



UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA

La Universidad Católica de Loja

ÁREA TÉCNICA

TÍTULO DE INGENIERO EN GEOLOGÍA Y MINAS

Evaluación de los procesos en la Planta de Beneficio

“PITUCA II” sector Zamora.

TRABAJO DE TITULACIÓN

AUTOR: González García, Diego Polibio.

DIRECTOR: Sanmartín Gutiérrez, Víctor Aurelio, Mgtr.

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 Aurelio Sanmartín Gutiérrez

DOCENTE DE LA TITULACIÓN

De mi consideración:

El presente trabajo de titulación: “Evaluación de los procesos en la Planta de Beneficio PITUCA II sector Zamora”, realizado por González García, Diego Polibio, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por lo que se aprueba la presentación del mismo.

Loja, Mayo 2016

f).....

DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS

“Yo González García Diego Polibio, declaro ser autor del presente trabajo de titulación: **“Evaluación de los procesos en la Planta de Beneficio PITUCA II, sector Zamora”** de la titulación de Geología y Minas, siendo el Magister Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez director del presente trabajo; y eximo expresamente a la Universidad Técnica Particular de Loja y a sus representantes legales de posible reclamos o acciones legales. Además certifico que las ideas, conceptos, procedimientos y resultados vertidos en el presente trabajo investigativo, son de exclusiva responsabilidad.

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

f).....

Autor: González García Diego Polibio

Cédula 1900517853

DEDICATORIA

Dedico este trabajo a toda mi familia, en especial a mis hijos David y Valentina, a mis hermanas por su incondicional amor y apoyo, a mis amigos cuyo aliento y motivación constante fueron la base para que alcanzar esta meta.

A mis padres quienes son mi ejemplo de vida, quienes me han mostrado el camino por el que debo transitar, ya que con esfuerzo, dedicación y perseverancia me ha permitido triunfar; sin embargo, son necesarios pasos firmes y nunca olvidar mis raíces.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a todos los docentes que me guiaron a lo largo de mi carrera universitaria, y de manera especial al Ing. Arturo Guartán, Ing. Víctor Sanmartín, Ing. Verónica Freire y al Ing. Juan Carlos Quintuña, quienes colaboraron en este trabajo de fin de titulación.

Agradezco a mis compañeros y colegas: Lisseth Robles, Valeria Vélez, Fabián Carrión y Santiago Navas, con los que he compartido todo este tiempo, y con quienes he vivido experiencias que marcaron mi vida, uniendo lazos de amistad que perdurarán eternamente.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN.....	ii
DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS.....	iii
DEDICATORIA	iv
AGRADECIMIENTO	v
ÍNDICE DE CONTENIDOS.....	vi
ÍNDICE DE TABLAS	ix
RESUMEN EJECUTIVO.....	1
ABSTRACT.....	2
CAPÍTULO I	3
INTRODUCCIÓN.....	3
1.1. Antecedentes y justificación	4
1.2. Objetivos	6
Generales	6
Específicos.....	6
CAPÍTULO II	7
CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS Y FÍSICAS DEL SECTOR “SAN MARCOS ALTO”	7
2.1. Ubicación geográfica	8
2.2. Acceso	8
2.3. Clima y vegetación	9
CAPÍTULO III	10
GEOLOGÍA	10
3.1. Geología regional	11
3.1.1. El batolito de Zamora.....	11
3.1.2. La Unidad Piuntza.....	11
3.1.3. Unidad Misahuallí.....	12
3.1.4. Formación Napo.....	¡Error! Marcador no definido.
3.2. Geología local	12
3.2.1. Litoestratigrafía.....	12
3.3. Mineralización	15
CAPÍTULO IV	17
PRINCIPIOS DE FUNCIONAMIENTO DE LA MINA PITUCA II.....	17

4.1.	Extracción del mineral y traslado hasta la planta de beneficio PITUCA II.....	18
4.2.	Proceso de trituración, molienda, concentración gravimétrica y recuperación de oro Au en la planta de beneficio PITUCA II	20
4.2.1.	Trituración.....	20
4.2.2.	Molienda.....	21
4.2.3.	Concentración gravimétrica (canaletas).....	23
4.2.4.	Recuperación de Au (amalgama en cilindros de amalgamación).....	24
CAPÍTULO V		28
METODOLOGÍA Y EQUIPOS		28
5.1.	Muestreo del material.....	29
5.1.1.	Mineral de cabeza.....	29
5.1.2.	Arteza del molino.....	30
5.1.3.	Desfogues del molino.....	31
5.1.4.	Relave neto.....	33
5.1.5.	Cabeza de gravimetría.....	33
5.1.6.	Concentrado de gravimetría.....	34
5.1.7.	Relave de gravimetría.....	35
5.2.	Preparación, homogenización y trituración del material de cabeza.....	35
5.2.1.	Preparación.....	35
5.2.2.	Trituración.....	35
5.2.3.	Homogenización y cuarteo de las muestras.....	36
5.3.	Caracterización del material	37
5.3.1.	Peso específico.....	37
5.3.2.	Análisis mineralógico.....	38
5.3.3.	Análisis químico (fluorescencia de rayos X).....	39
5.3.4.	Análisis granulométrico.....	40
5.3.5.	Análisis químico o análisis al fuego.....	41
5.3.5.1.	Fusión-Copelación.....	41
5.3.5.2.	Digestión y cuantificación de oro.....	43
5.3.5.3.	Lectura en absorción atómica.....	44
CAPÍTULO VI		46
RESULTADOS Y ANÁLISIS		46
6.1.	Mineral de cabeza	47
6.1.1.	Análisis químico de cabeza.....	47

6.1.2.	Análisis granulométrico.....	47
6.1.3.	Peso específico.....	48
6.1.4.	Análisis mineralógico.....	48
6.1.5.	Cuantificación del mineral de cabeza.....	49
6.2.	Arteza del molino.....	50
6.3.	Desfogues del molino.....	52
6.4.	Relave neto.....	54
6.5.	Gravimétrica cabeza.....	¡Error! Marcador no definido.
6.6.	Gravimétrica concentrado.....	56
6.7.	Gravimétrica relave.....	58
6.8.	Balance metalúrgico de la planta de beneficio PITUCA II.....	59
6.9.	Balance y eficiencia de recuperación de Au de la planta de beneficio PITUCA II.....	60
6.10.	Balance puntual – concentración de bayetas.....	61
6.11.	Gasto hídrico y consumo de combustible durante la operación.....	62
6.11.1.	Gasto hídrico.....	62
6.11.2.	Consumo de combustible.....	63
CONCLUSIONES.....		64
RECOMENDACIONES.....		65
BIBLIOGRAFÍA.....		66
ANEXOS.....		67
ANEXO 1.....		68
ANEXO 2.....		76
ANEXO 3.....		77
ANEXO 4.....		78
ANEXO 5.....		83
ANEXO 6.....		84

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1. Mapa de ubicación.	8
Gráfico 2. Mapa de acceso desde Zamora.....	8
Gráfico 3. Geología Regional de Zamora Chinchipe.	12
Gráfico 4. Granito metasomático	18
Gráfico 5. Tobas.....	14
Gráfico 6. Brechas volcánicas.....	14
Gráfico 7. Mena mineralizada.....	15
Gráfico 8. Escombrera.....	16
Gráfico 9. Vagón minero.....	17
Gráfico 10. Taravita impulsada por gravedad (Parte superior).....	19
Gráfico 11. Taravita impulsada por gravedad (Tolva de ingreso).....	19
Gráfico 12. Tolva de ingreso.....	20
Gráfico 13. Equipo de trituración.....	20
Gráfico 14. Ingreso del mineral al molino y molienda.....	21
Gráfico 15. Número de agujeros por pulgada, tanto de malla fina como gruesa.	22
Gráfico 16. Lavado del molino.	22
Gráfico 17. Motor Mercedes Benz.....	23
Gráfico 18. Tanque de sedimentación y reservorio.	24
Gráfico 19. Concentración gravimétrica.	24
Gráfico 20. Cilindro de amalgamación y su sistema de tracción.	25
Gráfico 21. Colocando mercurio y agentes tensoactivos.....	25
Gráfico 22. Lavado del tanque de amalgamación y eliminación de lodo.	26
Gráfico 23. Proceso de baldeo.....	26
Gráfico 24. Separación de sedimentos y amalgama.	27

Gráfico 25. Lavado de amalgama e inicio del proceso de filtración de mercurio.	27
Gráfico 26. Eliminación del restante de mercurio por adición de calor.	27
Gráfico 27. Diagrama de los puntos de muestreo.	29
Gráfico 28. Mineral de cabeza (Punto 1).....	30
Gráfico 29. Mineral de la artesa del molino (Punto 2).....	31
Gráfico 30. Salida del tubo proveniente de los desfuegos del molino (Punto 3).	31
Gráfico 31. Relave neto (Punto 4).....	33
Gráfico 32. Mineral de cabeza, concentración gravimétrica (Punto 5).....	34
Gráfico 33. Mineral concentrado, concentración gravimétrica (Punto 6).....	34
Gráfico 34. Mineral concentrado, concentración gravimétrica (Punto 6).....	34
Gráfico 35. Mineral de relave, concentración gravimétrica (Punto 7).	35
Gráfico 36. Trituradora RESTSCH.....	36
Gráfico 37. Homogenización y cuarteo de muestras puntuales.....	36
Gráfico 38. Cuarteo de muestras puntuales.....	37
Gráfico 39. Materiales utilizados para el ensayo del picnómetro.....	38
Gráfico 40. Elaboración de briquetas: A) Pulido de briquetas; B) Secado en cámara de vacío;	39
Gráfico 41. Equipo de Fluorescencia BRUKER S1.	40
Gráfico 42. Ensayo granulométrico. Fuente: D. González, 2016.....	41
Gráfico 43. Fusión y vertido del material fundido.	42
Gráfico 44. Copelas en horno.	43
Gráfico 45. Ataque al dore con ácido nítrico	44
Gráfico 46. Resultado después del ataque.	44
Gráfico 47. Absorción atómica equipo: equipo Aanalyst 400 modelo PerkinElmer con el programa WinLab 32 AA Flame.....	45

Gráfico 48. Difractograma del mineral de cabeza.	49
Grafico 49. Briquetas bajo el microscopio.....	49
Gráfico 50. Punto 2, concentrado de la artesa del molino (Malla vs. Ley vs. Porcentaje de recuperación %).	52
Gráfico 51. Punto 3, salida del molino (Malla vs. Ley vs. Porcentaje de recuperación%)	53
Gráfico 52. Punto 4, relave neto (Malla vs. Ley vs. Porcentaje de recuperación %).	55
Gráfico 53. Punto 5, concentración gravimétrica (mineral de cabeza) (Malla vs. Ley vs. Porcentaje de recuperación %).	56
Gráfico 54. Punto 6, concentrado de gravimetría (mineral concentrado) (Malla vs. Ley vs. Porcentaje de recuperación %).	57
Gráfico 55. Punto 7, concentración gravimétrica (mineral de relave) (Malla vs. Ley vs. Porcentaje de recuperación %).	59
Gráfico 56. Diagrama de barras del balance metalúrgico general de la planta de beneficio PITUCA II.	60
Gráfico 57. Diagrama de barras del balance de recuperación de la planta de beneficio PITUCA II.	61
Gráfico 58. Diagrama de barras del balance de recuperación de la planta de beneficio PITUCA II.	62

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Número de agujeros por pulgada.....	21
Tabla 2. Características técnicas del motor	23
Tabla 3. Datos y promedios de las leyes de oro y plata.....	47
Tabla 4. Datos del análisis granulométrico.....	47
Tabla 5. Datos y promedio de los ensayos de peso específico.....	48
Tabla 6. Minerales y sus respectivos porcentajes presentes en la muestra.	48
Tabla 7. Datos del tonelaje que ingresa a la planta por día y su total.....	50
Tabla 8. Datos del tonelaje en cada uno de los puntos	50
Tabla 9. Análisis granulométrico.....	51
Tabla 10. Contenido de oro y plata, cabeza y malla valorada.....	51
Tabla 11. Porcentaje (%) de oro.....	51
Tabla 12. Análisis granulométrico.....	52
Tabla 13. Contenido de oro y plata, cabeza y malla valorada.....	53
Tabla 14. Porcentaje (%) de oro.....	53
Tabla 15. Análisis granulométrico.....	54
Tabla 16. Contenido de oro y plata, cabeza y malla valorada.....	54
Tabla 17. Porcentaje (%) de oro.....	54
Tabla 18. Análisis granulométrico.....	55
Tabla 19. Contenido de oro y plata, cabeza y malla valorada.....	55
Tabla 20. Porcentaje de oro (%).	56
Tabla 21. Análisis granulométrico.....	56
Tabla 22. Contenido de oro y plata, cabeza y malla valorada.....	57
Tabla 23. Porcentaje de oro (%).	57
Tabla 24. Análisis granulométrico.....	58

Tabla 25. Contenido de oro y plata, cabeza y malla valorada.	58
Tabla 26. Porcentaje de oro (%).	58
Tabla 27. Datos del balance metalúrgico general de la planta de beneficio PITUCA II.	59
Tabla 28. Datos del balance de recuperación de la planta de beneficio PITUCA II.	60
Tabla 29. Datos del balance de recuperación de la planta de beneficio PITUCA II.	61
Tabla 30. Datos del gasto diario de agua y el total durante la operación.....	62
Tabla 31. Datos del consumo tanto de diésel como de gasolina.	63

RESUMEN EJECUTIVO

Mediante la observación in situ del proceso productivo de la Planta de Beneficio PITUCA II, se recolectó datos y muestras en cada fase de operación, estos sirvieron para desarrollar los balances metalúrgicos y de recuperación de oro, así como balances de gasto hídrico y consumo energético (consumo de combustible), que tiene la planta, para la determinación de su eficiencia.

Una vez recolectadas las muestras en campo, se realizó en el laboratorio los siguientes análisis: mineralógico, granulométrico, análisis al fuego y malla valorada de cada una de las etapas del mencionado proceso, con cuyos resultados se elaboraron los balances metalúrgicos para establecer la eficiencia de recuperación de oro, los resultados reflejan un valor de recuperación de oro Au de 58,52%, un gasto hídrico de 443 m³, consumiendo 45,9 galones de combustible (diésel) que provee la tracción al molino, y 15 galones de gasolina para el generador que suministra electricidad en las noches.

PALABRAS CLAVES: Muestreo, estudio mineralógico, análisis al fuego, malla valorada, balances metalúrgicos, eficiencia de recuperación.

ABSTRACT

By in situ production process of the processing plant PITUCA II observation, data and samples were collected at each stage of the operation, these have served to develop metallurgical and gold recovery balances and balances of water expenditure as well as consumption energy, in this case fuel consumption of a plant to determine its efficiency.

With samples collected in the field, in the laboratory, were developed these studies: study mineralogical, granulometric, fire and mesh analysis valued each stage of that process and the results of the metallurgical balances were obtained to establish the efficiency of gold recovery, the results showed a value of Au gold recovery of 58.52%, a water spending of 443 m³, consuming 45.9 gallons of fuel (diesel) engine tried to pull the mill, and 15 gallons of gas for electricity generator tried at night.

KEYWORDS: Sampling, mineralogical study, analysis fire, valued mesh, metal balances, recovery efficiency.

CAPÍTULO I
INTRODUCCIÓN

1.1. Antecedentes y justificación

En nuestro país “Hasta antes del 2012, la minería constituyó solamente el 0.3 % del PIB y proporcionó 2,982 empleos directos y 10,254 indirectos. Hoy según el “Plan Nacional de Desarrollo Minero,” la extracción a gran escala representará el 5 % del PIB, generará 10,000 nuevos trabajos y aumentará alrededor de 37,000 millones de dólares en los próximos veinte años” (Schneider Kyle, 2012). Es innegable que los recursos minerales no renovables son de fundamental importancia en una economía como la nuestra, cuyo horizonte apunta al desarrollo y repunte de la industria minera.

En la Zona 7 del Ecuador, provincia de Zamora Chinchipe, desde hace algunas décadas se viene desarrollando la actividad minera con escala de pequeña minería y minería artesanal de una manera totalmente anti técnica enfocada básicamente a la recuperación de Oro (Au), el método tradicional de recuperación utilizado en las plantas de beneficio de la zona es muy ineficiente, a lo que se suma un excesivo consumo hídrico y energético o de combustible en ciertos casos. La ineficiencia de recuperación de este proceso se muestra en los relaves con altos contenidos del mineral de interés que son desechados.

Razón por la cual se ha realizado una evaluación de los procesos empleados en la planta de beneficio “PITUCA II” (sector Zamora), e este caso; para determinar e identificar las posibles inconsistencias en los procesos empleados para la 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 molienda, concentración gravimétrica y amalgama, haciendo un muestreo sistemático de las fracciones de mineral cuando este atraviese cada uno de estos procesos en un ciclo completo de recuperación, con una duración de dos a tres días, lapso en el que se controlará y medirá el consumo tanto hídrico como energético o de combustible.

Con las muestras recolectadas, en el laboratorio, se realizó el respectivo estudio mineralógico, análisis al fuego, malla valorada, cuyos resultados nos permitieron desarrollar los balances pertinentes.

Para la cuantificación del mineral que ingresa a la planta de beneficio se emplearon dos métodos, el primero, se calculó el porcentaje de sólidos, mediante la toma de datos en la planta, en los desfuegos del molino como: densidad, volumen/hora durante todo el proceso y mediante un cálculo obtenemos la TMSD (Toneladas métricas secas por día), a esto se le suma el mineral que queda en la artesa del molino, obteniendo las toneladas de mineral que ingresaron en la planta. El segundo método, se realizó calculando el volumen del mineral, esto se llevó a cabo contabilizando las canastas en la que llega el mineral, de estas se

calculó el volumen y multiplicando por la densidad del mineral y se obtuvo el tonelaje de ingreso.

La información obtenida de este estudio será canalizada a los titulares de la planta de beneficio "PITUCA II", para su mejoramiento y mayor eficiencia, información que servirá también de soporte fundamental para futuros proyectos que se deseen realizar en el sector, colaborando de esta manera para mejorar la calidad de vida de las personas que ahí laboran.

1.2. Objetivos

Generales

- Evaluar los procesos empleados para la recuperación de Oro (Au) en la Planta de Beneficio "PITUCA II" a través de balances Metalúrgicos, Energéticos e Hídricos.

Específicos

- Muestrear sistemáticamente durante un ciclo completo de procesamiento de mineral en todas sus etapas como: Molienda, Concentración gravimétrica y Amalgamación.
- Caracterizar las muestras: Ley de Au, Ag, granulometría, peso específico y mineralogía.
- Realizar los balances metalúrgicos y determinar la eficiencia de recuperación en la planta.
- Evaluar los consumos energético e hídrico.

CAPÍTULO II

CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS Y FÍSICAS DEL SECTOR “SAN MARCOS ALTO”

2.1. Ubicación geográfica

La concesión minera PITUCA II, CÓD 500648, se encuentra ubicada al Sur de Ecuador, en las siguientes coordenadas (x: 734000; y: 9545000), Datum: PSAD 56. Políticamente está ubicada en el barrio San Marcos Alto, perteneciente a la parroquia Timbara, del cantón Zamora, provincia de Zamora Chinchipe.

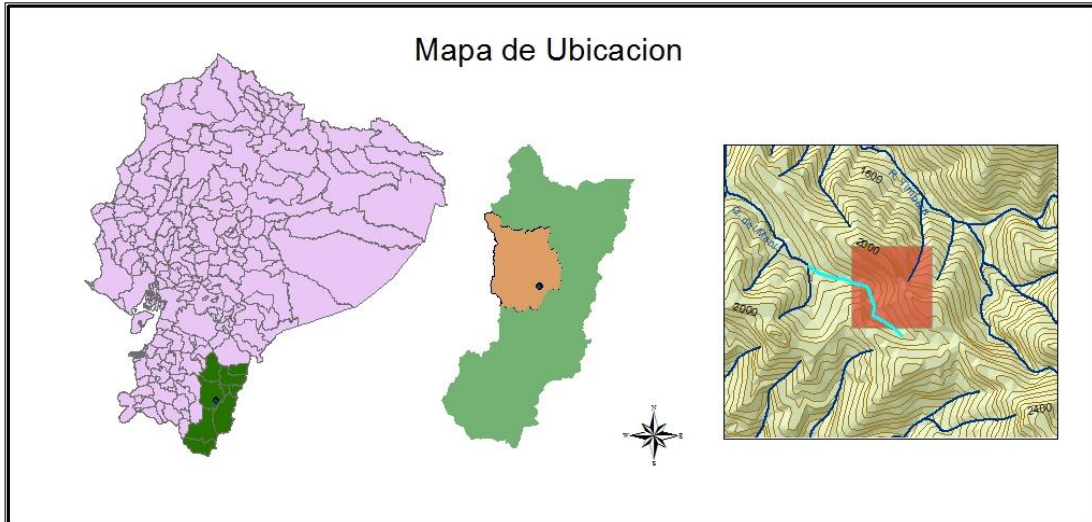


Gráfico 1. Mapa de ubicación.
Fuente: Editado por D. González, 2016.

2.2. Acceso

Desde Zamora vía terrestre con un recorrido aproximado de 10 km en una vía de primer orden hasta Tunantza, desde Tunantza en una vía de cuarto orden con un recorrido de 12 km, el mismo que se lo realiza en acémila o a pie hasta la concesión minera PITUCA II (Grafica 2). Todo este recorrido tiene una duración aproximada de 3.5 horas.

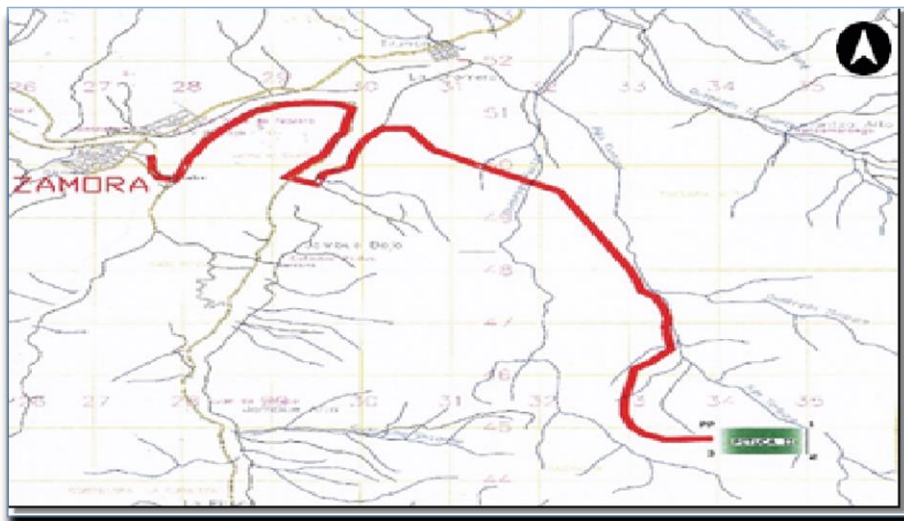


Gráfico 2. Mapa de acceso desde Zamora.
Fuente: Editado por D. González, 2016.

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 una temperatura promedio entre los 16° y 18° Celsius, 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 entre el rango de 2,500 mm hasta los 3,500 mm. El sector presenta dos tipos de vegetación: Bosque de Neblina Montano y Matorral Húmedo Montano Bajo.

2.4. Hidrología

En el lugar se presenta una red tipo detrítica, la misma que está conformada por un sistema de afluentes secundarios, el cual se encuentra cubriendo gran parte de la zona, tenemos la quebrada La Piuntza que corre en sentido paralelo al curso de aguas del río Jambué y que se une a la quebrada Timbara algunos kilómetros abajo, para finalmente desembocar en el río Zamora en una red hidrográfica deformada consecuyente.

CAPÍTULO III

GEOLOGÍA

3.1. Geología regional

La Zona Subandina representa el lado occidental plegado de la cuenca marginal preandina; el basamento cristalino en la base de esta zona se ha desplazado a una profundidad mayor a los 8 km, sobre el cual discordantemente descansa un complejo de rocas sedimentarias y volcánogeno-sedimentarias marinas (Paladines A., 2010).

Según el Mapa Geológico de Zamora, Hoja 77 CT-NVII-A-3881, los materiales volcánicos depositados en este sector, pertenecen a la Formación Chapiza de edad Jurásica, y sobreyacen a metasedimentos y metavolcánicos de la Formación Santiago. Según las estructuras y afloramientos existentes en zonas aledañas, se aprecia que este sector ha sufrido fuertes movimientos tectónicos a causa de la intrusión del granito metasomático, el cual originó que los esquistos, gneises y cuarcitas del Grupo Zamora, del Paleozoico, se erosionen de tal manera que en la actualidad solamente aparezcan en depósitos aislados al Este de los volcánicos Piuntza separados por afloramientos del intrusivo. Los contactos entre las formaciones volcánicas del Jurásico con los granitos y metamórficos del Grupo Zamora son fallados.

3.1.1. El Batolito de Zamora.

Un Intrusivo-plutónico tipo I de composición calco-alkalina de edad Jurásica. Comprende localmente granodiorita hornbléndica de megacrístales de pertita y oligoclasa de grano grueso a muy grueso. El cuarzo muestra un alineamiento direccional. Las zonas de brechas pueden contener también clastos angulosos de pórfido de cuarzo, andesita y andesita basáltica (Prodeminca, 2000).

El batolito intruyó la región de intercepción de la zona Subandina con la Zona Transversal Puna Méndez lo que puede considerarse como señal complementaria de la existencia de esta zona en el Mesozoico Temprano. El conjunto de rocas volcánicas e intrusivas descritas constituyen el arco volcánico continental de edad Jurásica, de enorme importancia, pues en este arco en la última década se han descubierto los yacimientos de los cinturones metálicos de cobre-molibdeno y de oro-plata más importantes del país (Paladines A., 2010).

3.1.2. La Unidad Piuntza.

Rocas volcano clásticas de buzamiento leve dentro de los Granitoides Zamora. Sobreyacen inconformemente la Unidad Isimanchi. Fósiles bivalvos en una secuencia de limolitas calcáreas skarnificadas cerca de las poblaciones de Piuntza y Nambija, en el río Timbara, definen la localidad tipo y señalan una edad del Triásico medio a tardío (Litherland et al., 1994).

3.1.3. Unidad Misahuallí.

Unidad constituida por brechas volcánicas con intercalaciones de pequeños diques andesíticos, más o menos basálticos, variando a andesitas porfiríticas. Mineralización de sulfuros, representados por pirita, calcopirita, molibdenita, trazas de pirrotina, esfalerita, galena y como ganga hematita y calcita (Chávez, 2008).

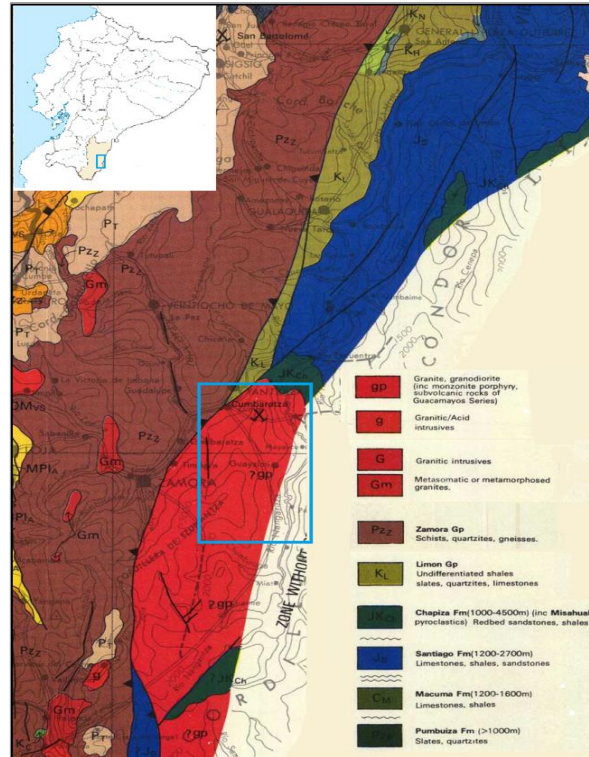


Gráfico 3. Geología Regional de Zamora Chinchipe. Fuente: Tomada y Modificada del Mapa geológico del Ecuador escala 1:1000000.

3.2. Geología local

En base al informe técnico anual de exploración, realizado por la compañía minera PITUCA II, en el año 2011, se muestra la siguiente geología local.

3.2.1. Litoestratigrafía.

El levantamiento geológico estructural subterráneo permitió recoger muestras y diferenciar tres grupos importantes litoestratigráficos, siendo estos los siguientes, junto a su nomenclatura:

a) PALEOZOICO (ROCAS ÍGNEAS):

○ Granito Metasomático

Perteneciente al Batolito de Zamora, es el cuerpo que liberó los fluidos pirometasomáticos hacia la parte superior en donde están ubicados actualmente los metavolcánicos, enriqueciéndolos y preñándolos de sustancias minerales metálicas. La ascensión de estos fluidos se produjo a través de las fallas y fracturamientos existentes en las rocas superiores.

El contacto entre el granito y los metavolcánicos es discordante y está claramente marcado por una coloración rojiza como producto de la desintegración de agentes oxidantes por la acción de las aguas meteóricas. En el punto de contacto la inclinación registró 34° de buzamiento.

No se aprecia ningún tipo de mineralización en el granito aparte de sus componentes esenciales cuarzo, feldespatos y micas; su estructura está fresca a partir de los 50 cm de la línea de contacto en la zona de oxidación por las aguas meteóricas (Gráfico 4).



Gráfico 4. Granito metasomático.
Fuente: D. González, 2016

b) JURÁSICO (METAVOLCÁNICOS):

○ Tobas

Filones de tobas volcánicas de coloración rojiza, ocurridos aparentemente después de la mineralización de los metavolcánicos se encuentran en direcciones 78° a 13°N con un buzamiento de 84° , aparecen en espesores de 2 metros (Gráfico 5).



Gráfico 5. Tobas.
Fuente: D. González, 2016

- **Brechas**

Las brechas volcánicas están presentes en toda la parte alta del sector, sobreyaciendo al cuerpo granítico, su textura es uniforme con granos de cuarzo y feldespatos de hasta 3 mm y clastos enclavados de rocas oscuras de hasta 5 mm de diámetro.

Pirita diseminada del 5 al 10% se encuentra en las partes cercanas a las zonas de fracturas y fallas, dentro de los cuerpos brechoides, lo que da una idea de la mineralización metasomática que sufrió.

La matriz de estas brechas es calcárea algo silicificada con una dureza en roca de 3-4, de origen volcánico, y de composición semi-correspondiente. La textura está soportada por la matriz, con sus fragmentos sub-angulosos de diversos tipos dispersos en el material de grano más fino (Gráfico 6).



Gráfico 6. Brechas volcánicas.
Fuente: D. González, 2016

- **Otras rocas**

Capas despreciables de andesitas poco meteorizadas y con alteraciones cloríticas, se encuentran intercaladas con las brechas y tobas, estas andesitas también presentan mineralización pirítica diseminada a un aproximado de 5%.

3.3. Mineralización

En los espejos de falla con abertura de hasta 2 cm, se encuentran vetillas mineralizadas por ascenso de soluciones hidrotermales, en estas vetillas predomina la pirita, acompañada de calcopirita y esfalerita y en valores despreciables galena, este material también contiene oro libre. (Gráfico 7)



Gráfico 7 Vetilla mineralizada.
Fuente: D. González, 2016.

La aparición de vetillas mineralizadas en los espejos de falla y su relación con el vulcanismo geosinclinal presente en la zona, deja abierto el criterio acerca de la génesis de formación del depósito en dos hipótesis: la primera, por ascensión de fluidos de origen mesotermal desde el cuerpo intrusivo y la segunda hipótesis, la depositación metalífera de pirita y otros como el oro en ciclos separados de depositación piroclástica y el ascenso posterior de soluciones hidrotermales a través de chimeneas volcánicas.

Macroscópicamente se observa que las vetillas están rellenas con pirita (FeS_2) en un 80%, y el restante material de mena lo conforman en proporciones similares, esfalerita (ZnS), calcopirita (CuFeS_2), cuarzo (SiO_2), galena (PbS) y oro (Au).

De acuerdo a lo encontrado, por diferenciaciones evidentes en la estratigrafía de las brechas, como por ejemplo el diámetro de los elementos conformantes de los metavolcánicos, la disposición de capas andesíticas, la cercanía al contacto con el cuerpo intrusivo y los diques tobáceos de inclinación casi perpendicular que muestran un segundo ciclo de sedimentación vulcanoclástica, se puede determinar que la profundidad de

formación de este yacimiento es algo somera y no podría superar algunas decenas de metros.

La formación y ascenso de soluciones ricas a través de chimeneas volcánicas en los momentos de actividad, puede haber ocasionado que en estos conos apagados se haya depositado filones metalíferos muy ricos, que deberán ser comprobados con estudios geofísicos o directamente con sondajes.

CAPÍTULO IV

PRINCIPIOS DE FUNCIONAMIENTO DE LA MINA PITUCA II

Las labores mineras de la concesión PITUCA II, código 500648 se dividen en dos etapas, que permiten detallar su funcionamiento, en este caso extracción de oro (metal de interés económico).

4.1. Extracción del mineral y traslado hasta la planta de beneficio PITUCA II (ETAPA 1)

En este caso el mineral que procesa la planta de beneficio, la misma que es objeto de este estudio, es procedente de una escombrera con una antigüedad de aproximadamente 8 años, de esta manera la extracción del mineral no tuvo mayor complejidad a diferencia de la extracción subterránea (Gráfico 8).

El traslado del mineral hacia la planta de benéfico se lo hizo en dos fases: la primera se trata del desplazamiento del mineral desde la escombrera hacia la tarabita impulsada por gravedad que se encuentra a 20 m de distancia. Este desplazamiento se lo realiza con la ayuda de un vagón minero de construcción artesanal, con capacidad de $\frac{3}{4}$ de tonelada por viaje, el mismo que se apoya en un chasis con cuatro ruedas de vehículo de 14", también se empleó 2 lampones para llenar el vagón minero y 2 barretas con las que se aflojo el mineral compactado de la escombrera (Gráfico 9).



Gráfico 8. Escombrera.
Fuente: D. González, 2016.



Gráfico 9. Vagón minero.
Fuente: D. González, 2016.

La segunda fase se la realizó en la tarabita antes mencionada. La tarabita consta de dos arcos de madera, los mismos que están contruidos de vigas cuadradas con un espesor de 0.20 m. La altura de los arcos es de 3 m, de los cuales 1 m está bajo tierra y poseen un ancho de 1.20 m, los arcos están ubicados: uno en la planta de beneficio y el otro en la parte superior donde finalizó la primera fase, sobre estos reposan dos cables de acero con alma de yute de media pulgada de espesor, tensados y sujetos con grilletes en dos troncos parcialmente enterrados ubicados en la parte posterior de cada arco denominados (muertos de anclaje), sobre cada uno de los cables se desliza una canasta, con la ayuda de dos poleas por canasta, estas tienen una capacidad de 0.27 ton, un cable adicional, denominado cable de arrastre, el cual está sujeto en sus extremos a las canasta y atravesando un sistema de freno, ubicado detrás del arco superior cuya función es, arrastrar la canasta vacía mientras baja la canasta llena con la ayuda de la gravedad. (Gráfico 10 y 11).



Gráfico 10. Tarabita impulsada por gravedad. (Parte superior).
Fuente: D. González, 2016.



Gráfico 11. Tarabita impulsada por gravedad. (Tolva de ingreso).
Fuente: D. González, 2016.

4.2. Proceso de trituración, molienda, concentración gravimétrica y recuperación de oro Au en la planta de beneficio PITUCA II (ETAPA2)

4.2.1. Trituración.

Con el mineral apilado en la tolva de ingreso de la planta de beneficio, se somete el material al primer proceso, el cual consiste en la trituración parcial de los cantos que sobrepasan las 3". Esta trituración se la realiza de forma manual, con la ayuda de un rotomartillo eléctrico marca BOSH. (Gráfico 12 y 13).



Gráfico 12. Tolva de ingreso.
Fuente: D. González, 2016.



Gráfico 13. Equipo de trituración.
Fuente: D. González, 2016.

4.2.2. Molienda.

El mineral inferior o igual a las 3", comienza a ingresar simultáneamente al segundo proceso de la recuperación de Au, la molienda. Esta se realiza en un molino de trapiche, o concentrador, de tres ruedas o también conocido como molino chileno. El molino está construido en un chasis UPN en forma de cubo de 2.50 m² y una altura de 2.00 m, posee una pista de 2.60 m de diámetro, en la que descansan 12 blindajes de 0.05 m de espesor y 0.6 m de largo en forma de arco, con un ancho de 0.2 m, sobre los cuales giran 3 ruedas con un peso de 1.25 ton cada una, la fricción entre las ruedas y los blindajes es la que aplasta las rocas, las tritura y de esta manera libera el Au de los sulfuros. Cada rueda está sujeta a un eje central de 4" de espesor, en la parte superior del eje esta acoplada una polea de 1.20 m de diámetro de cuatro canales, la misma que a través de cuatro bandas se conecta a otra polea de 0.2 m de diámetro, la cual por medio de un eje recibe la tracción de una corona y esta a su vez del motor (Gráfico 14), en los costados de la pista, tiene faldones cónicos, el interno con una altura de 0.5 m y el externo 0.7 m, en el faldón externo posee dos rejillas rectangulares de 0.5 m de alto, por 1 m de longitud, por las cuales se descarga el mineral molido en forma de pulpa con un tamaño de partícula determinada por las mallas de estas rejillas, las cuales están compuestas de dos mallas, una gruesa, cuyo tamaño de agujero es de 0.035 m de ancho y 0.05 m de largo; debido a que la malla fina es una tela no estandarizada no se pudo medir el tamaño individual de cada agujero, se midió el número de agujeros, por pulgada tanto de la malla fina como de la gruesa. (Tabla 1) (Gráfico15).

Tabla 1. Número de agujeros por pulgada.

	Malla Fina	Malla Gruesa
Largo	33 agujeros	5 agujeros
Ancho	54 agujeros	7 agujeros

Fuente: D. González, 2016.



Gráfico 14. Ingreso del mineral al molino y molienda.

Fuente: D. González, 2016.

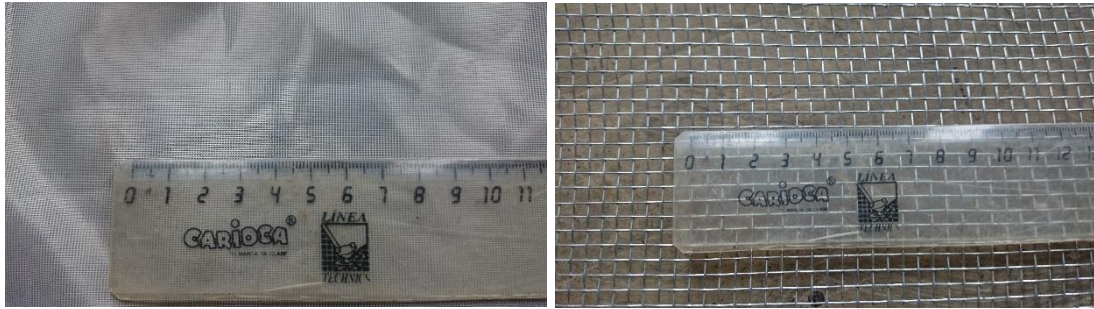


Gráfico 15. Número de agujeros por pulgada, tanto de malla fina como gruesa.
Fuente: D. González, 2016.

El material que es molido por el trapiche y que durante toda la jornada se queda dentro de la artesa, se lo extrae al momento que finaliza la jornada de molienda y el molino es lavado, este se lo realiza primeramente desarmando las mallas anteriormente descritas, estas mallas son lavadas con cuidado en una batea y colocadas aparte, posteriormente a esto se procede a sacar los blindajes los cuales se los extrae con cuidado debido a su peso, uno por uno, y son lavados con una manguera de agua, ya extraídos los blindajes “quesos” se procede a lavar las ruedas y las paredes del molino para que el material caiga en la pista y posteriormente con la ayuda de una lampón es extraído para su almacenamiento en una batea (Gráfico 16).



Gráfico 16. Lavado del molino.
Fuente: D. González, 2016.

El motor de combustión interna, marca Mercedes Benz, que genera la potencia para el funcionamiento de la molienda antes descrita, posee las siguientes características técnicas (Tabla 2) (Gráfico 17).

Tabla 2. Características técnicas del motor

Ciclo	Diésel cuatro tiempos.
Sobrealimentación	Turbo c/ intercambiador.
Sistema de combustible	Inyección directa.
Cilindros	6
Potencia (CV)	200
Cilindrada	5,958 cc
Régimen	1,600 r.p.m.
Refrigeración	Agua

Fuente: González, 2016.



Gráfico 17. Motor Mercedes Benz.
Fuente: D. González, 2016.

4.2.3. Concentración gravimétrica (canaletas).

En la pequeña minería aurífera las canaletas son el equipo más importante para la concentración gravimétrica. La canaleta es uno de los métodos más utilizados para el procesamiento de minerales pesados. Generalmente consiste de un canal a través del cual fluye la pulpa, con varias trampas para la captura de minerales pesados, los cuales se hunden hasta el fondo, mientras el agua saca hacia afuera los sólidos livianos. Existen dos formas básicas de pisos, que influyen en el mecanismo de separación: piso con rejillas y piso con alfombras (bayetas, frazadas, alfombras, etc.) (Wotruba, Hentschel, Hruschka, & Priester, 2000).

En la planta PITUCA II las tuberías procedentes del molino desembocan en un tanque de sedimentación de concreto; de 1.2 m x 0.9 m y 0.8 m de profundidad, en donde el mineral

por su densidad se sedimenta cuando el tanque se llena. Con la ayuda de un lampón, se evacua constantemente hacia un reservorio, el resto de mineral, en forma de pulpa es conducida hacia la relavara (Gráfico 18). El mineral del reservorio es sometido a un proceso de concentración gravimétrica mediante canaletas cubiertas con alfombras de lana en 2 canaletas, las mismas que tienen una longitud de 3 m y están ubicados en forma de L; su ancho es de 0.45 m y su grado de inclinación es de 9°, un operador coloca de tres a cuatro lampones llenos de mineral, a la canaleta, y se abre una llave de agua de ¾ de pulgada que alimenta a las canaletas. Una vez que el mineral colocado se lava, el operador repite la operación. Las alfombras de lana se lavan en bateas, liberando el concentrado que se adhiere a ellas, este lavado se realiza cuando el operador ha colocado aproximadamente unos 50 lampones llenos de mineral. (Gráfico 19).



Gráfico 18. Tanque de sedimentación y reservorio.
Fuente: D. González, 2016.



Gráfico 19. Concentración gravimétrica.
Fuente: D. González, 2016.

4.2.4. Recuperación de Au (amalgama en cilindros de amalgamación “chanchas”).

Los concentrados tanto de la artesa del molino, como de la concentración gravimétrica, son colocados en cilindros denominados “chanchas” en porciones de 300 kg.

Las “chanchas” son cilindros que tienen forma octaédrica, miden 1.10 m de largo y 0.65 m de diámetro tiene una capacidad de aproximadamente 500 kg de material, están conectadas a un motor de combustión interna marca CHANFA de dos HP de potencia a través de dos bandas planas, la primera conecta la “chancha” a una polea de 0.15 m de diámetro, misma que es parte de una transmisión equipada con una polea de 0.80 m de diámetro, esta a su vez se conecta al motor con la segunda banda plana, este sistema de bandas se utiliza con la finalidad de disminuir las revoluciones del motor a 25 rev/min, los cilindros de amalgamación “chanchas” funcionan con aproximadamente 15 barras de acero de distintos tamaños, tanto en su diámetro, como en su longitud, sirven para moler el material y liberar el oro de los sulfuros que se encuentra encapsulado (Gráfico 20).



Gráfico 20. Cilindros de amalgamación y su sistema de tracción.
Fuente: D. González, 2016.

Las barras de acero y el material son colocadas dentro de la “chancha”, se coloca 0.035 litros de mercurio (1 libra), 5 panelas y detergente (tensoactivos), se cierra la tapa de los cilindros de amalgamación “chanchas” y se enciende el motor por alrededor de 3 horas con la finalidad que el mercurio atrape el oro y la plata en ese tiempo (Gráfico 21).



Gráfico 21. Colocando mercurio y agentes tensoactivos en los cilindros de amalgamación.
Fuente: D. González, 2016.

Luego de haber transcurrido 3 horas de rotación del cilindro de amalgamación, el material se extrae y se lo coloca en una batea. Se realiza un lavado de esta arena para retirar el lodo, colocando agua; se espera unos minutos y se inclina la batea, dejando unos 0.05 m de agua por encima de la arena; con la ayuda de una cubeta de 10 litros de capacidad se realiza un proceso denominada (baldeo), el cual consiste en llenar a la mitad la cubeta de material de la batea, luego esta es sumergida en una batea llena de agua; un operador realiza un movimiento circular con su mano y brazo, liberando los sedimentos más livianos y conservando en el fondo de la cubeta la amalgama, con pocos sedimentos pesados, luego con ayuda de un platón se separa los sedimentos pesados de la amalgama (Gráfico 22, 23 y 24).



Gráfico 22. Lavado del tanque de amalgamación y eliminación de lodo.
Fuente: D. González, 2016.



Gráfico 23. Proceso de baldeo.
Fuente: D. González, 2016.



Gráfico 24. Separación de sedimentos y amalgama.
Fuente: D. González, 2016.

La amalgama se la lava con panela, detergente y agua por varias ocasiones, para que quede libre de arena, está en primera instancia se coloca en una tela, para separar parcialmente el mercurio por filtración, luego se aplica calor a la amalgama sólida en una olla de arcilla, con ayuda de un soplete para que el mercurio restante se evapore y se obtiene el doré, por último se pesa y posteriormente es comercializado (Gráfico 25 y 26).



Gráfico 25. Lavado de amalgama e inicio del proceso de filtración de mercurio.
Fuente: D. González, 2016.



Gráfico 26. Eliminación del restante de mercurio por adición de calor.
Fuente: D. González, 2016.

CAPÍTULO V
METODOLOGÍA Y EQUIPOS

5.1. Muestreo del mineral (campo)

Se muestreo en la planta de beneficio PITUCA II, durante un ciclo completo de recuperación de Au, este tuvo una duración de 54 horas continuas, iniciando el día 11 de julio, a las 07:00 de la mañana, hasta las 12:00 del día 13 de Julio del 2015.

Para una mejor interpretación se fijaron puntos de muestreo en la planta, los mismos que se describen en el siguiente diagrama (Gráfico 27).

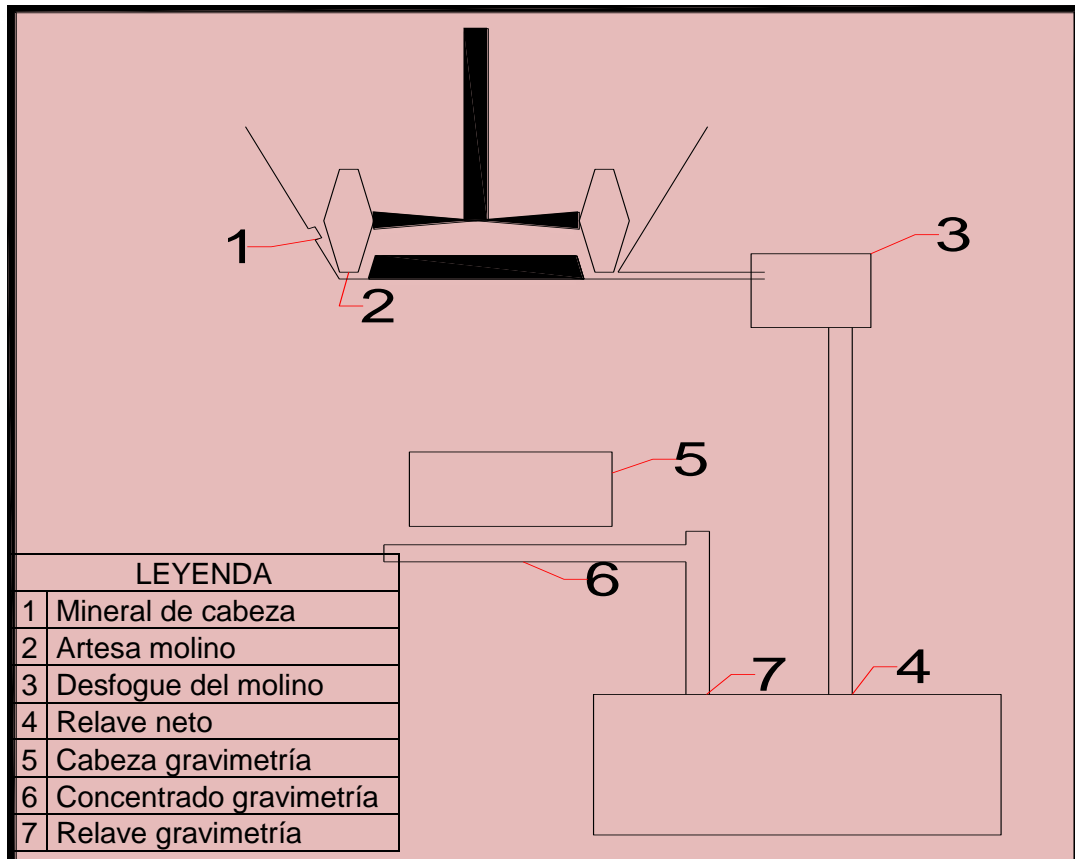


Gráfico 27. Diagrama de los puntos de muestreo.
Fuente: D. González, 2016.

5.1.1. Mineral de cabeza.

Una vez que el mineral está almacenado en la tolva de ingreso (Punto 1) (Gráfico 27) y el proceso da inicio, del mineral que va ingresando el operador al molino se tomó una muestra, esto se llevó a cabo, tomando 300 gr del mineral en intervalos de 60 min durante todo el proceso, esta muestra se colocó en un recipiente con tapa para evitar contaminación y facilitar su transporte (Gráfica 28).

La finalidad de muestrear en este punto es para obtener el material de entrada que nos sirvió para realizar los cálculos de laboratorio como son: peso específico, mineralogía, granulometría, y leyes de oro y plata.



Gráfico 28. Mineral de cabeza (Punto 1).
Fuente: D. González, 2016.

5.1.2. Artesa del molino

El muestreo en este punto se lo efectuó al finalizar la jornada de molienda en la cual los operadores lavan el molino levantando los blindajes “quesos” que descansan sobre la pista, el material es colocado en una batea, aquí se toma la muestra con la técnica del tubo muestreador, la misma que consiste en una pieza de tubo de 1” - 1.5” de diámetro, con un extremo abierto y terminado en punta y el otro extremo acoplado en forma de T que asemejan manijas. El tubo tiene la longitud suficiente para alcanzar la base de la batea llena de mineral a muestrearse, este es introducido verticalmente un número de veces, con la finalidad de extraer una porción de material en su interior. Extraído el tubo más el mineral, la muestra es liberada mediante un simple movimiento, dicha muestra se colocó en una funda plástica y se etiquetaron para su transporte.

Este trabajo se realizó con la finalidad de conocer la granulometría, malla valorada y leyes de oro y plata que se encuentren en la artesa del molino (Gráfico 29).



Gráfico 29. Mineral de la artesa del molino (Punto 2).
Fuente: D. González, 2016.

5.1.3. Desfogues del molino

Se muestreo la salida del tubo que conecta los desfuegos del molino el cual con ayuda de un recipiente (cubeta de 10 litros de capacidad), el mismo que se coloca en la salida del tubo, para que el sólido se quede dentro de la cubeta y poder recolectar la muestra. El material recolectado en este punto tiene la finalidad de dar a conocer la malla valorada y la ley de oro y plata de la arena que sale del molino.

Además en este punto se calculó la densidad, caudal, porcentaje de sólidos y tonelaje del material que es procesado a cada hora con la finalidad de que los datos receptados de todas estas variables nos sirvan para cuantificar el sólido que se procesa en el molino, para el cálculo del balance metalúrgico y determinar la eficiencia del proceso (Gráfico 30).

La toma de estos datos se realizó de una manera sistemática a cada hora, con ayuda de varias herramientas como:

- Balanza.
- Probeta de un litro de capacidad.
- Cronómetro.
- Flexómetro.



Gráfico 30. Salida del tubo proveniente de los desfuegos del molino (Punto 3).
Fuente: D. González, 2016.

a) Cuantificación del mineral

La cuantificación del mineral de cabeza se realizó combinando dos métodos:

1. El cálculo del porcentaje de sólidos (%), que nos permite calcular las TMSH, del caudal que sale del molino concentrador, además nos indica el gasto hídrico de dicho molino.

Cálculo del porcentaje de sólidos

- Cálculo del volumen.

Para calcular el volumen del recipiente en el que muestreamos, medimos su radio, cronometramos el tiempo de llenado y medimos la altura que alcanzo el líquido, usando la siguiente ecuación obtenemos el volumen.

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

Cálculo del caudal por hora

Conocido el volumen y el tiempo de llenado del mismo, encontramos el caudal por hora.

Volumen	Tiempo de llenado(s)
X	3,600 s

$$x = m^3 \text{ por hora}$$

Cálculo del porcentaje de sólidos

Con la ayuda de siguiente ecuación, conociendo el peso específico del mineral y la densidad de pulpa tenemos el porcentaje % de sólidos del caudal que calculamos.

$$\%S = \frac{1-d}{d} \times \frac{Pe}{1-Pe} \times 100$$

El volumen antes calculado, lo relacionamos con el 100% y el porcentaje % de sólidos permite calcular las TMSH.

Volumen	100%
X	% de sólidos

$$X = \text{TMSH}$$

Este cálculo, se lo realiza en las dos salidas del molino concentrador de tres ruedas y a la salida del tanque de sedimentación donde desembocan los desfuegos de dicho molino.

2. Calcular el peso del mineral, conociendo el volumen del recipiente que lo contiene por su peso específico; para ello se calculó el volumen de las canastas de la tarabita; procediendo a contar todas las que llegaron a la tolva de la planta, si a este volumen total se multiplica por el peso específico, se obtiene el tonelaje que ingresa a la planta.

5.1.4. Relave neto.

El muestreo del relave se desarrolló en intervalos de 60 min con la ayuda de un recipiente (cubeta de 10 litros de capacidad), el mismo que se colocó bajo la salida de cada tubo, esta pulpa recolectada se depositó en otra cubeta de mayor capacidad (20 litros) con tapa, luego de la sedimentación se evacuó el agua restante.

La finalidad de este muestreo es conocer la malla valorada y la ley de oro y plata de la arena que es desechada hacia la relavara por la planta (Gráfico 31).



Gráfico 31. Relave neto (Punto 4).
Fuente: D González, 2016.

5.1.5. Cabeza de gravimetría.

Una vez que el tanque de sedimentación se llene, este es evacuado constantemente, por el operador hasta un reservorio, con la finalidad de posteriormente someter este mineral a un proceso de concentración gravimétrica mediante canaletas, usando agua limpia.

Este punto fue muestreado con la técnica del tubo muestreador (descrita anteriormente), con esta muestra conoceremos su malla valorada y la ley de oro y plata (Gráfico 32).



Gráfico 32. Mineral de cabeza, concentración gravimétrica (Punto 5).
Fuente: D González, 2016.

5.1.6. Concentrado gravimetría.

Las muestras en este punto se las tomó una vez finalizado el proceso puntual de concentración gravimétrica, la muestra se recolectó de las bateas donde se lavó las alfombras de lana, la toma se la efectuó mediante la técnica del tubo muestreador, (antes descrita) sumergiéndolo en cada batea y recogiendo la muestra para posteriormente colocarla en una funda plástica, el muestreo en este punto tiene la finalidad de conocer su malla valorada y leyes de oro y plata del material que se concentra de manera gravimétrica en las alfombras. (Gráfico 33 y 34).



Gráfico 33.- Mineral concentrado, concentración gravimétrica (Punto 6).
Fuente: D González, 2016.



Gráfico 34.- Mineral concentrado, concentración gravimétrica (Punto 6).
Fuente: D González, 2016.

5.1.7. Relave gravimetría.

El muestreo del relave se efectuó durante el proceso de concentración gravimétrica, en intervalos de 60 min con la ayuda de un recipiente (cubeta de 10 litros de capacidad) el mismo que se colocó bajo el final de la canaleta, esta pulpa recolectada se la deposita en otra cubeta de mayor capacidad con tapa, luego de la sedimentación se evacuo el agua restante.

El muestreo de este punto tiene la finalidad de dar a conocer la malla valorada y la ley de oro y plata de la arena que es desechada hacia la relavara del proceso de concentración gravimétrica (Gráfico 35).



Gráfico 35. Mineral de relave, concentración gravimétrica (Punto 7).

Fuente: D González, 2016.

5.2. Preparación, homogenización y trituración del mineral muestreado (laboratorio)

5.2.1. Preparación.

El mineral de cabeza que ingreso a la planta de beneficio PITUCA II, fue pesado para luego secarlo en un horno por 24 horas a una temperatura de 105° C con la finalidad de conocer su contenido de humedad y eliminar el agua de todo el mineral. El contenido de humedad se obtuvo restando el peso de la muestra seca, del peso de la muestra húmeda sin tomar en cuenta el peso del recipiente que la contenía.

5.2.2. Trituración.

El mineral de cabeza fue triturado en la máquina RESTSCH BB200 WC (Gráfico 36), utilizando aberturas de 20, 10, 5 y 1 mm con el propósito que el 100% del mineral alcance un tamaño inferior a la malla #10.



Gráfico 36. Trituradora RESTSCH.
Fuente: D. González, 2016.

5.2.3. Homogenización y cuarteo de las muestras.

La homogenización y cuarteo del mineral de cabeza y de cada una de las etapas del proceso de recuperación, se realiza con el fin de sacar una muestra representativa de todo el lote de mineral; colocando este en una carpa, la misma con la que se desplaza el lote de mineral de un extremo al otro, luego se utilizó el cuarteador de muestras marca Jones en sus dos presentaciones, el grande hasta alcanzar una fracción de máximo 10 kg, y el de pequeño hasta alcanzar una fracción de 1 kg. Del minucioso desarrollo de este proceso depende el éxito de los resultados que se obtendrán en los diferentes análisis y pruebas metalúrgicas (Gráfico 37 y 38).



Gráfico 37. Homogenización y cuarteo de muestras puntuales.
Fuente: D. González, 2016.



Gráfico 38. Cuarteo de muestras puntuales.
Fuente: D. González, 2016.

5.3. Caracterización del material

Para la caracterización del mineral utilizamos aproximadamente 3 kg de muestra previamente homogenizada, la misma que fue sometida a múltiples ensayos de laboratorio, como.

5.3.1. Peso específico.

Equipo utilizado

Para realizar el ensayo del peso específico del mineral utilizamos una balanza electrónica y un picnómetro de 5 ml de capacidad.

Procedimiento

El método del picnómetro es el siguiente:

- Primero se pesa el picnómetro vacío.
- Segundo se pesa el picnómetro más la muestra.
- Luego se afora con agua y se pesa.
- Finalmente se pesa el picnómetro completamente lleno de agua.

Para obtener el peso específico se utiliza la siguiente fórmula (Anexo 2).

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

Dónde:

P1 = Peso del picnómetro vacío

P2 = Peso picnómetro + muestra

P3 = Peso picnómetro + muestra + agua

P4 = Peso picnómetro + agua

El ensayo se realizó por triplicado para obtener un promedio de los resultados. La Gráfico 39 muestra los materiales utilizados en el ensayo.



Gráfico 39. Materiales utilizados para el ensayo del picnómetro.

Fuente: D. González, 2016.

5.3.2. Análisis mineralógico.

Equipo utilizado

Para la elaboración de briquetas utilizamos: una cortadora marca Lapro; una cámara de vacío marca BUEHLER, una pulidora marca PETROPOL BUEHLER y un microscopio Olympus BH2-HLSH para analizar los minerales.

Procedimiento

La elaboración de briquetas, nos ayuda con la identificación de minerales opacos y asociaciones mineralógicas importantes. El proceso se describe a continuación:

- Deslamar y platonear la muestra, hasta obtener los sedimentos más pesados.
- Realizar la separación magnética de la muestra con ayuda de un imán.
- Preparar una mezcla de endurecedor y resina en una relación 5 a 1 respectivamente. Agregar acetona para mejorar la fluidez y agitar por un minuto.
- Limpiar y colocar una capa fina de la mezcla dentro del molde.
- Colocar 5 gr. de muestra aproximadamente sobre la capa fina de resina.
- Luego colocamos resina hasta cubrir la muestra en su totalidad.
- Colocamos los moldes dentro de una cámara de vacío marca BUEHLER, por un periodo de 48 horas.
- Finalmente se procede a pulir en una máquina marca PETROPOL BUEHLER con la ayuda de dos paños por un periodo de 20 minutos cada uno.

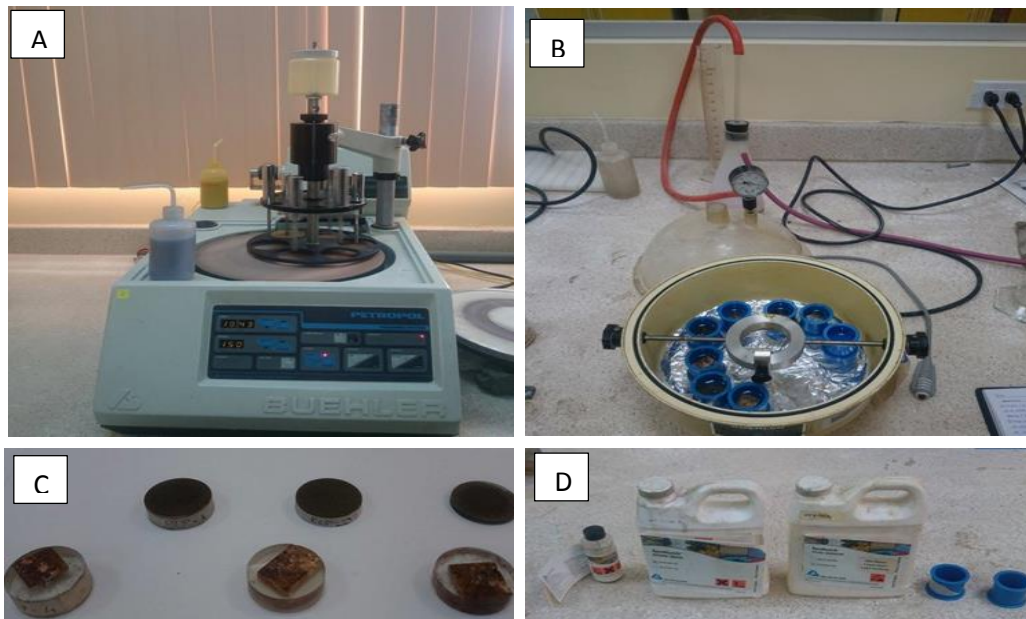


Gráfico 40. Elaboración de briquetas: A) Pulido de briquetas; B) Secado en cámara de vacío; C) Briquetas terminadas; D) Materiales utilizados.
Fuente: D. González, 2016.

5.3.3. Análisis químico (fluorescencia de rayos X).

Equipo utilizado

El equipo utilizado para el análisis de fluorescencia de rayos X es BRUKER S1 (Gráfico 41), el método aplicado fue Mining Light Elements.

Procedimiento

- El primer paso es pulverizar y homogenizar el material de cabeza.
- Luego procedemos a secar y limpiar los recipientes a utilizar.
- Posteriormente se coloca de 2 a 3 gramos de material en cada recipiente.
- Finalmente colocamos dentro del equipo el recipiente y esperamos algunos segundos hasta que el equipo determine los minerales presentes en la muestra.



Gráfico 41. Equipo de Fluorescencia BRUKER S1.
Fuente: D. González, 2016.

5.3.4. Análisis granulométrico.

Equipo utilizado

Para el ensayo utilizamos:

- Un juego de tamices estandarizados RESTCH.
- Un vibrotamiz de marca RESTCH AS 200 (Gráfico 42).
- Balanza electrónica.
- Desobturador de ultra sonido.

El ensayo de granulometría lo realizamos con el fin de obtener el D 80 del material, de esta forma conoceremos la distribución del tamaño de las partículas del mineral.

Procedimiento

El procedimiento para realizar el ensayo granulométrico es el siguiente:

- Pesar 350 gramos de muestra (malla # 10).
- Realizar una granulometría en húmedo, con la utilización de los tamices # 35, # 120, # 200, # 230, # 325, # 400. Los parámetros utilizados en este ensayo fueron: duración igual a 5 minutos, una amplitud de 1.6 e intervalos de 15 segundos. El caudal es de 21.5 ml/s aproximadamente.
- Secar el material retenido en los diferentes tamices en una estufa a 105°C por un periodo de 24 horas.

- o Con el material retenido se realiza una granulometría por vía seca, utilizando los tamices: # 10, #18, # 35, # 60, # 120, # 200, # 230, # 325, # 400 y # – 400 (Gráfico 38).
- o Finalmente 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.



Gráfico 42. Ensayo granulométrico.
Fuente: D. González, 2016.

El análisis granulométrico en húmedo fue ensayado en todas las muestras recolectadas en la planta de beneficio PITUCA II.

5.3.5. Análisis químico o análisis al fuego.

El análisis al fuego que a continuación se detallará, fue ensayado al mineral muestreado en cada punto del proceso de recuperación de Au de la planta de beneficio PITUCA II, de cada fracción se separó un kilo de mineral con el proceso de cuarteo, de este kilo 350 gr se destinaron a realizar el análisis de malla valorada con el objetivo de establecer la distribución de las partículas de Au, en este análisis se usaron los tamices número 120- 230- 400 y el fondo, el mineral retenido en dichos tamices fue secado al horno y pulverizado, de los cuales se tomó 25 gr para el análisis al fuego. Con el sobrante del kilo se pulverizó 100 gr, para tomar 25 gr y analizar al fuego; esto nos permite comparar los datos de cabeza y los de malla valorada de cada muestra.

a) Fusión-copelación.

El “fire essay” 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.

Fusión

Consiste en la separación de los metales preciosos de los otros componentes de la mena, con la ayuda de un metal colector (plomo), sometiéndolos a 1,000°C de temperaturas. El proceso a seguir es el siguiente:

- Pesar 90 gr. de Flux básico.
- Pesar 25 gramos de muestra previamente homogenizada y pulverizada.
- Agregar 2 gramos de harina (agente reductor).
- Mezclar en un crisol y colocar una capa de flux y bórax al final.
- Fundir en una mufla a 1,000°C por un periodo de una hora.
- Terminada la fundición se retiran los crisoles y su contenido se lo coloca en las lingoteras (Gráfico 43).
- Luego separamos, el régulo de plomo de la escoria, con ayuda de un martillo.
- Finalmente se golpea el régulo hasta darle una forma cúbica.



Gráfica 40. Fusión y vertido del material fundido.
Fuente: D. González, 2016.

Copelación

La copelación se encarga de separar el colector (plomo) de los metales preciosos a 900°C (Gráfico 44). El procedimiento es el siguiente:

- Colocar el régulo de plomo en una copela.

- Introducir la copela en una mufla por un periodo de 2 a 3 horas a una temperatura de 900°C.
- El resultado final es el dore que está compuesto de oro y plata.
- Finalmente se procede a laminar el dore con el objetivo de aumentar su superficie, para facilitar su digestión y pesado.



Gráfico 44. Copelas en horno.
Fuente: D. González, 2016.

b) Digestión y cuantificación del oro.

Equipo utilizado

La digestión química se realiza con el propósito de separar la plata del oro. Durante el ensayo utilizamos: Una plancha térmica marca IKAMAG-RET-GS, crisoles de porcelana y una campana de extracción.

Procedimiento

- Pesar el dore en una micro balanza.
- Realizar un ataque químico con ácido nítrico (NO_3H), en crisoles de porcelana, sobre una plancha térmica a aproximadamente 100°C.
- El ataque se realiza con 3 concentraciones de ácido nítrico diferentes (1:7, 1:3 y 1:1), que contienen una parte de ácido por siete, tres y una de agua destilada respectivamente. Cada dore permanece por un periodo de 10 a 15 minutos con cada una de las concentraciones (Gráfico 45 y 46).
- Luego se lava con agua destilada con mucho cuidado para no perder el oro y se seca a temperatura para luego proceder a pesar.



Gráfico 45. Ataque al dore con ácido nítrico en sus tres disoluciones: 1-7,1-3 y 1-1.
Fuente: D. González, 2016.



Gráfico 46. Resultado después del ataque.
Fuente: D. González, 2016.

c) Lectura en Absorción Atómica.

Equipo utilizado

Las muestras previamente digestadas, se proceden a leer con la ayuda de equipo Analyst 400 modelo PerkinElmer con el programa WinLab 32 AA Flame (Gráfico 47).

Procedimiento

- o Para realizar la digestión de la muestra, se coloca agua regia en un crisol de porcelana por un periodo de 20 a 30 minutos hasta que la muestra se disuelva por completo.
- o Se afora, cada muestra, en un balón de 25 ml con agua destilada.
- o Se coloca en recipientes plásticos de 30 ml con sus respectivos códigos.
- o Antes de realizar las lecturas se procede a calibrar el equipo.
- o En caso de que la muestra sobrepase los rangos de calibración, se diluye la muestra.



Gráfico 47. Absorción atómica equipo: equipo Analyst 400 modelo PerkinElmer con el programa WinLab 32 AA Flame.
Fuente: D. González, 2016.

CAPÍTULO VI
RESULTADOS Y ANÁLISIS

5.4. Mineral de cabeza

5.4.1. Análisis químico de cabeza

La ley de oro y plata, del mineral de cabeza, se determinó con el método de ensayo al fuego (fire essay); el proceso se realizó por triplicado. Los datos y promedios obtenidos se representan en la Tabla 3. La ley de cabeza de oro es de 3.5 gr/ton y la de plata es de 5.7 gr/ton. (Anexo 2).

Tabla 3. Datos y promedios de las leyes de cabeza de Au y Ag.

Ley de Oro		
Ensayos	Ley Au (g/t)	Promedio
1	4	
2	3.2	
3	3.2	3.5
Ley de Plata		
Ensayos	Ley Ag (g/t.)	Promedio
1	10	
2	4.4	
3	2.8	5.7

Fuente: D. González, 2016.

Cabe indicar que los valores obtenidos son considerables, asumiendo que el material procesado proviene de una antigua escombrera. Así mismo, es importante mencionar que dichas leyes permiten que el procesamiento del material sea rentable.

5.4.2. Análisis granulométrico

El análisis granulométrico del mineral de cabeza se realizó con la serie fina de tamices estandarizados compuesta por: Tamiz. N° 4 – 4,750 µm, Tamiz. N° 10 – 2,000 µm, Tamiz. N° 40 - 425 µm y Tamiz. N° 200 - 75 µm. (Tabla 4)

Tabla 4. Datos del análisis granulométrico.

MALLAS #	MICRONES	W. TAMIZ	W. TAMIZ + MUESTRA	PESO (g)	%	RETENIDO
4	4,750	528.14	1002.02	473.88	17.61	17.61
10	2,000	484.9	1046.83	561.93	20.89	38.49
40	425	375.21	1273.85	898.64	33.40	71.89
200	75	294.94	924.7	629.76	23.41	95.30
FONDO		376.12	502.5	126.38	4.70	100.00
				2690.59	100.00	
	D80 (µm) =	4,750				

Fuente: D. González, 2016.

Del análisis granulométrico, nos resultó un D80= 4,750 μm , mismo que para las especificaciones técnicas del molino es de tamaño superior.

5.4.3. 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. El peso específico del mineral en estudio es **2.5 gr/cm³**. Los datos obtenidos se detallan en la Tabla 5 y los cálculos se describen en el Anexo 3.

Tabla 5. Datos y promedio de los ensayos de peso específico.

<i>Peso específico del mineral γ(gr/cm³)</i>			
Ensayo 1	Ensayo 2	Ensayo 3	Promedio γ
2.6	2.5	2.3	2.5 gr/cm³

Fuente: D. González, 2016.

5.4.4. Análisis mineralógico

La fluorescencia es la técnica utilizada para determinar las concentraciones de elementos químicos presentes en una muestra. El análisis de fluorescencia ensayado al mineral de cabeza, indica los siguientes resultados. (Tabla 6)

Tabla 6. Minerales y sus respectivos porcentajes presentes en la muestra.

MINERAL	PORCENTAJE (%)
SiO₂	61.90
Al₂O₃	20.10
Fe₂O₃	5.77
K₂O	5.71
CaO	2.33
MgO	1.39

Fuente: D. González, 2016.

Utilizando los resultados obtenidos en la fluorescencia de rayos X, se procedió a refinar el difractograma, colocando según: los elementos químicos los minerales que mejor encajaron con los distintos picos obtenidos, los minerales encontrados en base al difractograma son: **cuarzo, illita, calcopirita, clorita y calcosita**, exceptuando la calcopirita, estos minerales claros son los principales componentes de la ganga del yacimiento. (Brecha) (Grafico 48).

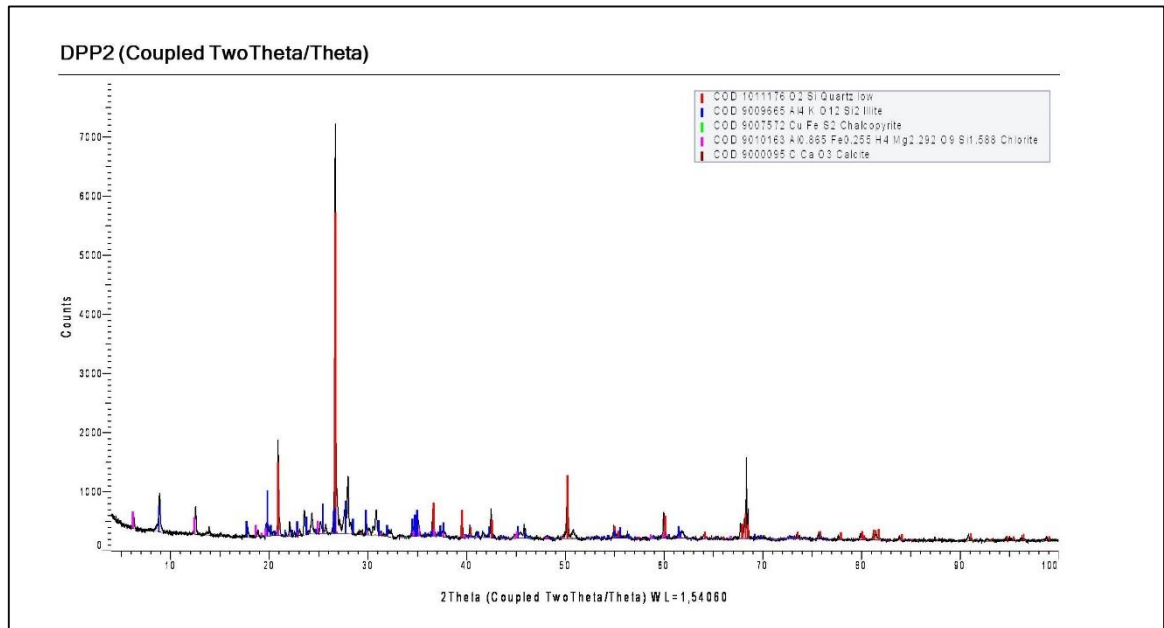


Gráfico 48. Difractograma del mineral de cabeza.
Fuente: D. González, 2016.

En el laboratorio se observaron las briquetas desarrolladas con el mineral de cabeza previamente deslamado utilizando el platón, se procedió a describir los diferentes minerales encontrados con ayuda del microscopio OLYMPUS, modelo BHSM, serie 202443, con sistema de iluminación BH2-UMA y se tomó fotografías con el software Olympus Soft Imaging Solutions GmbH, observamos los minerales oscuros que conforman la mena como: **calcopirita** la que está en un rango del (65 – 70%), **pirita** entre el (25 – 30%), **oro** entre el (7 – 10%) y **arseno pirita** entre el (3 – 5%), y en valores despreciables **galena y esfalerita**. (Gráfico 49)

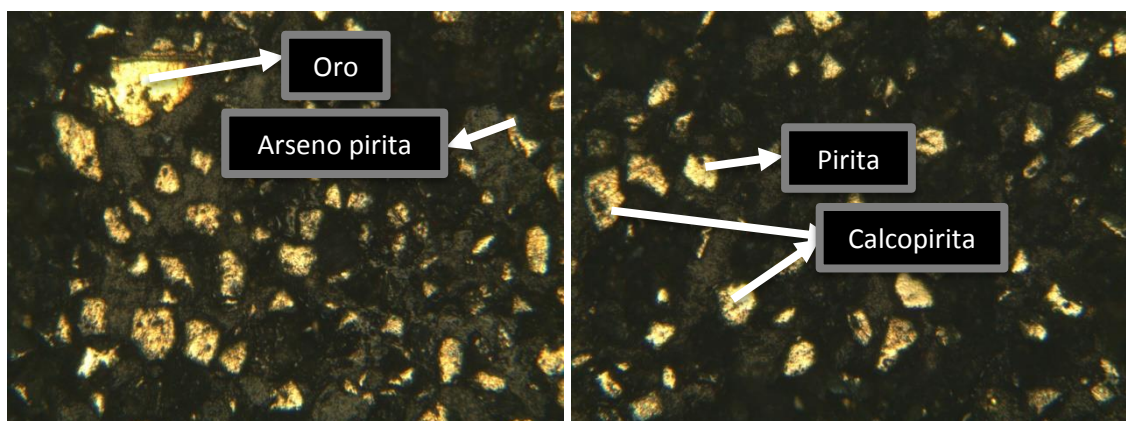


Gráfico 49. Briquetas bajo el microscopio.
Fuente: D. González, 2016.

5.4.5. Cuantificación del mineral de cabeza

Mediante el cálculo matemático del porcentaje de sólidos se determinó, que ingresaron a la planta de beneficio PITUCA II 42.68 toneladas, en las 54 horas de operación (Tabla 7).

Conociendo el volumen total que llegó a la tolva de la planta, este volumen se lo multiplicó por el peso específico del mineral, dicho producto dio como resultado 46.29 toneladas, este último dato fue tomado como referencia (Anexo 1).

Tabla 7. Datos del tonelaje que ingresa a la planta por día y su total.

TOTAL DE TMSD EN LOS TRES DÍAS DE OPERACIÓN	
DÍA1	18.62
DÍA2	19.18
DÍA3	4.72
ARTESA DEL MOLINO	0.16
TOTAL DE TMSD EN LOS TRES DÍAS DE OPERACIÓN	42.68

Fuente: D. González, 2016.

La (Tabla 8) muestra el tonelaje del mineral que se sometió al proceso de amalgama, los mismos que son: el concentrado de la artesa del molino, con un peso de 0.16 toneladas y el concentrado de bayetas, con peso de 0.5 toneladas.

Tabla 8. Datos del tonelaje en cada uno de los puntos y el tonelaje de mineral procesado.

BALANCE DEL TONELAJE PROCESADO			
	VOLUMEN (m³)	DENSIDAD (ton/m³)	TONELAJE
ENTRADA			42.68
C. ARTESA	0.06	2.5	0.16
S.MOLINO			42.50
C.BAYETAS	0.20	2.5	0.50
RELAVE. B			29.50
RELAVE			12.50

Fuente: D. González, 2016.

5.5. Mineral de la artesa del molino

El análisis granulométrico en este punto dio como resultado un $D_{80} = 2,422$ (μm), mismo que se encuentra dentro de los rangos granulométricos obtenidos en otros trabajos realizados en distintos Distritos Mineros del Ecuador, fundamentalmente debido al hecho que se emplea el mismo tipo de molino (molino de ruedas). (Tabla 9).

Tabla 9. Análisis granulométrico.

Malla #	Abertura (µm)	% Pasante
Nº 5	4,000	89.92
Nº 10	2,000	74.61
Nº 18	1,000	63.27
Nº 35	500	51.23
Nº 60	250	23.63
Nº 120	125	6.99
Nº 200	75	2.58
Nº 325	45	1.05
Nº 400	38	0.84
Pasa 400		0
D80 (µm)	<u>2,422</u>	

Fuente: D. González, 2016.

Se conoció los datos obtenidos tanto en malla valorada y cabeza, en cuanto al contenido de oro y plata, del mineral de la artesa del molino (Tabla 10) y (Anexo 4).

Tabla 10. Contenido de oro y plata, cabeza y malla valorada.

	CABEZA (G/T.)	MALLA VALORADA (G/T.)
LEY ORO	620	667.54
LEY PLATA	81.2	92.2

Fuente: D. González, 2016.

Además, se pudo conocer que la mayor concentración de oro, en este punto, se encuentra en la malla # 120 con 51.64 % (Tabla 11) y (Anexo 4).

Tabla 11. Porcentaje (%) de oro.

# DE MALLA	% DE Au
120	51.64

Fuente: D. González, 2016.



Gráfico 50. Punto 2, concentrado de la artesa del molino (Malla vs. Ley vs. Porcentaje de recuperación %).

Fuente: D. González, 2016.

5.6. Desfogues del molino

El análisis granulométrico en esta etapa proyectó el dato del D80= 195 (μm) (Tabla 12).

Tabla 12. Análisis granulométrico.

Malla #	Abertura (μm)	% Pasante
Nº 35	500	99.98
Nº 60	250	99.15
Nº 120	125	58.66
Nº 200	75	33.89
Nº 230	63	26.1
Nº 325	45	14.52
Nº 400	38	7.42
Pasa 400		0
D80 (μm)	195	

Fuente: D. González, 2016.

Se identificó los datos obtenidos tanto en malla valorada y cabeza, en cuanto al contenido de oro y plata, del mineral del desfogue del molino (Tabla 13) y (Anexo 4).

Tabla 13. Contenido de oro y plata, cabeza y malla valorada.

	CABEZA (G/T.)	MALLA VALORADA (G/T.)
LEY ORO	1.37	1.20
LEY PLATA	12.6	15.8

Fuente: D. González, 2016.

Fue factible establecer, que la mayor concentración de oro, en este punto, se encuentra en la malla # 120 con 23.6 % (Tabla 14) y (Anexo 4).

Tabla 14. Porcentaje (%) de oro.

# DE MALLA	% DE Au
120	23.6

Fuente: D. González, 2016.

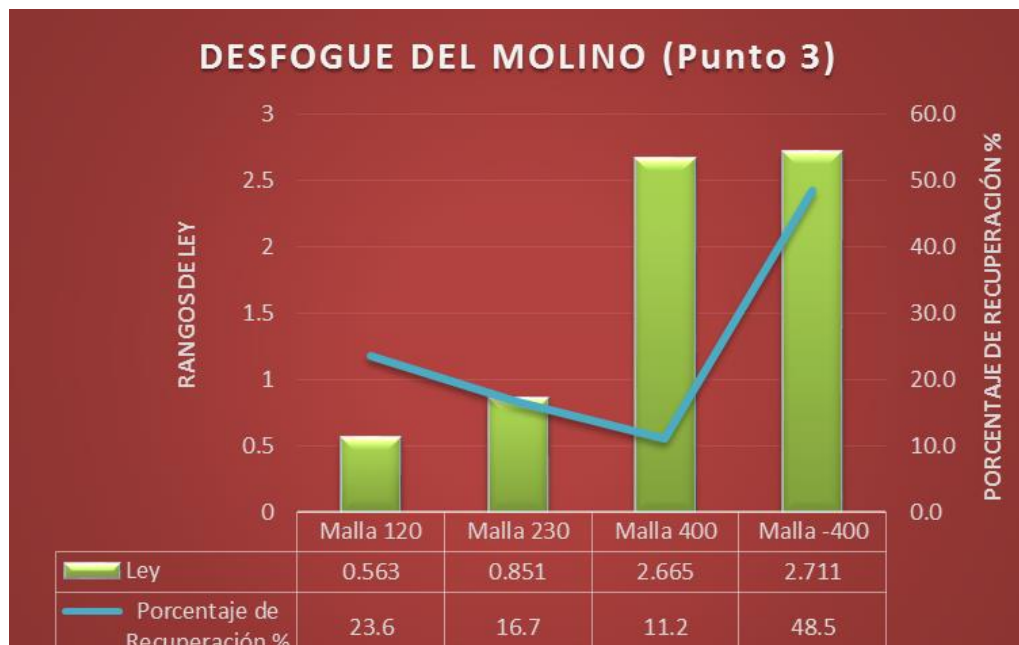


Gráfico 51. Punto 3, salida del molino (Malla vs. Ley vs. Porcentaje de recuperación%)
Fuente: D. González, 2016.

5.7. Relave neto

El análisis granulométrico en esta etapa indica un D80= 143 (µm) (Tabla 15).

Tabla 15. Análisis granulométrico.

MALLA #	Abertura	% Pasante
Nº 35	500	99.97
Nº 60	250	99.69
Nº 120	125	75.75
Nº 200	75	46.24
Nº 230	63	34.38
Nº 325	45	22.05
Nº 400	38	17.22
Pasa 400		0
D80 (mµ)	143	

Fuente: D. González, 2016.

Se corrobora que en el análisis de malla valorada y cabeza las leyes de oro y plata tienen una similitud. (Tabla 16) y (Anexo 4).

Tabla 16. Contenido de oro y plata, cabeza y malla valorada.

	CABEZA (G/T.)	MALLA VALORADA (G/T.)
LEY ORO	0.5	0.5
LEY PLATA	12.6	11.20

Fuente: D. González, 2016.

Es posible saber que la mayor concentración de oro, en este punto, se encuentra en la malla # -400 con 61.86 % (Tabla 17) y (Anexo 4).

Tabla 17. Porcentaje (%) de oro.

# DE MALLA	% DE Au
-400	61.86

Fuente: D. González, 2016.

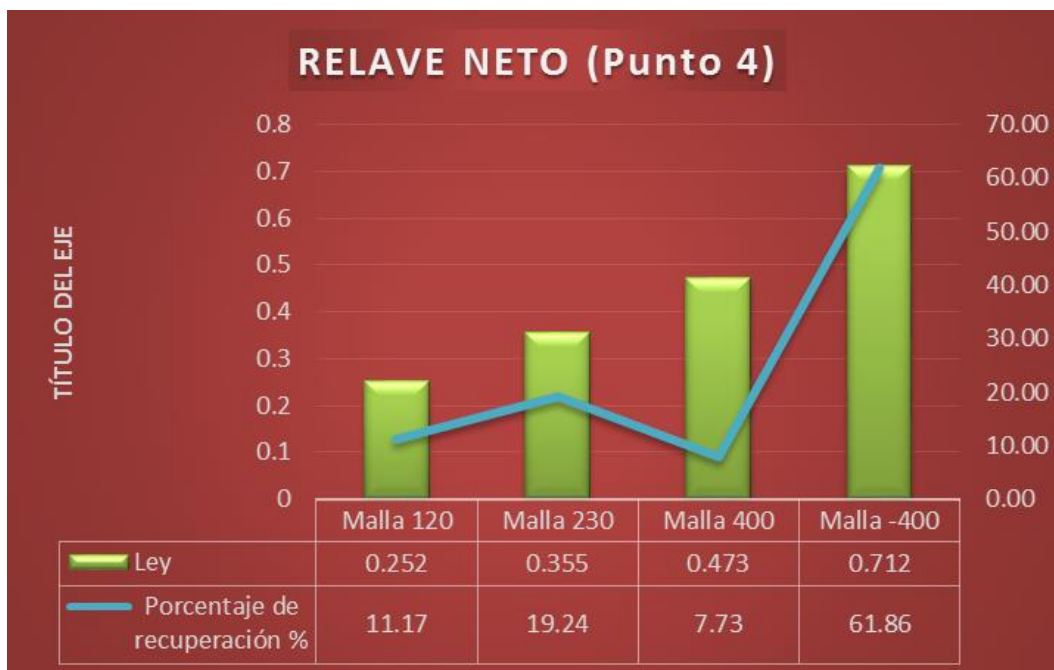


Gráfico 52. Punto 4, relave neto (Malla vs. Ley vs. Porcentaje de recuperación %).
Fuente: D. González, 2016.

5.8. Gravimetría cabeza

El análisis granulométrico en esta etapa resultó en un $D_{80} = 155 \mu\text{m}$ (Tabla 18).

Tabla 18. Análisis granulométrico.

MALLA #	Abertura	% Pasante
Nº 35	500	99.53
Nº 60	250	96.06
Nº 120	125	73.67
Nº 200	75	39.53
Nº 230	63	25.98
Nº 325	45	12.66
Nº 400	38	7.49
Pasa 400		0
D80 (mμ)	155	

Fuente: D. González, 2016.

Se comprobó los datos obtenidos, tanto en malla valorada y cabeza, en cuanto al contenido de oro y plata, del mineral de cabeza gravimetría (Tabla 19) y (Anexo 4).

Tabla 19. Contenido de oro y plata, cabeza y malla valorada.

	CABEZA (G/T.)	MALLA VALORADA (G/T.)
LEY ORO	1.55	1.61
LEY PLATA	9.3	10.9

Fuente: D. González, 2016.

La mayor concentración de oro, en este punto, se encuentra en la malla # 120, con 69.03%. (Tabla 20 y Anexo 4).

Tabla 20. Porcentaje de oro (%).

# DE MALLA	%DE Au
120	69.03

Fuente: D. González, 2016.



Gráfico 53. Punto 5, concentración gravimétrica (mineral de cabeza) (Malla vs. Ley vs. Porcentaje de recuperación %).

Fuente: D. González, 2016.

5.9. Gravimetría concentrado

El análisis granulométrico en este punto nos arrojó el dato del D80= 145 (µm) (Tabla 21)

Tabla 21. Análisis granulométrico.

MALLA #	Abertura	% Pasante
Nº 35	500	99.53
Nº 60	250	96.06
Nº 120	125	73.67
Nº 200	75	39.53
Nº 230	63	25.98
Nº 325	45	12.66
Nº 400	38	7.48
Pasa 400		0
D80 (µm)	145	

Fuente: D. González, 2016.

Fue factible conocer que tanto en malla valorada y cabeza, las leyes de oro y plata tienen tendencia. (Tabla 22) y (Anexo 4).

Tabla 22. Contenido de oro y plata, cabeza y malla valorada.

	CABEZA (G/T.)	MALLA VALORADA (G/T.)
LEY ORO	57.4	57.42
LEY PLATA	50.06	60.2

Fuente: D. González, 2016.

Además pudimos conocer, que la mayor concentración de oro, en este punto, se encuentra en la malla # 120, con 46.09 % (Tabla 23) y (Anexo 4).

Tabla 23. Porcentaje de oro (%).

# DE MALLA	%DE Au
120	46.09

Fuente: D. González, 2016.

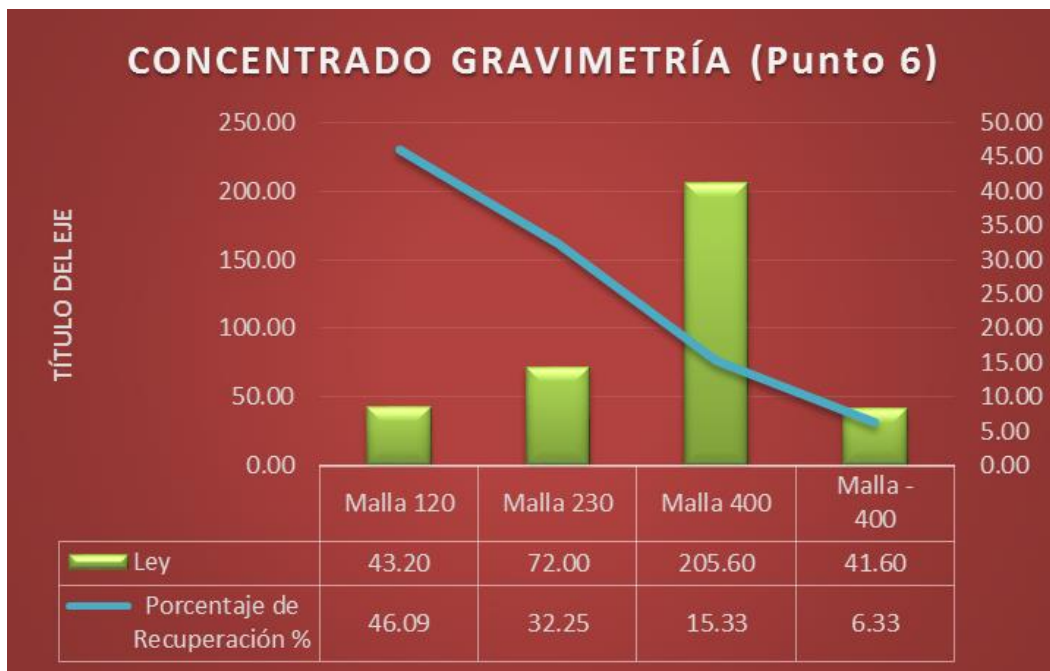


Gráfico 54. Punto 6, concentrado de gravimetría (mineral concentrado) (Malla vs. Ley vs. Porcentaje de recuperación %).

Fuente: D. González, 2016.

5.10. Gravimetría relave.

El análisis granulométrico en este punto arrojó el dato del D80 =175 (μm) (Tabla 24).

Tabla 24. Análisis granulométrico.

MALLA #	Abertura	% Pasante
Nº 35	500	99.53
Nº 60	250	96.06
Nº 120	125	73.67
Nº 200	75	39.53
Nº 230	63	25.98
Nº 325	45	12.66
Nº 400	38	7.49
Pasa 400		0
D80 (μm)	175	

Fuente: D. González, 2016.

De igual manera se verificó los datos obtenidos tanto en malla valorada y cabeza, en cuanto al contenido de oro y plata, del mineral de relave gravimetría (Tabla 25) y (Anexo 4).

Tabla 25. Contenido de oro y plata, cabeza y malla valorada.

	CABEZA (G/T.)	MALLA VALORADA (G/T.)
LEY ORO	0.57	0.58
LEY PLATA	9.8	10.10

Fuente: D. González, 2016.

Se pudo identificar, que la mayor concentración de oro, en este punto, se encuentra en la malla # 120, con 65.29 % (Tabla 26) y (Anexo 4).

Tabla 26. Porcentaje de oro (%).

# DE MALLA	%DE Au
120	65.29

Fuente: D. González, 2016.

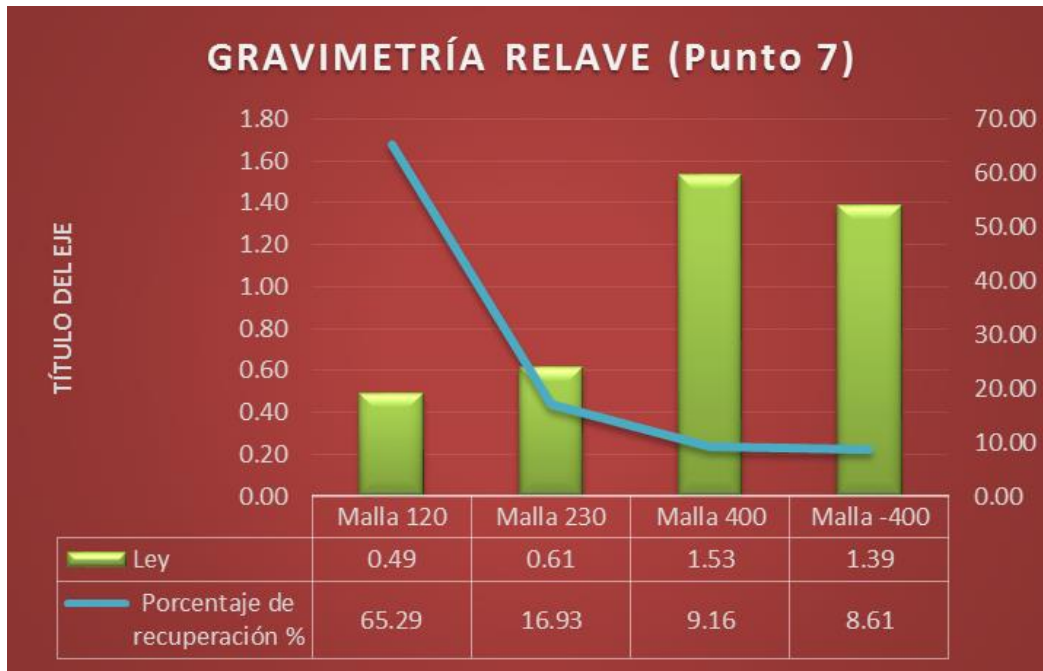


Gráfico 55. Punto 7, Concentración gravimétrica (mineral de relave) (Malla vs. Ley vs. Porcentaje de recuperación %).

Fuente: D. González, 2016.

5.11. Balance metalúrgico de la planta de beneficio PITUCA II.

Este balance se lo realizo con las leyes y tonelajes de todos los puntos muestreados en la planta de beneficio PITUCA II, como mineral de cabeza, concentrado de artesa de molino, concentrado de bayetas, relave de bayetas y relave neto. Del tonelaje del mineral de cabeza, por su ley, ingresan 149 gr de Au a la planta, de los cuales en la artesa del molino se concentran 65.24 %, en el concentrado de bayetas un 19.23 %, en el relave de bayetas un 11.26 % y en el relave neto un 4.29 % (Tabla 27) y (Gráfico 56).

Tabla 27. Datos del balance metalúrgico general de la planta de beneficio PITUCA II.

BALANCE METALÚRGICO GENERAL DE RECUPERACION DE ORO DE LA PLANTA DE BENEFICIO PITUCA II

	LEY	TONELAJE (Ton)	CONTENIDO DE Au (gr)	% DE Au	% DE RECUPERACIÓN
ENTRADA	3.50	42.66	149.31	100.00	84.46
C. ARTESA	620.40	0.16	97.40	65.24	
S.MOLINO	1.37	42.50	58.23		
C.BAYETAS	57.42	0.50	28.71	19.23	
RELAVE. B	0.57	29.50	16.82	11.26	
RELAVE	0.50	12.50	6.25	4.19	
			149.18	99.91	

Fuente: D. González, 2016

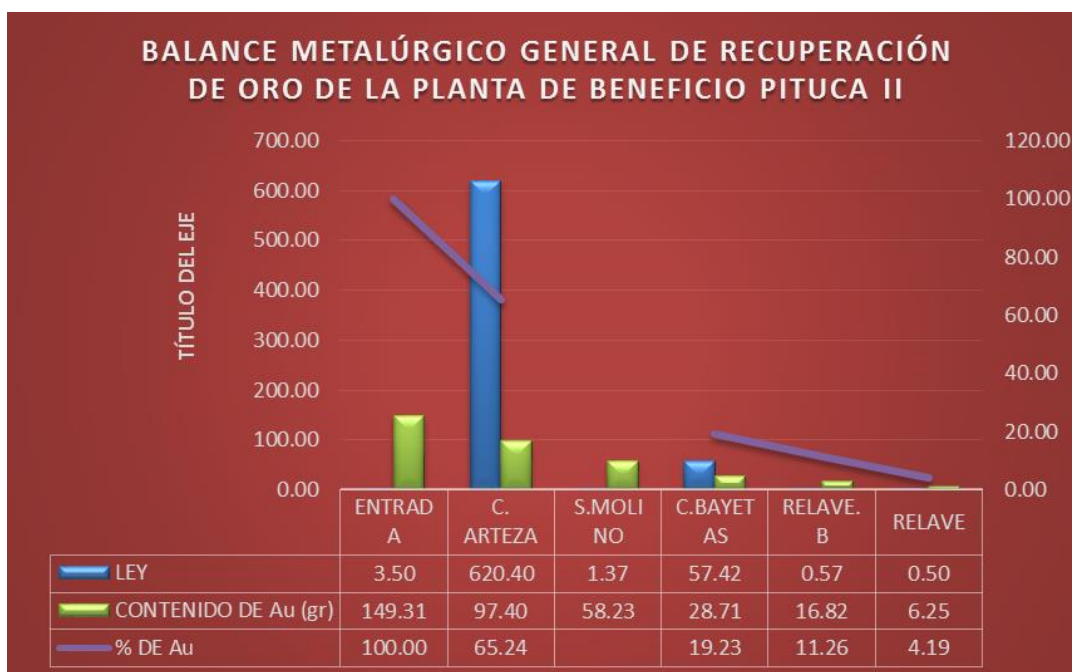


Gráfico 56. Diagrama de barras del balance metalúrgico general de la planta de beneficio PITUCA II. Fuente: D. González, 2016.

5.12. Balance y eficiencia de recuperación de Au de la planta de beneficio PITUCA II

Este balance se lo realizó comparando los 149.31 gr de Au que ingresan a la planta con los 87.37 gr de Au que los titulares de la planta obtuvieron con el proceso de recuperación que tienen establecido, más los relaves. Este balance muestra una eficiencia del proceso de recuperación del 58.52 % (Tabla 28) y (Gráfico 57).

Tabla 28. Datos del balance de recuperación de la planta de beneficio PITUCA II.

BALANCE DE RECUPERACION DE Au DE LA PLANTA DE BENEFICIO PITUCA II					
	LEY	TONELAJE (Ton)	CONTENIDO DE Au (gr)	% DE Au	% DE RECUPERACION
ENTRADA	3.50	42.66	149.31	100.00	58.52
ORO FISICO RECUPERADO			87.37	58.52	
RELAVE A.	56.40	0.60	33.84	22.66	
RELAVE B.	0.57	29.50	16.82	11.26	
RELAVE NETO	0.50	12.50	6.25	4.19	
			144.28	96.63	

Fuente: D. González, 2016.

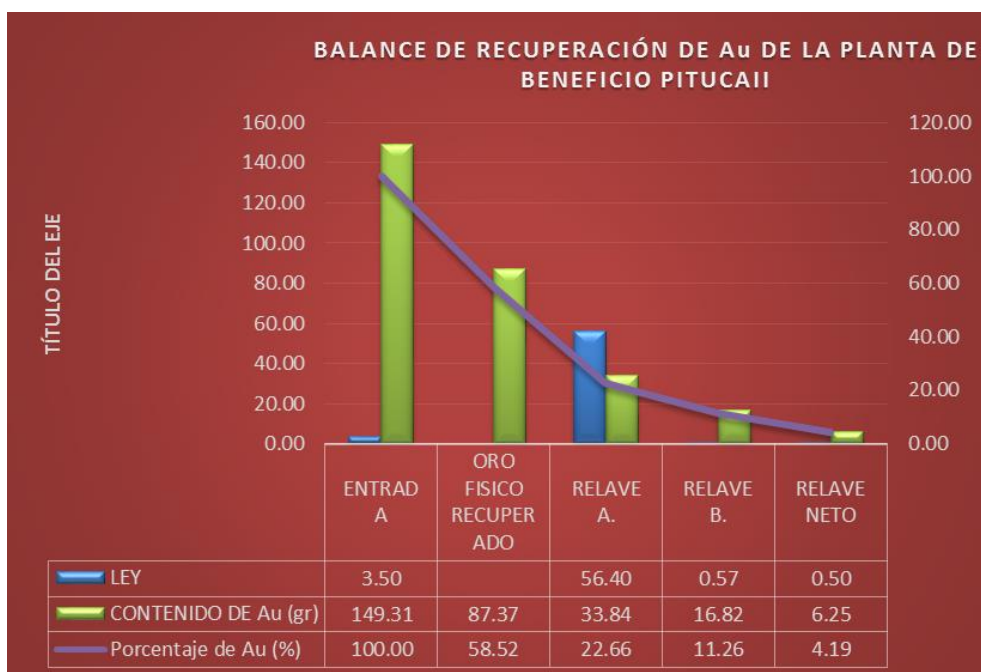


Gráfico 57. Diagrama de barras del balance de recuperación de la planta de beneficio PITUCA II.
Fuente: D. González, 2016.

5.13. Balance puntual – concentración de bayetas

Este micro balance se realizó del mineral que salió del tanque de sedimentación, donde desembocan los desfuegos del molino y fue sometido a una concentración gravimétrica mediante canaletas. Como mineral de cabeza, se obtuvo 30 Tn con una ley de 1.55 gr/Ton de Au, reduciéndolas a 0.5 Ton con una ley de 57.42 gr/Ton de Au (concentrado) y un relave de 29.5 Ton con una ley de 0.57 gr/Ton de Au. Este proceso muestra una eficiencia de recuperación de 61.74 % (Tabla 29) y (Gráfico 58).

Tabla 29. Datos del balance de recuperación de la planta de beneficio PITUCA II.

BALANCE METALÚRGICO (GRAVIMETRÍA CANALETAS)					
	LEY	TONELAJE	CONTENIDO	% DE Au	% DE
		(Ton)	DE Au (gr)		RECUPERACIÓN
ENTRADA	1.55	30.00	46.50	100.00	61.74
C. BAYETAS	57.42	0.50	28.71	61.74	
RELAVE	0.57	29.50	16.82	36.16	
			45.53	97.90	

Fuente: D. González, 2016.

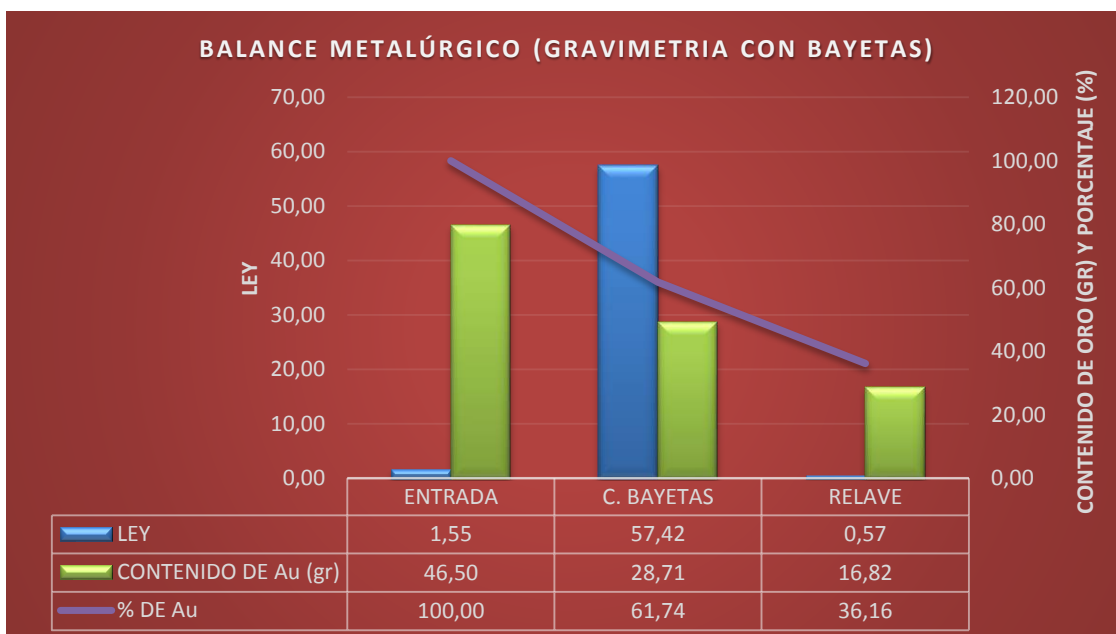


Gráfico 58. Diagrama de barras del balance de recuperación de la planta de beneficio PITUCA II.
Fuente: González, 2016.

5.14. Gasto hídrico y consumo de combustible durante la operación.

5.14.1. Gasto hídrico.

Del cálculo del porcentaje (%) de sólidos pudimos calcular el gasto hídrico durante las 54 horas de operación, el cual fue de 443 m³ de H₂O. Además, fue posible calcular el gasto de agua por hora, por día y por tonelada procesada, el mismo que varía, pero está en un rango de 9.9 a 11 m³ (Tabla 30) y (Anexo 1).

Tabla 30. Datos del gasto diario del agua y el total durante la operación

GASTO HÍDRICO				
	DÍA1	DÍA2	DÍA3	TOTAL
CAUDAL TOTAL m3/h	9.68	8.8	8.8	
% SÓLIDOS TOTAL	11.58	10.3	7.4	
%DE AGUA TOTAL	88.42	89.7	92.6	
GASTO DE AGUA X HORA (m3)	8.52	7.89	8.15	
HORAS OPERACIÓN	24	24	6	
GASTO DE AGUA DIARIO (m3)	205	189	49	443
TONELADAS X DÍA	18.62	19.18	4.72	42.52
GASTO AGUA X TONELADA	11	9.9	10.4	

Fuente: D. González, 2016.

5.14.2. Consumo de combustible.

De las especificaciones técnicas del motor a diésel, marca Mercedes Benz, el cual provee la potencia para el molino de ruedas o molino de trapiche, a 12,000 rev/min con las que trabajo tiene un consumo por hora de 0.85 gal/hora, resultando un total de 45.9 gal. El generador marca Honda, el cual provee de energía eléctrica por las noches consume 0.6 gal/hora, generó un consumo total durante la operación de 15 galones de gasolina (Tabla 31).

Tabla 31. Datos del consumo tanto del diésel como de gasolina.

CONSUMO DE COMBUSTIBLE				
	CONSUMO X HORA (galones)	HORAS DE OPERACIÓN	CONSUMO (galones)	COSTO (dólares)
DIESEL	0.85	54	45.9	\$ 47.28
GASOLINA	0.6	25	15	\$ 22.20
TOTAL				\$ 69.48
TRANSPORTE				\$ 61.00
COSTO TOTAL EN PLANTA				<u>\$ 130.48</u>

Fuente: D. González, 2016.

CONCLUSIONES

- EL análisis químico del mineral de cabeza, arrojó una Ley de: 3,5 *gr/ton* de Au y 5,7 *gr/ton* de Ag, el peso específico del mineral de mina de la concesión minera PITUCA II, Cód. 50648, es de $\gamma = 2,5 \text{ gr/cm}^3$.
- El muestreo sistemático realizado en la planta de beneficio PITUCA II, durante un ciclo completo de recuperación de Au, determino el tonelaje, contenido de Au y Ag y la eficiencia de cada una de los procesos como: Molienda, Concentración gravimétrica y Amalgama.
- El análisis mineralógico basado en la fluorescencia de rayos X y en la observación de briquetas, bajo el microscopio nos determinó la siguiente mineralogía: minerales claros: **cuarzo, illita, clorita y calcita**, principales componentes de la ganga y los minerales oscuros: **calcopirita, pirita, galena, esfalerita y oro**, los mismos que componen la mena mineralizada.
- Los resultados de los análisis granulométricos, tanto en Mineral de cabeza, Artesa del molino y Desfogues del molino, muestran claramente una reducción del tamaño de partícula del mineral, pasando de un D80 = 4,750 μm (P1) a un D80= 2,422 μm (P2) hasta un D80= 195 μm (P3).
- En base al análisis de malla valorada, se determinó la mayor concentración de Au de cada punto muestreado en un número de malla determinado como: Artesa del molino, con una concentración del 51.54% de Au en la malla #120, Desfogues del molino, con una concentración del 23.6% de Au en la malla #120, Relave neto con una concentración del 61.86% de Au en la malla # -400, Gravimetría cabeza con una concentración del 69.03% de Au en la malla #120, Gravimetría concentrado con una concentración del 46.09% de Au en la malla #120 y Gravimetría relave con una concentración del 65.29% de Au en la malla #120.
- El balance general metalúrgico de la planta de beneficio PITUCA II nos muestra que del 100% o 149.17 gr de Au que ingresa a la planta un 65.24% o 97.4 gr de Au, se queda en la arteza del molino, el 19.23% o 28.71 gr de Au, en el concentrado de bayetas, el 11.26% o 16.82 gr de Au en el relave de bayetas y el 4.19% o 6.25 gr de Au en el relave neto.
- El balance general de recuperación de la planta de beneficio PITUCA II, muestra que de 149.17 gr de Au, que ingresaron a la planta, ésta con el proceso actual recupera 87.37 gr de Au mostrando una eficiencia de recuperación de 58.52%.
- La planta de beneficio PITUCA II, en las 54 horas de operación las cuales fueron objeto de este estudio tiene un gasto hídrico de 443 m³, y consumió 45.9 galones

de diésel, con un valor en planta de \$47.28 y 15 galones de gasolina, que en planta tienen un valor de \$22.20 durante la operación.

RECOMENDACIONES

- El material que ingresa a la planta su granulometría es muy irregular, por lo que se recomienda que sea sometido a una trituración primaria antes del proceso de molienda con un tamaño de grano no mayor a 1" o 1.5", ya que este tamaño de acuerdo a las especificaciones técnicas del molino de ruedas es el óptimo.
- Considerando que el 15.45% o 23.07 gr de Au se va en los relaves se recomienda colocar a la salida de los desfuegos del molino dos concentradores centrífugos iCON 150, ya que las especificaciones técnicas del mismo, en cuanto al % de sólidos de la pulpa, al caudal por hora y al tonelaje por hora están dentro del rango de datos obtenidos en la planta de benéfico PITUCA II.
- Además en el relave del concentrado de la artesa del molino y el concentrado de las bayetas, luego que estos han sido amalgamados, aun contienen el 22.66% o 33.84 gr de Au, razón por la cual se recomienda almacenar estos concentrados para someterlos posteriormente a un proceso químico como cianuración y recuperar estos valores de Au.

BIBLIOGRAFÍA

- Chávez A. (2008). Evaluación geológica del cuerpo mineralizado Soledad. ESPOL, Guayaquil, Ecuador.
- Instituto Geográfico Militar (1982). National Geological Map of the Republic of Ecuador, escala: 1:1000000.
- Ochoa Sarango, Walter Fabián Ing. 2011. INFORME DE EXPLORACIÓN 2011 Y PLAN DE INVERSIONES 2012 del área minera PITUCA II, CÓD. 500648
- Paladines A., Soto J. (2010). Geología y Yacimientos minerales del Ecuador. Loja-Ecuador: Editorial UTPL.
- Paladines, A. (2005). Los Recursos No Renovables del Ecuador Base para la Planificación y Ordenamiento. Universidad Central Quito: Editorial Universitaria.
- PRODEMINCA, E. d. (Junio 2000). Depósitos Porfídicos y Epi-Mesotermales Relacionados con Intrusiones de la Cordillera El Cóndor (1ª Edición ed.). Quito, Pichincha , Ecuador : Unidad de coordinación del Proyecto Prodeminca Proyecto MEMBIRF 36-55 EC. Vol. 5.
- Schneider, K. (2012). Podemos vivir sin oro, Pero no sin Agua”: Un estudio de la Minería, sus Efectos y el Movimiento de Resistencia en Azuay, Ecuador.
- Wills B., Napier-Munn, (2006). Mineral Processing Technology: An introduction of ore treatment and mineral recovery (7th Edition ed.). USA: Elsevier Science and Technology Books.
- Wotruba, H., Hentschel, T., Hruschka, F., & Priester, M. (2000). Manejo ambiental en la pequeña minería. En H. Wotruba, T. Hentschel, F. Hruschka, & M. Priester, Canaletas (pág. Capítulo 5.4.2.1.2). Lima, Peru: GAMA- COSUDE.
- URL:<http://www.geoportaligm.gob.ec/portal/index.php/descargas/geoinformacion/mapas-oficiales/>

ANEXOS

SALIDA DEL MOLINO (Punto 2)

Día: 3		Fecha: 13 de Julio de 2015																	
Hora Real	Hora muestreo	Volumen (TA1)			Volumen (TA2)			Tiempo (TA1) Seg	Tiempo (TA2) Seg	Densidad (TA1)	Densidad (TA2)	Caudal (TA1)	Caudal (TA2)	Peso específico (PE)	Porcentaje de sólidos (TA1)	Porcentaje de sólidos (TA2)	Tonelaje (TA1)	Tonelaje (TA2)	TMSH
		Altura (m)	Radio (m)	Volumen (m3)	Altura (m)	radio (m)	Volumen (m3)												
7:00:00	48	0.085	0.12	0.004	0.089	0.12	0.004	3.19	4.06	1.025	1.03	4.340	3.570	2.5	4.065	4.854	0.176	0.173	0.786
8:00:00	49	0.09	0.12	0.004	0.105	0.12	0.005	3.4	3.25	1.028	1.022	4.311	5.262	2.5	4.540	3.588	0.196	0.189	
9:00:00	50	0.112	0.12	0.005	0.1	0.12	0.005	3.47	3.03	1.019	1.022	5.257	5.375	2.5	3.108	3.588	0.163	0.193	
10:00:00	51	0.11	0.12	0.005	0.12	0.12	0.005	3.34	3.91	1.039	1.04	5.364	4.998	2.5	6.256	6.410	0.336	0.320	
11:00:00	52	0.069	0.12	0.003	0.082	0.12	0.004	2.72	3.28	1.01	1.009	4.131	4.072	2.5	1.650	1.487	0.068	0.061	
12:00:00	53	0.075	0.12	0.003	0.075	0.12	0.003	4	3.81	1.015	1.014	3.054	3.206	2.5	2.463	2.301	0.075	0.074	
												4.409	4.414		3.680	3.705	0.39	0.396	
GASTO HÍDRICO																			
		CAUDAL TOTAL	% SÓLIDOS TOTAL	% DE AGUA TOTAL	GASTO DE AGUA X HORA (m3)	HORAS OPERACION	GASTO DE AGUA DIARIO (m3)	TONELADAS POR.DIA	GASTO AGUA X TONELADA	CAUDAL TOTAL	8.8								
DÍA 1		9.64	11.58	88.42	8.52	24	205	18.62	11.0	% DE SÓLIDOS T.	7.4								
DÍA 2		8.8	10.3	89.7	7.89	24	189	19.18	9.9	% DE LÍQUIDO T.	92.6								TMSD 4.72
DÍA 3		8.8	7.4	92.6	8.15	6	49	4.72	10.4	GASTO DE AGUA	8.2								
TOTAL							443	42.52		GASTO DE AGUA DIARIO	49.0	m3							
										GASTO TOTAL DE AGUA DE LA OPERACION									
										DÍA 1	204.6	m3							TOTAL DE TMSD EN LOS TRES DÍAS DE OPERACIÓN
										DÍA 2	188.8	m3							
										DÍA 3	49	m3							
											442.4	m3							ARTESA DEL MOLINO
																			0.16
																			TOTAL DE TMSD EN LOS TRES DÍAS DE OPERACIÓN
																			42.68

VOLUMEN Y TONELAJE DEL MINERAL DE CABEZA

VOLUMEN Y NÚMERO DE CANASTAS

	LARGO (m)	ANCHO (m)	ALTURA (m)	VOLUMEN (m3)	# DE CANASTAS	VOLUMEN TOTAL (m3)	DENCIDAD (ton/m3)	TONELAGE
DÍA 1	0.78	0.45	0.42	0.15	73	10.69	2.5	26.73
DÍA 2	0.78	0.45	0.42	0.15	25	3.66	2.5	9.15
DÍA 3	0.78	0.45	0.42	0.15	60	8.79	2.5	21.97
TOTAL					158	23.14		57.86

INDICE DE LLENADO 20.00% 11.57
 TONELAJE TOTAL **46.29**

**VOLUMEN DEL MINERAL AMALGAMADO
(BAYETAS)**

	ALTURA (m)	RADIO (m)	VOLUMEN (m3)	DENSIDAD (ton/m3)	TONELAJE
CUBETA 1	0.175	0.145	0.0116	2.5	0.029
CUBETA 2	0.22	0.145	0.0145	2.5	0.036
CUBETA 3	0.2	0.145	0.0132	2.5	0.033
CUBETA 4	0.21	0.145	0.0139	2.5	0.035
CUBETA 5	0.185	0.145	0.0122	2.5	0.031
CUBETA 6	0.19	0.145	0.0125	2.5	0.031
CUBETA 7	0.16	0.145	0.0106	2.5	0.027
CUBETA 8	0.215	0.145	0.0142	2.5	0.036
CUBETA 9	0.23	0.145	0.0152	2.5	0.038
CUBETA 10	0.23	0.145	0.0152	2.5	0.038
CUBETA 11	0.225	0.145	0.0149	2.5	0.037
CUBETA 12	0.22	0.145	0.0145	2.5	0.036
CUBETA 13	0.215	0.145	0.0142	2.5	0.036
CUBETA 14	0.24	0.145	0.0158	2.5	0.040
CUBETA 15	0.12	0.145	0.0079	2.5	0.020
TOTAL			0.2004		0.501

**VOLUMEN DEL MINERAL AMALGAMADO
(ARTEZA MOLINO)**

	ALTURA (m)	RADIO (m)	VOLUMEN (m3)	DENSIDAD (ton/m3)	TONELAJE
CUBETA 1	0.2	0.145	0.0132	2.5	0.033
CUBETA 2	0.22	0.145	0.0145	2.5	0.036
CUBETA 3	0.225	0.145	0.0149	2.5	0.037
CUBETA 4	0.22	0.145	0.0145	2.5	0.036
CUBETA 5	0.09	0.145	0.0059	2.5	0.015
TOTAL			0.06		0.16

ANEXO 2

CÁLCULO DE LEY DE CABEZA DE ORO Y PLATA.

ENSAYO.- 1

$$\text{Ley Au} = \frac{10^6 \times \text{Peso Oro (gr)}}{\text{Peso Muestra (gr)}}$$
$$\text{Ley Au} = \frac{(10^6 \times 0.00010 \text{ gr})}{25.00 \text{ gr}} = 4 \text{ g/ton}$$

$$\text{Ley Ag} = \frac{10^6 \times \text{Peso Plata (gr)}}{\text{Peso Muestra (gr)}}$$
$$\text{Ley Ag} = \frac{(10^6 \times 0.00025 \text{ gr})}{25.00 \text{ gr}} = 10 \text{ g/ton}$$

ENSAYO.- 2

$$\text{Ley Au} = \frac{10^6 \times \text{Peso Oro (gr)}}{\text{Peso Muestra (gr)}}$$
$$\text{Ley Au} = \frac{(10^6 \times 0.00008 \text{ gr})}{25.00 \text{ gr}} = 3.2 \text{ g/ton}$$

$$\text{Ley Ag} = \frac{10^6 \times \text{Peso Plata (gr)}}{\text{Peso Muestra (gr)}}$$
$$\text{Ley Ag} = \frac{(10^6 \times 0.00011 \text{ gr})}{25.02 \text{ gr}} = 4.4 \text{ g/ton}$$

ENSAYO.- 3

$$\text{Ley Au} = \frac{10^6 \times \text{Peso Oro (gr)}}{\text{Peso Muestra (gr)}}$$
$$\text{Ley Au} = \frac{(10^6 \times 0.00008 \text{ gr})}{25.00 \text{ gr}} = 3.2 \text{ g/ton}$$

$$\text{Ley Ag} = \frac{10^6 \times \text{Peso Plata (gr)}}{\text{Peso Muestra (gr)}}$$
$$\text{Ley Ag} = \frac{(10^6 \times 0.00007 \text{ gr})}{25.00 \text{ gr}} = 2.8 \text{ g/ton}$$

MINERAL DE CABEZA, PUNTO 1

W.M.(gr)	CRISOL N ^o	W.DORE(gr)	W.ORO(gr)	LEY(grAu/T)	LEY(grAg/T)
25	1	0.00035	0.0001	4	10
25	2	0.00019	0.00008	3.2	4.4
25	3	0.00015	0.00008	3.2	2.8
<i>Promedio</i>				3.5	5.7

ANEXO 3

Cálculo del peso específico.

ENSAYO.- 1

$$P1 = 9.23$$

$$P2 = 9.82$$

$$P4 = 15.34$$

$$P3 = 15.74$$

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

$$\gamma = \frac{(10.16-9.23)}{(15.74-9.23)-(16.34-10.16)}$$

$$\gamma = 2.6$$

ENSAYO. - 2

$$P1 = 9.23$$

$$P2 = 9.81$$

$$P4 = 15.34$$

$$P3 = 15.74$$

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

$$\gamma = \frac{(9.90-9.23)}{(15.73-9.23)-(16.17-9.90)}$$

$$\gamma = 2.5$$

ENSAYO. - 3

$$P1 = 9.23$$

$$P2 = 9.80$$

$$P4 = 15.34$$

$$P3 = 15.74$$

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

$$\gamma = \frac{(9.89-9.23)}{(15.73-9.23)-(16.16-9.89)}$$

$$\gamma = 2.3$$

$$\gamma_{\text{Promedio}} = 2.5$$

ANEXO 4

ANÁLISIS AL FUEGO Y MALLA VALORADA DE CADA PUNTO.

CONCENTRADO ARTEZA DEL MOLINO PUNTO 2

CABEZA

W.M.(gr)	CRISOL N ^º	W.DORE(gr)	W.ORO(gr)	LEY(grAu/T)	LEY(grAu/T)
25	DGP6	0.01753	0.0155	620	81.2

MALLA VALORADA

TAMICES	W.M.(gr)	CRISOL N ^º	W.DORE(gr)	W.ORO(gr)	LEY(grAu/T)	LEY(grAu/T)
10	12.54	1	0.00096	0.00037	29.5	47.0
18	25	2	0.00055	0.00022	8.8	13.2
35	25	3	0.00854	0.00842	336.8	4.8
60	25	4	0.02556	0.02531	1012.4	10.0
120	25	5	0.04186	0.04166	1666.4	8.0
200	25	6	0.04268	0.04251	1700.4	6.8
230	5.55	7	0.01109	0.011	1982.0	16.2
325	5.3	8	0.01143	0.0114	2150.9	5.7
400	2.09	9	0.00232	0.00232	1110.0	0.0
-400	15.83	10	0.00296	0.00293	185.1	1.9

CÁLCULO DEL % DE Au Y CONTENIDO

Malla	W Retenido	%	Ley	Unidades	%
10	12.75	4.31	17.5	0.75	0.11
18	29.88	10.10	6.9	0.70	0.10
35	46.05	15.57	88.9	13.84	2.07
60	63.09	21.33	648.7	138.39	20.73
120	87.38	29.55	1166.7	344.72	51.64
200	27.31	9.23	1198.4	110.67	16.58
230	5.33	1.80	1458.9	26.29	3.94
325	5.8	1.96	1025.7	20.12	3.01
400	2.32	0.78	954.9	7.49	1.12
-400	15.83	5.35	85.6	4.58	0.69
	295.74	100.00		667.54	

SALIDA DEL MOLINO PUNTO 3**CABEZA**

W.M.(gr)	CRISOL N ^o	W.DORE(gr)	W.ORO(gr)	LEY(grAu/T)	LEY(grAg/T)
25	1DP2	0.00034	0	1.55	12.1
25	2DP2	0.00037	0	1.52	13.3
25	3DP2	0.00034	0	1.05	12.5
				1.37	12.6

MALLA VALORADA

TAMICES	W.M.(gr)	CRISOL N ^o	W.DORE(gr)	W.ORO(gr)	LEY(grAu/T)	LEY(grAg/T)
120	25	5	0.00017	0	0.5	6.3
230	25	4	0.00039	0	0.8	14.8
400	15	6	0.00031	0	2.7	18.0
-400	25	7	0.00031	0	1.4	11.0

CÁLCULO DEL % DE Au Y CONTENIDO

Malla	W Retenido	%	Ley	Unidades	%
120	150	50.15	0.563	0.28	23.6
230	70.09	23.43	0.851	0.20	16.7
400	15	5.01	2.665	0.13	11.2
-400	64.04	21.41	2.711	0.58	48.5
	299.13	100.00		1.20	

RELAVE NETO PUNTO 4**CABEZA**

W.M.(gr)	CRISOL N ^o	W.DORE(gr)	W.ORO(gr)	LEY(grAu/T)	LEY(grAg/T)
25	8	0.00029	0	0.60	11.00
25	9	0.00024	0	0.40	9.20
				0.50	10.10

MALLA VALORADA

TAMICES	W.M.(gr)	CRISOL N ^o	W.DORE(gr)	W.ORO(gr)	LEY(grAu/T)	LEY(grAg/T)
120	25	10	0.00003	0	0.3	0.9
230	25	11	0.00005	0	0.4	1.6
400	25	12	0.00023	0	0.5	8.7
-400	25	13	0.00019	0	0.7	6.9

CÁLCULO DEL % DE Au Y CONTENIDO

Malla	W Retenido	%	Ley	unidad	%
120	76.68	21.97	0.252	0.06	11.17
230	93.77	26.87	0.355	0.10	19.24
400	28.27	8.10	0.473	0.04	7.73
-400	150.28	43.06	0.712	0.31	61.86
	349	100.00		0.50	

CONCENTRACION GRAVIMETRICA POR BAYETAS (MINERAL DE CABEZA)

PUNTO 5

CABEZA

W.M.(gr)	CRISOL N ^º	W.DORE(gr)	W.ORO(gr)	LEY(grAu/T)	LEY(grAg/T)
25	1	0.00029	0	1.65	10.0
25	2	0.00025	0	1.45	8.6
				1.55	9.3

MALLA VALORADA

TAMICES	W.M.(gr)	CRISOL N ^º	W.DORE(gr)	W.ORO(gr)	LEY(grAu/T)	LEY(grAg/T)
120	25	3	0.00017	0	0.8	6.0
230	25	4	0.00034	0	1.3	12.3
400	9.7	5	0.00041	0	1.4	40.9
-400	25	6	0.00032	0	0.6	12.2

CÁLCULO DEL % DE Au Y CONTENIDO

Malla	W Retenido	%	Ley	Unidades	%
120	255.84	73.17	1.52	1.11	69.03
230	61.4	17.56	1.93	0.34	21.03
400	9.7	2.77	2.31	0.06	3.98
-400	22.7	6.49	1.48	0.10	5.96
	349.64	100.00		1.61	

CONCENTRACION GRAVIMETRICA POR BAYETAS (CONCENTRADO) PUNTO 6
CABEZA

W.M.(gr)	CRISOL N ^o	W.DORE(gr)	W.ORO(gr)	LEY(grAu/T)	LEY(grAg/T)
25	1	0.00276	0.00155	62.0	48.4
25	2	0.00264	0.00132	52.8	52.8
				57.4	50.6

MALLA VALORADA

TAMICES	W.M.(gr)	CRISOL N ^o	W.DORE(gr)	W.ORO(gr)	LEY(grAu/T)	LEY(grAg/T)
120	25	3	0.00191	0.00108	43.2	33.2
230	25	4	0.00275	0.0018	72	38.0
400	14.98	5	0.005	0.00308	205.6	128.2
-400	25	6	0.00285	0.00104	41.6	72.4

CÁLCULO DEL % DE Au Y CONTENIDO

Malla	W Retenido	%	Ley	Unidades	%
120	214.37	61.26	43.20	26.46	46.09
230	90.01	25.72	72.00	18.52	32.25
400	14.98	4.28	205.60	8.80	15.33
-400	30.59	8.74	41.60	3.64	6.33
349.95		100.00		57.42	

CONCETRACION GRAVIMETRICA POR BAYETAS (RELAVE)P7
CABEZA

W.M.(gr)	CRISOL N ^o	W.DORE(gr)	W.ORO(gr)	LEY(grAu/T)	LEY(grAg/T)
25	E	0.00016	0	0.48	5.9
25	F	0.00036	0	0.65	13.8
				0.57	9.8

MALLA VALORADA

TAMICES	W.M.(gr)	CRISOL N ^o	W.DORE(gr)	W.ORO(gr)	LEY(grAu/T)	LEY(grAg/T)
120	25	A	0.0004	0	0.4	15.6
230	25	B	0.00038	0	0.6	14.6
400	12,09	C	0.00038	0	1.5	29.9
-400	12,51	D	0.00044	0	1.4	33.8

CÁLCULO DEL % DE Au Y CONTENIDO

Malla	W Retenido	%	Ley	Unidades	%
120	269.41	77.01	0.49	0.38	65.29
230	55.85	15.96	0.61	0.10	16.93
400	12.09	3.46	1.53	0.05	9.16
-400	12.51	3.58	1.39	0.05	8.61
	349.86	100.00		0.58	

RELAVE DE ARTEZA DE MOLINO DESPUÉS DE AMALGAMA
CABEZA

W.M.(gr)	CRISOL N ^o	W.DORE(gr)	W.ORO(gr)	LEY(grAu/T)	LEY(grAg/T)
25	5	0.00285	0.00166	66.4	47.6
25	6	0.00283	0.00116	46.4	66.8
				56.4	57.2

MALLA VALORADA

TAMICES	W.M.(gr)	CRISOL N ^o	W.DORE(gr)	W.ORO(gr)	LEY(grAu/T)	LEY(grAg/T)
120	25	1	0.00164	0.00109	43.6	22.0
230	25	2	0.00411	0.00295	164.4	0.0
400	9.81	3	0.00224	0.00168	177.3	5.1
-400	7.27	4	0.00422	0.00337	580.5	0.0

CÁLCULO DEL % DE Au Y CONTENIDO

Malla	W Retenido	%	Ley	Unidades	%
120	287.16	82.06	28.60	23.47	39.63
230	45.71	13.06	149.40	19.51	32.95
400	9.81	2.80	156.25	4.38	7.40
-400	7.27	2.08	570.54	11.85	20.02
	349.95	100.00		59.22	

ANEXO 5

BALANCES METALÚRGICOS.

BALANCE METALÚRGICO GENERAL DE RECUPERACION DE ORO DE LA PLANTA DE BENEFICIO PITUCA II

	LEY	TONELAJE (Ton)	CONTENIDO DE Au (gr)	% DE Au	% DE RECUPERACIÓN
ENTRADA	3.50	42.66	149.31	100.00	84.46
C. ARTEZA	620.40	0.16	97.40	65.24	
S. MOLINO	1.37	42.50	58.23		
C. BAYETAS	57.42	0.50	28.71	19.23	
RELAVE. B	0.57	29.50	16.82	11.26	
RELAVE	0.50	12.50	6.25	4.19	
			149.18	99.91	

BALANCE DE RECUPERACION DE Au DE LA PLANTA DE BENEFICIO PITUCAII

	LEY	TONELAJE (Ton)	CONTENIDO DE Au (gr)	% DE Au	% DE RECUPERACION
ENTRADA	3.50	42.66	149.31	100.00	58.52
ORO FISICO RECUPERADO			87.37	58.52	
RELAVE A.	56.40	0.60	33.84	22.66	
RELAVE B.	0.57	29.50	16.82	11.26	
RELAVE NETO	0.50	12.50	6.25	4.19	
			144.28	96.63	

BALANCE METALÚRGICO (GRAVIMETRÍA CANALETAS)

	LEY	TONELAJE (Ton)	CONTENIDO DE Au (gr)	% DE Au	% DE RECUPERACIÓN
ENTRADA	1.55	30.00	46.50	100.00	61.74
C. BAYETAS	57.42	0.50	28.71	61.74	
RELAVE	0.57	29.50	16.82	36.16	
			45.53	97.90	

ANEXO 6

CONSUMO DE COMBUSTIBLE

CONSUMO DE COMBUSTIBLE

	CONSUMO X HARA (galones)	HORAS DE OPERACIÓN	CONSUMO (galones)	COSTO (dólares)
DIESEL	0.85	54	45.9	\$ 47.28
GASOLINA	0.6	25	15	\$ 22.20
TOTAL				\$ 69.48
TRANSPORTE				\$ 61.00
COSTO TOTAL EN PLANTA				<u>\$ 130.48</u>