



UNIVERSIDAD TECNICA PARTICULAR DE LOJA

La Universidad Católica de Loja

ÁREA TÉCNICA

TÍTULO DE INGENIERO EN GEOLOGÍA Y MINAS

Evaluación de los diferentes procesos realizados en la recuperación de Oro de la Planta de Beneficio M, Distrito Minero Nambija-Condominio Sur, provincia Zamora Chinchipe – Ecuador.

TRABAJO DE TITULACIÓN

AUTOR: Guamán Granda, Diego Francel

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

Magíster.

Sanmartín Gutiérrez Víctor Aurelio.

DOCENTE DE LA TITULACIÓN

De mi consideración:

El presente trabajo de titulación: Evaluación de los diferentes procesos realizados en la recuperación de Oro de la Planta de Beneficio M, Distrito Minero Nambija-Condominio Sur, provincia Zamora Chinchipe – Ecuador realizado por Diego Francel Guamán Granda, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por cuanto se aprueba la presentación del mismo.

Loja, junio de 2016

f)

DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS

“Yo Guamán Granda Diego Francel declaro ser autor del presente trabajo de titulación: Evaluación de los diferentes procesos realizados en la recuperación de Oro de la Planta de Beneficio M, Distrito Minero Nambija-Condominio Sur, provincia Zamora Chinchipe – Ecuador, de la Titulación de Geología y Minas, siendo Sanmartín Gutierrez Víctor Aurelio director y Quintuña Espín Juan Carlos co-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: Guamán Granda Diego Francel

Cédula: 1105600215

DEDICATORIA

Este trabajo se lo dedico primeramente a Dios quien me ha dado la sabiduría y salud para poder culminar esta etapa de mi vida.

Muy especial a mi madre querida que desde el cielo me ha estado guiando y cuidando, ella la fuerza de seguir adelante, quien me ha enseñado que no hay imposibles en la vida.

A mi padre José que es una parte incondicional de mi vida, quien me ha enseñado que sin esfuerzo no hay recompensa y que me ha cultivado los principios de ser una buena persona.

A mi hermana Nancy mi inspiración y fortaleza, quien me ha enseñado a ser una persona luchadora y humilde.

A mis hermanos/as Flora, Yolanda, Gloria, Norma, Erika, Luis, Milton, Gabriel, Edgar, que fueron una parte fundamental en mis años de estudios, quienes me han apoyado y han sido una importante motivación.

A mi familia y amigos de una u otra forma me brindaron su apoyo a lo largo de mi vida estudiantil.

AGRADECIMIENTO

Agradezco en primer lugar a Dios por haberme bendecido y guiado por el camino del bien.

Agradezco a mi padre y hermanos/as, por su apoyo económico y moral.

Mi profundo agradecimiento a la Universidad Técnica Particular de Loja, por formarme y acogerme durante estos años de formación profesional, a todos los docentes de la Titulación de Geología y Minas por brindarme la ayuda y haberme impartido sus conocimientos y experiencias.

Al Ing. Víctor Sanmartín y Juan Carlos Quintuña, por guiar mi tesis y brindarme su tiempo necesario para poder culminar esta investigación.

A toda mi familia y amigos por darme sus consejos y apoyo durante mi formación profesional.

CONTENIDO

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN.....	ii
DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS.....	iii
DEDICATORIA	iv
AGRADECIMIENTO	v
CONTENIDO	vi
Índice de Imágenes.	ix
Índice de Tablas.	ix
Índice de Fotografías.	ix
Índice de Gráficos.....	x
Índice de Anexos.	x
Índice de Diagramas.....	xi
RESUMEN.....	1
ABSTRACT	2
CAPITULO 1.....	3
INTRODUCCIÓN.....	3
1.1. Antecedentes.	4
1.2. Justificación.	5
1.3. Objetivos.	6
1.3.1. Objetivo general.	6
1.3.2. Objetivos específicos.....	6
CAPITULO II.....	7
CARACTERÍSTICAS FÍSICO-GEOGRÁFICAS DEL SECTOR	7
2.1. Ubicación.....	8
2.2. Acceso.....	9
2.3. Clima.	9
2.4. Geomorfología e hidrografía.	10
2.5. Historia de exploración y explotación.	12

CAPITULO III.....	14
GEOLOGÍA DEL “DISTRITO MINERO NAMBIJA”	14
3.1. Geología Regional.	15
3.1.1. Estratigrafía.	17
3.1.1.1. Litologías Pre-A Syn-Batolíticas.	17
3.1.1.2. Batolito de Zamora.....	18
3.1.1.3. Litologías Post-Batolíticas	18
3.2. Geología Local.....	19
3.2.1. Mineralización de Nambija.....	19
3.2.2. Mineralización del Skarn.....	19
3.2.3. Alteración.	20
CAPITULO IV	21
METODOLOGÍA DE TRABAJO	21
4.1. Recopilación bibliográfica.	22
4.2. Muestreo.....	22
4.3. Preparación de las Muestras Laboratorio UTPL.....	26
4.3.1. Secado.	27
4.3.2. Trituración.	27
4.3.3. Homogenización y cuarteo.	27
4.3.3. Pulverización.	28
4.4. Caracterización del mineral.....	29
4.4.1. Peso específico.	29
4.4.2. Análisis granulométrico.	30
4.4.3. Análisis químico – FRX.	31
4.4.4. Análisis mineralógico – DRX.	32
4.4.5. Análisis de malla valorada.	32
4.5. Análisis químico _ Fusión-Copelación.....	33
4.5.1. Fusión-copelación.	33
4.5.2. Digestión y cuantificación del oro.	35

4.5.3. Absorción atómica.....	36
4.6. Balance energético.	37
4.7. Balance Hídrico	38
CAPITULO V	39
RESULTADOS Y ANÁLISIS	39
5.1. Peso específico.....	40
5.2. Análisis químico – FRX.	40
5.3. Mineralogía – DRX.....	41
5.4. Tonelaje métrico solido día – TMSD.	42
5.5. Análisis granulométrico.	42
5.6. Análisis de Au en Malla Valorada.....	48
5.7. Balance Metalúrgico	54
5.8. Balance Energético.....	55
5.9. Balance Hídrico	56
CAPITULO VI	57
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	57
6.1. Conclusiones	58
6.2. Recomendaciones.	60
BIBLIOGRAFÍA.....	61
ANEXOS.....	62

Índice de Imágenes.

Imagen 1. Ubicación del Distrito Minero Nambija.	8
Imagen 2. Ruta de acceso al área de estudio.	9
Imagen 3. Mapa hidrológico de la zona de estudio.	11
Imagen 4. Mapa Geología regional del distrito aurífero de Nambija.	16
Imagen 5. Difractometría de rayos x (DRX) del material de cabeza P1.	41

Índice de Tablas.

Tabla 1. Peso específico del mineral.	40
Tabla 2. Resultados del análisis de FRX.	40
Tabla 3. Tonelaje métrico solido día	42
Tabla 4. Análisis Granulométrico del material de cabeza.	43
Tabla 5. Análisis granulométrico del material del interior del molino “artesa”.	44
Tabla 6. Análisis Granulométrico del material de la salida de tubería.	45
Tabla 7. Análisis Granulométrico del material de tina-bayetas.	46
Tabla 8. Análisis granulométrico del material de relave.	47
Tabla 9. Malla valorada material de cabeza, ley calculada.	49
Tabla 10. Malla valorada material de artesa, ley calculada.	50
Tabla 11. Malla valorada material de la salida de tubería, ley calculada.	51
Tabla 12. Malla valorada material de tina-bayetas, ley calculada.	52
Tabla 13. Malla valorada material de relave-cola, ley calculada.	53
Tabla 14. Balance metalúrgico.	54
Tabla 15. Consumo energético en el proceso del material de la planta.	55
Tabla 16. Consumo hídrico en el proceso del material de las planta M.	56

Índice de Fotografías.

Foto. 1. Geomorfología del Distrito Minero Nambija.	10
Foto. 2. Recolección de muestra del P1, cabeza.	23
Foto. 3. Toma de muestra del P2, interior molino – artesa.	23
Foto. 4. Toma de muestra del P2, salida de tubería.	24
Foto. 5. Peso de la probeta + material.	24
Foto. 6. Muestreo del P4, concentrado (lavado de bayetas en la tina).	25
Foto. 7. Toma de muestra de P5, relave o cola.	25
Foto. 8. Trituradora de muelas, RETSCH.	27

Foto. 9. Cuarteo de la muestra.	28
Foto. 10. Pulverizador, RETSCH – RS200.....	29
Foto. 11. Materiales usados para el ensayo del picnómetro.....	30
Foto. 12. a. Ensayo granulométrico serie gruesa. b. Ensayo granulométrico serie fina.....	31
Foto. 13. Equipo de Fluorescencia de Rayos X, BRUKER S1.	32
Foto. 14. a. Preparación de la muestra. b. Fusión.....	34
Foto. 15. a. Régulos de plomo con escoria después de sacar del proceso de Fusión. b. Régulos	34
Foto. 16. a. Régulos de plomo. b. Doros de Au y Ag <1mm después de la copelación.	35
Foto. 17. Cuantificación de los doros en micro balanza.	36
Foto. 18. a. Ácido Nítrico en sus diferentes concentraciones. b. Digestión del dore.....	36
Foto. 19. Motor eléctrico modelo SIEMENS 1LA7164-4YB70.	37
Foto. 20. Motor eléctrico modelo WEG-W22_IE1 90.2%.....	38
Foto. 21. Oro Físico.	55

Índice de Gráficos.

Grafico 1. Distribución de los elementos en diferentes porcentajes obtenidos en FRX.	41
Grafico 2. Curva granulométrica del P1, grafica del D80 y D50.	43
Grafico 3. Curva granulométrica del P2, grafica del D80 y D50.	44
Grafico 4. Curva granulométrica del P3, grafica del D80 y D50.	45
Grafico 5. Curva granulométrica del P4, grafica del D80 y D50.	46
Grafico 6. Curva granulométrica del P5, grafica del D80 y D50.	47
Grafico 7. Gráfica de distribución de oro en el P1.	49
Grafico 8. Gráfica de distribución de oro en el P2.	50
Grafico 9. Gráfica de distribución de oro en el P3.	51
Grafico 10. Gráfica de distribución de oro en el P4.	52
Grafico 11. Gráfica de distribución de oro en el P5.	53

Índice de Anexos.

Anexo 1. Hoja estadística de la toma de datos en campo.	63
Anexo 2. Levantamiento de información en campo, cálculo de porcentaje de sólidos, caudal y toneladas.	64
Anexo 3. Ensayo del Picnómetro y cálculo del peso específico.	68
Anexo 4. Resultados de análisis de fluorescencia de rayos X, Método Minig Light Elements (análisis 979).	69

Anexo 5. Tablas y curvas granulométricas determinados con el Software Moly-Cop Tools 3.0.	70
Anexo 6. Malla valorada análisis de leyes de Au.	75
Anexo 7. Composición del Flux Básico	81

Índice de Diagramas

Diagrama 1. Puntos de los diferentes procesos del mineral.....	22
Diagrama 2. Flujo de trabajo en la preparación de las en el laboratorio químico UTPL.....	26

RESUMEN

En el presente trabajo de investigación: “Evaluación de los diferentes procesos realizados en la recuperación de Oro de la Planta de Beneficio M, Distrito Minero Nambija-Condominio Sur, provincia Zamora Chinchipe”, se determinó la eficiencia de un proceso típico en el distrito estudiado a través de balances metalúrgico, energético e hídrico; para este fin se realizó un muestreo en campo, los puntos estudiados fueron: material de cabeza (P1), artesa (P2), salida de la tubería (P3), concentrado de canalones-bayetas (P4), relave (P5). Con los datos y muestras obtenidos en campo, se realizó otros tipos de ensayos en laboratorio, como: análisis granulométrico, mineralogía, peso específico, análisis de malla valorada de oro se realizó por ensayo al fuego. En mineralogía se determinó cuarzo, albita, grosularia y calcita. Se obtuvo un peso específico de 3.13 gr/cm^3 . En el análisis de ley de oro dio los siguientes resultados; P1: 2.79 gr/tn; P2: 68 gr/tn; P3: 1.05 gr/tn; P4: 15.01 gr/tn; P5: 0.61 gr/tn. En los resultados obtenidos se adquirió una eficiencia de 53.82 %, con un consumo energético de 18.36 kWh/ton e hídrico de $17.01 \text{ m}^3/\text{ton}$.

Puntos clave: Oro, Distrito Minero Nambija, balance metalúrgico, ensayo al fuego.

ABSTRACT

This research work: "Evaluation of the different processes performed in the recovery of Gold in the Beneficiation Plant M, Mining District Nambija-Condominium South, Zamora Chinchipe province" it was determined the efficiency of a typical process in the district studied across balance sheets metallurgical, energy and water; for this end a sampling was realized in field, the studied points were: head material (P1), trough (P2), outlet pipe (P3), concentrated gutter-cloths (P4), tailing (P5). With the information and samples obtained in field, other types of tests were realized in laboratory, since: granulometric analysis, mineralogy, specific gravity, analysis of mesh valued of gold was realized by test to the fire (fusion-cupellation). In mineralogy it determined quartz, albite, grosularia and calcite. It was obtained a specific weight of 3.13 g/cm³. The analysis of gold law gave the following results; P1: 2.79 gr/tn; P2: 68 gr/tn; P3: 1.05 gr/tn; P4: 15.01 gr/tn; P5: 0.61 gr/tn. In the obtained results there was acquired an efficiency of 53.82% plant was achieved with an energy consumption of 18.36 kWh/t and water of 17.01m³/ton.

Key words: Gold, Nambija Mining District, metallurgical balance, fire assay.

CAPITULO 1

INTRODUCCIÓN

1.1. Antecedentes.

En nuestro país, en los últimos tiempos se ha venido desarrollando la industria minera especialmente en el Austro Ecuatoriano como: El Azuay, El Oro, Loja y Zamora Chinchipe donde existen yacimientos auríferos como: Nambija, Chinapintza, Portovelo, Zaruma, Ponce Enríquez y otros, en los cuales se realiza una intensa actividad Geología – Minera en las diferentes fases como: Prospección, Exploración, Explotación y Metalurgia del Oro (Riofrío María, 2012).

La riqueza del suelo ecuatoriano, privilegia al país con un gran potencial minero que se presenta en todo el territorio nacional. El vasto potencial metálico junto a las similares perspectivas que se dan en el ámbito de los minerales no metálicos, hacen del Ecuador un país de grandes recursos y posibilidades mineras. Entre los principales metales figuran: oro, plata, hierro, cobre, plomo, molibdeno, zinc y manganeso.

La explotación en el Distrito Nambija ha sido el primer productor de oro del Ecuador desde mediados de los años 80s hasta mediados de los 90s, aunque su actividad ha disminuido en los últimos años, continua siendo una de las principales áreas de minería de oro en el país (Prodeminca, 2000). La explotación del mineral se viene dando principalmente por los pequeños mineros, quienes realizan la operación en una forma antitécnica, esto es, sin estudios previos de exploración y explotación, para aprovechar al máximo el mineral útil.

La minería, gracias a la bondad de la naturaleza y a investigaciones realizadas por técnicos nacionales y extranjeros, ha dejado de ser un mito para convertirse en una realidad que apunta a ser pilar fundamental de la economía nacional.

La presente investigación tiene como objetivo principal determinar la eficiencia de la planta y así poder reducir gastos energéticos e hídricos, así como; optimar los procesos para obtener una buena recuperación del mineral y mitigar el impacto ambiental.

1.2. Justificación.

Ecuador se halla en vísperas de un potencial minero, debido a la modernización de los procesos en las plantas de beneficio. El Plan Nacional de Desarrollo Minero diseña el perfil de desarrollo del sector minas y canteras, vital para el país, con importantes avances en el arranque de la minería a gran escala, en el ordenamiento de la minería artesanal y de la pequeña minería; lo cual en las exportaciones mineras en el total exportable del país PIB se ha elevado en el 2012 en 1,51%. El desarrollo de la minería está por cambiar con el impulso de nuevos proyectos en minería metálica en los próximos años. (Fonseca Patricio, 2012)

La recuperación del Oro (Au) ha sido un desafío en las plantas de beneficio, ya que existe una deficiencia en el manejo de las diferentes fases del proceso del material, la evidencia de Oro (Au) en los relaves desechados por la mayoría de las plantas de beneficio y al alto consumo hídrico y energético en ciertos casos en nuestra minería artesanal, pequeña minería y mediana minería de todos los principales distritos de la provincia de Zamora Chinchipe presenta diversos problemas en dicha recuperación.

El presente proyecto tiene como fin realizar una evaluación de los procesos empleados en la planta de beneficio M, Condómino Sur, Sector Zamora -Distrito Minero Nambija; en este caso, para determinar e identificar las posibles inconsistencias en los procesos empleados para recuperación de Oro (Au) a través de balances metalúrgicos, energéticos e hídricos, para lo cual definiremos cada uno de los procesos que intervienen en la recuperación de Oro (Au), como la trituración, molienda, concentración y amalgamación, haciendo un muestreo sistemático del material cuando este atraviese cada uno de los procesos en un ciclo completo de recuperación, con una duración de varios días dependiendo del material que se extrae de la mina, lapso en el que también se controlara y cuantificara el consumo tanto hídrico, energético y combustible.

Desde la misma manera se procederá en esta investigación en tomar datos experimentales de 4 días, de una cantidad del material previamente molido, al tener los datos respectivos de los procesos en la planta se procedió a calcular peso específico del sólido, toneladas molidas de material, y cálculos que se realizará durante el lapso de laboratorio como leyes de Au, balance, eficiencia de la planta y otros cálculos que se verán durante la investigación.

1.3. Objetivos.

1.3.1. Objetivo general.

- Evaluar los diferentes procesos realizados en la recuperación de Oro (Au) de la Planta de Beneficio M a través de balances Metalúrgico, Energéticos e Hídricos.

1.3.2. Objetivos específicos.

- Muestrear sistemáticamente a cada hora, durante un ciclo completo de procesamiento del material en sus fases como: Trituración, Molienda, Concentración y Relave.
- Caracterización de mineral, peso específico, mineralogía, granulometría, leyes de oro de todos los puntos muestreados.
- Evaluar el proceso metalúrgico con los datos de planta y con los datos de laboratorio.
- Determinar el consumo Hídrico y Energético por tonelada de material procesado mediante un balance.
- Evaluación de la eficiencia de la planta M.

CAPITULO II

CARACTERÍSTICAS FÍSICO-GEOGRÁFICAS DEL SECTOR

“DISTRITO MINERO NAMBIJA”

2.1. Ubicación.

El distrito minero de Nambija, es un yacimiento aurífero ubicado en la región amazónica, al Sur-Oriente del Ecuador, perteneciente a la provincia de Zamora Chinchipe, a 25 km al Este del cantón Zamora, parroquia San Carlos de las Minas. Tiene aproximadamente, 20km de largo y 5km de ancho, y dirección N-S y comprende una superficie de 630 hectáreas mineras. Forma parte de la región morfo-estructural en la cordillera de Nanguipa la misma que constituye un ramal formado entre la cordillera Real y El Cóndor entre los 1600 y 2300 msnm. El lugar de estudio tiene las siguientes coordenadas: Este 745256, Norte 9549609 y Altura 1775 (Datum: WGS_84).

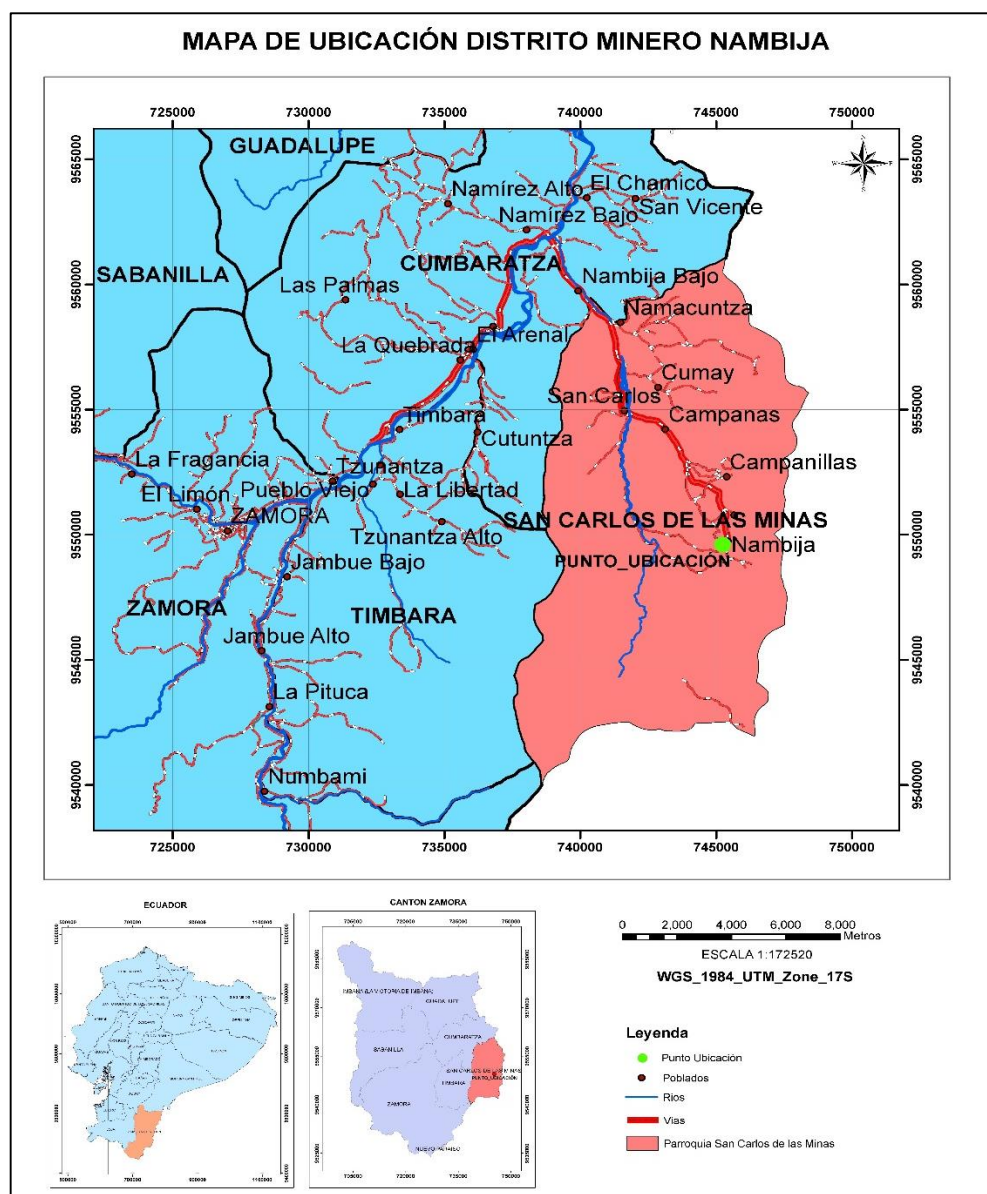


Imagen 1. Ubicación del Distrito Minero Nambija.

Fuente: D. Guamán, 2015.

2.2. Acceso.

El acceso al Distrito Minero Nambija se lo realiza vía terrestre por la troncal amazónica, desde la ciudad de Loja existe 92.2 km de recorrido. En vía de primer orden el recorrido tenemos desde Loja a Namírez aproximadamente con una distancia de 76.2 km con un tiempo de 01h 45min; luego se transporta de Namírez a Nambija, con una distancia de 16.3 km, por vía de segundo orden, y con un tiempo de 01h 30min de recorrido, donde tenemos el servicio de rancheras.

Debido a las condiciones geomorfológicas y climatológicas del sector, se recomienda el uso de un auto 4x4 desde Namírez hasta Nambija. (D. Guamán, 2015).

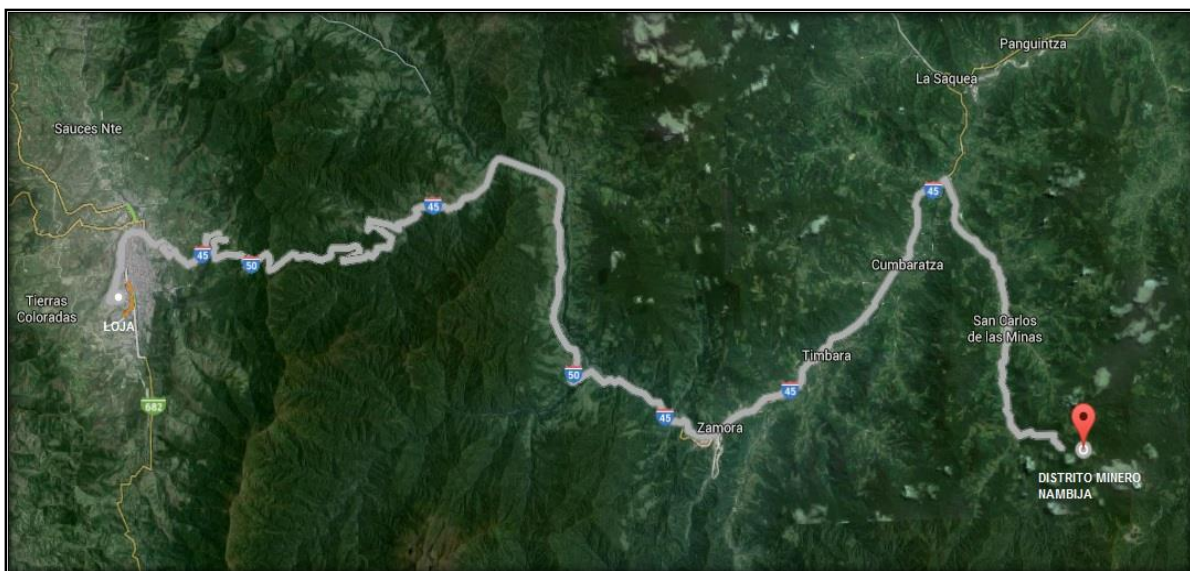


Imagen 2. Ruta de acceso al área de estudio.
Fuente: Google Maps, 2015.

2.3. Clima.

Nambija se ubica en la región amazónica húmeda subtropical. Según el INAMHI, el clima en esta zona es húmedo a templado con pequeño exceso de agua, megatérmico a cálido, y que a menudo está cubierta de niebla. Mediante los mapas climáticos de julio 2015, tenemos una precipitación diaria que va desde 5,9 a 8,7 mm; se establece un rango de temperatura mínima entre 14,8 a 16,4 °C y una temperatura máxima entre los 20,3 a 22 °C.

De acuerdo a los datos proporcionados en los mapas de isoyetas e isotermas del INAMHI (2010), tenemos una precipitación anual acumulada que oscila entre 1651,0 a 2093,7 mm y la temperatura media anual alcanza valores entre 18,8 a 20,4 °C, a una altitud aproximada de 1800 msnm. En donde los meses de menor temperatura son: abril, mayo, junio, julio agosto y

septiembre; y los meses más calurosos son: enero, febrero, marzo, octubre, noviembre y diciembre.

2.4. Geomorfología e hidrografía.

El Distrito Minero Nambija se encuentra ubicada en la Cordillera de Nanguipa que forma parte de los contrafuerte de la Cordillera Oriental de los Andes, prevalece un paisaje montañoso con un relieve muy accidentado, con altitudes que varían entre 1400 y 2400 msnm. El sitio se caracteriza por la presencia de numerosas fallas y roturas dejadas por los deslizamientos del terreno.



Foto. 1. Geomorfología del Distrito Minero Nambija.
Fuente: D. Guamán, 2015.

El principal sistema de drenaje está conformado por la Quebrada del Hierro, que divide al distrito en Condominio Norte y Condominio Sur. Esta quebrada desemboca sucesivamente en los ríos Nambija, Zamora, Santiago, Marañón, Amazonas y posteriormente en el Océano Atlántico. Su disposición espacial es detrítico, la mayoría de las quebradas presentan direcciones perpendiculares a las del drenaje principal, es decir N-S, coincidiendo con las direcciones de las estructuras (fallas y fracturas).

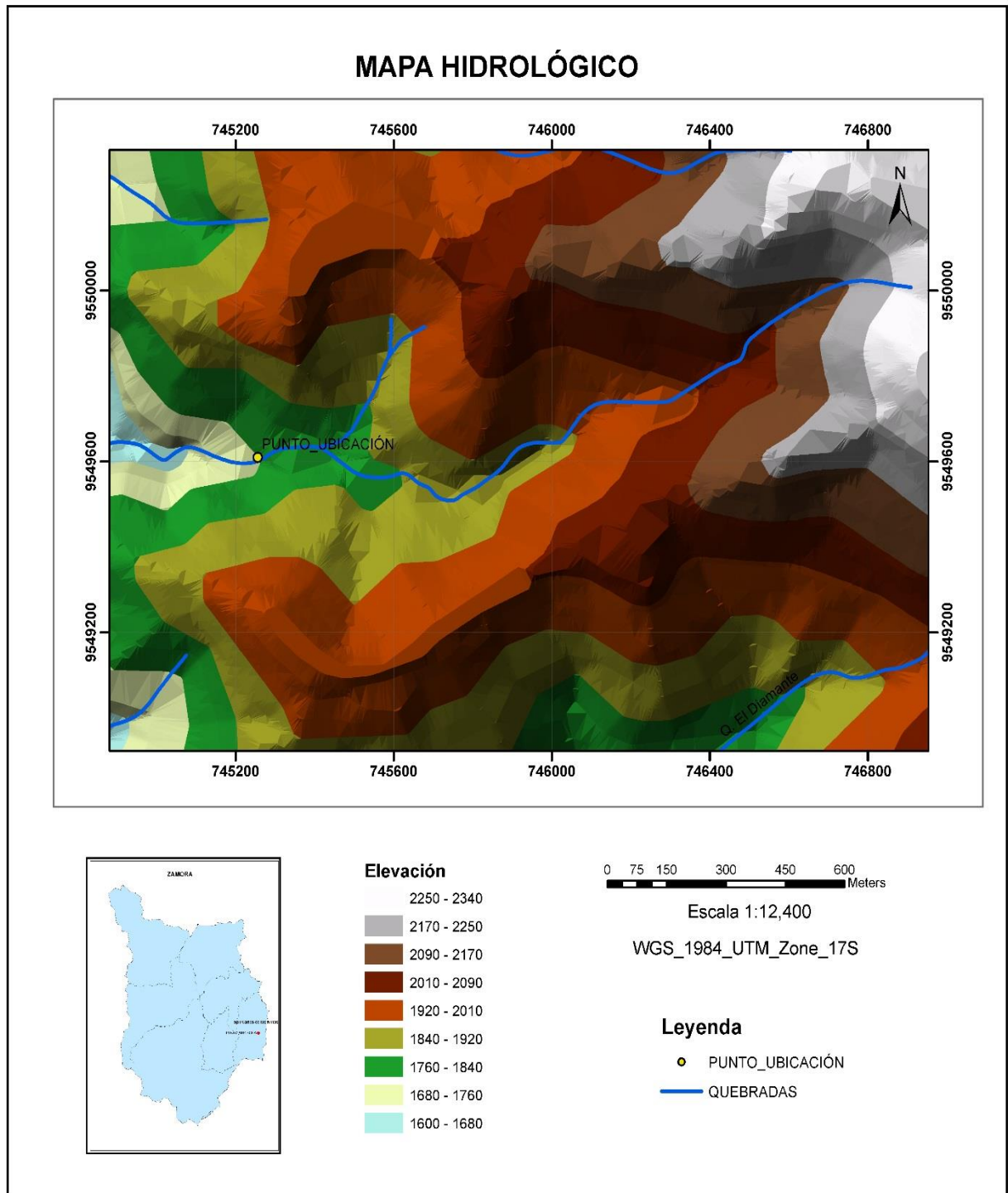


Imagen 3. Mapa hidrológico de la zona de estudio.
Fuente: D. Guamán, 2015.

2.5. Historia de exploración y explotación.

El Distrito Minero de Nambija fue trabajado anteriormente como placeres y vetas de oro por los pueblos Incas, que fueron desplazados más tarde por los Conquistadores españoles cerca de 1550. Los españoles a su vez fueron expulsados del sector por esclavos Shuar alrededor de 1700, dejando el área inactiva hasta su descubrimiento de Campanillas en 1970.

Se desató un boom minero en 1983 cuando Nambija fue invadido por hasta 25,000 personas y la ley marcial fue impuesta para reducir el caos. La producción logro un pico en 1986 después del cual las bolsonadas de valioso grado fueron cada vez más dificultosas de encontrar y la extracción fácil en El Arco y El Playón llegaron a su fin. Estos terrenos fueron los primeros en ser explotados seguidos de Mapasingue y finalmente El Tierrero en 1991.

La localidad residente se estabilizo alrededor de 4,000 hasta el año 1993 cuando el número de mineros artesanales cayó bajo 3000. En este momento el gobierno ingresa y supervisa las 69 has clave dividiendo las propiedades entre 642 mineros activos. El sitio supervisado fue separado en dos unidades llamadas Condominio Norte y Condominio Sur, esto llevo un gran progreso ya que cada propietario estaba delegado a trabajar en cualquier lugar del respectivo condominio siempre que no interfiriera con otro trabajo existente.

La exploración y el minado está dominado por las técnicas artesanales y son realizados por mineros individuales, donde utilizaban el método de la batea (platón llamado por los mineros artesanales) y cooperativas. La recuperación de oro está estimada en 55% como resultado de los primitivos machacadores y métodos extractivos. En mayo de 1994 ocurrió un gran deslizamiento de tierras que mato posiblemente hasta 1,000 personas. Desde esa época la actividad minera ha bajado considerablemente.

Se estima que los trabajos artesanales de Nambija has producido 2 millones de onzas de oro durante la primera década de producción (Gemuts et al., 1992). Desde comienzos de los años 90 la producción anual ha caído a 35,000 oz/año. El total de reserva estimada en 1990 por la empresa Mining Magazine, era del orden de 23 millones de toneladas con una ley media de 15 g/t. Sin embargo, con el extensivo alto grado de estos depósitos las reservas totales sean probables de 4 a 5 millones de onzas de oro.

Lastimosamente, el depósito está siendo explotado de manera ineficaz y desordenada. Muchos pequeños mineros excavan sus galerías donde mejor les parece, sin planificar y sin tener en cuenta las más elementales reglas de seguridad.

Para accionar los martillos perforadores se utilizan compresores a motor diésel, donde genera aire comprimido. Una vez que los taladros perforan las cuñas, se colocan cargas de dinamita

y se vuela la roca. Después se separan visualmente la fracción estéril de la fracción mineralizada que se transporta en seguida al hombro o vagonetas a uno de los numerosos molinos donde la roca es triturada.

Para el producto de la molienda se utiliza los molinos chileno o las chanchas, el material es pasado por un canal de lavado a fin de separarla fracción pesada. En seguida, esta última fracción es lavada en presencia de mercurio para obtener al final una bola de amalgama de mercurio – oro, que luego se quema por medio de un soplete hasta llevar a una temperatura máxima donde el mercurio se disuelve y se obtiene el oro (Au) relativamente puro.

CAPITULO III

GEOLOGÍA DEL “DISTRITO MINERO NAMBIJA”

3.1. Geología Regional.

La subducción de la placa de Nazca bajo la placa Sudamericana ha generado en el Ecuador tres zonas morfoestructurales reconocidas como: Costa, Sierra y Oriente. Estas zonas están constituidas por terrenos alóctonos acresionados al continente (Litherland y otros, 1994)

La región Oriental se halla conformada por dos zonas: las Cuenca Amazónica y la Zona Subandina.

La Cuenca Amazónica es parte del tras arco de los Andes ecuatorianos, compuesta por sedimentos marinos y continentales que aloja los principales campos petrolíferos del país.

La zona Subandina es la división morfoestructural transicional entre la cuenca amazónica y la sierra andina alta. Comprende una franja relativamente estrecha de rocas falladas y deformadas que pertenecen tanto a la Cordillera Real como a las secuencias sedimentarias de la Cuenca Amazónica. Este cinturón está intruido por batolitos de granitoides tipo "I" (Prodeminca 2000.)

El distrito Minero de Zamora comprende parte de la región morfoestructural de las Sierra del Condor dentro de la Zona Subandina. Este distrito incluye los campos mineros del: Cinturón de Nambija, Campo Minero de Chinapintza y el Cinturón Porfídico San Juan Bosco (Imagen 4).

El Distrito Nambija está localizado en el flanco occidental de la cordillera de Nanguipa. Comprende los yacimientos de Nambija, Guaysimi, Sultana del Condor, Cambana y Fortuna, se trata de mineralizaciones de skarn relacionados a una estructura tipo Graben de orientación Andina.

El sistema estructural de Nambija consiste de: 1) fallas NS que delimitan zonas metalogénicas; 2) fallas NE-SW con mineralización; 3) fallas NW-SE que cortan a las NE-SW; 4) fallas subhorizontales paralelas a la estratificación; y 5) fallas transversales EW posteriores. Todo el sistema relatado a un campo de esfuerzos NE-SW.

La mayor parte de Cinturón de Nambija comprende la Unidad Piuntza del Triásico Superior, caracterizada por volcanitas andesíticas y sedimentos volcanoclásticos y epiclásticos calcáreos. La componente volcánica y, en cierta medida, la componente calcárea de los sedimentos de interflujo parece incrementarse hacia el techo de la secuencia, lo que en una sección longitudinal se transforma en un incremento general del componente volcánico de Sur a Norte (Imagen 4).

El grado de skarnificación está directamente relacionado con la proporción de sedimentos calcáreos y estos alcanzan, por tanto, su máximo espesor en el núcleo del Sinclinal de Nambija.

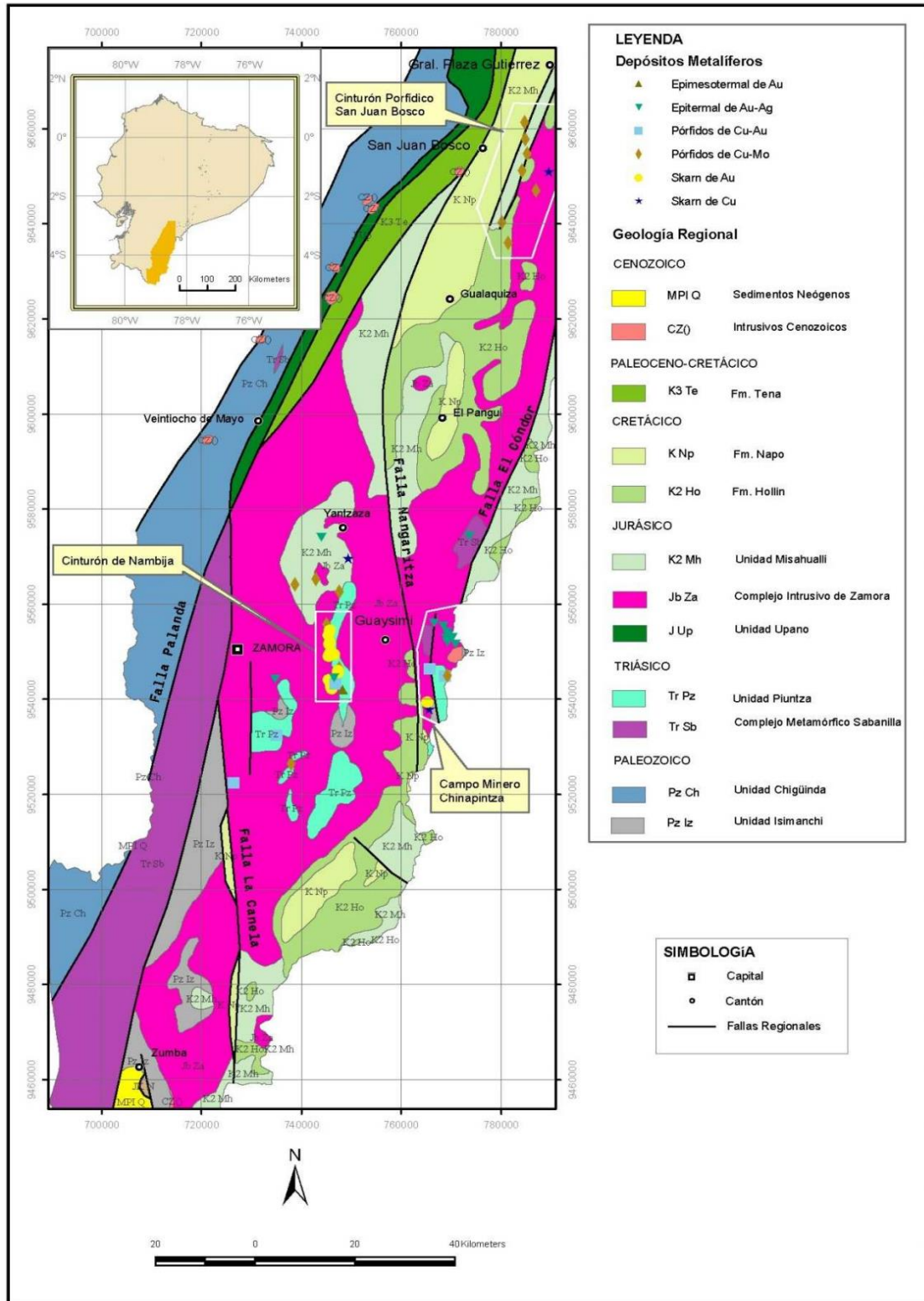


Imagen 4. Mapa Geología regional del distrito aurífero de Nambija.
Fuente: PRODEMICA, 2000. (Galo Y., 2009).

3.1.1. Estratigrafía.

3.1.1.1. Litologías Pre-A Syn-Batolíticas.

Durante el paleozoico el Cratón Guayanés fue el lugar de depositación de las indeformadas formaciones Pumbuiza y Macuma (Levantamiento Cutucu), y de la Unidad metamórfica Isimanchi dentro del distrito Zamora.

- **Unidad Piuntza** es catalogada como la primera unidad litológica aflorante de edad Triásico, presentándose como techos colgantes dentro del batolito de Zamora. Litológicamente consiste de secuencia volcano-sedimentarias de origen continental y marino (calizas, una variedad de lutitas calcáreas, areniscas, tobas de grano fino, flujos de lava, brechas de composición andesítica a dacítica) (Litherland y otros, 1994). Parcialmente relacionado al contacto con el batolito de Zamora se generan cuerpos skarnificados, de Oeste a Este como: Piuntza, Nambija y María Elena, que tienen una potencia de 300 m en las minas de Nambija y Campanillas). En esta unidad encontramos fósiles en una secuencia de limonitas calcáreas skarnificadas (Woods y otros, 1992 en Litherland y otros, 1994).
- **Unidad Chapiza** (Jurásico - Cretácico) comprende una secuencia de sedimentos clásticos no metamórficos de tipo continental buzando con bajo ángulo los cuales forman la cordillera de Cutucu. Esta unidad también ocurre en el campo minero Pachicutza donde irregularmente esta sobreyacida por los volcánicos de Misahualli.

Es una típica secuencia de capas rojas de lutitas, areniscas, conglomerados con evaporitas delgadas y limonitas tobáceas localmente depositadas.

- **Unidad Misahualli** está compuesta principalmente por rocas volcánicas calco-alcalinas, sobreyacen a la Formación Santiago, está debajo de la formación Hollín. Comprende traquitas verdes a grises, tobas y brechas tobáceas violetas a rosadas, lutitas rojas, areniscas y conglomerados. Se han reportado estructuras de pillows en basaltos al este del Río Nangaritza (Litherland y otros, 1994).

En las Unidades Piuntza y Misahualli se han emplazado numerosos diques, pequeños stocks e intrusiones más jóvenes de edad cretácica a cenozoica.

3.1.1.2. Batolito de Zamora

En cinturón de Nambija está rodeada y subyacente por el Batolito de Zamora, de composición diorítica-granodiorítica y edad jurásica (950-1500 Ma). Este batolito ha sido considerado como responsable, en gran medida de la corneización y skarnificación de las rocas de la unidad Piuntza.

El complejo intrusivo se ubica en el extremo SE del ecuador. Tiene dimensiones aproximadas de 200 km de largo y 50 km de ancho.

3.1.1.3. Litologías Post-Batolíticas

- **Formación Hollín** (Albiano-Aptiano) se presenta como bloques discontinuos que bordean el lado Este del batolito de Zamora. Según Tschopp (1953) consiste de areniscas cuarzosas blancas, de origen continental con estratificación cruzada y esporádicos “ripple marks”, además con intercalaciones. Son relativamente comunes las impregnaciones bituminosas.
- **Formación Napo** (Albiano-Maestrichtiano) presenta una distribución similar a la de la Formación Hollín. Se la puede ubicar como pequeñas rebanadas tectónicas junto a la falla Canela. Constituida por una serie de calizas fosilíferas, intercaladas con areniscas calcáreas y abundantes lutitas negras con una potencia entre 200-600 m (Paladines, 1989).
- **Formación Tena** comprende capas rojas fluviales a lacustres con una potencia entre 250 a 1000 m y presenta el retiro del océano y el inicio de un ambiente continental de deposición derivado de la cordillera andina durante el Maestrichtiano Tardío a Paleoceno (Wilkinson, 1982). Según Tschopp (1953) comprende capas de arcillas rojas y café con menores intercalaciones de arenisca además de calizas arenosas y limosas, estas litologías representan a facies fluviales y lacustres.

3.2. Geología Local.

La geología está representada por una secuencia de rocas del Jurásico inferior, constituida de argilitas, arenisca y arcilla con intercalaciones de mantos potentes de rocas andesíticas. La potencia de este paquete alcanza 500 m sobre el cual descansa un paquete de cuarcitas con un espesor de 150 m que hace contacto con la zona mineralizada de skarn, que tiene una potencia de 100-120 m sobre la cual descansa discordantemente en una capa de arcilla de color rojo (Paladines A., 2010).

Tenemos las rocas skarn que tienen una estructura masiva, son de grano fino a medio, de color amarillo-verdoso, algunas veces con tonalidades ladrillo por la presencia de granates. El intrusivo está representado por una monzo-diorita de textura porfírica y un pórfido cuarzo feldespático (Paladines A., 2010).

3.2.1. Mineralización de Nambija.

El oro de Nambija y minas próximas aparece dentro de vetas de cuarzo localmente acompañado por carbonato, feldespato K +/- clorita +/- epidota. También pueden aparecer cantidades secundarias de pirita, menores de calcopirita y trazas de pirrotina, magnetita, esfalerita, galena y telurios de Bi dentro del cuarzo o en una zona proximal de alteración, pero no existe una fuerte asociación entre estos sulfuros y el contenido de oro. El contenido total de sulfuros está en un rango de 0.5 – 5 % y frecuentemente bajo el 1 %.

El oro ocurre en forma de pequeñas masas, láminas o disseminaciones finas dentro de, o asociado a, las vetas en las litologías skarnificadas. El oro, además de estar alojado en el cuarzo, también aparece dentro del carbonato, clorita, clinopiroxeno alterado, granate y pirita.

3.2.2. Mineralización del Skarn.

La petrografía de los skarns de Nambija (Beddoe-Stephens, 1989) muestra una diferenciación desde rocas monominerales de granate a protolito inicialmente skarnificados, conformado principalmente por rocas volcanoclásticas andesíticas con alteración propilítica (clorita, tremolina, actinolita, epidota, prehnita). La skarnificación incipiente, difícil de determinar la mineralogía macroscópicamente, se identifica por cristales aislados de granates nucleados en vetillas de clorita-calcita y, localmente, piroxenos y grupos de epidota. En las vetas de cuarzo mineralizadas con oro y controladas por fallas, esta asociación calco-silicatada esta

sobreimpresa por halos de alteración retrogresiva de cuarzo-feldespato k-escapolita y granates euhedrales de grosularia-andradita (internos) y epidota-calcita-clorita (externos). (Prodeminca 2000)

Al microscopio en las rocas de skarn se observan las siguientes asociaciones de minerales (Paladines M. 1988).

- Piroxenos-granática
- Cuarzo-sulfuros-clorítica
- Cuarzo-carbonática

3.2.3. Alteración.

Los skarn exhiben, típicamente, reemplazamiento parcial de las asociaciones minerales anhidras ampliamente progradadas por asociaciones retrogradadas secundarias progresivamente más hídricas.

Varias secuencias paragenéticas son claras:

1. Skarn de granate-clinopiroxeno (gar=pyx) con alteración a granate posterior seguido de cuarzo y oro.
2. Skarn de grandita (gar>>pyx) con alteraciones sucesivas a (i) epidota + calcita + cuarzo +/- sulfuros, (ii) anfíbol +/- calcita, (iii) clorita + cuarzo y (iv) cuarzo + oro.
3. Skarn de granate-clinopiroxeno (gar=pyx) con alteración sucesiva a (i) epidota + anfíbol + calcita + cuarzo, (ii) clorita + cuarzo + calcita + sulfuros, y (iii) cuarzo + feldespatos K +/- oro. (Prodeminca 2000)

CAPITULO IV

METODOLOGÍA DE TRABAJO

4.1. Recopilación bibliográfica.

Este proceso investigativo y experimental se inició con la colecta de información accesible como libros, tesis realizadas en la zona de estudio y referentes al método que se va a realizar en esta investigación, artículos, publicaciones en sitios web, todo esto con la finalidad de analizar y poseer las competencias necesarias para la ejecución y cumplimiento de los objetivos planteados.

4.2. Muestreo.

Las muestras tomadas se realizaron en el periodo comprendido desde el 21 de septiembre hasta el 24 de septiembre del 2015. El muestreo se lo hizo de manera planificada, se almaceno el material por cada punto muestreado en los distintos procesos de la planta M, tenemos los siguientes puntos (Imagen 5):

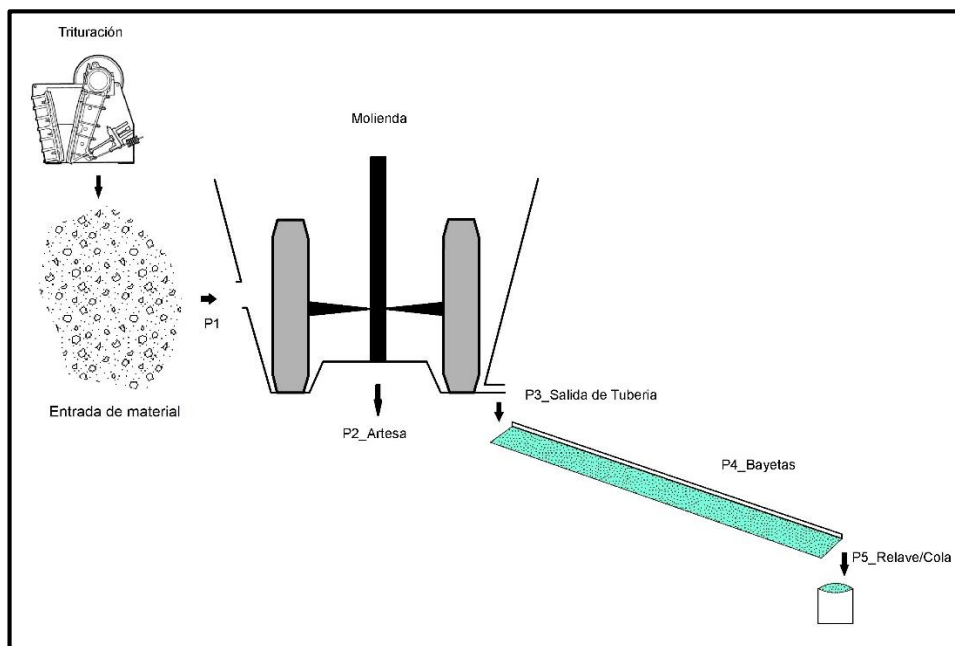


Diagrama 1. Puntos de los diferentes procesos del mineral.
Fuente: D. Guamán, 2015

P1 => Cabeza-entrada de material a molino (Foto. 2)

P2 => Artesa (Pulpa interior molino) (Foto. 7)

P3 => Salida de Tubería (Foto. 3)

P4 => Concentrado (Lavado de bayeta en las tinas) (Foto. 5)

P5 => Relave/Cola (Foto. 6)

El muestreo que se realizó en cada punto, según las circunstancias de cada proceso en particular se detalla a continuación:

1. **P1 - Ingreso del material.-** El material que sale de la mina, pasa por el proceso de trituración, este material se denomina cabeza, ingresa en el molino para obtener una reducción de las partículas y liberar el oro del mineral. Se procedió a muestrear el material de cabeza, recolectando muestras a cada hora durante todo el proceso aproximadamente se tomó 0.6 kg por hora, para así tener una muestra representativa en este punto (Foto. 2).



Foto. 2. Recolección de muestra del P1, cabeza.
Fuente: D. Guamán, 2015.

2. **P2 – Artesa.-** Este punto se tomó la muestra al finalizar la molienda, la misma se procedió a extraer y lavar los forros o blindajes, enjuagar las ruedas y todas las partes donde queden mineral del punto; en el cual el material es depositado en tinas. Se obtuvo 0.718 ton de material. El muestreo de este punto se lo realizó introduciendo un tubo pvc (3mm) en las tinas llenas de material, obteniendo una muestra representativa de 2.970 kg de material para su respectivo análisis en laboratorio (Foto. 3).



Foto. 3. Toma de muestra del P2, interior molino – artesa.
Fuente: D. Guamán, 2015.

3. **P3 – Salida de tubería.-** En este punto se muestreo tomando en cuenta la programación de cada hora. Los datos que se tomaron son:

Densidad.- Se tomó este dato, introduciendo el vaso muestreador en la salida de la tubería y vamos llenando la probeta de 1000 ml con pulpa, seguido se pesa en la balanza para determinar su peso, esto nos servirá para calcular el porcentaje de solidos (Anexo 2) (Foto. 4 y 5).

Caudal.- Para este dato usamos una cubeta, se introduce el recipiente en el tubo, con un cronómetro se toma el tiempo de llenado y medimos la altura de la pulpa en la cubeta, con este dato se determina el tonelaje y el consumo de agua en la molienda.



Foto. 4. Toma de muestra del P2, salida de tubería.
Fuente: D. Guamán, 2015.



Foto. 5. Peso de la probeta + material.
Fuente: D. Guamán, 2015.

4. **P4 – Canales_bayetas.-** El siguiente punto se muestreo el concentrado de las canaletas, donde se realizó el lavado de las bayetas en una tina con agua, se procedió a muestrear en el momento de que las tinas se llenan de material, el muestreo se lo realizo introduciendo un tubo pvc (3mm) en diferentes sitios hasta obtener una muestra representativa, el tiempo de lavado de las bayetas es cada 30 min, obteniendo un llenado de las tinas en tres horas (Foto. 6).



Foto. 6. Muestreo del P4, concentrado (lavado de bayetas en la tina).
Fuente: D. Guamán, 2015.

5. **P5 – Relave / cola.-** La toma de muestra en este punto, se lo realizo con un vaso muestreador, se llena 3 litros de pulpa que cae al final de la canaleta en un balde y se deja sedimentar para luego almacenar el sólido, este muestreo se lo realiza a cada hora. (Foto. 7). El relave de esta planta se lo descarta directamente al río.



Foto. 7. Toma de muestra de P5, relave o cola.
Fuente: D. Guamán, 2015.

4.3. Preparación de las Muestras Laboratorio UTPL.

Las muestras obtenidas se someten a un proceso de preparado de la siguiente manera, como se muestra a continuación (Diagrama 2.):

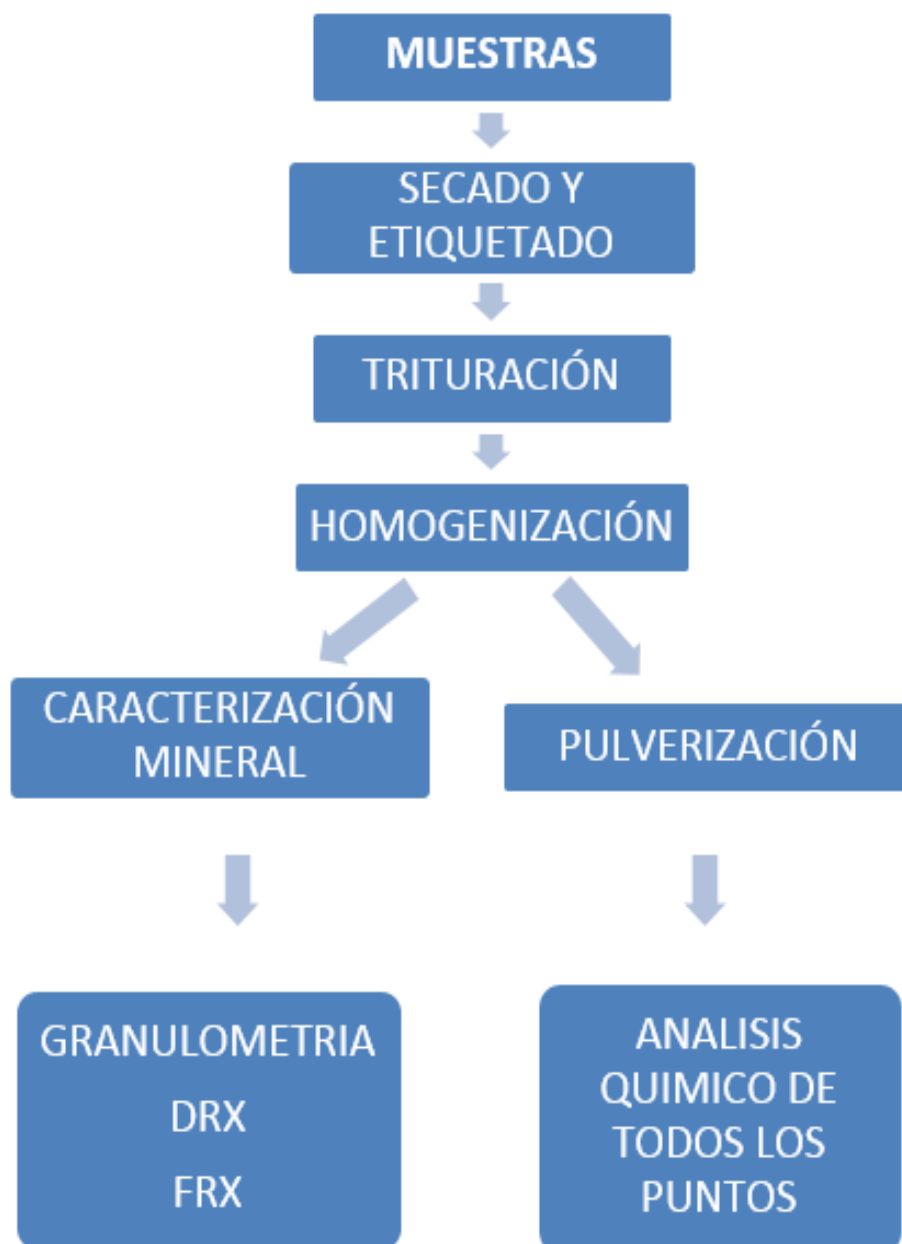


Diagrama 2. Flujo de trabajo en la preparación de las en el laboratorio químico UTPL.
Fuente: D. Guamán, 2016.

4.3.1. Secado.

El material es llevado al laboratorio, este se coloca en bandejas con su respectivo etiquetado y se someten a secado en la estufa a una temperatura de 105°C. Debe permanecer por 24 horas todo el material de los diferentes puntos. Para el secado de la muestra se usó la estufa forzada de marca POL-EKO

4.3.2. Trituración.

Se procedió a una trituración de material con el objeto de reducir el tamaño de las partículas para liberar los minerales y obtener una buena homogenización de la muestra. Se alimenta el material por la parte superior del equipo de manera continua y despacio para evitar sobrecargar la trituradora. La abertura de la trituradora es de 0.1 mm obteniendo un material que pase la malla #10. Para la trituración de la muestra se usó el equipo de marca RETSCH (Foto. 8).



Foto. 8. Trituradora de muelas, RETSCH.
Fuente: D. Guamán, 2015.

4.3.3. Homogenización y cuarteo.

La homogenización y cuarteo del material se realizó a cada uno los puntos muestreados con el fin de sacar una muestra representativa y homogénea de toda la fracción de material, el procedimiento a seguir es el siguiente:

- Se coloca un plástico limpio y se pone el material.
- Se mezcla sucesivamente y por varias veces todo el material, jalando desde las esquinas del plástico hacia el centro. Esta técnica de homogenización se denomina Roleo.
- Con la ayuda de una espátula se extiende toda la muestra sobre el plástico hasta obtener un cuadrado y se forma una red de referencia, con el fin de tomar una pequeña porción de cada espacio (Foto. 9).
- Finalmente se obtiene una muestra representativa para realizar la caracterización del mineral y los ensayos metalúrgicos.



Foto. 9. Cuarteo de la muestra.
Fuente: D. Guamán, 2016.

4.3.3. Pulverización.

De todos los puntos tomados en el proceso, luego de secar y triturar las muestras, se procedió a pulverizar, se realizó el cuarteo del material de cada punto y se tomó una muestra representativa de 150 gr. El tiempo de pulverización es de 5 min a una velocidad de 700 rpm. Es este proceso de uso el equipo de marca RETSCH – RS200 (Foto. 10).



Foto. 10. Pulverizador, RETSCH – RS200.
Fuente: D. Guamán, 2016.

4.4. Caracterización del mineral.

4.4.1. Peso específico.

Equipo utilizado

Para la prueba del peso específico del material utilizamos una balanza electrónica y un picnómetro de 5 ml de capacidad.

Procedimiento

Para determinar el peso específico del material por el método del picnómetro es el siguiente:

- Primero se limpia y pesa el picnómetro vacío.
- Segundo se pesa el picnómetro más la muestra.
- Luego se afora con agua y se pesa.
- Por último se pesa el picnómetro completamente lleno de agua (Foto. 11).

Para obtener el peso específico se utiliza la siguiente fórmula.

$$\gamma = \frac{(P2 - P1)}{(P3 - P1) - (P4 - P2)} ; gr/cm^3$$

Donde:

P1 = Peso del picnómetro vacío

P2 = Peso picnómetro + muestra

P4 = Peso picnómetro + muestra + agua

P3 = Peso picnómetro + agua

El ensayo se realizó por triplicado para obtener un promedio de los resultados (Anexo 3).



Foto. 11. Materiales usados para el ensayo del picnómetro.
Fuente: D. Guamán, 2016.

4.4.2. Análisis granulométrico.

Equipo utilizado.

El análisis granulométrico tiene como finalidad obtener la distribución de las partículas presentes en una muestra. En el ensayo utilizamos un juego de tamices estandarizados y un vibrotamiz de marca RESTCH serie gruesa y fina, una balanza electrónica y un desobturador de ultra sonido. El ensayo de granulometría lo realizamos con el fin de obtener el D80 y D50 del material, de esta forma conoceremos la distribución del tamaño de las partículas del mineral.

Procedimiento.

El procedimiento para realizar el ensayo granulométrico en seco para serie gruesa y húmeda para serie fina es el siguiente:

- ✓ Pesar 6500 gramos de muestra.
- ✓ Realizamos la granulometría en seco para serie gruesa, con los siguiente tamices #1, #3/4, 1/2#, #3/8, #4. Con una duración de 25 min, pesamos cada uno de los tamices para obtener el peso del material retenido (Foto. 12, a.).

- ✓ El pasante del tamiz 4# se realiza una granulometría en húmedo, con la utilización de los tamices #10, #20, #30, #40, #50, #100, #200. Los parámetros utilizados en este ensayo fueron: duración igual a 5 minutos; una amplitud de 1.5 e intervalos de 15 segundos. El caudal es de 20.5 ml/s aproximadamente. El proceso está listo cuando el agua sale limpia (Foto. 12, b).
- ✓ Luego se procedió a sacar todo el retenido de los tamices en un recipiente.
- ✓ Secar el material retenido de los diferentes tamices en una estufa a 110°C.
- ✓ Posteriormente pesamos el material retenido en cada tamiz y las lamas para poder realizar la curva granulométrica. Con el software MOLYCOP TOOLS 3.0 se gráfica y determina el D80 y D50.



Foto. 12. a. Ensayo granulométrico serie gruesa. b. Ensayo granulométrico serie fina.
Fuente: D. Guamán, 2016.

4.4.3. Análisis químico – FRX.

Fluorescencia de Rayos X – FRX.

Para este ensayo se analizan las concentraciones químicas de elementos mayoritarios y trazas en las muestras, mediante el método de FRX, el equipo que se uso es un BRUKER S1 (Foto. 13).

Procedimiento:

- El primer paso es pulverizar y homogenizar el material de cabeza.
- Luego procedemos a secar y limpiar los pocillos a utilizar.
- Posteriormente se coloca de 2 a 3 gramos de material en cada pocillo.

- Finalmente colocar dentro del equipo el pocillo y esperar algunos segundos hasta que el equipo termine la lectura de la muestra.



Foto. 13. Equipo de Fluorescencia de Rayos X, BRUKER S1.
Fuente: D. Guamán, 2016.

4.4.4. Análisis mineralógico – DRX.

Difractometría de Rayos X – DRX.

Para identificar las principales fases minerales del material se procedió a realizar un análisis de difracción de rayos x (DRX), el cual se coloca muestra del material de cabeza en un pocillo y se envía para su análisis. El resultado se presenta en forma de difractograma el cual es analizado por el software llamado EVA.

4.4.5. Análisis de malla valorada.

Este análisis se encarga de darnos a conocer el balance o distribución de las partículas de oro y plata en las diferentes mallas. Para este ensayo utilizamos los tamices de marca RESTCH; #120, #200, #400 y - #400, un vibrotamiz RESTCH AS 200, una balanza electrónica y un desobturador de ultrasonido. El procedimiento es el siguiente:

- Primero se limpia los tamices en el desobturador de ultrasonido por 3 min.
- Pesar 250 gr. de muestra de cabeza.
- Realizar una granulometría por vía húmeda con los tamices; #120, #200, #400 y -#400 en el vibrotamiz, durante una programación de 5 min.

- Se procedió a secar las muestras de cada malla, para luego realizar un análisis químico de oro de cada fracción retenida de los diferentes puntos de muestreo.

4.5. Análisis químico _ Fusión-Copelación.

Esta técnica se utiliza para determinar la composición química del material, es decir, el objetivo del análisis químico es conocer que sustancias y en cantidad componen un determinado material. Para ello utilizamos métodos como ensayos al fuego: Fusión-Copelación y el método de Absorción Atómica.

4.5.1. Fusión-copelación.

El ensayo al fuego (fire assay) es una técnica analítica, empleada para determinar las cantidades de metales preciosos como: oro y plata por medio de la intervención de altas temperaturas y reactivos fundentes. Para este método se usó dos muflas eléctricas de 220 V, una mufla serie LN/3 35/90 para fusión y la segunda mufla de serie LN/3 34/90 para el proceso de copelación.

Fusión.

Fusión en la separación de los metales preciosos de los minerales y otros metales componentes de la mena, con la ayuda de un metal colector (plomo), sometiéndolos a 1000°C de temperatura. El proceso a seguir es el siguiente:

- ❖ Pesar 90 gr. de flux básico en un crisol de fundición (composición del Flux Anexo 7).
- ❖ Pesar y agregar al crisol 25 gr de muestra primeramente homogenizada y pulverizada.
- ❖ Agregar 2 gr de harina (agente reductor).
- ❖ Se mezcla todos los reactivos en el crisol y luego se coloca bórax (Foto. 14, a).
- ❖ Seguido se funde la preparación en la mufla LN/3 35/90 a 1000°C por un periodo de una hora (Foto. 14, b).
- ❖ Finalizada la fundición se retiran los crisoles con cuidado y su contenido se lo coloca en las lingoteras (Foto. 15, a).
- ❖ Luego se separa el régulo de plomo de la escoria (vidrio).
- ❖ Posteriormente se golpea el régulo de plomo hasta darle una forma cúbica (Foto. 15, b).

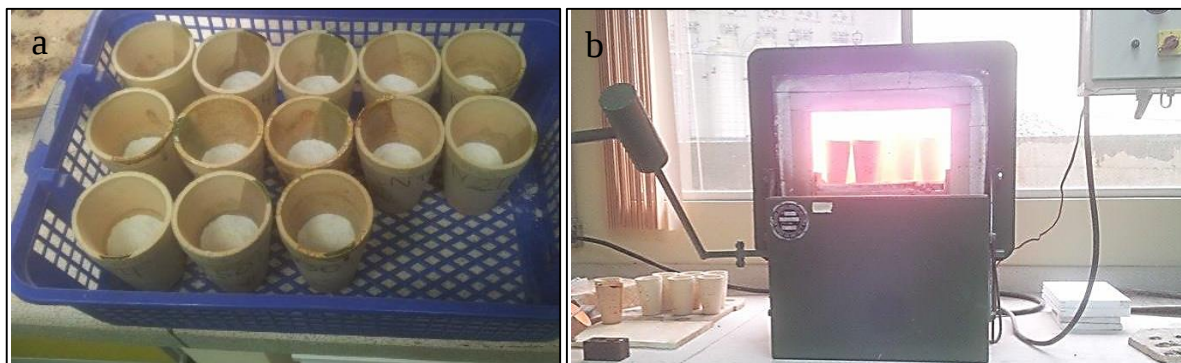


Foto. 14. a. Preparación de la muestra. b. Fusión
Fuente: D. Guamán, 2016.



Foto. 15. a. Régulos de plomo con escoria después de sacar del proceso de Fusión. b. Régulos de plomo limpios listos para el proceso de copelación.
Fuente: D. Guamán, 2016.

Copelación.

Este proceso se encarga de apartar el colector (plomo) de los metales preciosos a 900°C. El procedimiento es el siguiente:

- Se colocó el régulo de plomo en una copela limpia sin residuos.
- Introducir la copela en la mufla LN/3 34/90 por dos 2 horas a una temperatura de 900°C hasta que el plomo sea absorbido por la copela (Foto. 16, a).
- El resultado final tenemos una perla que está compuesta de oro y plata (Dore) (Foto. 16, b).
- Finalmente se procedió a laminar el dore con el objetivo de aumentar su superficie, para facilitar su digestión y calcular su peso.

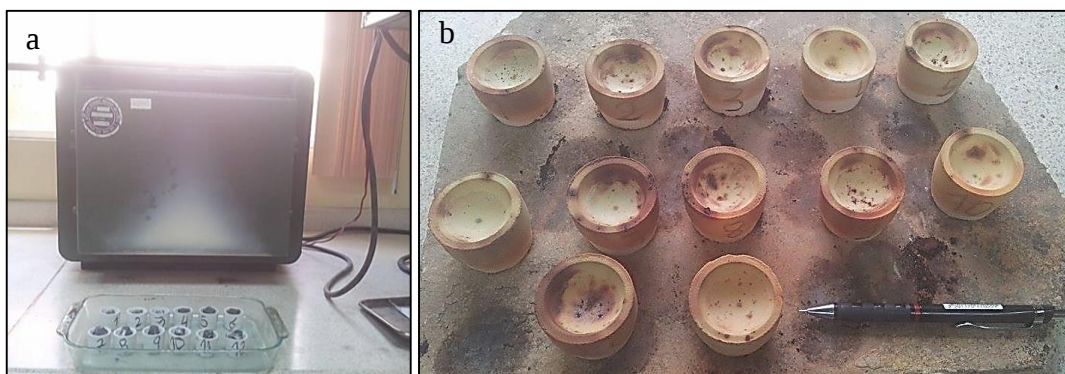


Foto. 16. a. Régulos de plomo. b. Doros de Au y Ag <1mm después de la copelación.
Fuente: D. Guamán, 2016.

4.5.2. Digestión y cuantificación del oro.

La digestión ácida de los dores se realiza con el propósito de separar la plata del oro. Se utiliza una plancha térmica marca DAIGGER, crisoles de porcelana y ácido nítrico en diferentes concentraciones 1:7; 1:3; 1:1 como se muestra en la foto. 15, a; y una campana de extracción.

Procedimiento.

- Se procedió a cuantificar los dores en una micro balanza (Foto. 17).
- Realizar un ataque químico con ácido nítrico (NO_3H), en crisoles de porcelana, sobre una plancha térmica a aproximadamente $100^{\circ}C$.
- El ataque se realiza con 3 concentraciones de ácido nítrico diferentes (1:7, 1:3 y 1:1) (Foto. 18, a). Cada dore permanece por un periodo de 10 a 15 minutos con cada una de las concentraciones, una vez atacados por las tres concentraciones deben tener un color rojizo a gris, ya que este proceso elimina la plata que se encuentra unido al oro (Foto. 18, b).
- Luego se deja secar a temperatura para después refojar los dores por 5 min a $600^{\circ}C$ de temperatura hasta que los dores tengan un color amarillo característico del oro, luego procedemos a pesar.
- Los dores que no se cuantifican en la balanza, estos pasan por un proceso de digerir con agua regia formada por la mezcla de 1 de ácido nítrico concentrado y 3 de ácido clorhídrico concentrado en la proporción de una a tres partes en volumen, este proceso disuelve el oro y se lleva a un afro de 25 ml, para luego ser leído en absorción atómica (Anexo 5).



Foto. 17. Cuantificación de los dores en micro balanza.
Fuente: D. Guamán, 2016.



Foto. 18. a. Ácido Nítrico en sus diferentes concentraciones. b. Digestión del dore.
Fuente: D. Guamán, 2016.

4.5.3. Absorción atómica

Este análisis permite medir las concentraciones químicas de elementos mayoritarios y trazas de un material en una mezcla. Esta técnica se utiliza para determinar la concentración de un elemento particular que es el Oro. La absorción atómica se realizó a las muestras que después de ser refojadas no dieron ningún peso en la balanza electrónica de 5 dígitos. Para este punto se usa el quipo Analyst 400 modelo PerkinElmer con el programa WinLab 32 AA Flame. Para obtener las lecturas se procedió hacer digestión con agua regia:

- ❖ Primero se etiqueta la muestra y se coloca agua regia ($\text{HNO}_3 + 3\text{HCl}$) en un crisol de porcelana por un periodo de 20 a 30 minutos, manteniendo la plancha a una temperatura de 100 a 130 °C, hasta que la muestra se disuelva por completo.
- ❖ Se afora, cada muestra, en un balón de 25 ml con agua destilada.
- ❖ Se coloca en recipientes plásticos de 100 ml con sus respectivos códigos.

- ❖ Antes de realizar los análisis se procedió a calibrar el equipo, con los estándares de Au 2, 4, 6 ppm.
- ❖ En caso de que la muestra sobrepase los rangos (valores de concentración) de calibración, se diluye la muestra.

4.6. Balance energético.

Para determinar el balance energético se procedió a medir los KW de los motores que trabaja la planta, se usó un multímetro de marca TRUPER. En la planta se utiliza motores de energía eléctrica en todos los procesos, descartando todo lo referente a combustibles. En este punto se procedió a registrar los modelos de la maquinas que operan durante todo el proceso.

- Para el proceso de trituración en la planta se utiliza un motor eléctrico modelo SIEMENS 1LA7164-4YB70 (Foto. 19).



Foto. 19. Motor eléctrico modelo SIEMENS 1LA7164-4YB70.
Fuente: D. Guamán, 2015.

- Para el proceso de molienda se utiliza un motor eléctrico modelo WEG-W22_IE1 90.2% (Foto. 20).



Foto. 20. Motor eléctrico modelo WEG-W22_IE1 90.2%.
Fuente: D. Guamán, 2015.

4.7. Balance Hídrico

Para la determinación del balance hídrico se debe hacer referencia al sistema analizado en el campo (Anexo 2). Se tomara los datos de los 4 días que se hizo el muestreo en campo para calcular los m^3 de agua que se utilizó durante todo el proceso. Para obtener el consumo hídrico de la planta se usa las siguientes formulas:

$$CPHo = CP * Ho$$

Donde:

CPHo= Caudal promedio diario por horas de operación

CP= Caudal promedio.

Ho= Horas de operación.

$$\% pA = 100 - \% pS$$

Donde:

%pA= Porcentaje promedio de agua.

%pS= Porcentaje promedio de sólidos.

$$cAd = \frac{CPHo * \% pA}{100}$$

Donde:

CAd= Consumo de Agua diario.

CPHo= Caudal promedio diario por horas de operación.

%pA= Porcentaje promedio de agua.

CAPITULO V

RESULTADOS Y ANÁLISIS

5.1. Peso específico.

El peso específico (γ) del mineral se determinó con el método del Picnómetro, y los ensayos se realizaron por triplicado con el propósito de obtener datos confiables (Anexo 3). El peso específico del mineral en estudio es **3.13 g/cm³**. Los datos obtenidos se detallan a continuación (Tabla 1).

Tabla 1. Peso específico del mineral.

PESO ESPECÍFICO DEL MINERAL γ (g/cm ³)				
Ensayo 1	Ensayo 2	Ensayo 3	Ensayo 3	Promedio γ (g/cm ³)
3,25	2,88	3,21	3,16	3,13

Fuente: D. Guamán, 2015.

5.2. Análisis químico – FRX.

La fluorescencia de rayos x (FRX) es una de las mejores técnicas para determinar la concentración (%) de elementos mayoritarios y trazas del material. Este análisis se basa de emisiones de fluorescencia generadas después de la excitación de una muestra mediante una fuente de rayos X (S. Azpela, 2010).

El análisis de FRX se realizó en el material de cabeza P1, lo cual nos dio los siguientes resultados (Tabla 2), a continuación se muestra la concentración (%) de los elementos mayoritarios, los elementos trazas obtenidos en el ensayo se pueden observar en el anexo 4:

Tabla 2. Resultados del análisis de FRX.

Elemento	Porcentaje %
SiO ₂	47,00
CaO	23.50
Fe ₂ O ₃	11.90
Al ₂ O ₃	11.20
Sb ₂ O ₃	1.87
P ₂ O ₅	1.71
MnO	1.08
K ₂ O	0.77

Fuente: D. Guamán, 2016.

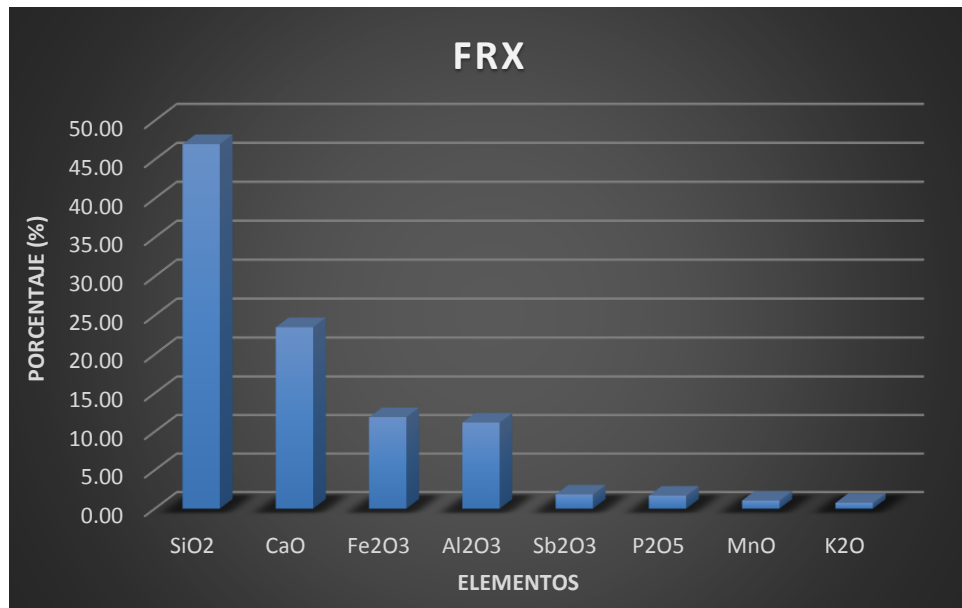


Grafico 1. Distribución de los elementos en diferentes porcentajes obtenidos en FRX.
Fuente: D. Guamán, 2016.

5.3. Mineralogía – DRX.

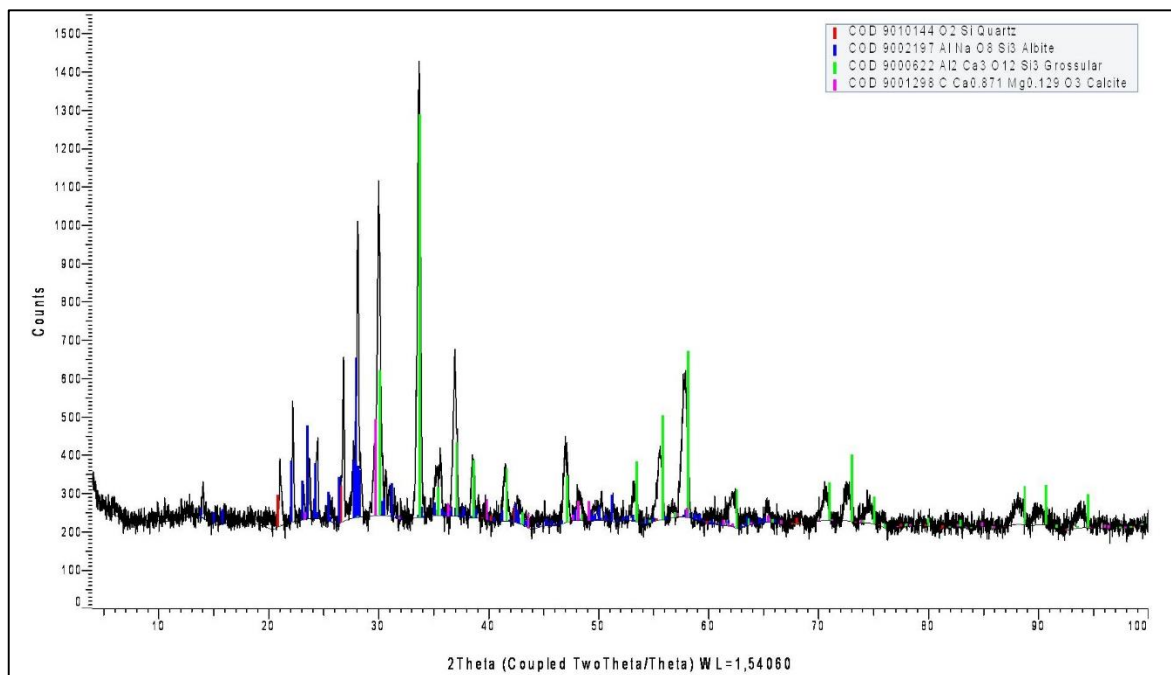


Imagen 5. Difractograma del material de cabeza P1.
Fuente: D. Guamán, 2016.

Con los datos obtenidos en fluorescencia de rayos X y con la técnica de Difracción de Rayos X, se procedió a analizar los minerales del material de la planta, los minerales que se identificaron fueron los siguientes: cuarzo, albita, grosularia, calcita (Imagen 5).

Con los resultados del análisis DRX se determina que la roca con la cual se realiza esta investigación corresponde a un skarn.

5.4. Tonelaje métrico solido día – TMSD.

Tabla 3. Tonelaje métrico solido día

Días	Tonelada	Horas Op.	Ton/H	%	TMSD
Día 1	6.18	11	0.56	17.67	12.87
Día 2	12.78	24	0.53	36.56	
Día 3	12.93	24	0.54	36.99	
Día 4	3.07	6	0.51	8.78	
Total	34.96	65	0.54	100.00	

Fuente: D. Guamán, 2016.

El TMSD es el encargado de dar a conocer la cantidad de toneladas que se procesa por día en la planta, el tonelaje total de los 4 días de molienda durante el muestreo se procesó 34.96 ton. Se obtuvo una TMSD promedio de 12,87 ton por día.

5.5. Análisis granulométrico.

Este análisis es una representación que permite ver los resultados obtenidos en el laboratorio desde el punto de vista del tamaño de partículas que lo forman. En el siguiente apartado determinamos el D80 y D50 que constituye el tamaño máximo de partículas (Anexo 5).

De acuerdo con los valores de los pesos retenidos en cada tamiz en los diferentes procesos P1, P2, P3, P4 y P5, se registró los siguientes datos y curvas:

P1_Cabeza.- La distribución granulométrico del material de cabeza P1 se obtuvo un D80 = 19629 μm y un D50 = 7841 μm (Grafico 2).

Tabla 4. Análisis Granulométrico del material de cabeza.

CABEZA_PUNTO 1		
Tamiz #	Abertura μm	% Pasante
1	25000	91.21
3/4	19000	78.60
1/2	12000	71.07
3/8	9500	58.11
Nº 4	4750	33.77
Nº 10	2000	18.62
Nº 20	850	13.10
Nº 30	600	11.95
Nº 40	425	10.77
Nº 50	300	9.74
Nº 100	150	7.69
Nº 200	75	4.01
-200		0

Fuente: D. Guamán, 2016.

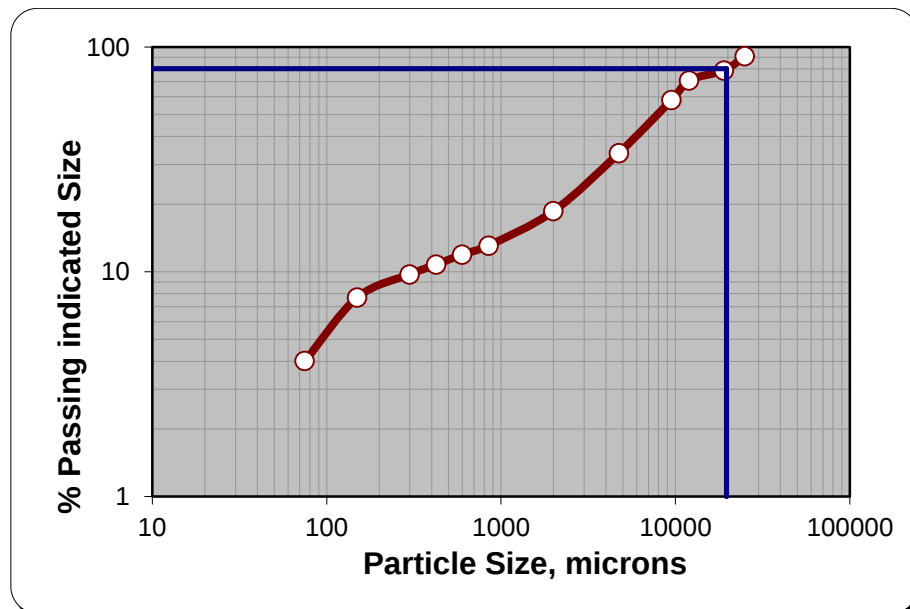


Gráfico 2. Curva granulométrica del P1, grafica del D80 y D50.
Fuente: D. Guamán, 2016.

P2_Artesa.- Los resultados en el análisis granulométrico del material de la artesa P2, se obtuvo un D80 = 2789 μm y un D50 = 731 μm (Grafico 3).

Tabla 5. Análisis granulométrico del material del interior del molino “artesa”.

ARTESA_PUNTO 2		
Tamiz #	Abertura μm	% Pasante
Nº 5	4000	90.42
Nº 10	2000	71.46
Nº 18	1000	57.64
Nº 35	500	42.06
Nº 60	250	11.40
Nº 120	125	3.49
Nº 200	75	2.03
Nº 230	63	1.17
Nº 325	45	0.54
- 325		0

Fuente: D. Guamán, 2016.

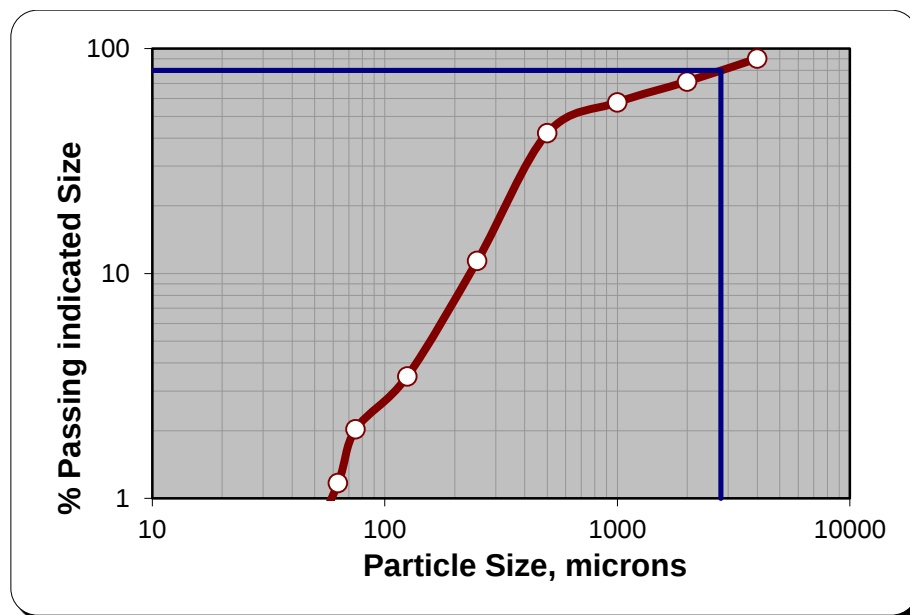


Gráfico 3. Curva granulométrica del P2, grafica del D80 y D50.

Fuente: D. Guamán, 2016.

P3_Salida de tubería.- El material que sale por la tubería P3, tenemos un D80 = 116 μm y un D50 = 69 μm (Grafico 4).

Tabla 6. Análisis Granulométrico del material de la salida de tubería.

SALIDA TUBERIA_PUNTO 3		
Tamiz #	Abertura μm	% Pasante
Nº 60	250	98.85
Nº 120	125	84.88
Nº 200	75	56.11
Nº 230	63	44.54
Nº 325	45	27.45
Nº 400	38	21.57
- 400		0

Fuente: D. Guamán, 2016.

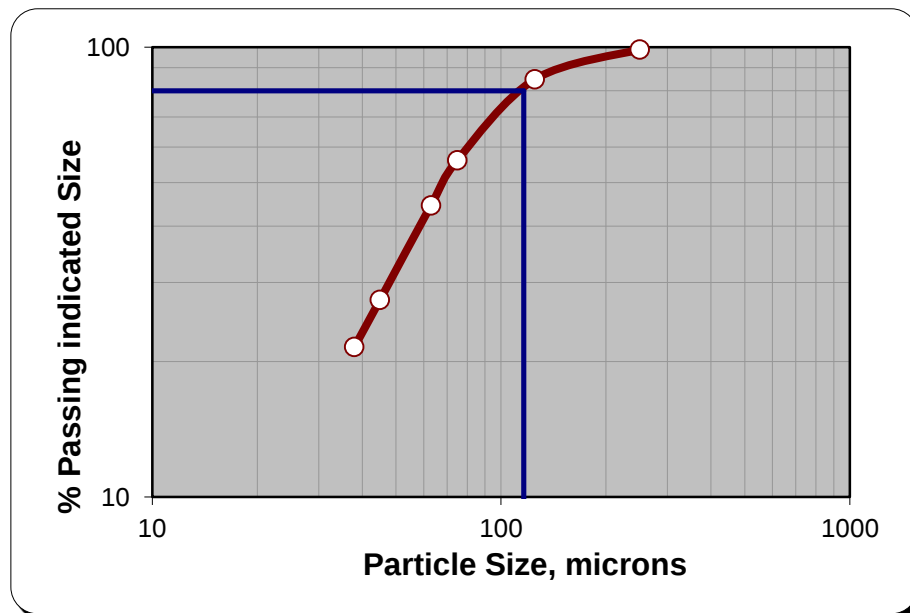


Grafico 4. Curva granulométrica del P3, grafica del D80 y D50.
Fuente: D. Guamán, 2016.

P4_Tinas bayetas.- El material que se obtiene en el lavado de las bayetas y almacenado en las tinas P4, tenemos un $D_{80} = 146 \mu\text{m}$ y un $D_{50} = 97 \mu\text{m}$ (Grafico 5).

Tabla 7. Análisis Granulométrico del material de tina-bayetas.

TINA-BAYETAS_PUNTO 4		
Tamiz #	Abertura μm	% Pasante
Nº 60	250	98.36
Nº 120	125	75.47
Nº 200	75	33.32
Nº 230	63	23.21
Nº 325	45	13.22
Nº 400	38	9.92
- 400		0

Fuente: D. Guamán, 2016.

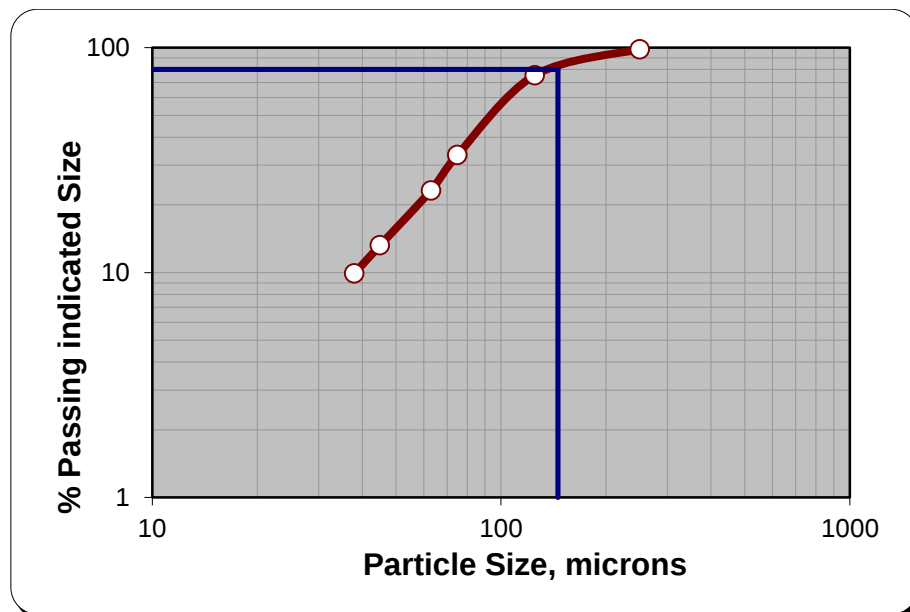


Grafico 5. Curva granulométrica del P4, grafica del D_{80} y D_{50} .
Fuente: D. Guamán, 2016.

P5_Relave.- El material del relave o cola P5, se obtuvo un D80 = 191 μm y un D50 = 109 μm (Grafico 6).

Tabla 8. Análisis granulométrico del material de relave.

COLA_PUNTO 5		
Tamiz #	Abertura μm	% Pasante
Nº 60	250	98.18
Nº 120	125	57.96
Nº 200	75	33.51
Nº 230	63	24.00
Nº 325	45	15.01
Nº 400	38	11.64
- 400		0

Fuente: D. Guamán, 2016.

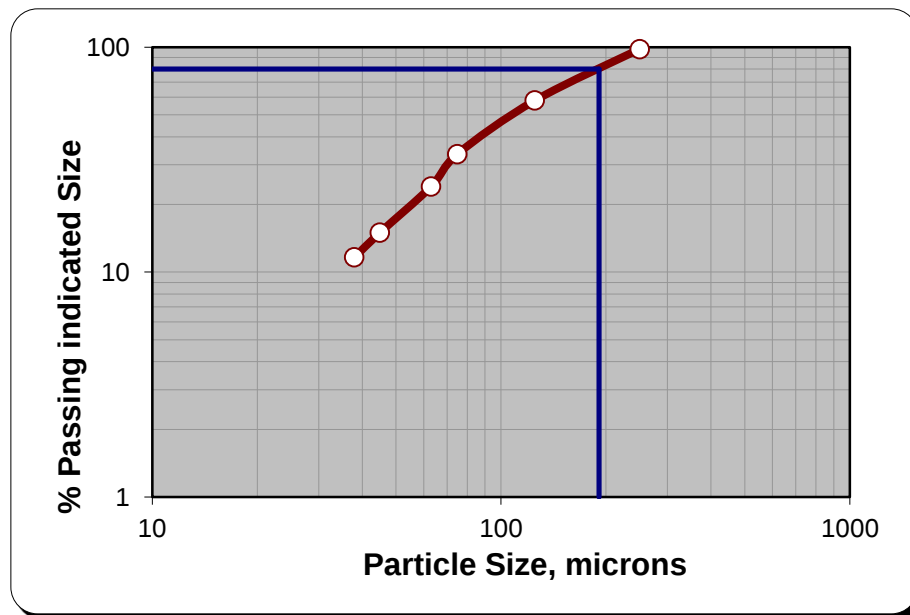


Grafico 6. Curva granulométrica del P5, grafica del D80 y D50.
Fuente: D. Guamán, 2016.

5.6. Análisis de Au en Malla Valorada

Se realizó ensayos de malla valoradas de cada uno de los puntos estudiados, con el propósito de tener una perspectiva clara de la distribución del tamaño de las partículas de Au (Anexo 5). En las tablas se puede observar que el mayor porcentaje de oro se encuentra en las mallas finas, lo cual existe un importante porcentaje de oro con tamaño de partículas fino en los P3, P4 y P5; pero también existe oro distribuido en mallas gruesas en los P1 y P2.

En las tablas se muestran las leyes de Au calculadas de cada proceso de la planta y en las gráficas representa la distribución de partículas de Au que han sido retenidos en cada malla.

Para obtener un buen resultado de la ley calculada se procedió hacer un análisis químico de las muestra de cada uno de los procesos por duplicado y triplicado, teniendo una ley analizada y poder verificar con la ley calculada (Anexo 5).

P1_Cabeza.- En el P1 tenemos una ley calculada de Au de 2,79 gr/tn (Tabla 9) y una ley analizada de 2,77 gr/tn, con un porcentaje de Au de 36.33% en la malla N° 20 (Grafica 7).

Tabla 9. Malla valorada material de cabeza, ley calculada.

CABEZA_P1					
N° de Malla	Peso (gr)	% Retenido	Ley Au	Malla Valorada	Au (%)
1	441.47	8.79	0.65	0.06	2.04
314	633.69	12.61	0.71	0.09	3.18
112	378.46	7.53	10.00	0.75	26.97
318	651.13	12.96	0.91	0.12	4.24
4	1222.54	24.33	0.66	0.16	5.78
10	761.35	15.15	0.57	0.09	3.07
20	277.37	5.52	18.40	1.02	36.41
30	57.69	1.15	1.27	0.01	0.52
40	59.17	1.18	1.11	0.01	0.47
50	51.82	1.03	6.80	0.07	2.51
100	102.78	2.05	14.40	0.29	10.56
200	184.78	3.68	2.22	0.08	2.93
-200	201.66	4.01	0.69	0.03	0.99
	5023.91	100.00		2.79 gr/tn	

Fuente: D. Guamán, 2016.

Ley Au Analizada	2.77 gr/tn
------------------	------------

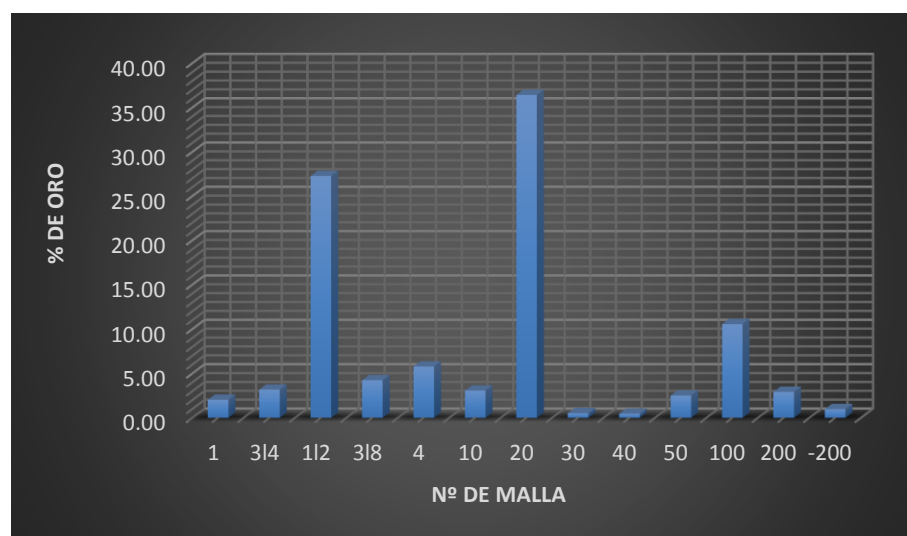


Gráfico 7. Gráfica de distribución de oro en el P1.

Fuente: D. Guamán, 2016.

P2_Artesa.- En el P2 tenemos una ley calculada de Au de 68,00 gr/tn (Tabla 10) y una ley analizada de 64, 40 gr/tn, con un porcentaje de Au de 67.26 % en la malla N° 60 (Grafica 8).

Tabla 10. Malla valorada material de artesa, ley calculada.

ARTESA_P2					
N° de Malla	Peso (gr)	% Retenido	Ley Au (gr/tn)	Malla Valorada	% Au
5	56.80	9.58	22.06	2.11	3.11
10	112.42	18.96	12.68	2.40	3.53
18	81.92	13.82	50.80	7.02	10.32
35	92.40	15.58	14.08	2.19	3.23
60	181.76	30.66	149.19	45.74	67.26
Σ 120, 200, 400, -400	67.59	11.40	74.84	8.53	12.55
	592.86	100.00		68.00 gr/tn	

Fuente: D. Guamán, 2016.

Ley Au Analizada	64.40 gr/tn
------------------	-------------

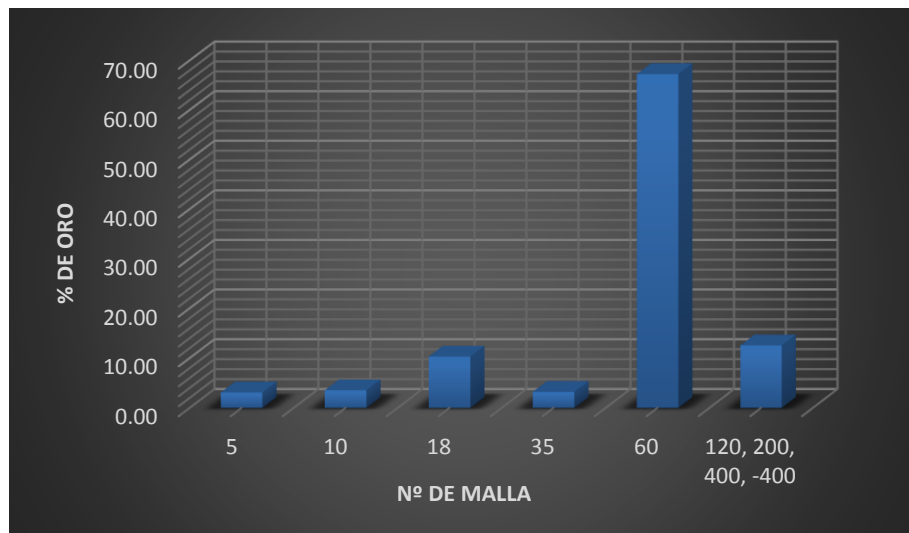


Gráfico 8. Gráfica de distribución de oro en el P2.

Fuente: D. Guamán, 2016

P3_Salida tubería.- En el P3 tenemos una ley calculada de Au de 1,05 gr/tn (Tabla 11) y una ley analizada de 1.15 gr/tn, con un porcentaje de Au de 43,15% en la malla N° -400 (Grafica 9).

Tabla 11. Malla valorada material de la salida de tubería, ley calculada.

SALIDA TUBERIA_P3					
N° de Malla	Peso (gr)	% Retenido	Ley Au (gr/tn)	Malla Valorada	Au (%)
120	55.23	18.54	1.37	0.25	24.11
200	87.29	29.30	0.33	0.10	9.26
400	106.00	35.58	0.69	0.25	23.48
-400	49.43	16.59	2.73	0.45	43.15
	297.95	100.00		1.05 gr/tn	

Fuente: D. Guamán, 2016.

Ley Au Analizada	1.15 gr/tn
-------------------------	-------------------

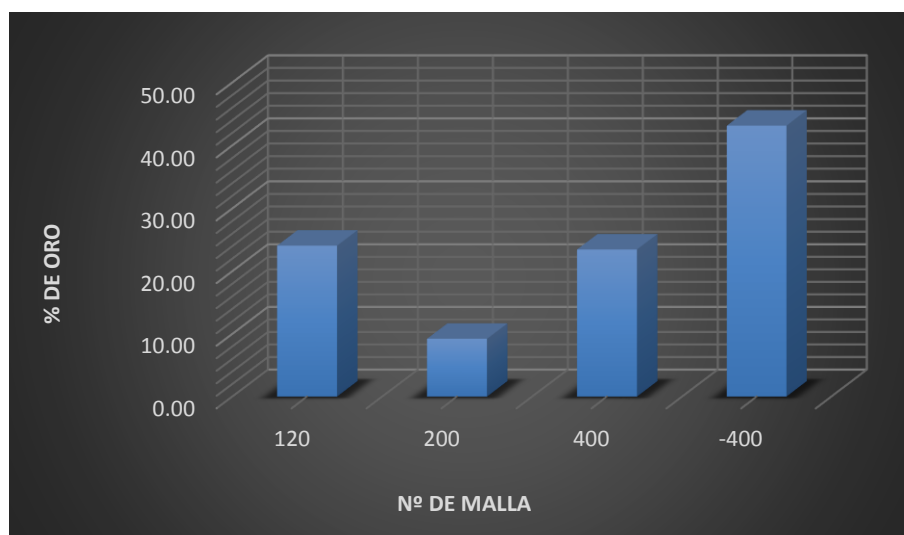


Gráfico 9. Gráfica de distribución de oro en el P3.
Fuente: D. Guamán, 2016.

P4_Tinas bayetas.- En el P4 tenemos una ley calculada de Au de 15,01 gr/tn (Tabla 12), con una ley analizada de 16,41 gr/tn, con un porcentaje de Au de 45,26% en la malla N° -400 (Grafica 10).

Tabla 12. Malla valorada material de tina-bayetas, ley calculada.

Concentrado_Tina-Bayetas_P4					
N° de Malla	Peso (gr)	% Retenido	Ley Au (gr/tn)	Malla Valorada	Au (%)
120	131.2	32.17	6.33	2.04	13.57
200	119.8	29.37	3.98	1.17	7.79
400	116.74	28.62	17.51	5.01	33.38
-400	40.13	9.84	69.05	6.79	45.26
	407.87	100.00		15.01 gr/tn	

Fuente: D. Guamán, 2016.

Ley Au Analizada	16.41 gr/tn
------------------	-------------

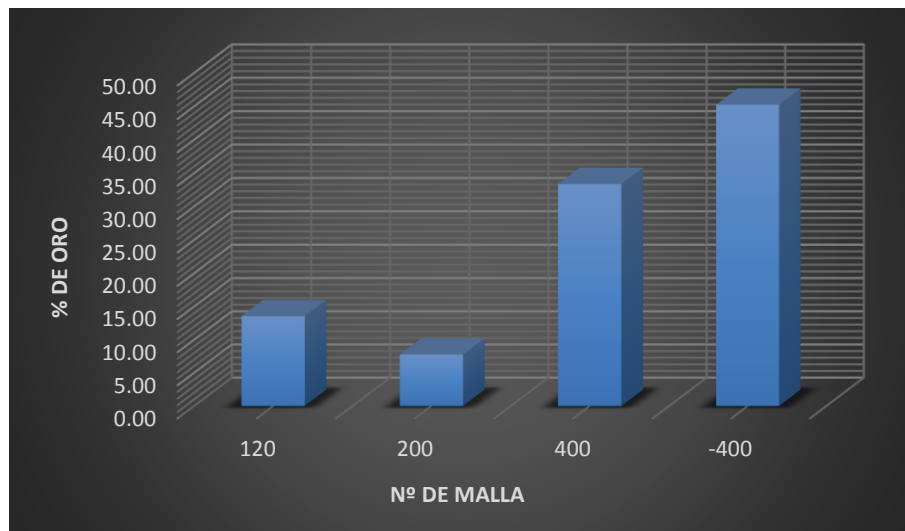


Gráfico 10. Gráfica de distribución de oro en el P4.

Fuente: D. Guamán, 2016.

P5_Relave.- En el P5 tenemos una ley calculada de Au de 0,61 gr/tn (Tabla 13), con una ley analizada de 0,71 gr/tn, con un porcentaje de Au de 27,31% en la malla N° 120 (Grafica 11).

Tabla 13. Malla valorada material de relave-cola, ley calculada.

Relave-Cola_P5					
Malla	Peso (gr)	% Retenido	Ley Au (gr/tn)	Malla Valorada	Au (%)
120	75.13	31.20	0.53	0.17	27.31
200	85.90	35.68	0.31	0.11	18.05
400	52.58	21.84	0.74	0.16	26.46
-400	27.16	11.28	1.52	0.17	28.17
	240.77	100.00		0.61 gr/tn	

Fuente: D. Guamán, 2016.

Ley Au Analizada	0.71 gr/tn
------------------	------------

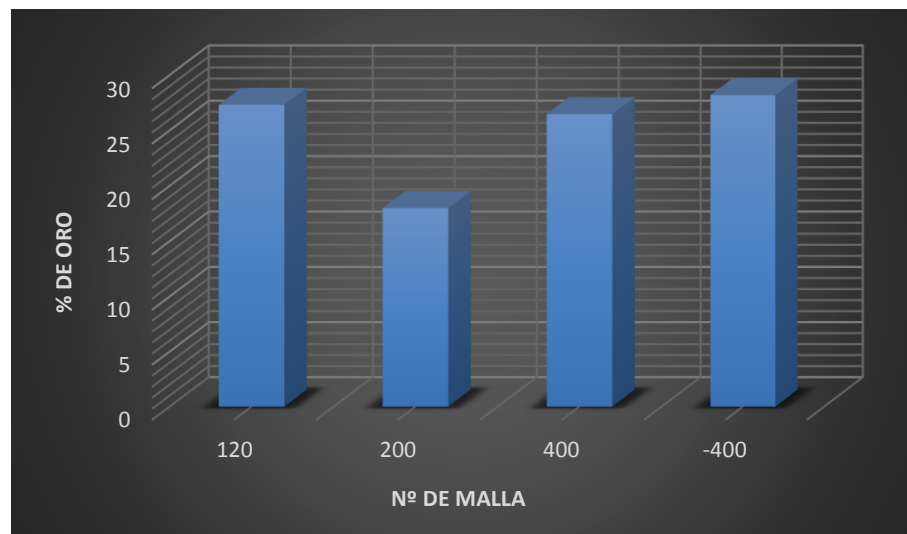


Gráfico 11. Gráfica de distribución de oro en el P5.

Fuente: D. Guamán, 2016.

5.7. Balance Metalúrgico

Dentro de esta etapa de la investigación se considera los resultados obtenidos en los ensayos individuales en campo y en el laboratorio. En la siguiente tabla (Tabla 14) se calcula la eficiencia de la planta con las toneladas de material molido (Anexo 2) y las leyes calculas que se obtuvo en las mallas valoradas (Ver 5.6. Análisis de Au en Malla Valorada), obteniendo el contenido metálico de cada proceso.

Para obtener en contenido metálico se multiplica el tonelaje por la ley esto se hace para cada uno de los procesos, en el P1 se obtuvo un contenido de metálico de 97.54 gr. A continuación se calcula el % de contenido metálico de cada punto, teniendo en cuenta que el P1 es el 100%.

En el cálculo del contenido metálico obtenido experimentalmente nos arroja, en la artesa y bayetas el 61.61 gr de oro, lo cual se obtuvo una eficiencia calculada de la planta M de 63.17 % (Tabla 14).

Al finalizar la molienda del material en los 4 días de operación se obtiene la amalgama, la cual es sometida a fundición para obtener el oro físico, con este dato de determina la eficiencia propia de la planta M. Se obtuvo un oro físico de 52.5 gr en todo el proceso, teniendo el contenido metálico de cabeza 97.54 gr que es el 100%, se calcula una eficiencia de la planta M de **53.82%** (Tabla 14).

Tabla 14. Balance metalúrgico

BALANCE METALURGICO						
	Tonelaje	Ley (gr/tn)	Contenido Metálico (gr)	% Contenido Metálico	EFICIENCIA CALCULADA	EFICIENCIA ORO FÍSICO
P1_Ingreso_Cabeza	34.96	2.79	97.54	100.00	63.17 %	53.82%
P2_Artesa	0.718	68.00	48.82	50.06		
P3_Salida del Tubo	34.242	1.05	35.95			
P4_Concen-trado	0.852	15.01	12.79	13.11		
P5_Relave	33.390	0.61	20.37	20.88		
Total			81.98			

Fuente: D. Guamán, 2016.



Foto. 21. Oro Físico.
Fuente: D. Guamán, 2015.

5.8. Balance Energético

El consumo de energía se calculó multiplicando las potencias (kW) de cada uno de los motores con las horas de operación, realizando este cálculo se obtuvo que el costo energético total de la planta M en los 4 días de operación es de \$ 57.76 dólares americanos (Tabla 15).

Tabla 15. Consumo energético en el proceso del material de la planta.

Motores	Voltaje (V)	Intensidad (A)	Potencia (kW)	Horas de trabajo (h)	Energía (kWh)	Costo (ctvs.)	Costo energético (\$)
Trituradora	220	56.8	12.50	6	74.98	0.09	6.75
Trapiche	200	43.6	8.72	65	566.80	0.09	51.01
				TOTAL	641.78		57.76

Fuente: D. Guamán, 2016.

5.9. Balance Hídrico

El consumo hídrico en cada día del proceso del material se calculó con el porcentaje promedio de agua dividido por 100 y multiplicado por el caudal por horas. El consumo total de agua de toda la operación se obtuvo sumando los consumos de todos los días, dándonos como resultado un consumo hídrico de $594.96 m^3$ (Tabla 16).

Tabla 16. Consumo hídrico en el proceso del material de las planta M.

Días	Caudal Promedio	Horas Operación	Caudal por HO	Prom % Solidos	Prom % Agua	Agua
1	9.57	11	105.31	5.85	94.15	99.14
2	9.88	24	237.12	5.35	94.65	224.43
3	9.57	24	229.64	5.65	94.35	216.68
4	9.65	6	57.89	5.50	94.50	54.70
Total		65.00				594.96

Fuente: D. Guamán, 2016.

CAPITULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1. Conclusiones

- ❖ El peso específico del material de mina de la Planta M del Distrito Nambija es de $\gamma=3.13 \text{ gr/cm}^3$.
- ❖ Los minerales predominantes del material de la planta M son: cuarzo, albita, grosularia, calcita. Gracias a este análisis se puede concluir que la roca en estudio es un skarn.
- ❖ En la planta M se calculó las toneladas métricas solidas por día (TMSD), el promedio calculado es de 12.87 TMSD, el tonelaje total que se procesó durante toda la operación de molienda es de **34.96 ton**.
- ❖ Dentro del análisis químico se determinó una ley de cabeza **2,79 g/ton** de Au.
- ❖ En el ensayo granulométrico se observó que hay una gran variedad de tamaños de partículas, desde más grueso a la partícula más fina. Dentro del ensayo granulométrico se determinó los D80 y D50 de cada punto muestreado obteniendo los siguientes resultados:

PUNTOS MUESTREADOS (PROCESOS)	D80 (μm)	D50 (μm)
P1_CABEZA	19629	7841
P2_ARTESA	2789	731
P3_SALIDA TUBERIA	116	69
P4_BAYETAS-TINAS	146	97
P5_RELAVE	191	109

- ❖ En el análisis de malla valorada se demostró el mayor porcentaje de oro (Au) en partículas finas en los P3, P4 y P5, y partículas gruesas en el P1 y P2, los resultados fueron los siguientes:

PUNTOS MUESTREADOS (PROCESOS)	Nº MALLA DE	Au (%)
P1_CABEZA	20	36.41
P2_ARTESA	60	67.26
P3_SALIDA TUBERIA	-400	43.15
P4_BAYETAS-TINAS	-400	45.26
P5_RELAVE	-400	28.17

- ❖ La eficiencia calculada de los concentrados de oro en los puntos artesa y bayetas de la planta M es de 63,17 %.
- ❖ Como resultado en el balance metalúrgico de la planta M, se determinó que en la entrada P1 se obtuvo un contenido metálico de 97.54 gr de oro. La recuperación de oro en los puntos artesa y bayetas se adquirió un oro físico de **52.5 gr**, lo cual se determinó la eficiencia real de la planta M de **53.82 %**.
- ❖ En todo el proceso de concentración del material en la planta M del Distrito Minero Nambija-Condominio Sur, el cual fueron 4 días de operación, se obtuvo un consumo energético de **18.36 kWh/ton** el cual nos da un costo energético de **1.65 USD/ton**.
- ❖ El consumo hídrico obtenido en el proceso de molienda de la planta M del Distrito Minero Nambija –Condominio Sur es de **17.01 m³/ton**.

6.2. Recomendaciones.

- ❖ En el levantamiento de la información en el campo es recomendable tener bien etiquetadas las muestras de cada punto muestreado para no tener inconvenientes al momento de analizar las muestras en el laboratorio.
- ❖ Para el cálculo de la densidad es necesario tener una probeta de 1000 ml y una balanza precisa, para que no haya ninguna variación y obtener los cálculos con mayor precisión.
- ❖ Al momento de la recolección de los datos en cada punto hay que ser muy cuidadosos, en el P1 hay que muestrear en diferentes lugares para obtener una buena granulometría de todo el material mediante la trituración, para el P3 tratar de remover el material de la tina ya que este queda bien sedimentado y es imposible meter el tubo pvc.
- ❖ Se recomienda realizar una cuidadosa homogenización, pulverización y cuantificación del material en todos los ensayos químicos, con el objeto de evitar cualquier anomalía o alteración en el cálculo de las leyes.
- ❖ Es recomendable tener bien niveladas y calibradas las balanzas al pesar los dores, y en la preparación de las muestras para el análisis químico para impedir datos erróneos y estos no alteren en el balance metalúrgico.
- ❖ Para los ensayos de malla valorada y químico, hay que tener bien limpios las mallas y materiales, para no tener ninguna contaminación de otros ensayos ya realizados.
- ❖ Uno de los principales pasos para el ahorro de energía en motores eléctricos es calcular adecuadamente la potencia del motor, pues cuando un motor opera cerca de sus condiciones nominales tanto la eficiencia como el factor de potencia ayudan el buen uso de la energía eléctrica.

BIBLIOGRAFÍA

- Aguirre, A (2016). Evaluación de los procesos en la Planta JD, sector La Herradura, distrito Minero Chinapintza, provincia Zamora Chinchipe. UTPL, Loja – Ecuador.
- Cerda, I., (2015). Caracterización de pulpas. Sociedad Nacional de Minería – SONAMI. Chile.
- Errol, G., Kelly, David, J., Spottiswood, (1990). Introducción al Procesamiento de Minerales. 1ra Edición. Editorial Limusa, S.A. México.
- Geocities, (1997). Información y Sinopsis sobre temas de Metalurgia. Densidad de pulpa. Lima – Perú. Tomado de: <http://www.geocities.ws/ivanmet1/densidad.html>.
- León, J. K., (1999). Situación actual de la mediana minería en el Ecuador, Cambio de sistema de producción en la mina Bonanza. Tesis de grado previa a la obtención de título de ingeniero de minas. Escuela Politécnica del Litoral. Guayaquil – Ecuador.
- Ministerio de Recursos Naturales y Energéticos, Instituto Ecuatoriano de Minería (1987). Informe de prefactibilidad geológico metalogénico de la zona sur del yacimiento aurífero de Nambija. Agencia de Desarrollo Internacional Canadá (ACDI).
- Paladines, A., Soto, J., (2010). Geología y yacimientos minerales del Ecuador. Editorial Universitaria UTPL. Loja - Ecuador.
- Proyecto de Desarrollo Minero Y control Ambiental - PRODEMINCA, (2000). Evaluación de los distritos mineros del Ecuador. Depósitos porfídicos y Epi-Mesotermiales relacionados con intrusiones de la Cordillera del Condor. Ministerio de Geología y Minas. Volumen5. Quito – Ecuador.
- Taggart, A. F., (1966). Elementos de Preparación de Minerales. 1ra Edición. Española. Graficas Canales, S. L. - Ciceron, 16. Madrid.
- Yautibug, G. W., (Febrero, 2009). Geología y metalogénia del área minera Sultana, provincia de Zamora Chinchipe, Ecuador. Proyecto previo a la obtención del título de ingeniero Geólogo. Escuela Politécnica Nacional. Quito, Ecuador.

ANEXOS

Anexo 1. Hoja estadística de la toma de datos en campo.

Hora Real	Volumen			Tiempo de llenado	Densidad	Caudal	Peso específico	Porcentaje de sólidos	Tonelaje
	Altura (m)	Radio (m)	Volumen (m3)						
7:00:00									
8:00:00									
9:00:00									
10:00:00									
11:00:00									
12:00:00									
13:00:00									
14:00:00									
15:00:00									
16:00:00									
17:00:00									
18:00:00									
19:00:00									
20:00:00									
21:00:00									
22:00:00									
23:00:00									
24:00									
1:00:00									
2:00:00									
3:00:00									
4:00:00									
5:00:00									
6:00:00									

Anexo 2. Levantamiento de información en campo, cálculo de porcentaje de sólidos, caudal y toneladas.

Día:1 21/09/2015									
Hora Real	Volumen			Tiempo Llenado (seg)	Densidad (kg)	Caudal (m3/h)	Peso específico (kg/m3)	Porcentaje de sólidos (%)	Tonelaje
	Altura (m)	Radio (m)	Volumen (m3)						
14:00:00	0.23	0.15	0.016	7	1.052	8.36	3.13	7.26	0.61
15:00:00	0.22	0.15	0.016	5	1.044	11.20	3.13	6.19	0.69
16:00:00	0.212	0.15	0.015	5	1.054	10.79	3.13	7.53	0.81
17:00:00	0.211	0.15	0.015	5	1.042	10.74	3.13	5.92	0.64
18:00:00	0.23	0.15	0.016	6.5	1.038	9.00	3.13	5.38	0.48
19:00:00	0.225	0.15	0.016	6.5	1.039	8.81	3.13	5.52	0.49
20:00:00	0.225	0.15	0.016	7	1.038	8.18	3.13	5.38	0.44
21:00:00	0.225	0.15	0.016	6	1.032	9.54	3.13	4.56	0.43
22:00:00	0.241	0.15	0.017	6	1.031	10.22	3.13	4.42	0.45
23:00:00	0.253	0.15	0.018	7	1.048	9.20	3.13	6.73	0.62
0:00:00	0.255	0.15	0.018	7	1.039	9.27	3.13	5.52	0.51
									6.18

Día:2		22/09/2015							
Hora Real	Volumen			Tiempo Llenado (seg)	Densidad (kg)	Caudal (m3/h)	Peso específico (kg/m3)	Porcentaje de sólidos (%)	Tonelaje
	Altura (m)	Radio (m)	Volumen (m3)						
1:00:00	0.208	0.15	0.0147	5.2	1.027	10.18	3.13	3.86	0.39
2:00:00	0.21	0.15	0.0148	3.1	1.038	17.24	3.13	5.38	0.93
3:00:00	0.215	0.15	0.0152	6.5	1.048	8.42	3.13	6.73	0.57
4:00:00	0.216	0.15	0.0153	6.4	1.030	8.59	3.13	4.28	0.37
5:00:00	0.23	0.15	0.0163	6	1.036	9.75	3.13	5.11	0.50
6:00:00	0.225	0.15	0.0159	6.2	1.034	9.23	3.13	4.83	0.45
7:00:00	0.218	0.15	0.0154	6.6	1.024	8.41	3.13	3.44	0.29
8:00:00	0.225	0.15	0.0159	6.7	1.028	8.55	3.13	4.00	0.34
9:00:00	0.226	0.15	0.0160	7.1	1.036	8.10	3.13	5.11	0.41
10:00:00	0.21	0.15	0.0148	5.6	1.042	9.54	3.13	5.92	0.57
11:00:00	0.235	0.15	0.0166	7	1.046	8.54	3.13	6.46	0.55
12:00:00	0.228	0.15	0.0161	6.5	1.045	8.93	3.13	6.33	0.56
13:00:00	0.245	0.15	0.0173	6	1.046	10.39	3.13	6.46	0.67
14:00:00	0.24	0.15	0.0170	7	1.031	8.72	3.13	4.42	0.39
15:00:00	0.245	0.15	0.0173	5.1	1.042	12.22	3.13	5.92	0.72
16:00:00	0.24	0.15	0.0170	5.3	1.047	11.52	3.13	6.60	0.76
17:00:00	0.247	0.15	0.0175	5	1.035	12.57	3.13	4.97	0.62
18:00:00	0.24	0.15	0.0170	5.5	1.041	11.10	3.13	5.79	0.64
19:00:00	0.23	0.15	0.0163	6.1	1.035	9.59	3.13	4.97	0.48
20:00:00	0.25	0.15	0.0177	6.5	1.041	9.79	3.13	5.79	0.57
21:00:00	0.255	0.15	0.0180	6.4	1.046	10.14	3.13	6.46	0.66
22:00:00	0.21	0.15	0.0148	5.4	1.041	9.90	3.13	5.79	0.57
23:00:00	0.237	0.15	0.0168	8.1	1.028	7.45	3.13	4.00	0.30
0:00:00	0.23	0.15	0.0163	7.1	1.041	8.24	3.13	5.79	0.48
									12.78

Día:3 23/09/2015									
Hora Real	Volumen			Tiempo Llenado (seg)	Densidad (kg)	Caudal (m3/h)	Peso específico (kg/m3)	Porcentaje de sólidos (%)	Tonelaje
	Altura (m)	Radio (m)	Volumen (m3)						
1:00:00	0.225	0.15	0.0159	5.5	1.056	10.41	3.13	7.79	0.81
2:00:00	0.227	0.15	0.0160	5.3	1.041	10.90	3.13	5.79	0.63
3:00:00	0.204	0.15	0.0144	5.5	1.047	9.44	3.13	6.60	0.62
4:00:00	0.221	0.15	0.0156	6	1.042	9.37	3.13	5.92	0.56
5:00:00	0.213	0.15	0.0151	5.7	1.037	9.51	3.13	5.24	0.50
6:00:00	0.242	0.15	0.0171	5.2	1.032	11.84	3.13	4.56	0.54
7:00:00	0.205	0.15	0.0145	5	1.042	10.43	3.13	5.92	0.62
8:00:00	0.250	0.15	0.0177	6.5	1.037	9.79	3.13	5.24	0.51
9:00:00	0.210	0.15	0.0148	5.5	1.031	9.72	3.13	4.42	0.43
10:00:00	0.221	0.15	0.0156	5	1.038	11.25	3.13	5.38	0.61
11:00:00	0.237	0.15	0.0168	6.1	1.057	9.89	3.13	7.92	0.78
12:00:00	0.240	0.15	0.0170	7	1.044	8.72	3.13	6.19	0.54
13:00:00	0.240	0.15	0.0170	7.1	1.037	8.60	3.13	5.24	0.45
14:00:00	0.245	0.15	0.0173	6.5	1.038	9.59	3.13	5.38	0.52
15:00:00	0.220	0.15	0.0156	6.2	1.027	9.03	3.13	3.86	0.35
16:00:00	0.235	0.15	0.0166	6.2	1.026	9.65	3.13	3.72	0.36
17:00:00	0.245	0.15	0.0173	7.2	1.024	8.66	3.13	3.44	0.30
18:00:00	0.235	0.15	0.0166	7.2	1.034	8.31	3.13	4.83	0.40
19:00:00	0.254	0.15	0.0180	7.1	1.040	9.10	3.13	5.65	0.51
20:00:00	0.240	0.15	0.0170	7.3	1.042	8.37	3.13	5.92	0.50
21:00:00	0.205	0.15	0.0145	6.2	1.056	8.41	3.13	7.79	0.66
22:00:00	0.250	0.15	0.0177	7.1	1.058	8.96	3.13	8.06	0.72
23:00:00	0.232	0.15	0.0164	7.5	1.042	7.87	3.13	5.92	0.47
0:00:00	0.251	0.15	0.0177	5.4	1.033	11.83	3.13	4.69	0.56
									12.93

Día 4		24/09/2015							
Hora Real	Volumen			Tiempo Llenado (seg)	Densidad (kg)	Caudal (m3/h)	Peso específico (kg/m3)	Porcentaje de sólidos (%)	Tonelaje
	Altura (m)	Radio (m)	Volumen (m3)						
1:00:00	0.201	0.15	0.0142	6	1.039	8.52	3.13	5.52	0.47
2:00:00	0.240	0.15	0.0170	7.1	1.029	8.60	3.13	4.14	0.36
3:00:00	0.215	0.15	0.0152	4	1.022	13.68	3.13	3.16	0.43
4:00:00	0.241	0.15	0.0170	8	1.054	7.67	3.13	7.53	0.58
5:00:00	0.240	0.15	0.0170	6	1.048	10.18	3.13	6.73	0.69
6:00:00	0.236	0.15	0.0167	6.5	1.042	9.24	3.13	5.92	0.55
									3.07

Anexo 3. Ensayo del Picnómetro y cálculo del peso específico.

ENSAYO 1

$$P1= 9.25$$

$$P2= 9.90$$

$$P3= 15.76$$

$$P4= 16.21$$

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

$$\gamma = \frac{(9.90 - 9.25)}{(15.76 - 9.25) - (16.21 - 9.90)}$$

$$\gamma = 3.25$$

ENSAYO 2

$$P1= 9.24$$

$$P2= 11.14$$

$$P3= 15.76$$

$$P4= 17.00$$

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

$$\gamma = \frac{(11.14 - 9.24)}{(15.76 - 9.24) - (17.00 - 11.14)}$$

$$\gamma = 2.88$$

ENSAYO 3

$$P1= 9.25$$

$$P2= 10.92$$

$$P3= 15.76$$

$$P4= 16.91$$

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

$$\gamma = \frac{(10.92 - 9.25)}{(15.76 - 9.25) - (16.91 - 10.92)}$$

$$\gamma = 3.21$$

ENSAYO 4

$$P1= 9.25$$

$$P2= 11.24$$

$$P3= 15.76$$

$$P4= 17.12$$

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

$$\gamma = \frac{(11.24 - 9.25)}{(15.76 - 9.25) - (17.12 - 11.24)}$$

$$\gamma = 3.16$$

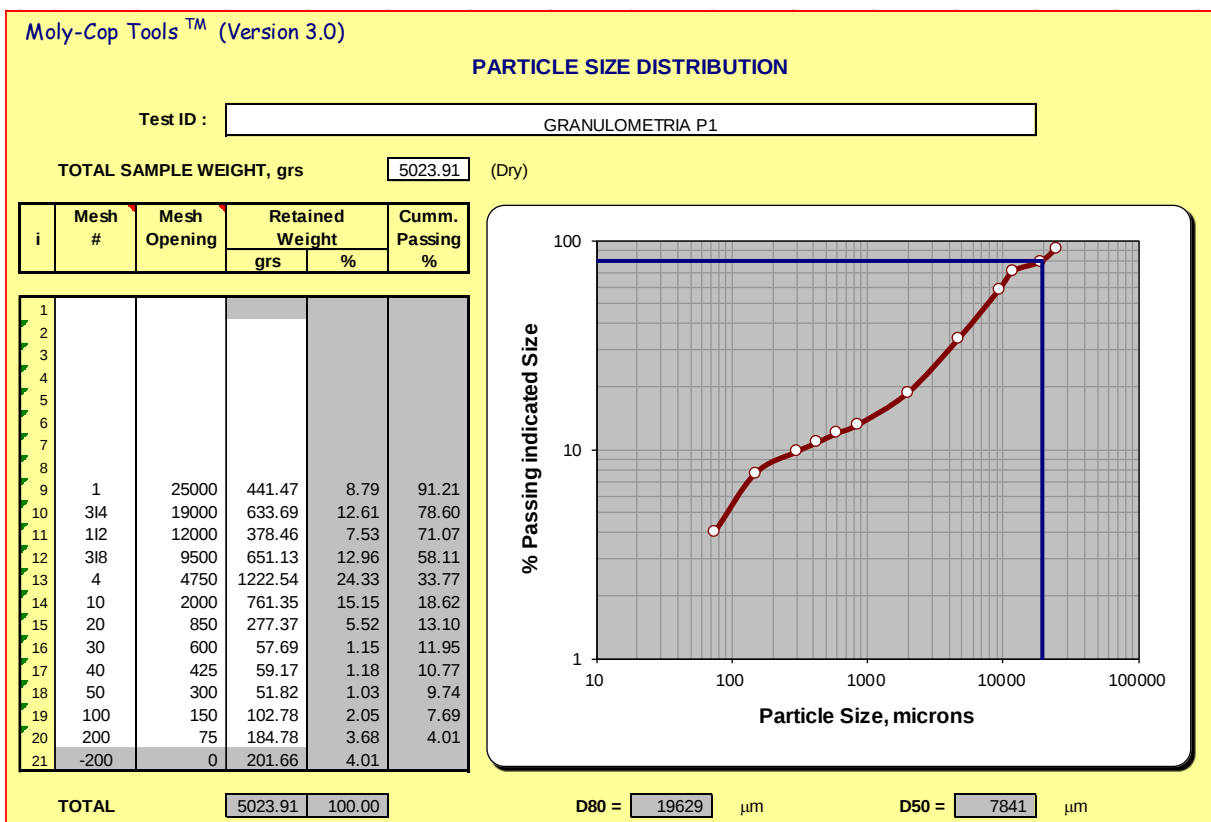
Anexo 4. Resultados de análisis de fluorescencia de rayos X, Método Minig Light Elements (análisis 979).

Elemento	Porcentaje
SiO ₂	47.00
CaO	23.50
Fe ₂ O ₃	11.90
Al ₂ O ₃	11.20
Sb ₂ O ₃	1.87
P ₂ O ₅	1.71
MnO	1.08
K ₂ O	0.77
TiO ₂	0.52
S	0.22
CeO ₂	0.097
Cr ₂ O ₃	0.065
NiO	0.032
V ₂ O ₅	0.025
WO ₃	0.026
As ₂ O ₃	0.013
CuO	0.008

Anexo 5. Tablas y curvas granulométricas determinados con el Software Moly-Cop Tools 3.0.

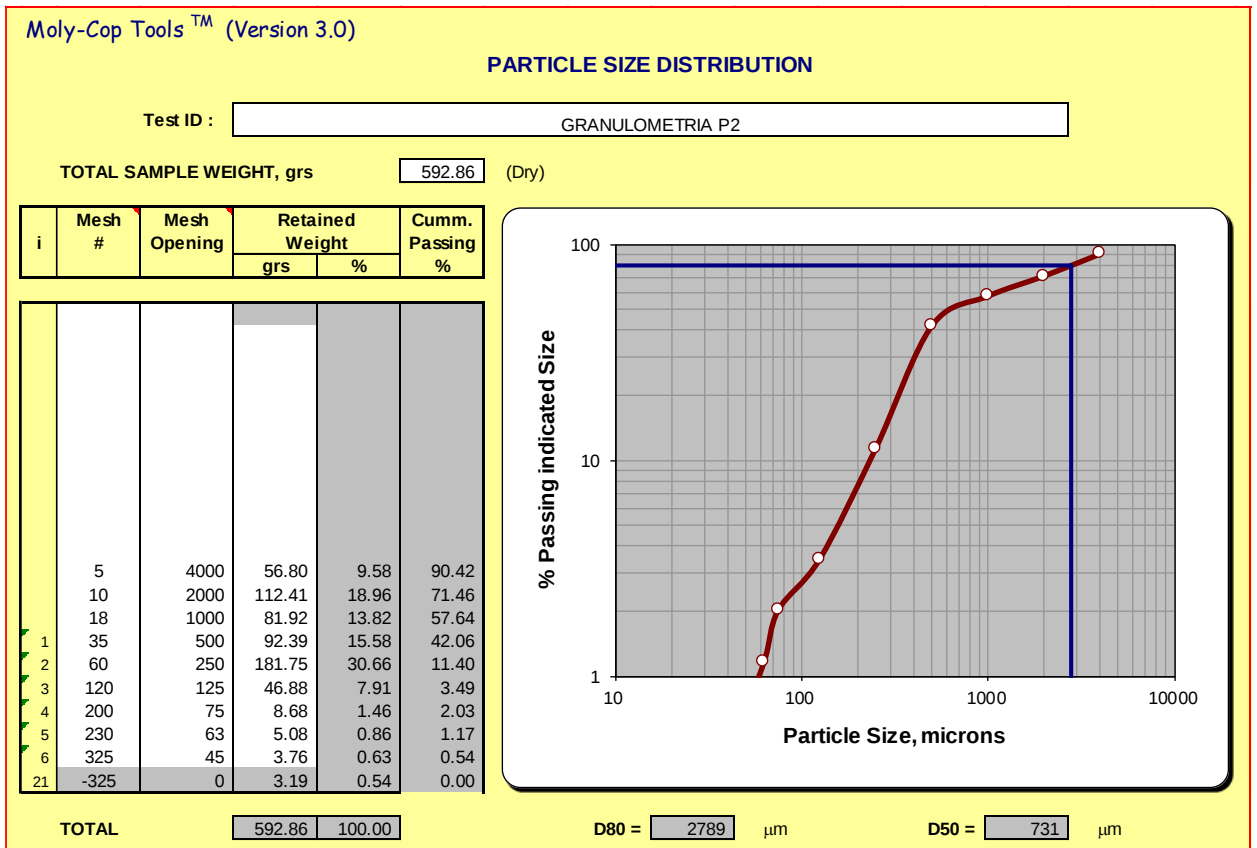
Granulometría Cabeza_P1

CABEZA_PUNTO 1				
Tamiz #	Peso	% Peso	% Acumulado	% Pasante
1	441.47	8.79	8.79	91.21
3/4	633.69	12.61	21.40	78.60
1/2	378.46	7.53	28.93	71.07
3/8	651.13	12.96	41.89	58.11
Nº 4	1222.54	24.33	66.23	33.77
Nº 10	761.35	15.15	81.38	18.62
Nº 20	277.37	5.52	86.90	13.10
Nº 30	57.69	1.15	88.05	11.95
Nº 40	59.17	1.18	89.23	10.77
Nº 50	51.82	1.03	90.26	9.74
Nº 100	102.78	2.05	92.31	7.69
Nº 200	184.78	3.68	95.99	4.01
Pasa 200	201.66	4.01	100.00	0.00
	5023.91	100		



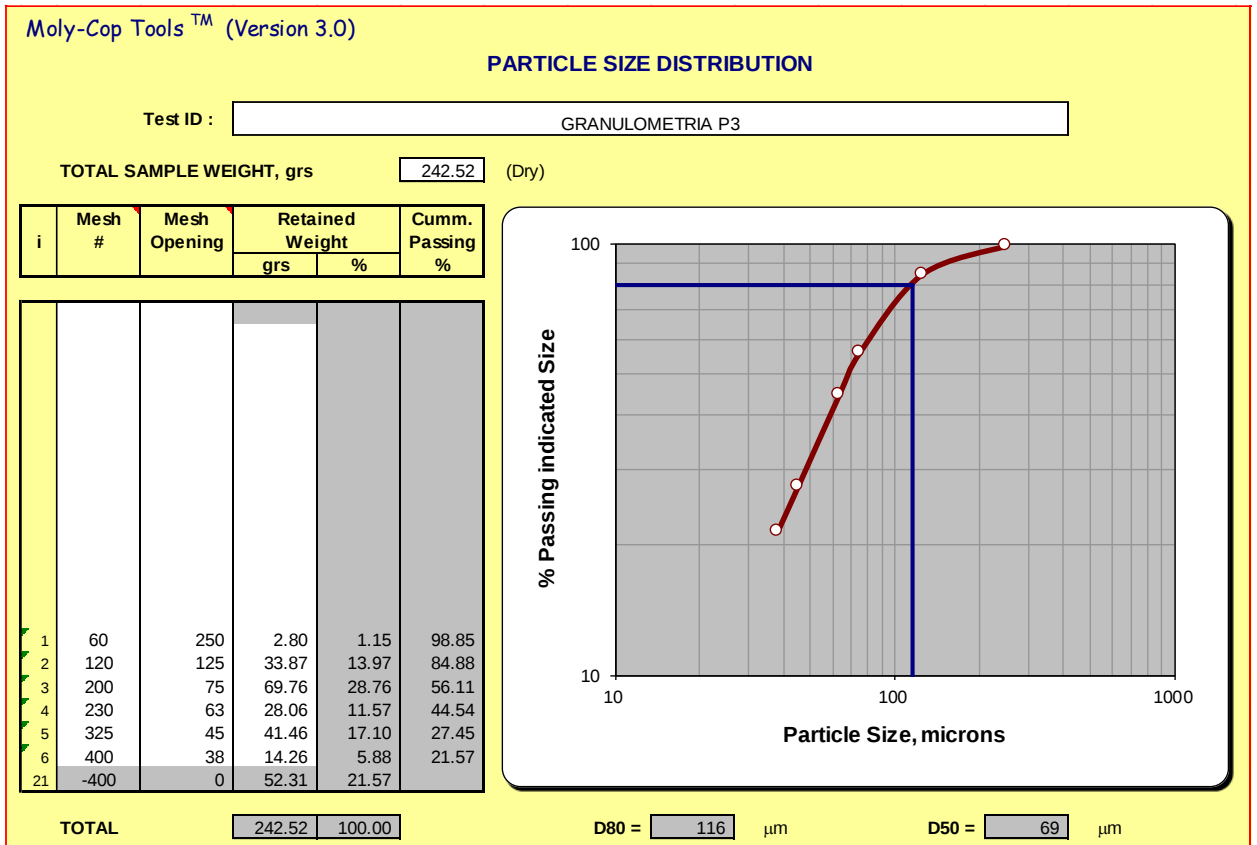
Granulometría Artesa_P2

ARTESA_P2				
Tamiz #	Peso	% Peso	% Acumulado	% Pasante
Nº 5	56.8	9.58	9.58	90.42
Nº 10	112.41	18.96	28.54	71.46
Nº 18	81.92	13.82	42.36	57.64
Nº 35	92.39	15.58	57.94	42.06
Nº 60	181.75	30.66	88.60	11.40
Nº 120	46.88	7.91	96.51	3.49
Nº 200	8.68	1.46	97.97	2.03
Nº 230	5.08	0.86	98.83	1.17
Nº 325	3.76	0.63	99.46	0.54
-325	3.19	0.54	100.00	0.00
	592.86	100		



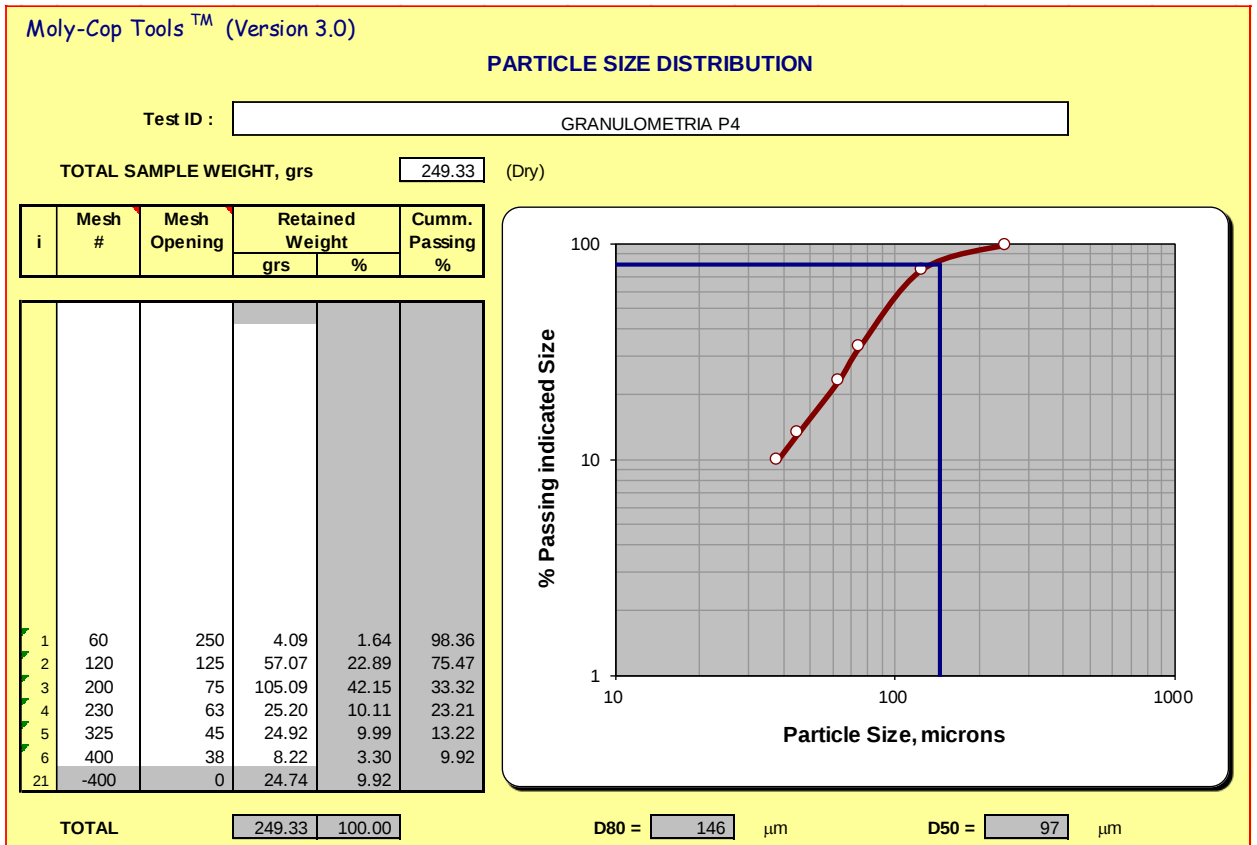
Granulometría Salida tubería_P3

SALIDA TUBERIA_PUNTO 3				
Tamiz #	Peso	% Peso	% Acumulado	% Pasante
Nº 60	2.8	1.15	1.15	98.85
Nº 120	33.87	13.97	15.12	84.88
Nº 200	69.76	28.76	43.89	56.11
Nº 230	28.06	11.57	55.46	44.54
Nº 325	41.46	17.10	72.55	27.45
Nº 400	14.26	5.88	78.43	21.57
-400	52.31	21.57	100.00	0.00
	242.52	100		



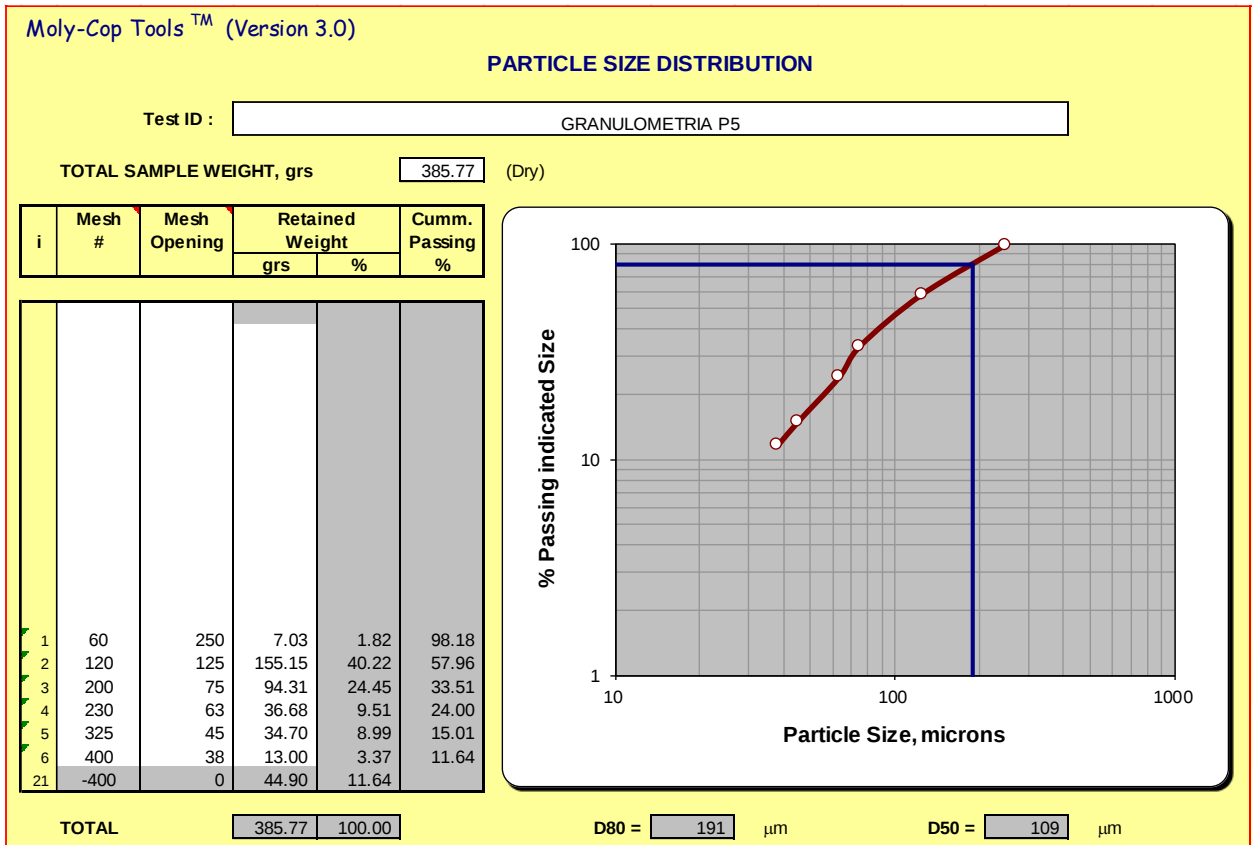
Granulometría Concentrado_P4

TINA-BAYETAS_PUNTO 4				
Tamiz #	Peso	% Peso	% Acumulado	% Pasante
Nº 60	4.09	1.64	1.64	98.36
Nº 120	57.07	22.89	24.53	75.47
Nº 200	105.09	42.15	66.68	33.32
Nº 230	25.2	10.11	76.79	23.21
Nº 325	24.92	9.99	86.78	13.22
Nº 400	8.22	3.30	90.08	9.92
- 400	24.74	9.92	100.00	0.00
	249.33	100		



Granulometría Relave_P5

RELAVE_PUNTO 5				
Tamiz #	Peso	% Peso	% Acumulado	% Pasante
Nº 60	7.03	1.82	1.82	98.18
Nº 120	155.15	40.22	42.04	57.96
Nº 200	94.31	24.45	66.49	33.51
Nº 230	36.68	9.51	76.00	24.00
Nº 325	34.7	8.99	84.99	15.01
Nº 400	13	3.37	88.36	11.64
- 400	44.9	11.64	100.00	0.00
	385.77	100		



Anexo 6. Malla valorada análisis de leyes de Au.

Para obtener las leyes de Au de cada proceso se utilizó la siguiente fórmula:

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

Esta fórmula se la usa cuando se puede pesar el dore después de ser atacado con ácido nítrico y refojado, sino no se puede pesar se envía el dore a análisis de absorción atómica.

- Malla valorada P1 cabeza.

CABEZA P1					
Muestra Tamiz #	Peso Muestra	Peso Dore: Au+Ag	Peso Au	Ley Au (gr/tn)	Ley Au A.A. (ppm)
1	25 gr	0.00039			0.65
¾	25 gr	0.00030			0.71
½	25 gr	0.00063	0.00025	10.00	
3/8	25 gr	0.00018			0.91
Nº 4	25 gr	0.00032			0.66
Nº 10	25 gr	0.00026			0.57
Nº 20	25 gr	0.00070	0.00055	18.40	
Nº 30	25 gr	0.00031			1.27
Nº 40	25 gr	0.00029			1.11
Nº 50	25 gr	0.00050	0.00017	6.80	
Nº 100	25 gr	0.00059	0.00036	14.40	
Nº 200	25 gr	0.00032			2.22
- 200	25 gr	0.00031			0.69

CABEZA P1 Malla Valorada					
N° de Malla	Peso (gr)	% Retenido	Ley Au	Malla Valorada	Au (%)
1	441.47	8.79	0.65	0.06	2.04
3/4	633.69	12.61	0.71	0.09	3.19
1/2	378.46	7.53	10.10	0.76	27.27
3/8	651.13	12.96	0.91	0.12	4.24
4	1222.54	24.33	0.66	0.16	5.78
10	761.35	15.15	0.57	0.09	3.07
20	277.37	5.52	18.40	1.02	36.41
30	57.69	1.15	1.27	0.01	0.52
40	59.17	1.18	1.11	0.01	0.47
50	51.82	1.03	6.80	0.07	2.51
100	102.78	2.05	14.40	0.29	10.56
200	184.78	3.68	2.22	0.08	2.93
-200	201.66	4.01	0.69	0.03	0.99
	5023.91	100.00		2.79	

CABEZA P1 Analisada			
Muestra Cabeza	Peso Muestra	Peso Dore: Au+Ag	A.A. (ppm)
P1-1	25 gr	0.00041	2.94
P1-2	25 gr	0.00035	2.60
			2.77

- Malla valorada P2 artesa.

ARTESA P2			
Muestra Tamiz #	Peso Muestra	Peso Dore: Au+Ag	A.A. (ppm)
Nº 5	25 gr	0.00347	22.06
Nº 10	25 gr	0.00376	12.68
Nº 18	25 gr	0.00460	50.80
Nº 35	25 gr	0.00300	14.08
Nº 60	25 gr	0.00742	149.19
Nº 120,200,400, -400	25 gr	0.00592	74.84

MALLA VALORADA ARTESA P2 Calculada					
Nº de Malla	Peso (gr)	% Retenido	Ley Au (gr/tn)	Malla Valorada	% Au
5	56.80	9.58	22.06	2.11	3.11
10	112.42	18.96	12.68	2.40	3.53
18	81.92	13.82	50.80	7.02	10.32
35	92.40	15.58	14.08	2.19	3.23
60	181.76	30.66	149.19	45.74	67.26
120, 200, 400, -400	67.61	11.40	74.84	8.53	12.55
	592.90	100.00		68.00	

ARTESA P2 Analisada				
Muestra Cabeza	Peso Muestra	Peso Dore: Au+Ag	Peso Au	Ley de Au (gr/tn)
AR-1	25 gr	0.00197	0.00179	71.60
AR-2	25 gr	0.00154	0.00143	57.20
				64.40

- Malla valorada P3 salida tubería.

SALIDA TUBERIA_P3			
Muestra Tamiz #	Peso Muestra	Peso Dore: Au+Ag	A.A. (ppm)
Nº 120	25 gr	0.00035	1.37
Nº 200	25 gr	0.00034	0.33
Nº 400	25 gr	0.00030	0.69
Pasa 400	25 gr	0.00040	2.73

MALLA VALORADA SALIDA TUBERIA_P3_Calculada					
Nº de Malla	Peso (gr)	% Retenido	Ley Au (gr/tn)	Malla Valorada	Au (%)
120	55.23	18.54	1.37	0.25	24.11
200	87.29	29.30	0.33	0.10	9.26
400	106	35.58	0.69	0.25	23.48
-400	49.43	16.59	2.73	0.45	43.15
	297.95	100.00		1.05	

SALIDA TUBERIA_P3_Analizada			
Muestra Cabeza	Peso Muestra	Peso Dore: Au+Ag	A.A. (ppm)
P2-1	25 gr	0.00032	1.00
P2-2	25 gr	0.00019	1.3
			1.15

- Malla valorada P4 concentrado (lavado de bayetas en tina).

CONCENTRADO_P4			
Muestra Tamiz #	Peso Muestra	Peso Dore: Au+Ag	A.A. (ppm)
Nº 120	25 gr	0.00040	6.33
Nº 200	25 gr	0.00031	3.98
Nº 400	25 gr	0.00050	17.51
Pasa 400	25 gr	0.00095	69.05

MALLA VALORADA CONCENTRADO_TINA-BAYETAS_P4_Calculada					
N° de Malla	Peso (gr)	% Retenido	Ley Au (gr/tn)	Malla Valorada	Au (%)
120	131.20	32.17	6.33	2.04	13.57
200	119.80	29.37	3.98	1.17	7.79
400	116.74	28.62	17.51	5.01	33.38
-400	40.13	9.84	69.05	6.79	45.26
	407.87	100.00		15.01	

CONCENTRADO_P4_Analizada			
Muestra Cabeza	Peso Muestra	Peso Dore: Au+Ag	A.A. (ppm)
P3-1	25 gr	0.00063	18.25
P3-2	25 gr	0.00071	14.56
			16.41

- Malla valorada P5 relave/cola.

RELAVE-COLA_P5			
Muestra Tamiz #	Peso Muestra	Peso Dore: Au+Ag	A.A. (ppm)
Nº 120	25 gr	0.00038	0.53
Nº 200	25 gr	0.00036	0.31
Nº 400	25 gr	0.00035	0.74
Pasa 400	25 gr	0.00029	1.52

MALLA VALORADA RELAVE-COLA_P5_Calculada					
Malla	Peso (gr)	% Retenido	Ley Au (gr/tn)	Malla Valorada	Au (%)
120	75.13	31.20	0.53	0.17	27.31
200	85.90	35.68	0.31	0.11	18.05
400	52.58	21.84	0.74	0.16	26.46
-400	27.16	11.28	1.52	0.17	28.17
	240.77	100.00		0.61	

RELAVE-COLA_P5			
Muestra Cabeza	Peso Muestra	Peso Dore: Au+Ag	A.A. (ppm)
P4-1	25 gr	0.00009	0.85
P4-2	25 gr	0.00000	0.78
P4-3	25 gr	0.00011	0.50
			0.71

Anexo 7. Composición del Flux Básico

Flux Básico	
Componentes	Porcentaje
PbO (Litargirio)	61.30%
CO_3Na_2 (Carbonato)	24.90%
$Na_2B_4O_7$ (Bórax)	9.95%
SiO_2 (Sílice)	3.85%