomorfología e hidrología.	10
2.5. Geografía humana.....	11
2.5.1. Población aspectos socio-económicos.....	11
CAPITULO III	12
CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS	12
3.1. Geología regional.	13
3.2. Estratigrafía regional.....	14
3.2.1. Unidad Piuntza.	14

3.2.2.	Unidad Misahuallí.....	15
3.2.3.	Complejo Intrusivo de Zamora.....	15
3.2.4.	Unidad Isimanchi.....	15
3.3.	Geología local.....	15
3.3.1.	Mineralogía del skarn.....	15
3.3.2.	Mineralización de Nambija.....	16
CAPITULO IV	17
FACTOR ORG (ORO RECUPERABLE GRAVIMETRICAMENTE) Y CONCENTRACIÓN CENTRÍFUGA KNELSON	17
4.1.	Prueba metalúrgica para determinar el factor ORG (Oro Recuperable Gravimétricamente).	18
4.2.	Utilidad del factor ORG.	19
4.2.1.	Uso del factor ORG.....	19
4.3.	Concentración centrífuga, “Knelson”.....	20
4.3.1.	Características y operación.	20
CAPITULO V	22
METODOLOGÍA Y EQUIPOS	22
5.1.	Muestreo.....	23
5.2.	Preparación de muestra.....	24
5.2.1.	Secado.....	25
5.2.2.	Selección.....	25
5.2.2.1.	Trituración.....	25
5.2.2.2.	Cribado.....	26
5.2.3.	Homogenización.....	27
5.2.4.	Cuarteo.....	27
5.3.	Caracterización del material.	28
5.3.1.	Peso específico.....	28
5.3.2.	Análisis granulométrico.....	29
5.3.3.	Análisis mineralógico.....	31
5.3.3.1.	Sección pulida.....	31
5.3.3.2.	Lamina delgada.....	32
5.3.3.3.	Fluorescencia de rayos X.....	33
5.3.4.	Análisis químico (Fusión-copelación).....	34
5.4.	Prueba metalúrgica para determinar el factor ORG en el quipo Knelson.	37
5.4.1.	Molienda.....	38
5.4.2.	Prueba metalúrgica para determinar el factor ORG en el equipo Knelson.....	39

CAPITULO VI	42
RESULTADOS	42
6.1. Caracterización de la muestra.....	43
6.1.1. Peso específico.....	43
6.1.2. Análisis granulométrico.....	43
6.1.2.1. Análisis granulométrico de cabeza.....	43
6.1.2.2. Tiempos de molienda para prueba del factor ORG.....	44
6.1.3. Análisis químico de cabeza (Ley de cabeza y mallas valoradas).	46
6.1.3.1. Ley de cabeza.	46
6.1.3.2. Mallas valoradas.....	46
6.1.4. Análisis mineralógico.....	47
6.1.4.1. Análisis macroscópico.	47
6.1.4.2. Análisis microscopio.....	48
6.1.4.2.1. Secciones pulidas.	48
6.1.4.2.2. Laminas delgadas.	48
6.1.4.2.3. Fluorescencia de rayos X.....	51
6.2. Prueba metalúrgica para determinar el factor ORG en el equipo de concentración gravimétrica Knelson.....	52
6.2.1. Prueba No 1.....	52
6.2.2. Prueba No 2.....	52
6.2.3. Análisis global de la prueba del factor ORG.....	53
CONCLUSIONES	57
RECOMENDACIONES	59
BIBLIOGRAFÍA.....	60
ANEXOS	61
Anexo 1. Análisis Granulométrico de cabeza	62
Anexo 2. Ensayos de peso específico	62
Anexo 3. Ley de cabeza y mallas valoradas.....	63
Anexo 4. Tiempos de moliendas óptimos	64
Anexo 5. Curvas Granulométricas de los ensayos de molienda.....	66
Anexo 6. Tiempos de molienda seleccionados	69
Anexo 7. Ensayo metalúrgico	69

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Mapa de ubicación del Sector Nambija.	9
Figura 2. Mapa Hidrográfico de Nambija.	11
Figura 3. Mapa Geológico del Distrito Zamora.	14
Figura 4. Diagrama que resume la metodología empleada en la investigación.	23
Figura 5. Metodológica para la preparación de la muestra.	24
Figura 6. Metodología para prueba del factor ORG.	37
Figura 7. Curva granulométrica. Ensayos de cabeza.	44
Figura 8. Curvas granulométricas. Tiempos óptimos de molienda.	45
Figura 9. Gráfico de barras comparativo de las leyes de los concentrados, prueba 1 y 2.	54
Figura 10. Gráfico de barras comparativo de las leyes de los relaves, prueba 1 y 2. ...	54
Figura 11. Grafico comparativo de la distribución del Au y las leyes de recuperación o concentrados. Prueba 1.	55
Figura 12. Grafico comparativo de la distribución del Au y las leyes de recuperación o concentrados. Prueba 2.	56

ÍNDICE DE FOTOS

Fotografía 1. Muestreo dentro de una galería de la mina de la Asociación San Fernando...	24
Fotografía 2. Material secándose a temperatura ambiente.	25
Fotografía 3. Trituradora de Mandíbulas RETSCH.	26
Fotografía 4. Malla metálica para cribado.	26
Fotografía 5. Abertura y numeración del tamiz (ASTM).	26
Fotografía 6. Homogenización y cuarteo	27
Fotografía 7. Ensayo de picnómetro.	29
Fotografía 8. Serie de tamices usados para granulometría.	30
Fotografía 9. Vibrotamiz RETSCH	30
Fotografía 10. Pulidora láminas delgadas PETROPOL BUEHLER.	31
Fotografía 11. Pulidora para briquetas marca METASRV	31
Fotografía 12. Cámara de vacío.	33
Fotografía 13. Desecador para muestras.	33
Fotografía 14. Equipo de Florescencia de Rayos X.	34
Fotografía 15. Horno de fusión.	36
Fotografía 16. Horno de copelación.	36
Fotografía 17. Molino de bolas.	39

Fotografía18. Equipo de concentración (KC-MD3 y Agitador).....	41
Fotografía19 Calcita. Luz polarizada y nicoles cruzados. (10x)	48
Fotografía20 Cuarzo, Luz polarizada (10x).....	49
Fotografía 21. Cristales de Epidota, Luz polarizada y nicoles cruzados. (10x).....	49
Fotografía 22. Plagioclasas, maclas. Luz polarizada y nicoles cruzados. (10x)	50

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Prueba del Factor ORG	18
Tabla 2. Serie de Tamices usados y sus aperturas. (ASTM)	30
Tabla 3. Pesos específicos de ensayo de picnómetro.	43
Tabla 4. Tiempos de molienda óptimos para ensayo metalúrgico.....	44
Tabla 5. Ley de cabeza	46
Tabla 6. Ensayo de mallas valoradas	46
Tabla 7. Minerales identificados macroscópicamente.....	47
Tabla 8. Minerales analizados microscópicamente y sus porcentajes.	50
Tabla 9. Porcentajes de fluorescencia de rayos X.	51
Tabla 10. Tabla de resultados del ensayo metalúrgico. N°1	52
Tabla 11. Distribución de los concentrados del ensayo metalúrgico. N°2	53
Tabla 12. Comparación de Leyes de concentrados. Prueba 1 y 2.....	53

RESUMEN

La presente investigación se realizó con el fin de determinar el factor E-ORG (Oro recuperable por gravimetría) en material procedente de una mina del distrito minero de Nambija, Condominio Norte.

Para la prueba metalúrgica se utilizó un concentrador Knelson (KC-MD3), equipo especial de laboratorio que sirve para recuperación de varios minerales, en este caso oro.

El ensayo metalúrgico empleado consto de tres etapas de molienda y concentración secuencial. Los parámetros del equipo considerados en el test son: presión de agua (1 PSI), caudal alimentación (3,5 l/m) y fuerzas de rotación (60 Gs). El material sometido a las pruebas metalúrgicas corresponde a un skarn con un peso específico igual a $3,11 \text{ g/cm}^3$ en cuya mineralogía predominan calcita, cuarzo y epidota; el material fue pulverizado secuencialmente a 3, 9 y 18 minutos; sus D_{80} fueron: 248 μm , 176 μm y 82 μm respectivamente.

Con una ley de cabeza de 0,19 g/tn se obtuvo concentrados de 14,38 g/tn y 9,61 g/tn. El factor E-ORG promedio es de 52,28%, porcentaje que permite considerar la gravimetría como método de concentración del material estudiado.

Palabras Clave: Metalurgia, oro, Knelson, recuperación, concentración, centrifuga, gravimétrica.

ABSTARCT

The present research was made with the objective of determinate the E-GRG (Gravimetric recoverable gold) factor in a material from a mine of the mining district of Nambija, Condominio Norte.

For the metallurgical test a concentrator Knelson (KC-MD3) was used, this is a special equipment for laboratory that recuperates many minerals, gold in this case.

The used test had three stages of consecutive grinding and concentration. The parameters that has been considered were: water pressure (1 PSI), feed flow (3,5 l/m), rotational force (60 Gs). The material that was used in the metallurgical test corresponds to a skarn with a specific weight of 3,11 g/cm³, its mineralogy is principally quartz, calcite and epidote. The material was pulverized sequentially (3, 9, 18 minutes), its D₈₀ were: 248 µm, 176 µm y 82 µmrespectively.

From an initial amount of 0,19 g/tn of gold it was obtained concentrates of 14,38 g/tn y 9,61 g/tn. The average E-ORG factor is 52,28%, amount that permits to consider the methods like a good option for concentrate gold in the studied material.

Keywords: metallurgy, gold, Knelson, recovery, concentration, centrifuged, gravimetry.

INTRODUCCIÓN

“La presente investigación es la aplicación de la prueba metalúrgica para determinar el factor E-ORG, indicador que nos ayuda a considerar o descartar la concentración gravimétrica como opción para el procesamiento de un mineral” (López 2006), en nuestro caso, el oro de mina del sector minero Nambija, Condominio Norte. Lugar que ha sido selecciona ya que su principal actividad es la minería aurífera.

El sector de minero de Nambija, se encuentra ubicado en la provincia de Zamora Chinchipe, al Sur-Oeste del Ecuador en la Cordillera del Cóndor, cuenta con reservas de minerales interesantes que actualmente se explotan de manera artesanal.

La aplicación de la prueba del factor E-ORG tiene como propósito determinar si la concentración gravimétrica podría significar una alternativa de recuperación a los procesos tradicionales empleados en el lugar, que además demandan la utilización de mercurio y otros reactivos químicos de difícil tratamiento.

El informe de la investigación se ha dividido en siete capítulos repartidos de la siguiente manera: el capítulo I trata de las generalidades del trabajo, resumen, introducción, antecedentes, justificación y objetivos que la investigación. El capítulo II, la descripción las características generales del sector de estudio, En el capítulo III se detalla las características geológicas del sector. EL capítulo IV, contiene los fundamentos teóricos del funcionamiento del equipo utilizado y la aplicación de la prueba para determinar el factor E-ORG. El capítulo V, se encuentra descrita la metodología empleada en los distintos procesos de la investigación. En el capítulo VI, se presenta los resultados y análisis de los mismos; y finalmente constan las conclusiones, recomendaciones, bibliografía y anexos del presente trabajo.

La importancia que se le atribuye al presente trabajo radica en la búsqueda de tecnologías alternas que eviten el uso de sustancias toxicas, como el mercurio, teniendo en cuenta la estricta prohibición sobre el uso de dicho elemento que se agregó mediante disposición en la Ley No. 0, una reforma a la Ley minera del país, el 16 de Julio del 2013.

Los objetivos planteados se centran en la realización del ensayo metalúrgico, los procesos alternos necesarios para el mismo y el análisis de los resultados obtenidos. Para el desarrollo de la prueba metalúrgica se ha utilizado el protocolo proporcionado por FLSmith y desarrollado por Laplante (1994).

CAPÍTULO I
GENERALIDADES

1.1. Antecedentes.

La minería artesanal es una actividad muy antigua, en Ecuador se remonta a las actividades productivas de los pueblos indígenas. Se define a esta minería como aquella que utiliza principalmente instrumentos manuales, se asienta en el trabajo familiar y extrae volúmenes bajos de mineral, para la subsistencia.

En el sector de Nambija, nuestra área de estudio, la minería se remonta a la época de los españoles, quienes fueron los primeros en descubrir el yacimiento y extrajeron oro hasta el siglo XVIII, luego abandonaron el área. Los yacimientos fueron redescubiertos por los colonos de la provincia de Zamora Chinchipe. El Distrito Minero de Nambija fue descubierto en 1980 y pronto se transformó en un centro de “fiebre de oro” con más de 20,000 personas trabajando allí. La roca del área consiste en rocas volcánico-sedimentarias con intrusiones de granodiorita. Las mineralizaciones están relacionadas con las intrusiones y aparecen en la andesita como yacimientos irregulares de sulfuro-skarn o como sulfuros en vetas de cuarzo. (PRODEMINCA 2000)

Pronto Nambija se convirtió en uno de los principales distritos mineros del país, con gran extracción de oro. En 1984 adquirió notable importancia la producción de oro en las minas de Nambija, alcanzó, en 1988, de acuerdo con estimaciones oficiales, una producción de 4 Tm. No obstante, estas estimaciones correspondían a la parte declarada de la producción, ya que una parte muy importante se comercializaba en forma irregular. (CONADE, 1989)

Al final, la sobreexplotación, la falta de planificación de las actividades, las malas condiciones de vida y el descenso de las leyes del mineral hicieron que el sector cayera en decadencia y que la mayor parte de su población buscara nuevos medios de subsistencia. *«Únicamente una parte del metal que salía del país se registraba (50 %), mientras otra parte (35 %) se negociaba en forma irregular; y la diferencia (15 %) se colocaba en el mercado interno»* (CONADE, 1989).

Actualmente Nambija se desarrolla como un pequeño distrito minero que cuenta con dos condominios: Norte y Sur. La minería es de tipo artesanal. El lugar no ha mejorado en cuanto a condiciones de vida y la carencia de servicios básicos sigue siendo evidente. La minería es desorganizada con una recuperación deficiente.

1.2. Justificación.

La minería en el país ha entrado en una etapa de transición en la que se pretende mejorar su situación. La transición se contempla dentro del Plan Nacional del Buen Vivir 2013-2017 del gobierno nacional y en ella se propone una transformación del sector minero. Dentro del objetivo 11 en su segundo literal se propone Industrializar la actividad minera como eje de la transformación de la matriz productiva, en el marco de la gestión estratégica, sostenible, eficiente, soberana, socialmente justa y ambientalmente sustentable. De ahí nos surge una interrogante de cuál será el futuro de la minería artesanal.

En nuestra área de estudio, el sector de Nambija, la principal actividad económica es la minería, actividad que se realiza de manera artesanal. Los problemas sociales y técnicos del sector son las principales preocupaciones de sus habitantes. Los inconvenientes técnicos en su mayoría se desarrollan ya que los procedimientos utilizados para la recuperación del mineral tienen bajo porcentaje de eficiencia y en general solo permiten recuperar el oro grueso. Además debemos sumar la prohibición del uso de mercurio las actividades mineras incluida en la reforma a la ley minera en el año 2013.

En vista de la situación se ha planteado realizar una investigación en la que se aplicará una prueba metalúrgica para determinar si el material proveniente de Nambija, Condominio norte puede ser concentrado por medios gravimétricos.

¿Por qué utilizar métodos gravimétricos para concentración de oro? La principal razón es su fácil implementación, sus procedimientos y metodologías no representan complejos sistemas de trabajo al contrario de otras tecnologías. Los métodos gravimétricos son procedimientos fáciles que utilizan las propiedades físicas de los elementos.

La prueba del Factor E-ORG desarrollada por Laplante, investigador Canadiense, busca a través de un ensayo metalúrgico de concentración centrífuga en Knelson (KC-MD3), obtener un factor por el cual se puede determinar si la concentración gravimétrica podría considerarse como una alternativa de recuperación. Un factor E-ORG menor al 20% representaría una respuesta negativa, mientras que, un factor superior a 80% sería excelente. (López, 2006)

1.3. Objetivos.

1.3.1. General.

- Determinar el factor E-ORG con el equipo KC-MD3 en mineral de mina del distrito minero Nambija Condominio Norte.

1.3.2. Específicos.

- Conocer las características del material de estudio.
- Determinar los parámetros necesarios en el material para la Prueba del Factor E-ORG.
- Evaluar el factor E-ORG con el equipo KC-MD3.

CAPITULO II

CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS DE LA ZONA DE ESTUDIO: “SECTOR MINERO NAMBIJA-CONDominio NORTE”

2.1. Ubicación.

El sector Nambija se encuentra ubicado en la parroquia San Carlos de las Minas en el cantón Zamora de la provincia de Zamora Chinchipe (Ver Figura 1). En el lugar se localiza un yacimiento aurífero, el mayor de la provincia hasta el momento, ubicado a 36 km de ciudad de Zamora y con una altitud de 2600 msnm. Forma parte de la región morfoestructural en la cordillera Nanguipa misma que es parte de un ramal situado entre la Cordillera Real y la Cordillera del Cóndor.

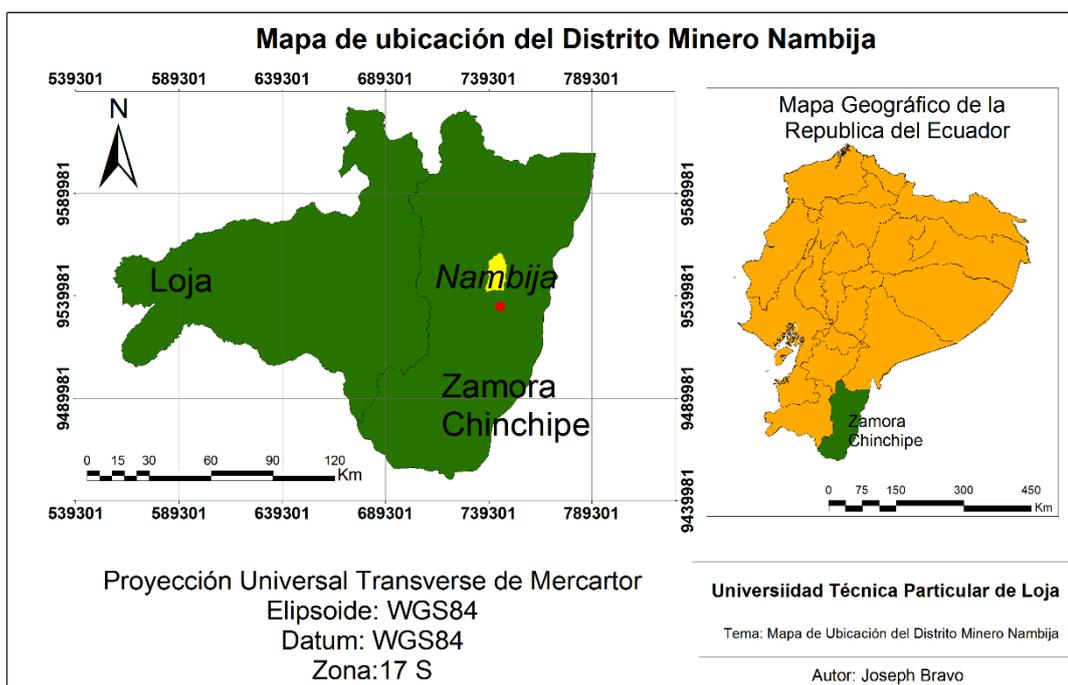


Figura 1. Mapa de ubicación del Sector Nambija.

Fuete: Bravo, 2016

2.2. Acceso.

Al sector Nambija se puede llegar por vía terrestre. Desde la ciudad de Loja se debe realizar un recorrido de aproximadamente 130 km. Hasta el sector Namirez el recorrido es por carretera de primer orden y de buen estado, a partir de este punto se desvía por una carretera sin asfalto que conduce a Nambija, atravesando por San Namirez y Carlos de las Minas. Este recorrido desde la ciudad de Loja se lo realiza en aproximadamente 3 horas.

2.3. Clima y vegetación.

Según datos oficiales del Ministerio Del Medio Ambiente (MAE) y los mapas de Isotermas e Isoyetas del INAMHI (2013) la zona tiene un temperatura promedio entre los 16° y 18° C, lo que corresponde a un clima templado con pequeñas variaciones a lo largo del año.

Los meses más lluviosos son febrero y julio; mientras que, noviembre es el mes más seco del año. La precipitación está en el rango de 2500 mm a 3500mm. Según la consultora Carlos Granja (Plan Integral de Manejo de Nambija, 2011) la gran cantidad de precipitación que se da sobre el lugar favorece al crecimiento de abundante vegetación, donde predominan El Bosque de Neblina Montano y El Matorral Húmedo Montano Bajo.

2.4. Geomorfología e hidrología.

Nambija se encuentra en medio de una zona montañosa de pendientes abruptas y relieves muy irregulares, favoreciendo la formación de cascadas y valles tipo "V". La altimetría regional varía desde los 1600 msnm hasta los 2600 msnm.

En cuanto a hidrografía se refiere, el sector forma parte de la cuenca alta del río Nambija; sus principales afluentes son: la quebrada de la Iglesia, quebrada Tierrero I, quebrada Tierrero II, quebrada Fierro y otros afluentes perennes y estacionarios(Ver figura 2). El drenaje principal tiene una disposición espacial dendrítica, los drenajes afluentes en su mayoría tienen una orientación perpendicular al drenaje principal coincidiendo con fallas y fracturas que tienen orientación N-S, aunque algunas quebradas han sido desviadas de sus cursos naturales con el fin de aprovechar sus aguas en las labores mineras del lugar.

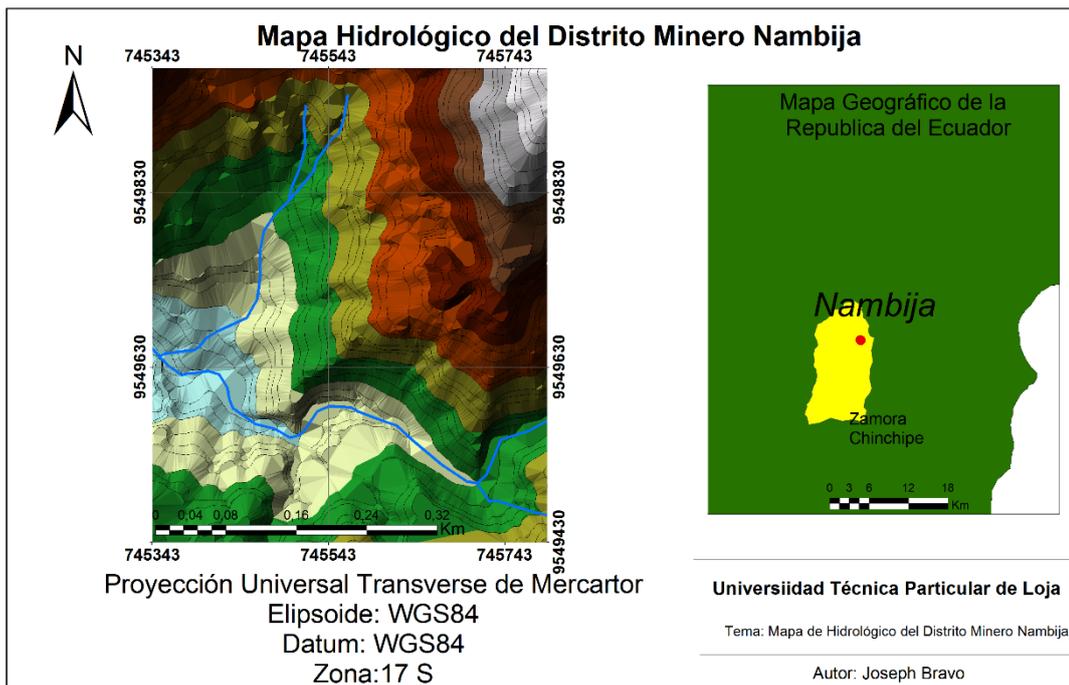


Figura 2. Mapa Hidrográfico de Nambija.
Fuente: Bravo, 2016.

2.5. Geografía humana.

2.5.1. Población aspectos socio-económicos.

Nambija, sector muy famoso en los años 80, fue un gran distrito minero que llegó a albergar a cerca de 20 000 personas. La mayoría de sus habitantes por necesidad o por voluntad se dedicaban a la minería, con labores poco eficientes de cuya recuperación de oro entre el 40% y el 60% se perdía. “De un total de más de 20,000 personas a fines de los 80, hoy trabajan menos de 1000 mineros en el sector” (PRODEMINCA 2000).

Actualmente Nambija se encuentra parcialmente vacío, se han explotado la mayoría del mineral útil, solo quedan pocas asociaciones pequeñas y mineros particulares. La población de Nambija no supera los 2000 habitantes que, entre los escasos servicios básicos, cuentan con: una escuela, una iglesia, un retén policial y un centro de salud.

Los trabajadores del lugar tienen una jornada diaria que inicia a las siete horas de la mañana y concluye a las quince horas, recibiendo una remuneración diaria de aproximadamente 10 dólares, sin mencionar que las distintas actividades que realizan, las hacen sin las seguridades requeridas para el caso. La gente del lugar habita en rudimentarias viviendas, cabañas de madera y zinc, sin alcantarillado ni agua potable.

CAPITULO III
CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS

3.1. Geología regional.

La principal fuente de información a la hora de estudiar la geología del distrito minero de Nambija es el mapa geológico del Sur del Ecuador a escala 1:500 000 realizado por el proyecto de la Cordillera Real. (Litherland, et al..., 1994).

El distrito minero de Nambija está localizado en la Zona Sub-Andina, es el lado plegado de la Cuenca Marginal Pre-Andina y en ella se hallan yacimientos como Nambija, Guayzimi, Sultana del Cóndor, Campana y La Fortuna, que en su mayoría son estructuras tipo graben con orientación Andina y mineralizaciones en roca de tipo Skarn. Los skarn de Nambija, son una zona de enclaves de rocas volcano-sedimentarias e intrusivas hipoabisales, ubicadas en la parte central del Subdistrito Cumberatza del Batolito de Zamora que data del Jurásico, tienen una dirección N-S y una extensión cercana a los 50 km de largo por 20 km de ancho (PRODEMINCA 2000)

Las rocas de skarn del sector presentan estructura masiva, con un tamaño de grano que va de fino a medio, su color por lo general es amarillo verdoso con tonalidades color ladrillo por la presencia de granates. Se encuentran localizadas en la zona de contacto de las rocas volcánicas de la Formación Piuntza con el batolito de Zamora y los pórfidos post-batolíticos del Jurásico Superior (Ver figura 3). En el área del yacimiento el intrusivo, está representado por rocas monzo-dioritas de textura porfirítica y un pórfido cuarzo feldespático. (PRODEMINCA 2000)

La Unidad Piuntza está parcialmente sobre la Unidad Isimanchi de la Formación Macuma en el extremo sur del Cinturón Nambija. En la parte norte, en cambio la secuencia está aparentemente sobrepuesta por las volcanitas calco-alcalinas Jurásicas de la Formación Misahuallí. (Paladines 1989)

El sector de Nambija se encuentra en la región morfo estructural de la Sierra del Cóndor en la Zona Subandina.

Observados bajo el microscopio los skarns de Nambija presentan las siguientes asociaciones. (Paladines M. 1988)

- Piroxeno-Granítica
- Cuarzo-sulfuro-clorita
- Cuarzo-carbonática

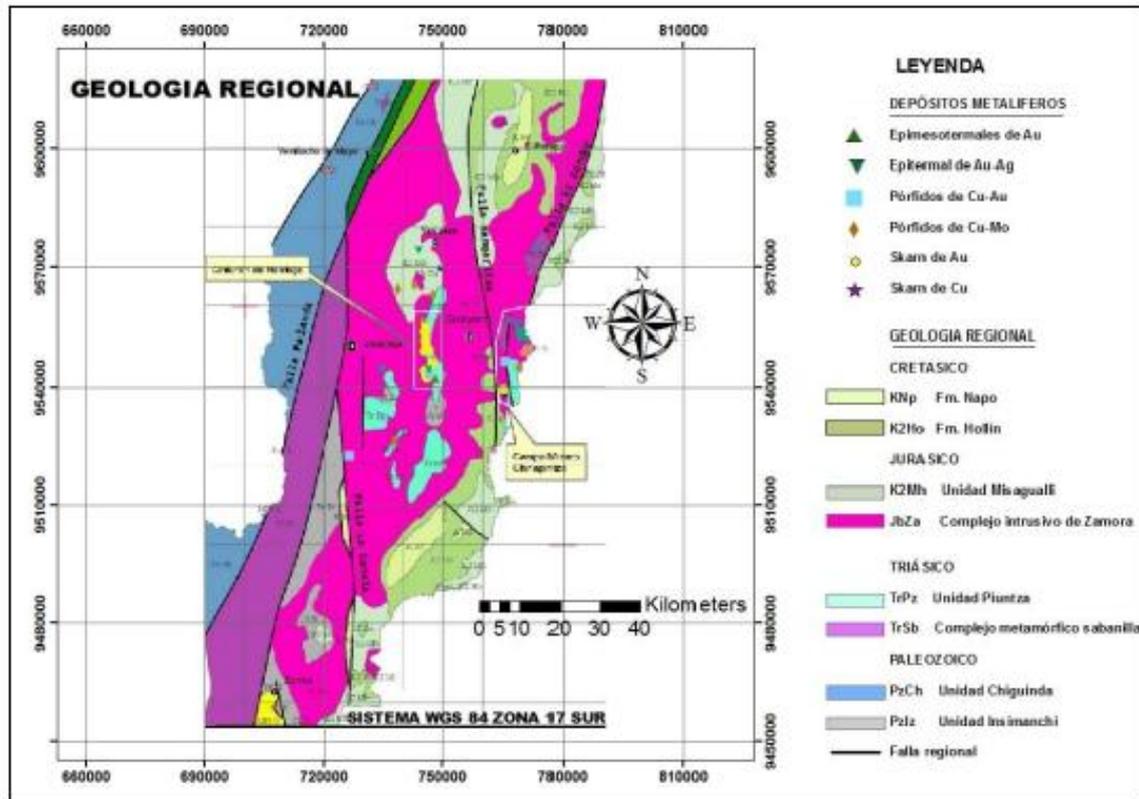


Figura 3. Mapa Geológico del Distrito Zamora.

Fuente: PRODEMINCA, 2000.

3.2. Estratigrafía regional.

3.2.1. Unidad Piuntza.

Una secuencia de rocas vulcano-sedimentarias con posición subhorizontal de calizas-mármoles, pizarras calcáreas, limonitas, areniscas grauvacas y tobas de grano fino, flujos volcánicos y brechas de composición andesítico-dacítica a basáltico-andesítica, con un espesor de aproximadamente 500m. (Paladines & Rosero, 1996).

EL Cinturón de Nambija está compuesto en su gran mayoría por la Unidad Piuntza del Triásico Medio Alto al Superior, Unidad que se halla conformada por volcanitas de la Unidad Misahuallí al Norte. Calizas y sedimentos epiclásticos son el principal elemento de la parte basal, mismo que están inter-estratificados con tobas andesíticas metamorizadas y brechas en la parte media, mientras que, la parte superior está compuesta de meta-andesitas con intercalaciones menores de sedimentos lacustres. Se pueden encontrar fósiles bivalvos parcialmente skarnificados y ammonitas de edad triásica.

3.2.2. Unidad Misahuallí.

Sobreyaciendo la Formación Santiago y debajo de la Formación Hollín, está compuesta de volcanitas calco-alcálicas del Jurásico Temprano. Contiene principalmente traquitas verdes a grises, tobas y brechas tobáceas violetas a rosadas, lutitas rojas, areniscas y conglomerados. Se ha reportado estructuras de pillows en basaltos al este del río Nangaritzá. (Litherland et al, 1994).

En las unidades Piuntza y Misahuallí Se puede encontrar numerosos diques, pequeños stocks e intrusiones más jóvenes de edad Cretácica a Cenozoica.

3.2.3. Complejo Intrusivo de Zamora.

El Batolito de Zamora rodea y subyace al cinturón de Nambija, éste tiene una composición diorítica-granodiorítica de edad Jurásica, es considerado como el responsable de la skarnificación de las rocas de la Unidad Piuntza; tiene forma elongada y un tamaño aproximado de 200km de largo por 50 km de ancho. Sin embargo, varios cuerpos de pórfido de cobre más jóvenes han sido descubiertos. En Nambija se pueden encontrar rocas intrusivas como: dioritas, microdioritas, cuarzo, dioritas, cuarzomonzodioritas, cuarzomonzonitas, granodioritas, riocacitas, leucogranitoides, etc. (Hammarstrom, 1992; Paladines & Rosero 1996).

3.2.4. Unidad Isimanchi.

Es una porción de la Formación Macuma de edad Carbonífera, presenta pizarras, filitas (localmente grafitosas) y esquistos metamórficos (fase de esquistos verdes superiores y anfibolitas inferiores). Las volcanitas calco-alcálicas Misahuallí se encuentran sobreponiendo el cinturón en el extremo Norte.

3.3. Geología local.

3.3.1. Mineralogía del skarn.

De Norte a Sur el cinturón de Nambija contiene los depósitos de skarn aurífero de La Fortuna, Campana, Campanillas, Nambija, Guaysimi y Sultana. (Paladines y otros, 1996)

Meinert (2000) dice, el skarn en el cinturón de Nambija es del tipo oro cálcico oxidado, y el principal tipo de skarn es uno que contiene granates cafés, granate de grano grueso con poco o mucho contenido de piroxeno.

En el sector de Nambija se pueden identificar una gran variedad de rocas que van desde rocas monominerales de granodiorita a protolito incipientemente skarnificado, cuyas rocas principales son volcanoplásticas andesíticas con alteración propilítica (clorita, tremolita, actinolita, epidota, prehnita). Para poder identificar con precisión la skarnificación incipiente se utilizan los cristales aislados de grandita nucleados en vetillas de clorita-calcita, y localmente con piroxeno y grupos de epidota. La mineralogía de los skarn es gradual y pueden estar formados desde solo con granate o sólo con piroxeno. En Nambija existe abundancia de minerales oxidados y pobres en Fe, por tanto, existente carencia relativa de sulfuros de Fe. (Fontboté, 2004)

3.3.2. Mineralización de Nambija.

En Nambija las mineralizaciones auríferas están contenidas dentro de vetas de cuarzo localmente acompañadas por carbonatos, feldespatos potásicos, clorita y epidota. En ciertos casos aparecen cantidades secundarias de pirita, menores de calcopirita y trazas de pirrotina, magnetita, esfalerita, galena y telurios; sulfuros cuyos porcentajes no sobrepasan el 1% del total y que no se encuentran asociados a las mineralizaciones auríferas. (PRODEMINCA, 2000)

Los principales minerales que podemos encontrar son: cuarzo, granate (andradita, grosularita e hidrogrosularita), clinopiroxeno (salita), feldespato potásico (ortoclasa/microclina), sericita, epidota, clinozoicita, clorita, calcita, esfena y pregnita. Los clinopiroxenos y cloritas son ricos en Mn. (PRODEMINCA, 2000)

En el Tierrero no aflora notablemente el sistema porfídico. Los afloramientos están altamente meteorizados y poseen rocas intrusivas, entre ellas granodiorita horbléndica gruesa (tonalita a curazomonzodiorita) y pórfido cuarzo-feldespático de composición riódacítica a dacítica. (PRODEMINCA, 2000)

CAPITULO IV
FACTOR ORG (ORO RECUPERABLE GRAVIMETRICAMENTE) Y CONCENTRACIÓN
CENTRÍFUGA KNELSON

4.1. Prueba metalúrgica para determinar el factor ORG (Oro Recuperable Gravimétricamente).

Según López (2006) la prueba del Factor ORG, es un ensayo metalúrgico que consta de tres etapas de conminución y recuperación secuencial. Se trabaja con una molienda progresiva con el objetivo de obtener un factor ORG mucho más confiable, a la vez que se puede tener un análisis de la granulometría y la liberación del mineral aurífero en dependencia de la misma.

La determinación del factor ORG está fundamentada en el procesamiento una muestra de 20 kg usando un concentrador gravimétrico Knelson de laboratorio (KC-MD3). La siguiente tabla resume el procedimiento de la prueba (Tabla 1). (Lopez, 2006).

Tabla 1. Prueba del Factor ORG

Requerimiento de muestras	30 Kg de muestra son requeridos para la prueba ORG. 20 Kg usados para la prueba ORG en sí y los 10Kg restantes para una prueba exploratoria previa.		
	Tamaño de partícula requerido	Variables Operacionales	Muestra a ser analizadas
Etapas 1	90 – 100 % - 850µm	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 g de colas. La totalidad de las colas pasan a la siguiente etapa.
Etapas 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 g de colas. La totalidad de las colas pasan a la siguiente etapa.
Etapas 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 g de colas.

Fuente: Knelson Gravity Solutions (Lopez, 2006)

Elaboración: Bravo, 2016.

En el desarrollo del Test E-ORG realizado, se utilizó para los dos ensayos la cantidad de 10 kg y 5kg; Dándonos como resultado una clara tendencia en su recuperación, como se verá posteriormente en los resultados

Los materiales óptimos para ser ensayados mediante esta prueba 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.

Para realizar los diferentes cálculos se utiliza los resultados de los análisis de las diferentes fracciones de concentrados y relaves.

El resultado final es un porcentaje acumulado del total de oro recuperado durante las tres etapas de la prueba. Un factor ORG menor a 20% representa una respuesta poco favorable, mientras que, un factor igual o superior al 80% es muy favorable. Por lo general la tendencia es a obtener valores intermedios. (López, 2006)

4.2. Utilidad del factor ORG.

4.2.1. Uso del factor ORG.

Es una prueba muy dinámica que puede ser aplicada tanto a circuitos existentes, proyectos de adición, así también en proyectos en desarrollo. En los dos últimos, la prueba será decisiva en la instalación o no de un circuito gravimétrico y determinar sus beneficios económicos, mientras que en circuitos existentes se usa para optimizar el sistema. (López, 2006).

Aplicabilidad de la prueba:

Cuando se obtiene un factor muy bajo, es un indicador que nos ayuda a descartar el uso de la concentración gravitacional como opción para el procesamiento. Es de gran importancia que la prueba nos ayude con este resultado ya que no necesariamente la concentración gravimétrica será rentable en todos los materiales existentes.

La prueba puede ayudarnos a controlar el buen funcionamiento de un circuito metalúrgico de recuperación, mediante ella podemos identificar diversas fluctuaciones que pueden ser ocasionadas por cambio en la mineralogía o el funcionamiento en si del proceso. El continuo

análisis puede ayudar a identificar los factores que están afectando a la recuperación gravimétrica. (López, 2006).

4.3. Concentración centrífuga, “Knelson”.

El principio básico de operación en concentradores centrífugos está basado en el aumento de la fuerza gravitacional, proceso que busca elevar la eficiencia al momento de trabajar con partículas finas.

Datos generales relacionados al equipo Knelson:

- El tamaño de las partículas de oro que pueden ser recuperadas por el equipo van desde ¼ de pulgada hasta aproximadamente 1 micrón.
- El problema de compactación del material a concentrar se logró solucionar acoplando un sistema que inyecta agua a presión que equilibra la fuerza centrífuga que existe en el cono de concentración.
- Durante los procesos de concentración se puede controlar las fuerzas G que actúan sobre el material en el que se está trabajando, pudiendo utilizar una fuerza G igual a 60 Gs que permite recuperar partículas muy finas.

4.3.1. Características y operación.

EL Knelson es un concentrado centrífugo constituido por un cono perforado con anillos internos que puede girar a grandes velocidades. Por lo general a estos equipos se suministra una alimentación constante con tamaños inferiores a ¼ de pulgada, misma que es introducida como pulpa por un conducto localizado en la parte central de la base del cono. Al alcanzar la base del cono que gira a gran velocidad las partículas vertidas en la pulpa son impulsadas a las paredes laterales por acción de la fuerza centrífuga generada por la rotación del cono. En los anillos hay un caudal constante, es aquí donde las partículas más pesadas son retenidas, mientras que, las más livianas son expulsadas y arrastradas por sobre los anillos con dirección al área de descarga de relaves. (Pávez, 2008)

La altura del cono es la responsable de hacer variar el campo centrifugo, en los anillos inferiores hay una tendencia a concentrar las partículas más grandes del mineral de mayor densidad, por el contrario, en los anillos superiores, cuyo radio es mayor, se puede recuperar minerales mucho más finos gracias a la mayor fuerza centrífuga que ahí existe. Gracias a un sistema de inyección de agua se puede evitar la compactación del material,

dicho líquido es alimentado a partir de una camisa de agua fija externa al cono. El agua fluidiza el lecho de concentrado facilitando así que las partículas, tanto más densas como las más finas, penetren en el lecho bajo acción de la fuerza centrífuga, mucho mayor a la fuerza de gravedad.

La eficiencia del concentrador será más alta si se evita la compactación del lecho de partículas de ganga que están dentro de los espacios inter-riffles, es decir, si existe un estado de fluidización adecuado. Las condiciones necesarias para un proceso de fluidización adecuado puede ser controlado por un circuito hidráulico externo. El agua es inyectada dentro del cono a través de una serie de perforaciones con un tamaño aproximado de 800 μm de diámetro. Los orificios están ubicados tangencialmente en las paredes del cono y a la misma altura dentro de cada espacio inter-riffles. Una fuerza de contra presión es desarrollada que una vez que se ajusta permite contrarrestar la fuerza resultante a la cual están sometidas las partículas dentro del cono, de este modo se agiliza la fluidización. El agua es inyectada en dirección opuesta a la rotación del cono, lo cual hace que las partículas continúen en movimiento y se concentren las partículas pesadas.

“Los parámetros que se pueden variar al concentrar en Knelson son: el porcentaje de sólidos y la presión de agua de fluidización. La granulometría de la mena puede ser un factor importante a considerarse”. (Pávez, 2008)

El funcionamiento del concentrador Knelson MD3 es relativamente simple; sin embargo, algunos conceptos fundamentales permitirán un funcionamiento más suave y una mejor optimización del MD3 (Knelson Concentrators, 2003).

CAPITULO V
METODOLOGÍA Y EQUIPOS

La metodología utilizada se resume en el siguiente esquema. (Figura 4)

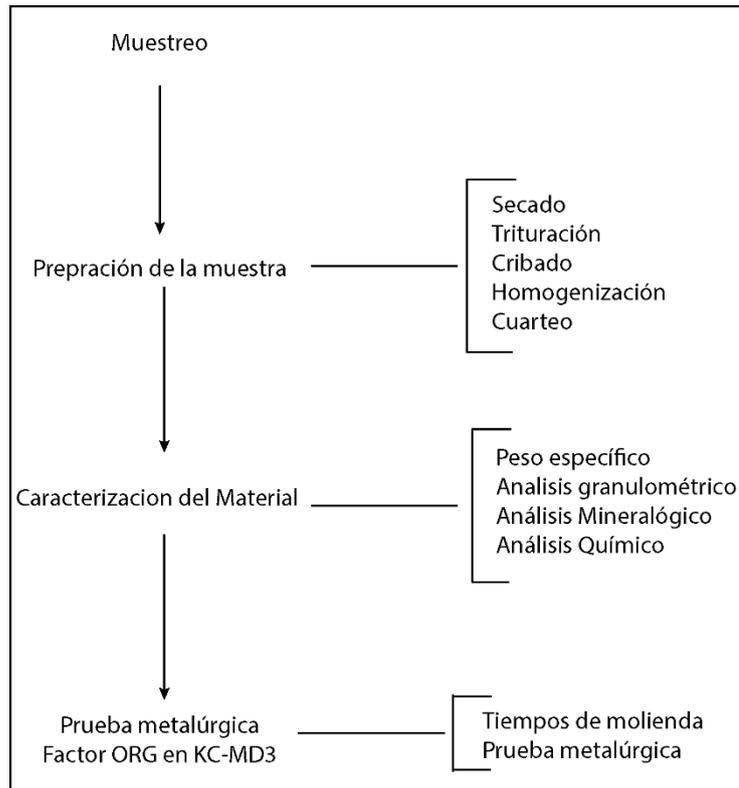


Figura 4. Diagrama que resume la metodología empleada en la investigación.

Fuente: Bravo, 2016.

5.1. Muestreo.

El muestreo se realizó en el sector de Nambija, Condominio Norte dentro de una galería de la Asociación Minera San Fernando (ver fotografía 1); cuya bocamina se halla en las coordenadas X: 745356 Y: 9549760, zona 17S a una altitud de 1858 msnm.

Se procedió de la siguiente manera:

- Se localizó un sitio con características interesantes y de él se extrajo una muestra de roca de aproximadamente 60 kg.
- Se colocó en un saco, se etiquetó y se transportó al laboratorio de Geología y Minas.



Fotografía 1. Muestreo dentro de una galería de la mina de la Asociación San Fernando
Fuente: Bravo, 2016.

5.2. Preparación de muestra.

Es fundamental para acondicionar el material y obtener buenos resultados, el siguiente diagrama resume el proceso a seguir (ver figura 5).

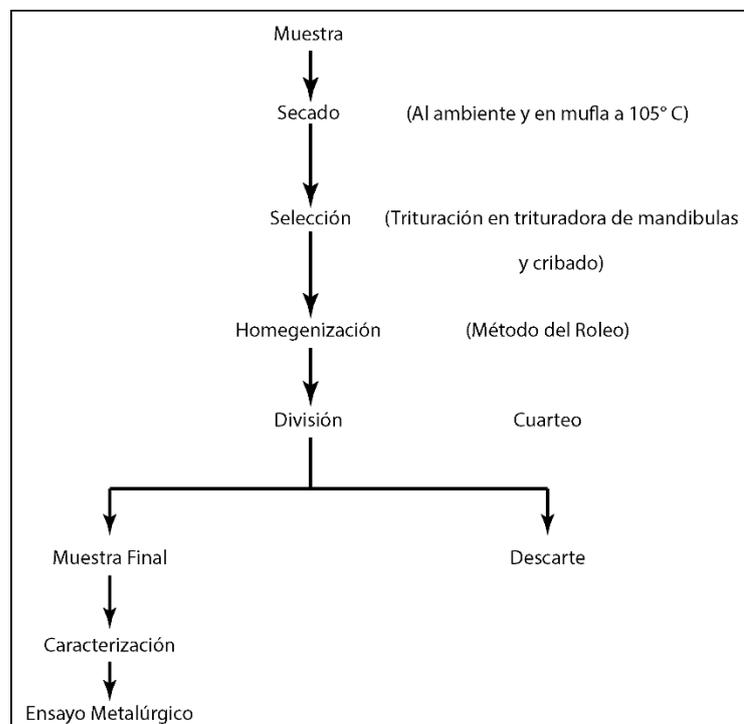


Figura 5. Metodológica para la preparación de la muestra.

Fuente: Bravo, 2016.

5.2.1. Secado.

Consiste en la eliminación del agua de la muestra. El proceso es el siguiente:

- EL material se extendió y disgregó sobre un plástico (ver fotografía 2).
- Se secó al ambiente por aproximadamente 48 horas.
- Se colocó en bandejas de pírex etiquetadas y se introdujo en la estufa (POL-EKO) por 24 horas a temperatura promedio de 105°C.



Fotografía2. Material secándose a temperatura ambiente.

Fuente: Bravo, 2016.

5.2.2. Selección.

5.2.2.1. Trituración.

Consiste en reducir el tamaño del material y así tener una granulometría uniforme ya que la homogeneidad depende del tamaño de las partículas. Para efecto de este proceso se utilizó una trituradora de mandíbulas, marca RETSCH modelo BB200 (ver fotografía 3). La trituración se realiza de la siguiente manera:

- Preclasificación manual del material. Se separa los fragmentos de roca con un tamaño mayor 5 pulgadas y se rompen con un combo a fin de evitar atascamientos en la máquina.
- Con una pala o mano metálica se alimenta la trituradora. El proceso se realizó con aberturas descendentes: 20, 10 y 1mm.



Fotografía3. Trituradora de Mandíbulas RETSCH.

Fuente: Bravo, 2016.

5.2.2.2. Cribado.

Es la separación de las partículas en base a su tamaño a través de su aceptación o rechazo por una superficie, generalmente una malla estándar. En nuestro caso se utilizó malla de corte igual a 100% malla 10# (ver fotografía 4).

Proceso:

- Se deja caer el material triturado sobre la malla de corte (Malla 10#). El material pasante se recolecta y el retenido vuelve a la fase de trituración.
- Se repite el proceso hasta que el 100 % de la muestra pase la malla 10# (ver fotografía 5).



Fotografía4. Malla metálica para cribado.

Fuente: Bravo, 2016.



Fotografía5. Abertura y numeración del tamiz (ASTM).

Fuente: Bravo, 2016.

5.2.3. Homogenización.

Representa el grado de distribución de una propiedad a través de todo el material. La homogeneidad depende del tamaño de las partículas por lo que previamente se realiza una trituración y un cribado. Varios son los métodos empleados, en esta ocasión se utilizó el método del roleo, mismo que consisten en:

- Se coloca la muestra sobre un plástico grande con capacidad de contener la totalidad del material (ver fotografía 6).
- Se hace rodar el material de una esquina a otra, la operación se repite por varios minutos hasta que se considere que el material esta homogenizado.

5.2.4. Cuarteo.

Técnica que permite reducir la muestra en porciones similares con características iguales. Su procedimiento es el siguiente:

- Esparcir la muestra sobre un paño o plástico tratando de formar una capa uniforme (ver fotografía 6).
- Sobre la capa se traza una cuadrícula de 20 cm de largo por 20 cm de ancho.
- Se toma una cantidad similar de muestra de cada recuadro hasta tener aproximadamente 1000 g.
- Se coloca en bolsas plásticas, se etiqueta y almacena.



Fotografía 6. Homogenización y cuarteo

Fuente: Bravo, 2016.

5.3. Caracterización del material.

5.3.1. Peso específico.

Es la relación que existe entre el peso y el volumen de un mismo material. Este parámetro se utiliza para la determinación de porcentajes de sólidos y realizar balances de materia. Para la determinación de este valor se ha utilizado el método del picnómetro, que consiste la utilización de un envase de vidrio de 5ml, una pequeña porción de muestra, agua y una balanza de precisión.

El ensayo se lo realiza de la siguiente manera:

- Se limpia el picnómetro y se pesa.(P1)
- Se introduce una porción de muestra y se pesa.(P2)
- Añadimos agua al picnómetro hasta el borde, lo tapamos, limpiamos el exceso y pesamos.(P4)
- Se desecha la muestra y el agua, se elimina residuos; se llena con agua y se pesa.(P3)
- Finalmente se realizan los cálculos.(El ensayo se repite 3 veces con el fin de realizar un análisis comparativo).

La fórmula a utilizarse es:

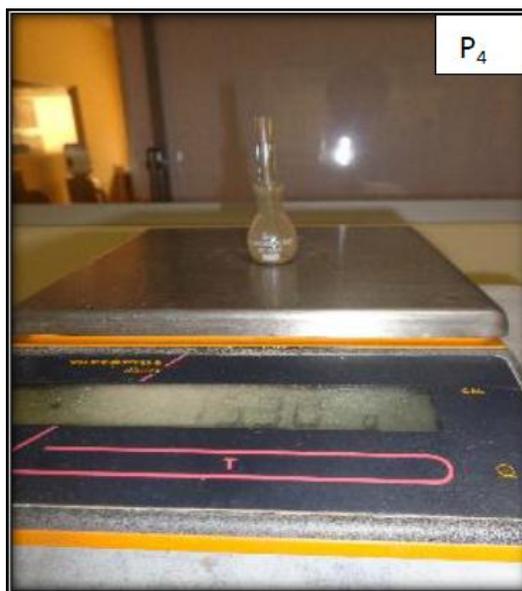
$$\gamma = \frac{P2 - P1}{(P3 - P1) - (P4 - P2)}$$

P1: Peso del picnómetro vacío.

P2: Peso del picnómetro más muestra.

P3: Peso del picnómetro más agua.

P4: Peso del Picnómetro más muestra y agua (ver fotografía7).



Fotografía7. Ensayo de picnómetro.

Fuente: Bravo, 2016.

5.3.2. Análisis granulométrico.

Sirve para determinar el tamaño de grano y conocer la distribución de las partículas del material a analizar. En la presente investigación se realizó un análisis granulométrico por tamizado en dos fases:

Fase húmeda (deslamado), sirve para separar la porción más fina del material (lamas: Arcillas y limos) y obtener un curva granulométrica exacta, se realiza de la siguiente forma:

- Se toman 250 g de muestra y se coloca en el vibrotamiz RETSCH junto con su serie de tamices normalizados (ASTM) (ver tabla 2).
- Se configura la máquina y se enciende (durante 5 minutos y con intervalos de vibración de 15 segundos). El material pasante se denomina lamas y se recolectan en un recipiente.
- Los materiales: pasante y retenido, son etiquetados y secados por separado.
- Se cuantifican los pesos de los materiales secos.

Fase seca, es donde se obtendrán los datos para realizar los cálculos y las gráficas pertinentes. Se procede de la siguiente manera:

- El material retenido de la fase anterior es cuantificado y tamizado en el vibrotamiz (ver fotografía 9) (durante 5 minutos con intervalos de vibración de 15 segundos).
- Se descarga y se cuantifica el material retenido en cada malla (ver fotografía 8).

- Finalmente se realizan los cálculos para determinar la distribución granulométrica. Se puede hacer usando una hoja matriz o una hoja de cálculo de Excel, en nuestro caso se utilizó “Moly-Cop Tools TM (Version 3.0)”

Tabla 2. Serie de Tamices usados y sus aperturas. (ASTM)

N° de malla	Tamaño en μm
10	2000
18	1000
35	500
60	250
120	125
200	75
230	63
325	45
400	38

Fuente: ASTM, 2016



Fotografía8. Serie de tamices usados para granulometría.

Fuente: Bravo, 2016.



Fotografía9. Vibrotamiz RETSCH

Fuente: Bravo, 2016.

5.3.3. Análisis mineralógico.

5.3.3.1. Sección pulida.

La fabricación de secciones pulidas es una técnica que se utiliza para analizar minerales polimetálicos bajo un microscopio de luz reflejada. Para la elaboración y el análisis de las secciones pulidas se utilizaron los siguientes equipos:

- Cámara de vacío BUEHLER,
- Pulidora para briquetas marca METASRV (ver fotografía 11),
- Pulidora para secciones pulidas y láminas delgadas PETROPOL BUEHLER (ver fotografía 10),
- Microscopio OLYMPUS BH-2.



Fotografía10. Pulidora láminas delgadas PETROPOL BUEHLER.

Fuente: Bravo, 2016.



Fotografía11. Pulidora para briquetas marca METASRV

Fuente: Bravo, 2016.

Elaboración de una sección pulida.

- A una muestra representativa del material triturado de aproximadamente 20 g se le realiza un deslamado, por el método de la batea.
- Se seca y se hace una separación magnética.
- Se prepara los moldes para secciones pulidas y una mezcla de resina y endurecedor (en una relación 5:1).
- En el molde se coloca la muestra de roca y la mezcla.
- Se deja reposar en una cámara de vacío para eliminar las burbujas de aire, por 24 horas. Luego se deja reposar en un desecador.
- Una vez seca la sección pulida es extraída del molde y se procede a pulir en la máquina BUEHLER METASERV con un papel de lija N° 800.
- Se elimina las rayas sobre la superficie de la sección pulida utilizando una pulidora TETROPOL BUEHLER.
- Finalmente se analiza la sección pulida bajo el microscopio.

5.3.3.2. Lamina delgada.

Es una técnica utilizada para al análisis mineralógico en rocas a nivel microscópico, esta nos permite identificar minerales claros, principalmente silicatos.

Para su elaboración y análisis se utilizan los siguientes equipos:

- Cámara de vacío BUEHLER (ver fotografía 12),
- Pulidora para briquetas marca METASRV,
- Pulidora para secciones pulidas y láminas delgadas PETROPOL BUEHLER,
- Microscopio OLYMPUS BH-2.

Procedimiento:

- Se elige una muestra representativa, es decir una roca que macroscópicamente presente características interesantes.
- Se fabrica una briqueita de roca 4cm x 2,5 cm x 1 cm, de manera que al ser pegada en el porta objetos encaje perfectamente.
- Se deja secar la muestra en la estufa para eliminar la humedad.
- Se procede a igualar las caras de la briqueita por medio de papel de lija numerado (# 120, 240, 400, 600 y 800), se debe igualar las caras y eliminar las rayas.

- Se prepara una mezcla de resina y endurecedor (en una relación 5:1) y se unta la cara de la briqueta que va a ser pegada para rellenar los poros.
- Se deja secar en la cámara de vacío por un par de días.
- Se pega la briqueta al porta objetos con bálsamo de Canadá. Se deja secar en un desecador (ver fotografía 13) por aproximadamente siete días.
- Una vez seca y firme se puede realizar los cortes a la briqueta y desbastar hasta obtener una lámina de aproximadamente 0,3 mm de grosor. Para obtener el espesor óptimo se utiliza paños especiales y suspensión de diamante, se utiliza secuencialmente y se verifica bajo el microscopio hasta lograr el resultado deseado.
- Finalmente se analiza la lámina delgada en un microscopio de luz transmitida.



Fotografía 12. Cámara de vacío.

Fuente: Bravo, 2016.



Fotografía 13. Desecador para muestras.

Fuente: Bravo, 2016.

5.3.3.3. Fluorescencia de rayos X.

La fluorescencia de rayos x es una técnica que nos permite identificar la composición química de un material. Se realiza con una pistola Bruker modelo S1 de fluorescencia de rayos X. Su proceso es el siguiente:

- Se pulveriza una porción de muestra, entre 10 y 20 g.
- Se coloca en un recipiente especial, que será colocados en un compartimento en la parte superior de la pistola de rayos X (ver fotografía 14).
- Se configura el equipo con el programa MiningLigthElements.
- Se extraen los datos y se compara con los análisis mineralógicos macroscópicos y microscópicos.



Fotografía14. Equipo de Florescencia de Rayos X.

Fuente: Bravo, 2016.

5.3.4. Análisis químico (Fusión-copelación).

Esta técnica que se utilizó para cuantificar los metales preciosos de oro y plata, en nuestras muestras.

El procedimiento seguido en los ensayos al fuego fue el siguiente:

Fusión:

- Colocar en el crisol de fundición 25,00 g de muestra a analizar.
- Adicionar 90 gr de flux, 2,5 g de harina y 1,00 g de bórax.
- Ingresar los crisoles etiquetados y ordenados al horno de fundición (ver fotografía 15), a 1000° C por el tiempo de 60 minutos.
- Sacar los crisoles del horno y verter su carga fundente en las lingoteras.
- Dejar enfriar, luego separar el plomo de la escoria.
- Formar un regulo de plomo

Copelación:

- Preparar el horno de copelación.
- Colocar los regulos de plomo en las copelas etiquetadas y luego ingresar al horno (ver fotografía 16).
- La copelación puede demorar alrededor de dos horas a una temperatura de 900°C, dependerá de la calidad del material a copelar.
- Concluido el proceso se extrae las copelas y se deja enfriar.

- Se lamina las perlas extraídas de cada copela.
- Finalmente se cuantifica el peso de las perlas laminadas (dores),

Ataque químico:

Con el ataque químico se elimina la plata contenida en los dores para poder cuantificar únicamente oro.

- Se limpia y etiqueta los crisoles de porcelana que se utilizarán en el proceso.
- Se diluye ácido nítrico con agua en las siguientes proporciones: 1:7, 1:5 y 1:1.
- En los crisoles etiquetados se colocan los dores laminados, y se acata con el ácido. El ataque consiste en colocar entre 5 y 10 ml de ácido en cada crisol y someterlos al calor sobre una plancha calentadora por 20 minutos. El indicador de la eliminación de la plata es el cambio de coloración en dore (de color plata a amarillo).
- Finalmente se cuantifica el peso de los dores y se realiza los cálculos de las leyes de oro.

Digestión para absorción atómica:

Cuando no se puede cuantificar los dores en la balanza se realiza una digestión química con agua regia y se analiza mediante absorción atómica.

- Se coloca el dore en un crisol y se etiqueta.
- Previamente se debe preparar agua regia, que es una solución de ácido nítrico y ácido clorhídrico con una relación 1:3.
- Se adiciona 10 ml de agua regia al crisol y se expone al calor de una plancha calentadora por 20 minutos o hasta que la coloración de la solución se vuelva más clara (evitar que la solución se evapore).
- Con ayuda de un embudo se vierte la solución en un balón y se afora con agua destilada hasta los 25ml. Luego se coloca en un recipiente apropiado y se etiqueta.
- Finalmente se realiza la lectura en el equipo de absorción atómica y se calcula las leyes de oro.

El ensayo de fusión-copelación se utilizó en la investigación para determinar: ley de cabeza, mallas valoradas y las leyes de los productos de la concentración (concentrados y relaves).



Fotografía15. Horno de fusión.

Fuente: Bravo, 2016.



Fotografía16. Horno de copelación.

Fuente: Bravo, 2016.

5.4. Prueba metalúrgica para determinar el factor ORG en el equipo Knelson.

La metodología y el procedimiento utilizado para prueba del factor ORG es tomada del protocolo del equipo (ver figura 6).

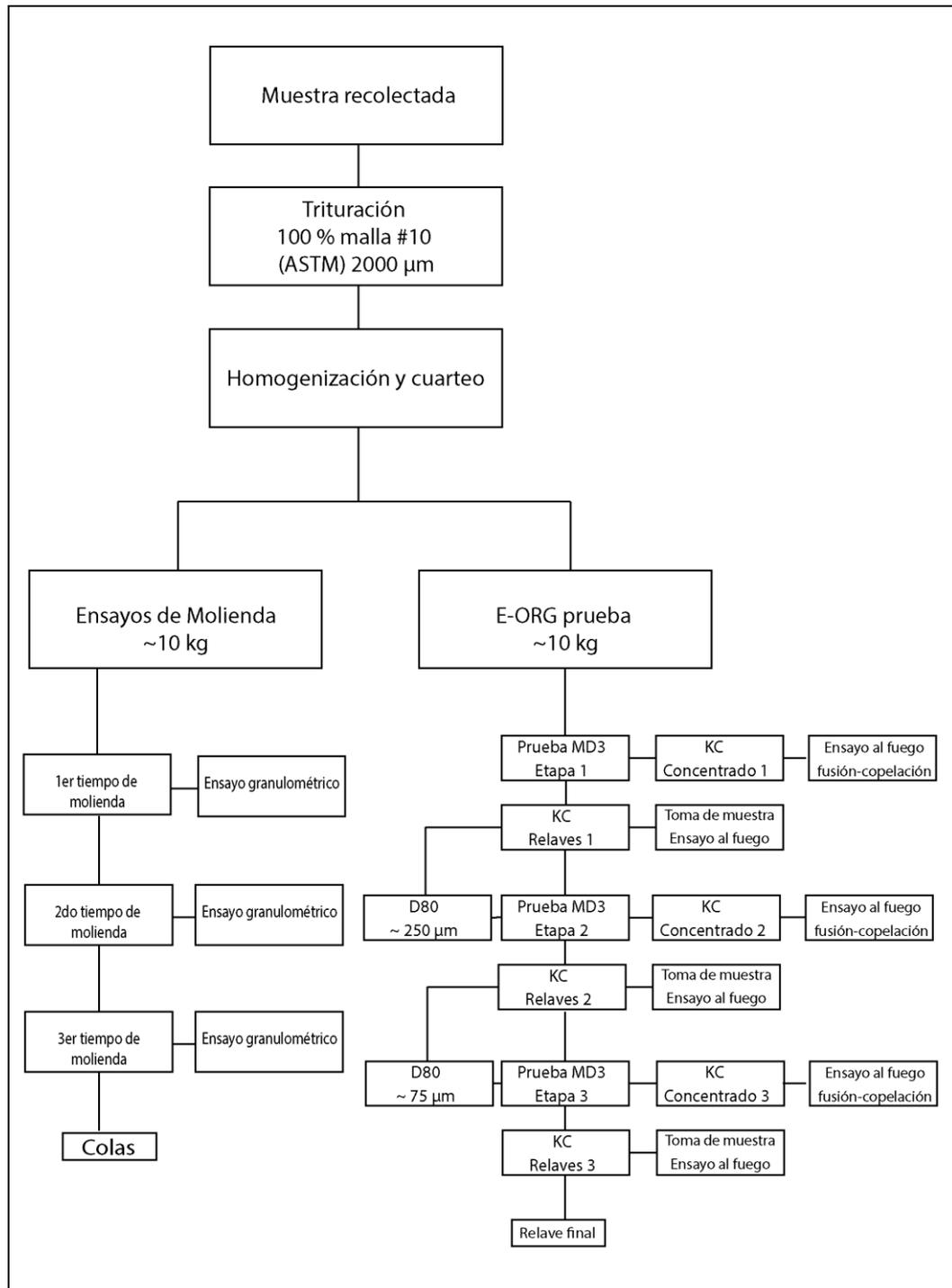


Figura 6. Metodología para prueba del factor ORG.

Fuente: FL Smith, 2015.

5.4.1. Molienda.

Para las pruebas de molienda se trabajó con 10 kg separados previamente. Debido a la capacidad del molino de bolas se realizó ensayos con 1000 g cada uno.

Parámetros de trabajo del molino de bolas:

- Peso Muestra: 1000 g.
- Volumen de Agua: 1000 ml.
- Dilución S/L: 1/1
- Carga de Molienda (Peso de las bolas de acero): 11,46 kg 40% de llenado
- Volumen del Cilindro: 0.0065 m³
- Velocidad Crítica (tc): 72 rpm

Procedimiento:

- Limpiar el equipo de molienda.
- Introducir en el cilindro la carga de molienda (bolas de acero); 40% del volumen total.
- Introducir 1000 g de muestra y 1000 ml de agua obtener una relación de pulpa 1:1. Luego colocar la tapa del cilindro y asegurarla.
- Se coloca el cilindro sobre los rodillos que lo harán girar (ver fotografía 17).
- La muestra es molida en tiempos secuenciales (1, 3, 6, 9, 12, 15 y 18 minutos en nuestro caso).
- Luego de concluir con la molienda, se descarga el equipo y se extrae el material en un balde.
- Se deja secar la muestra en una estufa con una temperatura aproximada de 100°C.
- Se homogeniza, cuarteo y extrae una porción de 250 g para análisis granulométrico.
- Se realiza los cálculos y las curvas granulométricas.
- Las moliendas exploratorias se realizaron tomando en cuenta el D₈₀ obtenido del análisis granulométrico de cabeza y con tiempos secuenciales. (1, 3, 6, 9, 12, 15 y 18 minutos)



Fotografía17. Molino de bolas.

Fuente: Bravo, 2016.

5.4.2. Prueba metalúrgica para determinar el factor ORG en el equipo Knelson.

La prueba metalurgia ORG, es un test para determinar la eficiencia en la recuperación de oro de un determinado material en el equipo KC-MD3 Knelson.

Previo a cualquier prueba de concentración se debe revisar el KC-MD3 (ver fotografía 18), cerciorarse que todos los cables, accesorios, dispositivos, válvulas, etc. Que se vayan a ocupar estén en buen estado. Verificar que todo el equipo se encuentra limpio y que no hay presencia de residuos de ningún agente extraño en el interior ni en el exterior del concentrador.

Cabe recalcar que a efecto de la presente investigación se planifico realizar dos corridas o pruebas y así poder realizar un análisis comparativo. La primera corrida se realizó con 10 kg de muestra y la segunda con 5 kg.

Preparación del equipo y primera etapa:

- Se coloca la muestra molida (Primera etapa: 3 min) en el agitador (velocidad de agitación = 70 rpm) y se adiciona un volumen de agua proporcional para tener una relación de pula 1:1.
- Ajustar los parámetros del equipo: rotación igual 60 fuerzas G y 3,5 litros por minuto de fluidización de agua.
- Se alimenta el equipo con un caudal constante y no muy elevado.
- Una vez vaciado el tanque de alimentación se deja al Knelson funcionando entre 10 y 20 segundos antes de apagarlo.
- Remover el cono concentrador y recolectar el concentrado.
- Al concentrado se lo debe secar, cuantificar, homogenizar y preparar para análisis al fuego.

- Los relaves se secan, se cuantifican, se homogenizan y se cuartean con el afán de obtener una muestra representativa de 200 g para análisis al fuego.

Etapas 2 y 3:

- Se debe moler las colas del proceso anterior con los tiempos previamente calculados (Segunda etapa: 9min; tercera etapa: 18 min).
- Ajustar los parámetros del equipo: 60 fuerzas G de rotación y 3,5 l/min de fluidización de agua.

Colas de la etapa 2:

- Las colas se secan, homogenizan y se extrae una muestra representativa de entre 200 g para análisis al fuego.

Colas de la etapa 3:

- Las colas de la etapa 3, al igual que en las etapas anteriores se deben secar, homogenizar y extraer de ellas 200 g para análisis al fuego.
- Concluida la tercera etapa se puede dar por terminada la parte experimental de la prueba de concentración; resta realizar los balances metalúrgicos pertinentes y la interpretación de los datos.

El proceso para apagar El KC-MD3 en cada concentración debe considerarse como un proceso aparte ya que requiere una serie de pasos que ayuda a obtener mejores resultados.

Apagado del equipo luego de concentrar:

- Lentamente apagar la alimentación de agua y luego de 3 o 5 segundos apagar el motor.
- Dejar que el cono se detenga solo.
- Limpiar al exterior del cono hasta que no quede ningún residuo de material.
- Cuidadosamente remover el cono de concentrado, cualquier residuo que este sobre el anillo del cono debe ser lavado y adherido al concentrado, al igual que cualquier residuo que este fuera del cono pero dentro del anillo de concentración.
- Se lava anillo de concentración abriendo la válvula inferior, pero se debe recolectar todo el material que pudiera ser expulsado en este proceso para luego unirlo al concentrado.
- Se lava todas las válvulas, anillos y mangueras de descarga esto con el afán de evitar contaminación para futuras pruebas de concentración.

Luego de realizados todos estos procesos se continua con los análisis al fuego para cuantificar los porcentajes de oro de cada etapa, de los concentrados y los relaves.

El proceso de análisis es el mismo que se siguió para determinar ley de cabeza y mallas valoradas. Teniendo en cuenta que cada concentrado y relave se analizó por duplicado.



Fotografía18. Equipo de concentración (KC-MD3 y Agitador)

Fuente: Bravo, 2016.

CAPITULO VI
RESULTADOS

6.1. Caracterización de la muestra.

6.1.1. Peso específico.

Se utilizó el método del picnómetro, el ensayo se repitió tres veces, los resultados se promediaron y se determinó el peso específico del material; 2,67 g/cm³(ver tabla 3). Magnitud que está dentro del rango de 2,5 a 3 g/cm³ que es característico de una roca tipo Skarn, en este caso de un metamorfismo de contacto.

Tabla 3. Pesos específicos de ensayo de picnómetro.

Ensayos Con Picnómetro (g/cm ³)	Peso específico (g/cm ³)
3,19	3,11
3,08	
3,05	

Fuente: Bravo, 2016

6.1.2. Análisis granulométrico.

6.1.2.1. Análisis granulométrico de cabeza.

Análisis realizado luego de la trituración y el cribado. En este primer ensayo se determinó que el D₈₀ del material era igual a 988 μm (ver figura 7) valor sirvió de punto de partida para hallar los tiempos de molienda según las diferentes granulometrías requeridas en el protocolo del facto ORG.



Análisis Granulométrico Diagrama ASTM

Nombre: Joseph Bravo Prieto
 Lugar: Nanmbija Condominio-Norte
 Muestra: Analisis Granulométrico de Cabeza

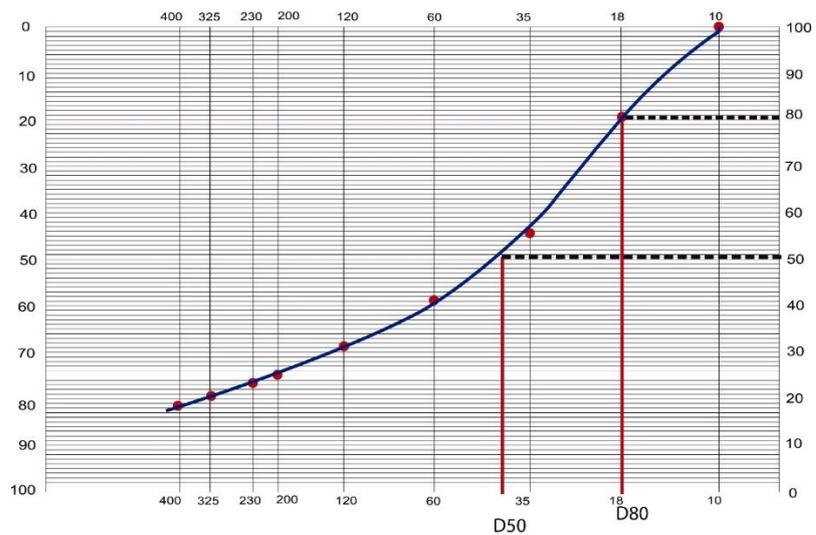


Figura 7. Curva granulométrica. Ensayos de cabeza.
 Fuente: Bravo, 2016.

6.1.2.2. Tiempos de molienda para prueba del factor ORG.

Los tiempos de molienda fueron terminados empíricamente, es decir, ensayando una y otra vez hasta obtener los D_{80} deseados. Del total de 6 ensayos realizados 3 sirvieron para determinar los tiempos óptimos (ver tabla 4).

Tabla 4. Tiempos de molienda óptimos para ensayo metalúrgico.

Tiempos óptimos de molienda	D80	D50
3 min	848	164
9 min	176	63
18 min	82	32

Fuente: Bravo, 2016.

En el siguiente grafico se observa las curvas granulométricas de los tiempos de molienda que se emplearon para obtener los tamaños de grano estándar para realizar la prueba del factor ORG (ver figura 8), los tiempos a emplearse fueron: 3 minutos con D_{80} de 848 μm , 9 minutos con D_{80} de 176 μm y 18 minutos con D_{80} igual a 82 μm .



UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA
 LABORATORIO DE PROCESAMIENTO DE MINERALES
 Y METALURGÍA EXTRACTIVA

Análisis Granulométrico

Diagrama ASTM

Nombre: Joseph Bravo Prieto

Lugar: Nanmbija Condominio-Norte

Muestra: Tiempos de Molienda, 3, 9 y 18 minutos.

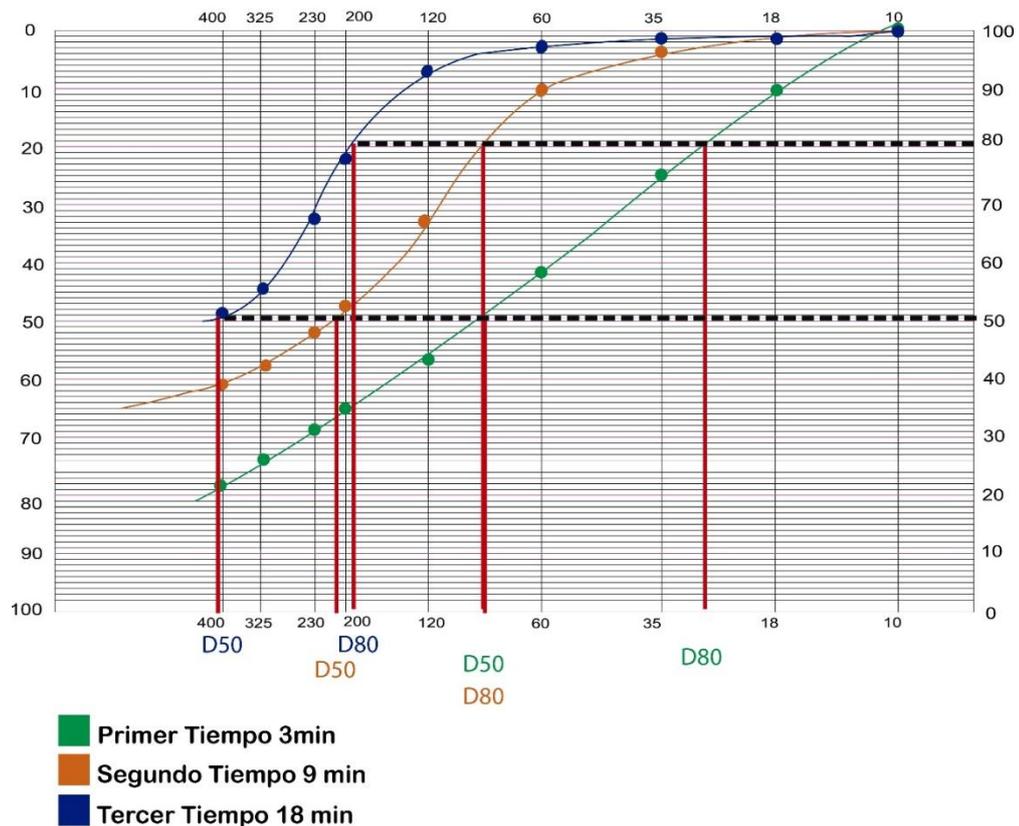


Figura 8. Curvas granulométricas. Tiempos óptimos de molienda.

Fuente: Bravo, 2016.

6.1.3. Análisis químico de cabeza (Ley de cabeza y mallas valoradas).

6.1.3.1. Ley de cabeza.

El análisis para determinar la ley de cabeza se realizó por medio de un ensayo al fuego. La ley de oro calculada fue de 0,19 g/tn de Au (ver tabla 5), que comparando con cualquier mineral de mina es relativamente bajo y que para poder cuantificar se tuvo que recurrir a digerir las muestras con agua regia y leer el contenido en un equipo de absorción atómica. El bajo porcentaje de oro contenido representa un reto ya que en cierta medida dificulta los procesos de concentración, implicó que al realizar los ensayos metalúrgicos se deba tener mayor cuidado y detalle.

Tabla 5. Ley de cabeza

Ley Au ensayos al fuego(g/tn)	Ley Au de cabeza (g/tn)
0,206	0,19
0,162	
0,194	

Fuente: Bravo, 2016.

6.1.3.2. Mallas valoradas.

El análisis de mallas cuyo objetivo era determinar en qué tamaño de grano el oro es más fácilmente recuperable nos dejó como resultado que el mineral se libera mejor en las partículas con un tamaño entre 75 μm y 38 μm (Ver tabla 6).

Tabla 6. Ensayo de mallas valoradas

# de malla	Ley de Au (g/tn)	Distribución de la ley por malla	%
60	0,14	0,08	42,10
200	0,25	0,04	21,05
400	0,39	0,03	15,79
-400	0,22	0,04	21,05
		0,19	

Fuente: Bravo, 2016.

6.1.4. Análisis mineralógico.

El análisis mineralógico se realizó en tres etapas, análisis macroscópico, análisis microscópico y análisis de fluorescencia de rayos X. Cabe recalcar que los porcentajes dados en las dos primeras etapas son de valores aproximados determinados por comparación visual según patrones.

6.1.4.1. Análisis macroscópico.

En muestra de mano y roca triturada se pudo identificar los minerales más grandes y abundantes de las rocas.

Tabla 7.Minerales identificados macroscópicamente.

Mineral	Porcentaje
Cuarzo	25%
Calcita	20%
Epidota	15%
Plagioclasas	15%
Granates	10%
Piroxenos	10%
Otros	5%

Fuente: Bravo, 2016.

Con base el este análisis preliminar se afirma que la roca en estudio es del tipo skarn con gran contenido de carbonatos de calcio, calcita, y los minerales predominantes son: cuarzo, epidota, plagioclasas; piroxenos y granates en menor cantidad (Ver tabla 7).

Comparando los resultados con estudios anteriores del lugar se puede llegar a la conclusión que verdaderamente es un roca tipo skarn con presencia de granates y con sulfuros casi ausentes. (Villares, 2011).

6.1.4.2. Análisis microscopio.

La microscopía se hizo en dos partes, secciones pulidas y láminas delgadas.

6.1.4.2.1. Secciones pulidas.

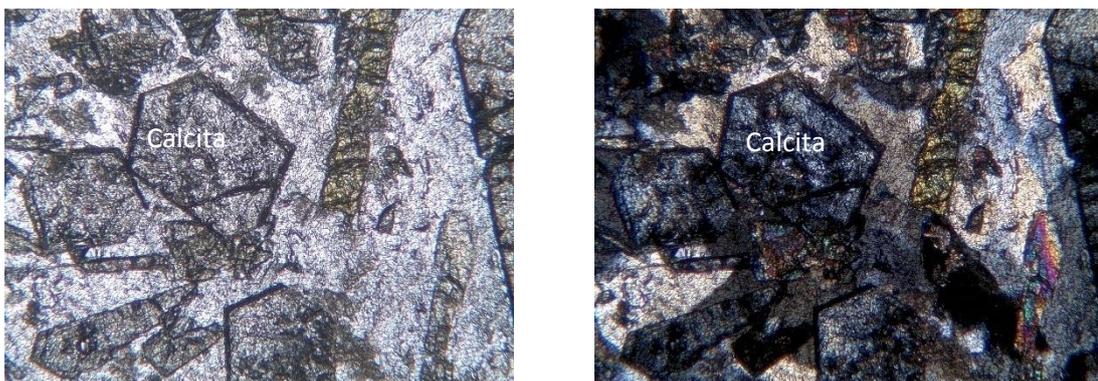
Las secciones pulidas no arrojaron resultados importantes a considerarse, debido a la poca presencia de minerales opacos (sulfuros).

6.1.4.2.2. Láminas delgadas.

En el análisis de láminas delgadas se busca criterios que nos ayuden a confirmar hipótesis formulada a partir del reconocimiento macroscópico.

Los siguientes son los minerales más representativos que se pudieron observar:

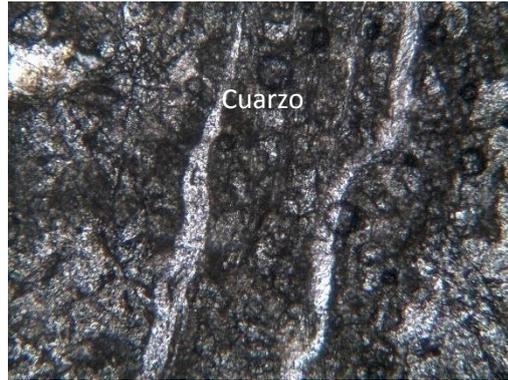
Calcita, cristales romboédricos, alta birrefringencia, pleocroísmo de relieve, foliación evidente. Se descarta la posibilidad de que se trate de dolomita por la alta disolución del mineral con ácido clorhídrico en muestras de mano. En las fotografías tomadas en el microscopio se puede observar los cristales de calcita (Ver fotografía 19).



Fotografía19 Calcita. Luz polarizada y nicols cruzados. (10x)

Fuente: Bravo, 2016.

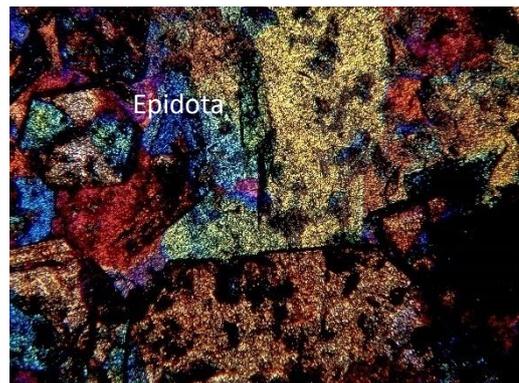
Cuarzo, silicato muy común presente en la gran mayoría de las rocas, en este caso una roca metamórfica tipo skarn, se pudo identificar un 20 % de cuarzo. Identificado bajo el microscopio de luz transmitida por su birrefringencia grises o blancos (Ver fotografía 20). El mineral se presentó en forma masiva sin cristales definidos.



Fotografía20 Cuarzo, Luz polarizada (10x)

Fuente: Bravo, 2016.

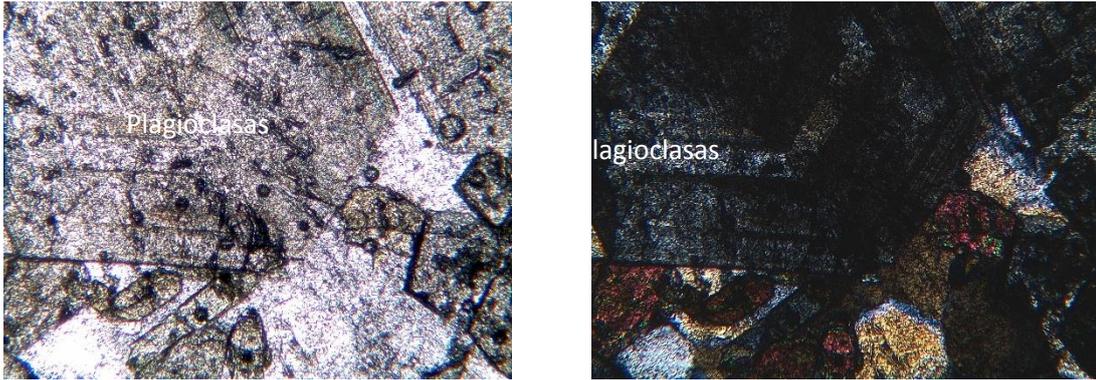
Epidota, mineral típico en rocas metamórficas, se identificó por su forma característica de cristales alargados de color verde amarillento (Ver fotografía 21). Un ángulo de extinción de 35°.



Fotografía 21. Cristales de Epidota, Luz polarizada y nicoles cruzados. (10x)

Fuente: Bravo, 2016.

Plagioclasas, Se reconocen por sus maclas múltiples polisintéticas, bandas de colores alternados, blanco-negro, no se puede apreciar completamente las maclas debido a que el grosor de la lámina no es el óptimo (Ver fotografía 22).



Fotografía 22.Plagioclasas, maclas. Luz polarizada y nicoles cruzados. (10x)

Fuente: Bravo, 2016.

La presenta tabla representa una distribución en porcentajes de los minerales observados, (Ver tabla 8) los porcentajes fueron determinaros a partir de la comparación visual con patrones preestablecidos:

Tabla 8.Minerales analizados microscópicamente y sus porcentajes.

Mineral	Porcentaje en lamina
Plagioclasas	15%
Piroxenos	5%
Calcita	15%
Epidota	10%
Cuarzo	20%
Otros	35%

Fuente: Bravo, 2016.

Según estudios publicados por PRODEMİNCA en el 2000, la mineralizaciones en el sector de Nambija se encuentran asociadas a vetas de cuarzo y más localmente se las puede asociar a carbonatos, feldespatos, clorita y epidota como se ha dado en el caso del material utilizado en la presente investigación.

En varios puntos del sector el oro puede aparecer con cantidades importantes de pirita, calcopirita y ciertas trazas de pirrotina, magnetita, esfalerita, galena. Pero no existe una asociación fuerte entre la cantidad de sulfuros y los porcentajes de oro. El oro se presenta en forma de masas pequeñas, láminas o diseminaciones finas asociado a vetas en rocas skarnificadas.

6.1.4.2.3. Fluorescencia de rayos X.

Los resultados arrojados por el equipo de fluorescencia de rayos X sirvieron para realizar un análisis comparativo con los datos obtenidos en los análisis mineralógicos visuales.

Se comprobó la alta presencia de carbonatos, sílice en menor cantidad, también se destaca los porcentajes de aluminio, datos que ratifica la presencia de plagioclasas.

En la siguiente tabla se presenta los elementos encontrados con su respectivo porcentaje (Ver tabla 9).

Tabla 9. Porcentajes de fluorescencia de rayos X.

Fluorescencia de rayos X	
Compuesto	%
MgO	9,33
Al ₂ O ₃	7,71
SiO ₂	36,23
P ₂ O ₅	1,54
Fe ₂ O ₃	8,09
CaO	32,34
MnO	1,48
otros	3,28
Total	100

Fuente: Bravo, 2016.

Gracias a los datos obtenidos en el análisis de fluorescencia se pudo comprobar que los resultados de una mineralogía previa eran valederos, que efectivamente se trata de una roca tipo skarn. Con presencia mayoritaria de minerales como calcita, epidota, cuarzo, feldespatos que pueden ser comprobado por el contenido elevado de óxidos de aluminio, silicio, magnesio, hierro y calcio (PORDEMINCA 2000).

6.2. Prueba metalúrgica para determinar el factor ORG en el equipo de concentración gravimétrica Knelson.

De las dos pruebas realizadas para determinar el factor ORG se obtuvo los siguientes resultados:

6.2.1. Prueba No 1.

Se inició con 9500 g, su balance metalúrgico es el siguiente (Ver tabla 10):

Tabla 10.Tabla de resultados del ensayo metalúrgico. N°1

Nambija Condominio Norte (Primera Prueba)						
		Masa		oro	Unidades	DISTRIBUCIÓN
	Producto	g	%	g/tn	%	
p 90 =885um	Cc	73,97	0,80	1,56	1,25	11,40
	Colas	300	3,25	0,15	0,49	4,44
p45 =75um	Cc	38,97	0,42	3,42	1,44	13,16
	Colas	300	3,25	0,1	0,32	2,96
p 75 =75um	Cc	18,34	0,20	14,38	2,86	26,05
	Colas	8500	92,08	0,05	4,60	41,98
	total (Cabeza)	9231,28			10,97	100,00
	Concen K	131,28				

Factor ORG **50,6123964**

Fuente: Bravo, 2016.

Los datos obtenidos durante todo el proceso se utilizaron para realizar el balance metalúrgico. Como datos iniciarles tenemos ley de cabeza de 0,2 g/tn de oro y una masa de 9500 g. Se obtuvo un factor ORG igual a 50,61%.

6.2.2. Prueba No 2.

Se arrancó con 5110 g y su balance metalúrgico es el siguiente (Ver tabla 11):

Tabla 11.Distribución de los concentrados del ensayo metalúrgico. N°2

Nambija Condominio Norte (Segunda Prueba)						
		Masa		oro	Unidades	DISTRIBUCIÓN
	Producto	g	%	g/tn	%	
p 90 =885um	Cc	76,5	1,55	1,42	2,20	11,42
	Colas	100	2,02	0,14	0,28	1,47
p45 =75um	Cc	39,52	0,80	3	2,40	12,46
	Colas	100	2,02	0,1	0,20	1,05
p 75 =75um	Cc	29,76	0,60	9,61	5,78	30,07
	Colas	4600	93,01	0,09	8,37	43,52
	total (Cabeza)	4945,78			19,23	100,00
	Concen K	145,78				

Fuente: Bravo, 2016.

Factor ORG

53,9521077

En la segunda prueba se buscaba datos para realizar un análisis comparativo, por esta razón trabajó una cantidad de muestra diferente, con el fin de observar las tendencias y comprobar los datos obtenidos. El Factor ORG en este caso fue igual a 53,95%.

6.2.3. Análisis global de la prueba del factor ORG.

De las dos pruebas realizadas apreciar el comportamiento del material, donde:

- ✓ La recuperación promedio de las dos pruebas fue de 52,28%
- El oro tiende a tener una mejor liberación mientras más fina es la granulometría (D75 = 75 µm) y claramente se puede evidenciar con el crecimiento de las leyes de los concentrados a medida que la granulometría disminuye de tamaño (Ver tabla 12).

Tabla 12.Comparación de Leyes de concentrados. Prueba 1 y 2

Tamaño de grano (µm)	Prueba 1 (g/tn)	Prueba 2 (g/tn)
D90 885	1,56	1,42
D45 75	3,42	3,00
D75 75	14,38	9,61

Fuente: El autor.

En un gráfico de barras se observa claramente la tendencia de las leyes de los concentrados (Figura 9)

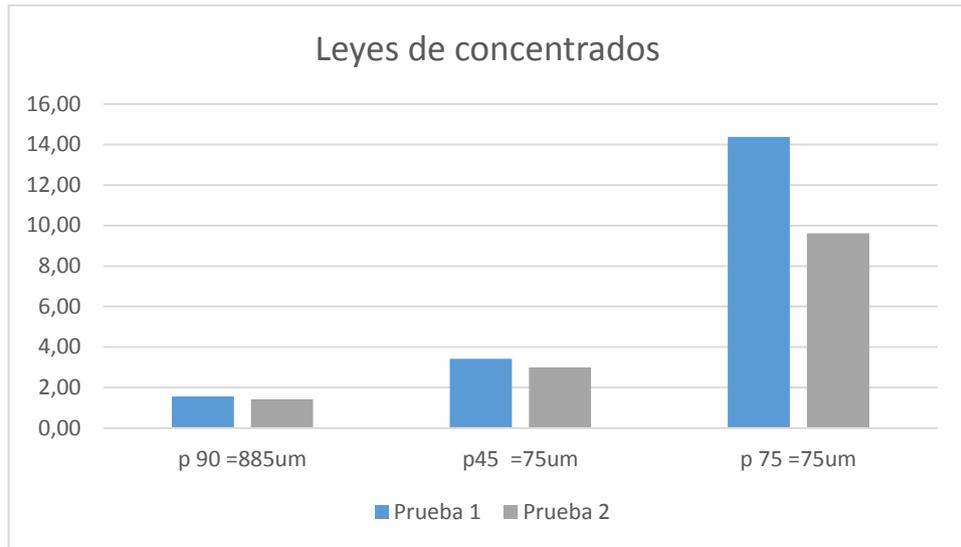


Figura 9. Gráfico de barras comparativo de las leyes de los concentrados, prueba 1 y 2.

Fuente: Bravo, 2016.

- Las leyes de los relaves tienen a disminuir a medida que la ley de concentrado aumenta.

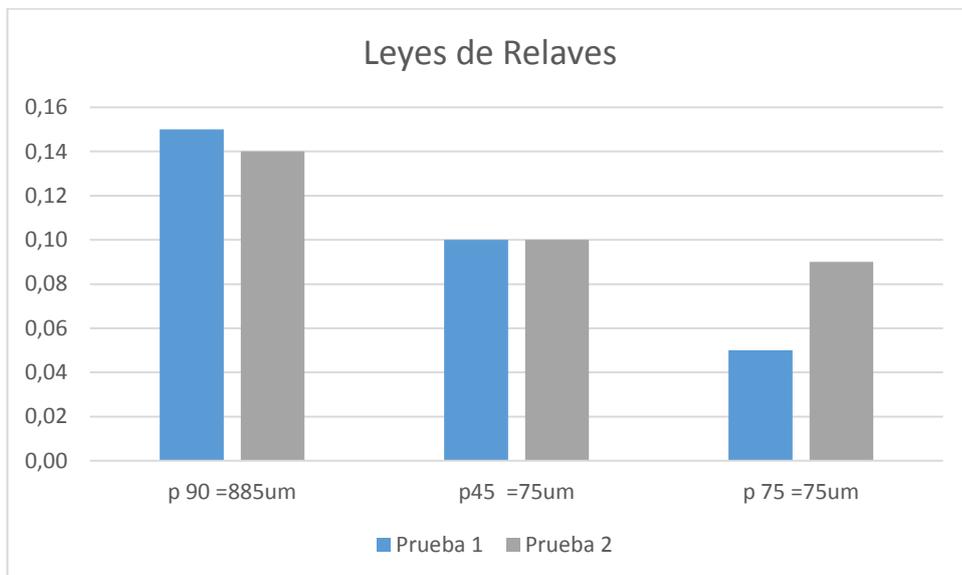


Figura 10. Gráfico de barras comparativo de las leyes de los relaves, prueba 1 y 2.

Fuente: Bravo, 2016.

En las dos pruebas realizadas podemos observar una coherencia entre la distribución de las masas y las leyes de concentrados obtenidas (Figuras 11 y 12), una tendencia que se repite en ambas pruebas y que nos lleva a determinar que se realizó de una buena manera los ensayos.

El ensayo dividido en tres etapas:

- La primera etapa con una granulometría gruesa representa la fase con contenido de oro más pobre y con una menor cantidad de masa en la distribución 11,40 % y 1,56 g/tn de Au en la primera prueba y 11,42 % y 1,42 g/tn de Au en la segunda prueba.
- Una segunda etapa con un alza relativa de la distribución y los contenidos de Au. 13,16 % y 3,42 g/tn de Au en la primera prueba y 12,46 % y 3 g/tn de Au en la segunda prueba.
- La etapa final muestra un incremento significativo en los porcentajes de distribución y en las leyes. 26,05 % y 14,38 g/tn de Au en la primera prueba y 30,07 % y 9,61 g/tn de Au en la segunda prueba. Resultados que demuestran que el Au contenido en el material es un oro fino y se libera mejor a medida que la granulometría es más fina.

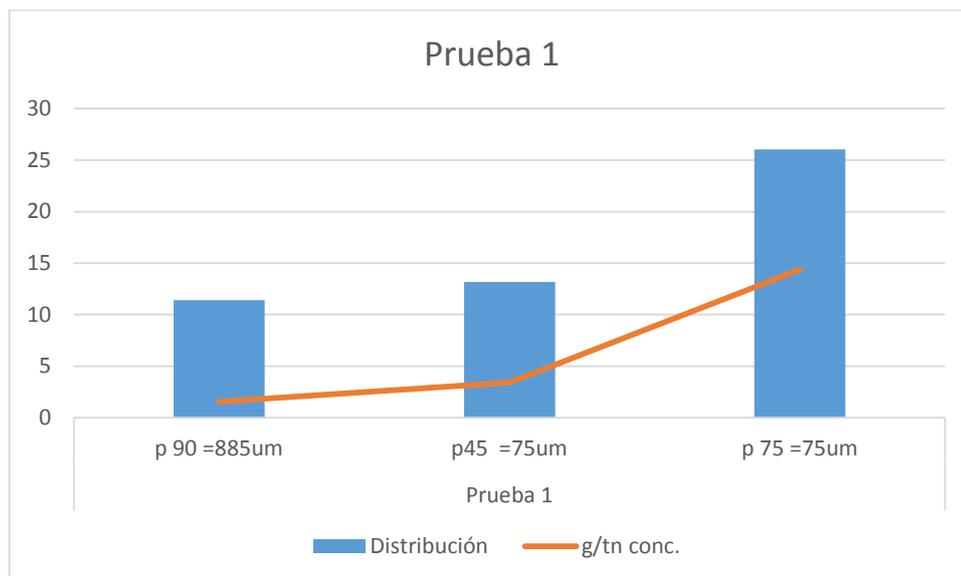


Figura 11. Grafico comparativo de la distribución del Au y las leyes de recuperación o concentrados. Prueba 1.

Fuente: Bravo, 2016.

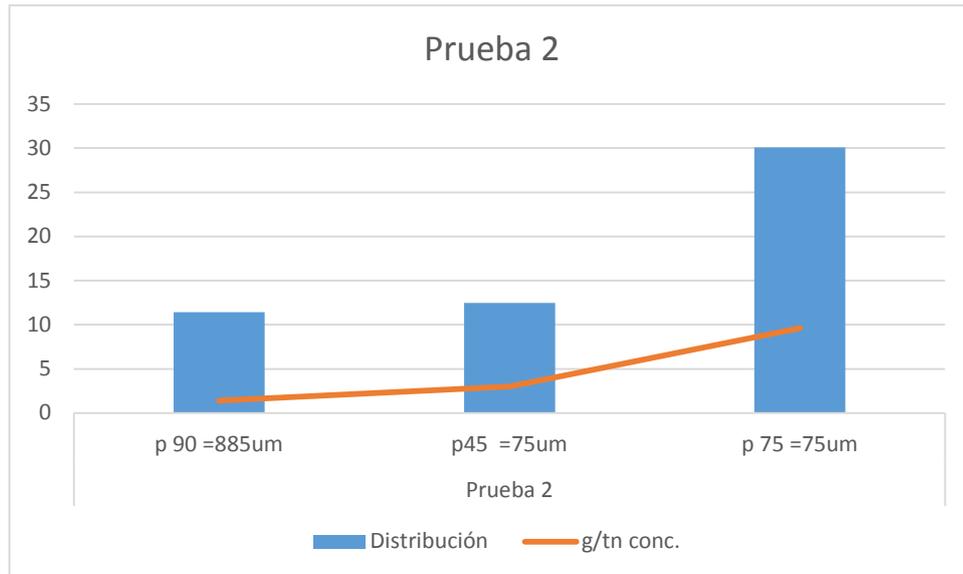


Figura 12. Gráfico comparativo de la distribución del Au y las leyes de recuperación o concentrados. Prueba 2.
Fuente: Bravo, 2016.

En 2014 Services Inspectorate Exploration & Mining Ltd realizó un estudio gravimétrico donde el rango de recuperación se encuentra entre 47,1% y 56,9% por lo que se asume que los resultados del presente trabajo guardan relación a las características del materia y al método utilizado para la recuperación.

Remitiéndonos a la literatura de López (2006) y a categorización de los rangos de recuperación podemos decir que hemos tenido una recuperación aceptable o buena. Partiendo de que una recuperación inferior a 20% es pésima y una recuperación superior al 80% es excelente podemos catalogar nuestro factor ORG como aceptable aunque no es satisfactorio, ya que lo que se busca es una máxima recuperación para aprovechar al máximo la riqueza del material.

CONCLUSIONES

- ✓ Partiendo de los análisis de reconocimiento mineralógico se determinó que la muestra estudiada contenía rocas del tipo skarn producto de un metamorfismo de contacto dado como consecuencia de la intrusión del Batolito de Zamora, evento que contribuyó a que en el sector de Nambija existan importantes mineralización auríferas y de otros metales de interés económico.
- ✓ La muestra presento características físicas típicas de una roca tipo Skarn, donde es importante resaltar la alta presencia de carbonatos, la ausencia notoria de sulfuros y un contenido de oro relativamente pobre. El material presento las siguientes características:
 - Peso específico igual a $3,11 \text{ g/cm}^3$
 - En roca presento un color verdoso característico del Skarn, mientras que, una vez pulverizado el material tomo una coloración blanquecina, debido a la presencia de minerales como cuarzo, calcita y plagioclasas (andesina).
 - El material tuvo una ley de cabeza de $0,19 \text{ g/tn}$. Porcentaje de oro bajo que eleva el grado de dificultad a la hora de realizar una concentración gravimétrica.
- ✓ De los análisis mineralógicos se llegó a la conclusión que el material utilizado en los ensayos corresponde a una roca tipo skarn, los minerales identificados microscópicamente fueron; cuarzo (20%), calcita (15%), plagioclasas (15%), epidota (10%), piroxenos (5%) y otros (35%). Datos que pueden corroborados mediante el análisis de fluorescencia de rayos X, donde los compuestos predominantes fueron: SiO_2 (36,23), CaO (32,34), MgO (9,33), Fe_2O_3 (8,09) y Al_2O_3 (7,71).
- ✓ Se concluye que el material tuvo una resistencia a la tracción media, ya que los tiempos necesarios para alcanzar las granulometrías óptimas, que exige el protocolo de la prueba factor ORG, no fueron elevados y estuvieron por debajo de los 20 minutos de molienda. Los tiempos óptimas fueron:
 - Para $D_{90} = 885 \mu\text{m}$ se necesitaron 3 minutos.
 - Para $D_{45} = 75 \mu\text{m}$ fueron suficientes 9 minutos.
 - Para $D_{75} = 75 \mu\text{m}$ se necesitó 18 minutos.

- ✓ La prueba número 1 el factor ORG la recuperación de Au fue del 50,61% con una ley de concentrado igual a 14,38 g/tn habiendo partido de una ley de cabeza de 0,19 g/tn de Au. Lo cual demuestra un radio de enriquecimiento de 75,68. En la prueba numero dos las tendencias son similares, con una recuperación de 53,96% partiendo de 0,19 g/tn como ley de cabeza de Au se obtuvo un concentrado con una ley de 9,61 g/tn. En este caso el radio de enriquecimiento fue de 50,57. La recuperación promedio de las dos pruebas fue de 52,28%

RECOMENDACIONES

- ✓ Se recomienda realizar las pruebas del factor ORG en materiales del mismo sector pero que tengan una ley de oro más elevada, con el fin de determinar si el comportamiento en la concentración sigue siendo el mismo o si tiene alguna influencia el contenido de oro en el material, teniendo en cuenta que el mineral en el sector se presenta de forma libre.
- ✓ En porcentajes medios como el obtenido se puede probar con circuitos de concentración combinados, es decir concentración gravimétrica y concentración por flotación de forma alternada, serían procesos interesantes a aplicar y estudiar.
- ✓ Como siempre, es recomendable, antes de realizar cualquier ensayo o análisis, verificar que se cuenta con todos los implementos y sustancias necesitadas, así mismo, cerciorarse que todos los objetos a utilizarse estén debidamente limpios para evitar contaminación cruzada de muestras y lograr mejores resultados.
- ✓ Para optimizar la concentración es necesario verificar que el equipo este limpio, que las mangueras y conductos alimentadores no estén obstruidos, limpiar el cono del concentrador (KC-MD3) y finalmente realizar un control minucioso de las variables de operación del equipo, fluidización, presión, fuerzas G, y constatar que la alimentación sea constante y uniforme.
- ✓ En los análisis al fuego se debe controlar los tiempos de fundición y copelación estrictamente ya que de darse irregularidades en ellos se puede sufrir pérdida de las muestras. Una pérdida de muestras podría ocasionar que se tenga que repetir todos los ensayos.

BIBLIOGRAFÍA

ACDI, A. C. (1987). Informe de Prefactibilidad Geológico Metalogénico de la Zona Sur del Yacimiento Aurífero de Nambija.

CEPLAES, 2000, Desarrollo de la minería de pequeña escala en el Ecuador y propuestas para una política hacia el sector, PRODEMİNCA, Quito.

Díaz, M. (2014). Comportamiento geoambiental con datos mineralógicos y análisis químicos de metales de la zona minera La Pangui, área minera de Chinapintza, Provincia de Zamora Chinchipe - Ecuador. Loja.

Fuerstenau, Maurice C. Principles of mineral processing, Colorado : Society for Mining, Metallurgy, 2003

Knelson Concentrators. (2003). User Manual Knelson Concentrators KC-MD3 Model. Canada.

Litherland. (1994). The Metamorphic belts of Ecuador.

Lopez, C. (2006). Metodología para Determinar el Factor ORG.

Navas, S. (2014). Recuperación de oro por gravimetría centrífuga y flotación de los relaves provenientes de la industria artesanal de La Pangui - Chinampiza. Loja.

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

Pávez, O. (2008). Apuntes concentración de mineral II.

PRODEMİNCA. (2000). Evaluación de Distritos Mineros del Ecuador, Depósitos Porfíricos y Epitermales relacionados con intrusiones de la Cordillera el Condor Vol. 5. Quito.

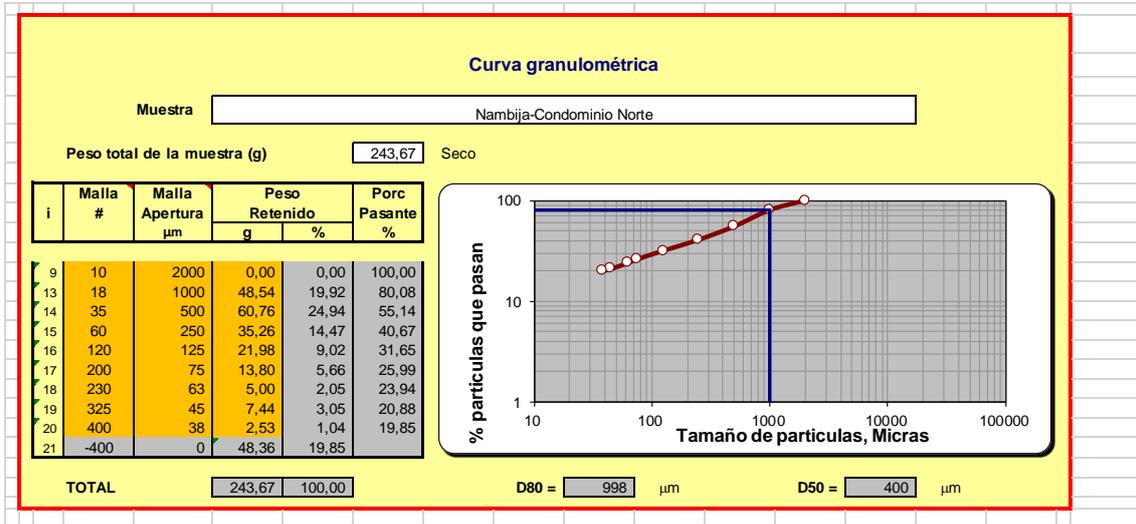
Veintimilla, J. (2014). Caracterización geológica y mineralógica del sector El Tierrero, distrito minero Nambija, provincia de Zamora Chinchipe - Ecuador. Loja.

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

ANEXOS

Anexo 1. Análisis Granulométrico de cabeza

Curva granulométrica



Anexo 2. Ensayos de peso específico

Ensayo	P1	P2	P3	P4	Ensayos Con Picnómetro (g/cm ³)	Peso específico g/cm ³
1	9,24	9,75	15,74	16,09	3,19	3,11
2	9,24	10,01	15,74	16,26	3,08	
3	9,24	10,4	15,74	16,52	3,05	

P1	Peso del Picnómetro
P2	Peso del Picnómetro + muestra
P3	Peso del Picnómetro + agua
P4	Peso del picnómetro+agua+muestra

Anexo 3. Ley de cabeza y mallas valoradas

Ley de cabeza

<i>Ley ensayos al fuego(ppm)</i>	<i>Ley de cabeza (ppm)</i>
0,206	0,19
0,162	
0,194	

Mallas valoradas

# de malla	ppm	% retenido		Ley por malla	% oro
60	0,135	57,8	0,578	0,07803	42,1
200	0,248	15,3	0,153	0,037944	20,5
400	0,378	6,7	0,067	0,025326	13,7
-400	0,217	20,2	0,202	0,043834	23,7
		Total		0,19	

Anexo 4. Tiempos de molindas óptimos

Datos de molienda

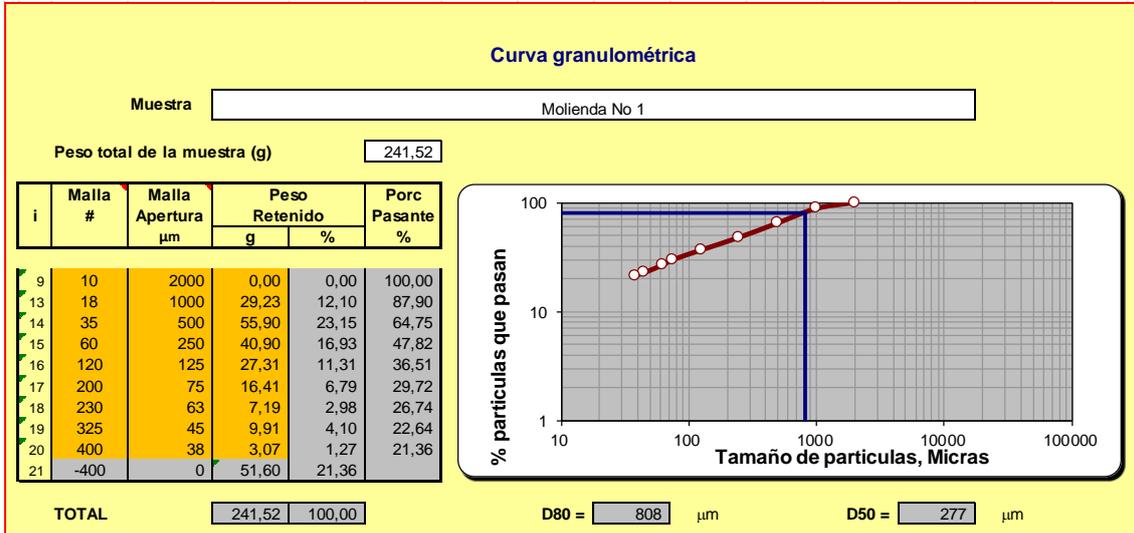
Molienda N° 1				Molienda N° 2					
Tiempo (min) 1				Tiempo (min) 2					
Pesos				Pesos					
No.	Tamiz	Tamiz + Muestra	Muestra	No.	Tamiz	Tamiz + Muestra	Muestra		
10	0	0	0	10	0	0	0		
18	288,59	317,82	29,23	18	294,45	316,44	21,99		
35	315,03	370,93	55,9	35	256,35	303,55	47,2		
60	238,67	279,57	40,9	60	226,21	270,6	44,39		
120	281,12	308,43	27,31	120	218,2	248,9	30,7		
200	266,38	282,79	16,41	200	269,55	286,73	17,18		
230	274,95	282,14	7,19	230	239,76	247,19	7,43		
325	218,12	228,03	9,91	325	206,01	215,22	9,21		
400	265,27	268,34	3,07	400	240,35	248,11	7,76		
-400	358,89	361,06	2,17	-400	181,49	185,45	3,96		
	Lamas		49,43	51,6		Lamas		59,13	63,09
	total		241,52			total		248,95	

Molienda N° 3				Molienda N° 4					
Tiempo (min) 5				Tiempo (min) 9					
Pesos				Pesos					
No.	Tamiz	Tamiz + Muestra	Muestra	No.	Tamiz	Tamiz + Muestra	Muestra		
10	0	0	0	10	0	0	0		
18	294,4	301,46	7,06	18	294,41	296,33	1,92		
35	256,63	272,88	16,25	35	256,32	258,54	2,22		
60	226,31	270,98	44,67	60	226,16	244,5	18,34		
120	220,48	267,41	46,93	120	219,36	270,22	50,86		
200	269,6	296,15	26,55	200	269,54	304,1	34,56		
230	239,76	252,43	12,67	230	239,75	256,19	16,44		
325	206,84	223,85	17,01	325	206,27	221,78	15,51		
400	240,4	250,88	10,48	400	265,09	278,47	13,38		
-400	423,39	434,14	10,75	-400	358,87	364,58	5,71		
	Lamas		56,38	67,13		Lamas		89,56	95,27
	total		248,75			total		248,5	

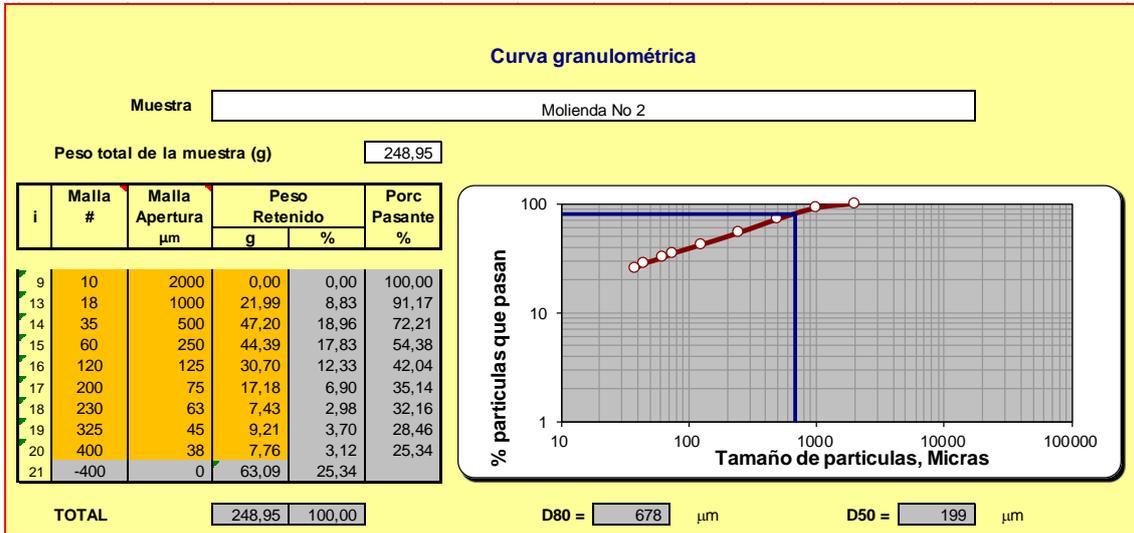
Molienda N° 5 Tiempo (min) 3				Molienda N° 6 Tiempo (min) 18					
Pesos				Pesos					
No.	Tamiz	Tamiz + Muestra	Muestra	No.	Tamiz	Tamiz + Muestra	Muestra		
10	0	0	0	10	0	0	0		
18	294,39	309,7	15,31	18	288,58	288,63	0,05		
35	256,3	293,25	36,95	35	315,02	315,1	0,08		
60	226,18	274,21	48,03	60	238,68	239,09	0,41		
120	216,89	252,74	35,85	120	280,98	296,37	15,39		
200	269,52	289,28	19,76	200	266,25	306,18	39,93		
230	239,75	247,44	7,69	230	274,92	299,11	24,19		
325	205,88	216,35	10,47	325	218,14	244,06	25,92		
400	240,38	247,02	6,64	400	265,12	276,47	11,35		
-400	181,37	184,14	2,77	-400	358,86	365,51	6,65		
	Lamas		63,29	66,06		Lamas		121,2	127,85
	total		246,76			total		245,17	

Anexo 5. Curvas Granulométricas de los ensayos de molienda

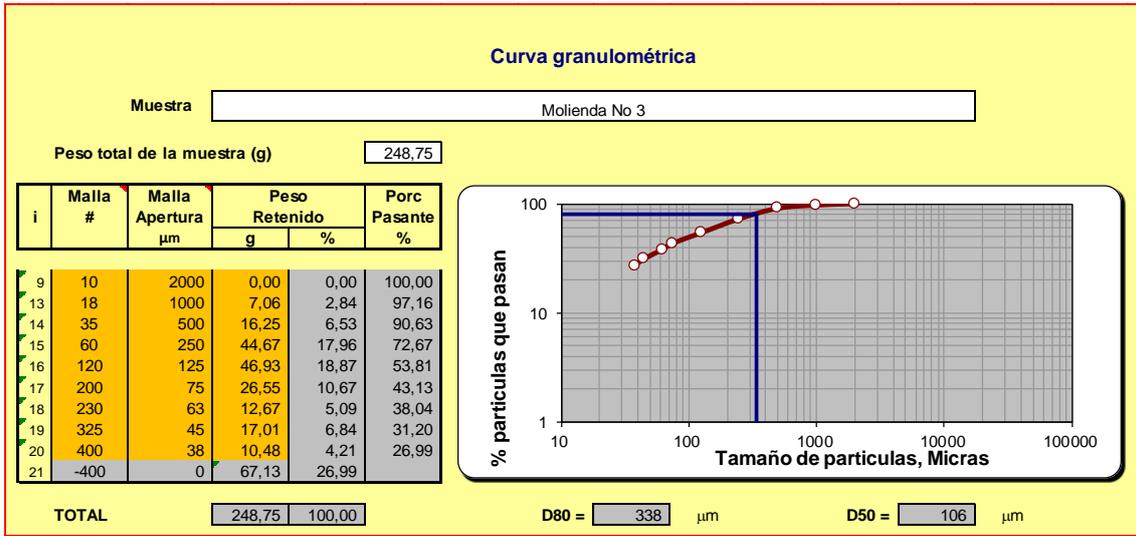
1ra prueba: 1 minuto



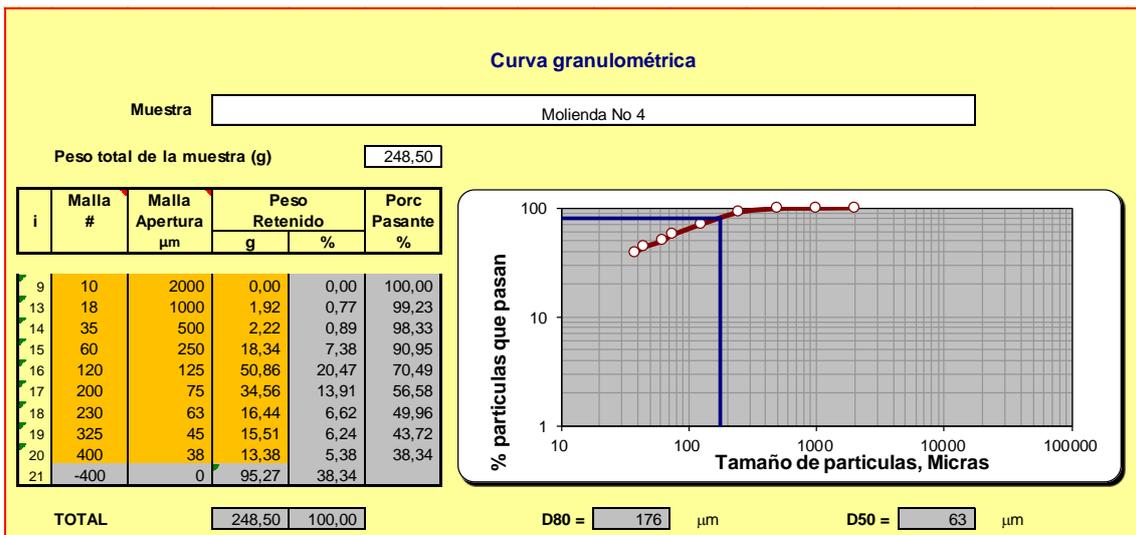
2da prueba: 2 minutos



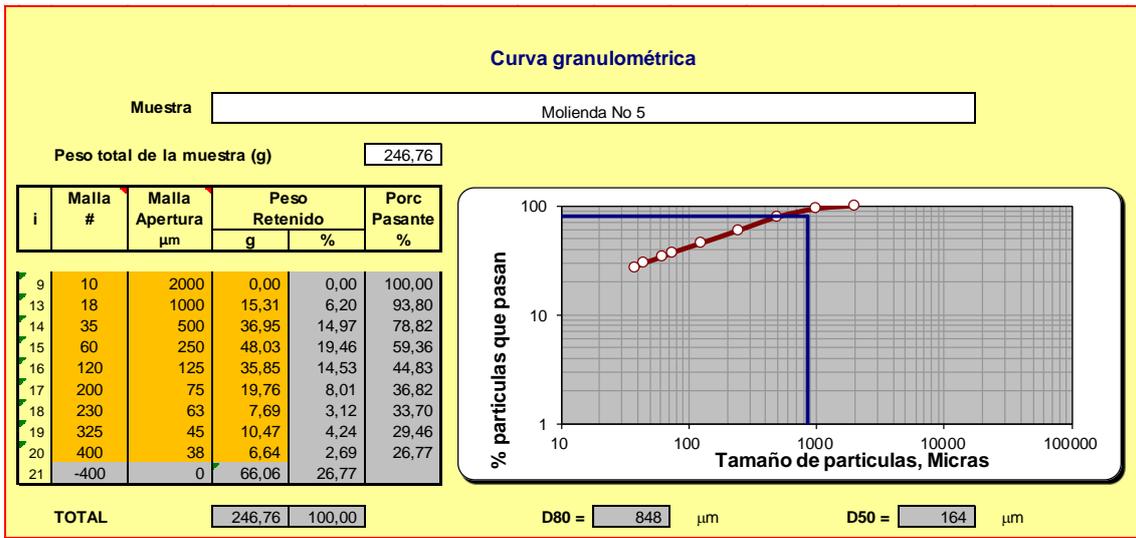
3ra Prueba: 5 minutos



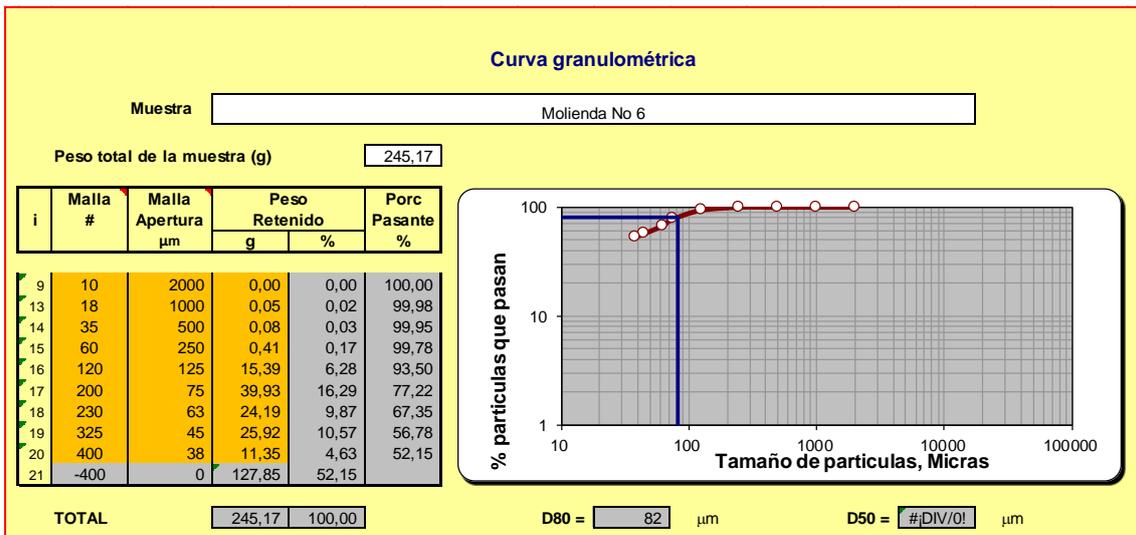
4ta prueba: 9 minutos



5ta prueba: 3 minutos



6ta prueba: 18 minutos



Anexo 6. Tiempos de molienda seleccionados

Molienda #	Tiempos de molienda (min)	D80 (μm)	D50 (μm)	Tamaño requerido
1	1	808	277	
2	2	678	199	
3	3	848	164	90%-100% – 850 μm
4	5	338	106	
5	9	176	63	45%-60% – 75 μm
6	18	82	-	75%-80% – 75 μm

Anexo 7. Ensayo metalúrgico

Balances metalúrgicos

Prueba 1

Nambija Condominio Norte (Primera Prueba)

	Producto	Masa		oro		DISTRIBUCIÓN
		gr	%	gr/tn	Unidades	
p 90 =885um	Cc	73,97	0,80	1,56	1,25	11,40
	Colas	300	3,25	0,15	0,49	4,44
p45 =75um	Cc	38,97	0,42	3,42	1,44	13,16
	Colas	300	3,25	0,1	0,32	2,96
p 75 =75um	Cc	18,34	0,20	14,38	2,86	26,05
	Colas	8500	92,08	0,05	4,60	41,98
	total (Cabeza)	9231,28			10,97	100,00
	Concen K	131,28				

50,6123964

Prueba 2

Nambija Condominio Norte (Segunda Prueba)

	Producto	Masa		oro		2
		gr	%	gr/tn	Unidades	DISTRIBUCIÓN
p 90 =885um	Cc	76,5	1,55	1,42	2,20	11,42
	Colas	100	2,02	0,14	0,28	1,47
p45 =75um	Cc	39,52	0,80	3	2,40	12,46
	Colas	100	2,02	0,1	0,20	1,05
p 75 =75um	Cc	29,76	0,60	9,61	5,78	30,07
	Colas	4600	93,01	0,09	8,37	43,52
	total (Cabeza)	4945,78			19,23	100,00
	Concen K	145,78				

53,9521077

Calculo de leyes

Leyes 1ra prueba								
No	Cod		Peso (g)	P Dore (g)	Au (g)	Ley Au (g/tn)	mg Au	calculo de la Ley Au (g/tn)
1	1-P1	cc	17	0,00033	0,00021	1,24	0,021	
2	2-P1	cc	17	0,0004	0,00032	1,88	0,032	1,56
3	3-P1	colas	25	0,00025	0,000035	0,14	0,0035	
4	4-P1	colas	25	0,00018	0,00004	0,16	0,004	0,15
5	5-P1	cc	25	0,00094	0,00076	3,04	0,076	
6	6-P1	cc	25	0,00104	0,00095	3,80	0,095	3,42
7	7-P1	Colas	25	0,00013	*	0,09	0,00213	
8	8-P1	Colas	25	0,00013	*	0,09	0,00225	0,1
9	9-P1	CC	8,05	0,00136	0,00111	13,79	0,111	
10	10-P1	CC	9,34	0,00163	0,00139	14,88	0,139	14,38
11	11-P1	Colas	25,5	0,00021	0,000016	0,06	0,0016	
12	12-P1	colas	25,05	0,00051	*	0,04	0,001	0,05

* Datos obtenidos de absorción atómica

Leyes 2da prueba									
No	Cod		Peso (g)	P Dore (g)	Au (g)	Ley Au (g/tn)	mg Au	calculo de la	
								Ley Au (g/tn)	
1	1-P2	cc	25,85	0,00051	0,00037	1,43	0,037		
2	2-P2	cc	25,02	0,00044	0,00035	1,40	0,035	1,42	
3	3-P2	colas	25,01	0,00028	*	0,14	0,003425		
4	4-P2	colas	25	0,00026	*	0,14	0,003375	0,14	
5	5-P2	cc	15,77	0,00052	0,00045	2,85	0,045		
6	6-P2	cc	15,4	0,00086	0,000485	3,15	0,0485	3,00	
7	7-P2	Colas	25,79	0,00015	*	0,09	0,00225		
8	8-P2	Colas	25,01	0,00027	0,00003	0,12	0,003	0,1	
9	9-P2	CC	14	0,00162	0,00138	9,86	0,138		
10	10-P2	CC	14	0,00159	0,00131	9,36	0,131	9,61	
11	11-P2	Colas	25	0,00021	*	0,08	0,002		
12	12-P2	colas	25	0,00051	*	0,10	0,0025	0,09	

* Datos obtenidos de absorción atómica

Lectura en Absorción Atómica						
No	Cod	Peso (g)	ppm	Alicuota (L)	Mg Au	Ley Au (g/tn)
1	7-P1	25	0,085	0,025	0,002125	0,085
2	8-P1	25	0,09	0,025	0,00225	0,090
3	12-P1	25,05	0,04	0,025	0,001	0,040
4	3-P2	25,01	0,137	0,025	0,003425	0,137
5	4-P2	25	0,135	0,025	0,0034	0,135
6	7-P2	25,79	0,09	0,025	0,00225	0,087
7	11-P2	25	0,08	0,025	0,002	0,080
8	12-P2	25	0,1	0,025	0,0025	0,100

Pesos de concentración

Pesos Primera prueba			
	Concentración 1	Concentración 2	Concentración 3
peso inicial	9940	9480	9270
Peso relave	9860	9366,15	9160
Concetrado	73,97	38,97	18,34
Conc+Relave	9933,97	9405,12	9178,34
Perdidas	6,03	74,88	91,66
Pesos Segunda prueba			
	Concentración 1	Concentración 2	Concentración 3
peso inicial	5110,25	5000	4820
Peso relave	5000	4940	4600
Concetrado	76,5	39,52	29,76
Conc+Relave	5076,5	4979,52	4629,76
Perdidas	33,75	20,48	190,24