



UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA
La Universidad Católica de Loja

ÁREA TÉCNICA

TÍTULO DE INGENIERO EN GEOLOGÍA Y MINAS

Evaluación de los procesos productivos en la minería artesanal, sector La Pangui, distrito minero Chinapintza

TRABAJO DE TITULACIÓN

AUTOR: Armijos Rengel, Michael Jackson

DIRECTOR: Sanmartín Gutiérrez, Víctor Aurelio, Mgs.

LOJA – ECUADOR

2017



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>

2017

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN

Magister.

Víctor Sanmartín Gutiérrez.

DOCENTE DE LA TITULACIÓN

De mi consideración:

El presente trabajo de titulación: **Evaluación de los procesos productivos en la minería artesanal, sector La Pangui, distrito minero Chinapintza** realizado por Michael Jackson Armijos Rengel, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por cuanto se aprueba la presentación del mismo.

Loja, septiembre del 2017

f).....

DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS

“Yo Michael Jackson Armijos Rengel declaro ser autor del presente trabajo de titulación: **Evaluación de los procesos productivos en la minería artesanal, sector La Panguí, distrito minero Chinapintza**, de la Titulación de Ingeniero en Geología y Minas, siendo Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez director del presente trabajo; y eximo expresamente a la Universidad Técnica Particular de Loja y a sus representantes legales de posible reclamos 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: Michael Jackson Armijos Rengel

Cédula: 1900412238

DEDICATORIA

A Dios, por otorgarme la sabiduría, el conocimiento y la fortaleza para cumplir mis metas, siendo la luz que ilumina mi camino diario.

A mis padres, Piedad y Claudio, por haberme formado como un hombre de bien y brindarme su apoyo incondicional durante todo este tiempo, sé que siempre contare con ellos y en especial a mi abuelita Teotista es como una madre más, espero que Dios le de vida para que pueda observar cada triunfo que logre. También a mis hermanos Sandra, Franklin, Andreina, Juliana, Dickson y Mariela, por ayudarme de alguna u otra manera, así como mi familia estuvo en mis derrotas quiero tenerlos en mis triunfos, que aún faltan muchos.

A mis queridos sobrinos Frank, Valentina, Alan, Alejandra, y Antonella, por sus alegrías y ocurrencias.

A todos esos amigos y docentes que de una u otra manera me ayudaron y depositaron su confianza en mí espero no decepcionarlos y seguir triunfando en la vida.

AGRADECIMIENTO

Agradezco primeramente a Dios por brindarme el conocimiento, sabiduría y de rodearme de excelentes personas durante esta etapa universitaria.

Al docente Mgs. Víctor Sanmartín director de este proyecto de investigación que ha sabido compartir sus conocimientos como docente; un agradecimiento muy sincero al Ing. Juan Carlos Quintuña por darme la oportunidad de ser su amigo y a través de su experiencia ayudarme a resolver problemas que se presentaban durante el desarrollo del proyecto.

Al ing. David González su experiencia en mineralogía fue de gran ayuda durante el desarrollo; al Sr. Klever Salinas calidad de persona, por facilitarme el material parte fundamental para poder desarrollar este proyecto investigativo; a la Universidad Técnica Particular de Loja, por permitirme formar parte de su establecimiento, donde compartí un sin número de experiencias y muy buenos momentos junto a compañeros y amigos.

Agradezco a mis padres Claudio Armijos y Piedad Rengel, a mi abuelita por su apoyo incondicional que he tenido siempre, siendo ellos el motivo de mi esfuerzo por salir adelante y llenarlos de orgullo; a mis hermanos por estar ahí animándome a cada paso que doy y a mi familia en general, sé que siempre contare con ellos.

A mis amigos que de una u otra manera me ayudaron, son la familia que uno elige y con los cuales he compartido sin números de experiencias y momentos en esta etapa universitaria.

A mis compañeros de trabajo en Sultana S.A. profesionales llenos de experiencia de los cuales aprendí mucho en tan corto tiempo y de los cuales me llevo grandes ejemplos de persona.

ÍNDICE DE CONTENIDO

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN.....	ii
DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS.....	iii
DEDICATORIA.....	iv
AGRADECIMIENTO.....	v
RESUMEN.....	1
ABSTRACT.....	2
INTRODUCCIÓN.....	3
CAPÍTULO I.....	4
GENERALIDADES.....	4
1.1. Antecedentes y justificación.....	5
1.2. Objetivos.....	7
1.2.1. Objetivo General.....	7
1.2.2. Objetivos Específicos.....	7
CAPÍTULO II.....	8
CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS Y FÍSICAS DEL SECTOR MINERO LA PANGUI- CHINAPINTZA.....	8
2.1. Ubicación.....	9
2.2. Acceso.....	10
2.3. Clima.....	11
2.4. Topografía, elevación y vegetación.....	11
2.5. Hidrografía.....	11
CAPÍTULO III.....	12
MARCO GEOLÓGICO.....	12
3.1. Geología regional.....	13
3.1.1. El batolito Zamora.....	14
3.1.2. La Unidad Piuntza.....	14
3.1.3. La Unidad Misahuallí.....	15
3.1.4. Unidad Chinapintza.....	15
3.1.5. Formación Napo.....	15
3.1.6. Formación Hollín.....	15
3.2. Geología estructural.....	16

3.3. Mineralización.....	16
3.4. Geología local.....	17
CAPÍTULO IV	19
MARCO TEÓRICO	19
4.1. Proceso de metalurgia extractiva de la planta “SJ”	20
4.2. Definición de pulpa.....	21
4.3. Densidad de pulpa.....	22
4.4. Dilución.....	22
4.5. Peso específico	22
4.6. Porcentaje de sólidos.....	22
4.7. Caudal.....	23
4.8. Balance metalúrgico.....	23
CAPÍTULO V	24
PROCESOS METODOLÓGICOS EN CAMPO Y LABORATORIO	24
Procesos metodológicos.....	25
5.1. Recopilación y verificación bibliográfica.....	25
5.2. Concentración gravimétrica.....	25
5.2.1. Muestreo del material.....	26
5.3. Proceso de cianuración.....	29
5.4. Absorción por carbón activado.....	30
5.4.1. Muestreo en proceso de cianuración y absorción.....	30
5.5. Desorción por electrowinning.....	31
5.6. Ensayos experimentales de laboratorio.....	31
5.6.1. Preparación de muestras.....	32
5.6.2. Caracterización del material de estudio.....	35
5.6.3. Análisis químico.....	39
5.7. Balance Metalúrgico.....	41
5.8. Balance energético o de combustible.....	41
5.9. Balance Hídrico.....	42
CAPÍTULO VI	44
RESULTADOS Y ANÁLISIS	44
6.1. Peso Específico.....	45
6.2. Fluorescencia de Rayos X.....	45
6.3. Análisis mineralógico.....	46

6.3.1.	Análisis Macroscópico.	46
6.3.2.	Análisis de Difracción de Rayos X.	47
6.4.	Tonelaje métrico solido día (TMSD).	48
6.5.	Masa procesada.	48
6.6.	Análisis granulométrico.	49
6.6.1.	Material de Ingreso (P1 - Cabeza).	49
6.6.2.	Artesa (P2).	50
6.6.3.	Salida del tubo de molino (P3).	51
6.6.4.	Bayetas (P4).	52
6.6.5.	Relavera (P5).	53
6.7.	Análisis de malla valorada.	54
6.7.1.	Material de Ingreso (P1 - Cabeza).	54
6.7.2.	Artesa (P2).	56
6.7.3.	Salida de molino (P3).	57
6.7.4.	Bayetas (P4).	58
6.7.5.	Relavera (P5).	59
6.8.	Contenido metálico en el proceso de molienda.	60
6.9.	Proceso de Amalgamación - Artesa.	61
6.9.1.	Balance puntual del proceso de Amalgamación.	61
6.10.	Proceso de cianuración.	61
6.10.1.	Cianuración de bayetas.	61
6.10.2.	Cianuración de relaves.	64
6.11.	Balance global de la planta "SJ"	69
6.12.	Consumo hídrico.	70
6.13.	Consumo energético.	72
CONCLUSIONES.		73
RECOMENDACIONES.		75
BIBLIOGRAFÍA.		76

ANEXOS

ANEXOS	78
ANEXO 1. Formato de hoja utilizada para la toma de datos en el campo.	79
ANEXO 2. Levantamiento de información en el campo.	80
ANEXO 3. Flow Sheet del Proceso Gravimétrico y Lixiviación.....	86
ANEXO 4. Ensayo del picnómetro determinación de peso específico.	87
ANEXO 5. Tablas granulométricas determinadas con el software Moly-Cop Tools 3.0	88
ANEXO 6. Análisis de Mallas Valoradas y Leyes de Oro y Plata.	93
ANEXO 7. Informe de resultados del procesamiento del material por la plata "SJ"	100

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1. Mapa de ubicación de la zona de estudio La Panguí – Chinapintza.....	9
Ilustración 2. Acceso terrestre Loja - La Panguí.....	10
Ilustración 3. Mapa Geológico Regional	13
Ilustración 4. Mapa Geológico del campo minero Chinapintza, basado en los mapas de Cóndor Mine S.A.	18
Ilustración 5. Descripción Gráfica de Pulpa.	21
Ilustración 6. Flujo del proceso de muestreo.	26
Ilustración 7. Muestreo de Cabeza.....	27
Ilustración 8. Lectura de la densidad de la pulpa.....	27
Ilustración 9. A y B: Lavado de alfombras en el tanque; C: Muestreo del material de Bayetas.	28
Ilustración 10. Proceso de muestreo en Relavera.....	28
Ilustración 11. Muestreo de la Artesa.....	29
Ilustración 12. Cianuración proceso y puntos de muestreo.....	30
Ilustración 13. Electrowinning y cátodos.....	31
Ilustración 14. Proceso para a preparación de muestras.	32
Ilustración 15. Secado de muestras.....	32
Ilustración 16. Trituración de la muestra de cabeza.....	33
Ilustración 17. Homogenización de muestras.....	33
Ilustración 18. Cuarteo de muestras.....	34
Ilustración 19. Proceso a seguir para la pulverización de las muestras.....	34
Ilustración 20. Determinación de peso específico por picnómetro.....	35
Ilustración 21. Análisis Granulométrico de cabeza.....	36
Ilustración 22. Análisis granulométrico vía húmeda y seca.....	37
Ilustración 23. Tamices utilizados para el análisis de malla valorada.....	38
Ilustración 24. Lectura de muestra.....	39
Ilustración 25. Proceso de fundición de muestras pulverizadas.....	40
Ilustración 26. Proceso de copelación de los régulos de plomo.....	40
Ilustración 27. Medición de amperaje.....	42
Ilustración 28. Toma de datos de caudal.....	42
Ilustración 29. Distribución de elementos en porcentajes de la muestra de cabeza.....	46
Ilustración 30. Visualización de minerales.....	46
Ilustración 31. Difractograma del material de cabeza del sector La Panguí.....	47
Ilustración 32. Gráfica del D_{80} - Punto 1.....	50
Ilustración 33. Gráfica del D_{80} - Punto 2.....	51
Ilustración 34. Gráfica del D_{80} - Punto 3.....	52
Ilustración 35. Gráfica del D_{80} - Punto 4.....	53
Ilustración 36. Gráfica del D_{80} - Punto 5.....	54
Ilustración 37. Distribución del porcentaje de Oro y Plata en la malla valorada de la Punto 1..	55
Ilustración 38. Distribución del porcentaje de Oro y Plata en la malla valorada de la Punto 2..	56
Ilustración 39. Distribución del porcentaje de Oro y Plata en la malla valorada de la Punto 3..	57
Ilustración 40. Distribución del porcentaje de Oro y Plata en la malla valorada de la Punto 4..	58

Ilustración 41. Distribución del porcentaje de Oro y Plata en la malla valora de la Punto 5. .	59
Ilustración 42. Distribución porcentual de Oro y Plata de las arenas del batch 6.	66
Ilustración 43. Distribución porcentual por proceso mineral.	70

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Breve descripción de las Estructuras Geológicas	16
Tabla 2. Ensayos del Peso Específico (γ).....	45
Tabla 3. Composición química de material de cabeza.....	45
Tabla 4. Análisis mineralógico cuantitativo.	46
Tabla 5. Tonelaje métrico solido día.	48
Tabla 6. Cantidad de masa en los puntos muestreados.....	48
Tabla 7. Tabla de granulometría del Punto 1.....	49
Tabla 8. Tabla de granulometría del Punto 2.....	50
Tabla 9. Tabla de granulometría del Punto 3.....	51
Tabla 10. Tabla de granulometría del Punto 4.	52
Tabla 11. Tabla de granulometría del Punto 5.	53
Tabla 12. Malla valorada Punto 1.	54
Tabla 13. Leyes de oro y plata del punto 1.	55
Tabla 14. Malla valorada Punto 2.	56
Tabla 15. Leyes de oro y plata del Punto 2.....	56
Tabla 16. Malla valorada Punto 3.	57
Tabla 17. Leyes de oro y plata del Punto 3.....	58
Tabla 18. Malla valorada Punto 4.	58
Tabla 19. Leyes de oro y plata del Punto 4.....	59
Tabla 20. Malla valorada Punto 5.	59
Tabla 21. Leyes de oro y plata del Punto 4.....	60
Tabla 22. Contenido metálico en los diferentes puntos de muestreo.	60
Tabla 23. Cantidad de oro recuperado por amalgamación.	61
Tabla 24. Tonelaje distribuido en el batchs pequeño.	61
Tabla 25. Cantidad de solución cianurada en batch pequeño.	62
Tabla 26. Oro físico recuperado de la solución del batch pequeño.	62
Tabla 27. Oro no recuperado de las arenas cianuradas.....	63
Tabla 28. Contenido metálico y eficiencia del proceso de cianuración de Bayetas.	63
Tabla 29. Tonelaje distribuido en los distintos batchs del proceso de cianuración.	64
Tabla 30. Cantidad de solución cianurada por batch.	65
Tabla 31. Malla valorada de las arenas del batch 6.	65
Tabla 32. Leyes de oro y plata de las arenas del batch 6.	66
Tabla 33. Cantidad de Oro en las soluciones de los diferentes batchs.....	67
Tabla 34. Cantidad de Oro en las colas de las soluciones de los batchs.	67
Tabla 35. Cantidad de oro en las arenas de cada batch.	68
Tabla 36. Contenido metálico y eficiencia del proceso de cianuración de Relaves.	69
Tabla 37. Rendimiento o eficiencia de la planta "SJ"	69
Tabla 38. Tabla del consumo hídrico en el proceso de molienda.	70
Tabla 39. Tabla del consumo hídrico en el proceso de cianuración.	71
Tabla 40. Tabla del consumo hídrico total en la planta "SJ"	71
Tabla 41. Tabla del consumo energético en todo el proceso metalúrgico de la planta "JS" ..	72

RESUMEN

Este trabajo investigativo denominado “**Evaluación de los procesos productivos en la minería artesanal, sector La Pangui-Chinapintza**” se realizó con la finalidad de estudiar la eficiencia de recuperación mineral de la planta “SJ”, además del consumo de agua y electricidad en todo el proceso. Para su desarrollo se muestreo en cinco puntos del proceso de molienda: material de cabeza(P1), artesa(P2), salida del tubo(P3), bayetas(P4) y relaves(P5). En el proceso se determinó un peso específico de 3.52 g/cm^3 . La composición mineralógica del material es la siguiente: cuarzo, pirita, albita, esfalerita, moscovita y galena. El análisis de malla valorada determino que el mayor porcentaje de oro del P2 se encuentra en la malla #60 con 47.26% y los P4, P5 tienen su mayor concentración de oro en la malla #120 con 57.74% y 39.80% respectivamente. Las leyes de oro determinadas en el laboratorio son: P1=23.57 g/tn, P2=1,282.92 g/tn, P3=18.5 g/tn, P4=992.28 g/tn, P5=13.38 g/tn. Respecto a los balances metalúrgicos determinaron un rendimiento de 85.27%. Finalmente, se obtuvo que el consumo hídrico es de 839.06 m^3 y el consumo energético es de 1,775.547 kWh.

Palabras claves: Oro, minería artesanal, caracterización mineral, balance metalúrgico, Zamora Chinchipe, Ecuador.

ABSTRACT

The present research concerns about the "Evaluation of production processes in artisanal mining in "La Pangui- Chinapintza" sector. It was performed in order to establish the recovery efficiency of the "SJ" plant, as well as the water and electricity consumption in the process; In order to develop this research five points of the grinding process were sampled: head material (P1), launder (P2), tube outlets (P3), wadding (P4) and tailings (P5). In the process a specific weight of 3.52 g/cm^3 was determined. The main minerals identified were: quartz, pyrite, albite, sphalerite, muscovite and galena. The evaluated screen value analysis determined that the highest percentage of gold in P2 is found in mesh # 60 with 47.26% and P4-P5 have their highest gold concentration in mesh # 120 with 57.74% and 39, 80% respectively. The gold grades that were determined in laboratory are: P1= 23.57 g/ton, P2= 1282.92 g/ton, P3= 18.5 g/ton, P4= 992.28 g/ton P5= 13.38 g/ton. Additionally, it was determined an efficiency of 85.27%. Finally, the water consumption obtained was 839.06 m^3 as well as an energy consumption of 1775.547 kWh.

Palabras claves: Gold, artisanal mining, mineral characterization, metallurgical balance, Zamora Chinchipe, Ecuador.

INTRODUCCIÓN

La minería desde sus inicios ha sido una actividad económica para el hombre, basada en la explotación y extracción de metales preciosos (Au, Ag, Cu, etc.) que se encuentran presentes en el suelo y subsuelo de la corteza terrestre. La minería en el Ecuador en especial en la provincia de Zamora Chinchipe, se caracteriza por ser una minería artesanal con deficiencia de conocimientos y recursos, en la recuperación de minerales como oro y plata. A esto se unen los factores como la maquinaria vieja y/o deficiencia en su utilización, lo que producen pérdidas en el proceso de recuperación de oro, generando bajos niveles de productividad.

Para solucionar esta problemática es necesario realizar una recopilación de datos específicos durante todo el proceso de molienda en tiempos determinados, lo que determinaría en que parte del proceso se generan más pérdidas de material rico en oro, ya sea en la salida del material del molino, material retenido en las bayetas o en los relaves, además de analizar el tipo de maquinaria desde el punto de vista del consumo energético como hídrico durante todo el proceso de molienda. Con toda esa información obtenida poder cuantificar y comparar con el costo de producción, con el ingreso que origina la mina y planta, en la recuperación del mineral.

Esta investigación está estructurada en base a análisis y ensayos de laboratorio que permiten obtener datos exactos de leyes de recuperación de oro y plata, en cada uno de los diferentes procesos de molienda, con esta información se podrá determinar la eficiencia y optimización de dicha planta, sirviendo de modelo para plantas aledañas que presenten la misma problemática o a su vez sirva de base para otras futuras investigaciones.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1. Antecedentes y justificación

En 1904 se constituyó la South American Development Company (SADCO), la que ejecutó la prospección, exploración, desarrollo y producción de la mina de Portovelo, sobre una base bien organizada, hasta 1950. Una filial de la SADCO, la Cotopaxi Exploration Company, efectuó la exploración y explotación del yacimiento de Macuchi, entre 1941 y 1950. Como consecuencia del cierre de la mina de Portovelo, a inicios de la década de los 80 se descubrió Nambija y los sectores mineros de: Ponce Enríquez, Cerro Pelado-Los Ingleses, Chinapintza, entre otros, dando inicio a la minería contemporánea (Ministerio de Energía y Minas, 2003).

Las primeras exploraciones del área fueron llevadas a cabo en el periodo de 1988-1991, por Pachicutza CEM (Compañía Económica Mixta), asociación temporal de la empresa DINE (División de Industrias del Ejército Ecuatoriano). Posteriormente, en 1991 continuaron con exploraciones sistemáticas en el área realizadas por Prominex UK, seguida por TVX Gold, bajo el nombre de Condor Mining, quienes adquirieron concesiones de la empresa temporal DINE y de Chalupas Mining, las cuales realizaron estudios en el denominado Proyecto Cóndor de Oro, como resultado se tuvo la realización de la geología de superficie y trabajos de cartografía subterráneos.

En el periodo de 1994-1995 TVX Gold construyó accesos de carreteras locales e hizo 29,000 metros de perforación en el sistema de vetas y brecha; luego en el periodo de 1996-1997 TVX Gold, construyó un túnel exploratorio de 725 metros a lo largo cortando el nivel del sistema de Chinapintza en donde se muestrearon todas las vetas principales, brechas, diques y rocas encajantes pertenecientes al sistema. Pero TVX Gold en 1998 se retiró de la búsqueda de metales preciosos y se encaminó a la búsqueda de pórfidos de cobre dentro del campo de Chinapintza y continuó hacia el Sur con procesos exploratorios y de perforación con anomalías geoquímicas de pórfido de $\text{Cu} \pm \text{Au}$ en El Hito y Santa Bárbara.

Además se realizaron otros trabajos exploratorios más recientes que fueron ejecutados desde el 2001 por la compañía Ecometals Ltda. Anteriormente Goldmarca Ltda y Ecuasaxon S.A. quienes adquirieron la concesión Jerusalén ejecutada por la compañía Dinasty Metals desde Ecuamining S.A., en el 2003 Ecuasaxon S.A. transfirió la concesión de Jerusalén a Elipe S.A., empresa asociada a la gestión compartida. Posteriormente, en el 2012 Guangshou Ecuador Drills realiza perforaciones de diamantina con 756 metros de perforación inclinada. Hasta la actualidad se está llevando a cabo la minería a pequeña escala por tercera vez por cuenta propia, con el permiso de Elipe S.A. quien recibe el 25% de la producción minera en el denominado Proyecto Jerusalén (PRODEMINCA, 2000).

Muestras analizadas del Distrito Minero Chinapintza, dan contenidos anómicos de cobre (Cu), plomo (Pb), cinc (Zn), plata (Ag) y oro (Au), llegando a 10.9 gr/tn de Ag y contenido promedio de 1.5 a 2 g/tn de Au. Ecuador inició la explotación de los recursos no renovables en forma irracional y antitécnica, hasta ahora solo se ha explotado lo que les ha interesado a las compañías: petróleo, oro plata, cobre antimonio, etc. (Paladines & Soto, 2010).

Las exportaciones de oro ecuatoriano constituyen el cuarto producto no petrolero en importancia para el país. Según el Ministro de Minería, Javier Córdova, los datos del Banco Central del Ecuador (BCE) apuntan que de enero a diciembre de 2015 el oro exportado desde las pequeñas minerías alcanzó los US\$ 750 millones, lo que supera a las exportaciones de cacao que en el mismo periodo fueron de US\$ 692 millones, pero está por debajo del banano, camarón y flores (Empresa Nacional Minera del Ecuador, 2016).

La exportación de metales como oro, plata, cobre, entre otros, van incrementando en la actualidad ya que son la materia prima en esta era tecnológica, siendo un país con enorme riqueza se debería apuntar a ser una potencia minera, mejorando su extracción en mina y su proceso en planta. En desarrollo de este trabajo investigativo en La Pangui-Chinapintza, tiene la finalidad de conocer la eficiencia de la planta mediante resultados reales de porcentajes de recuperación mineral por parte del minero artesanal, y si es posible mejorar su recuperación.

“Tal vez el impacto más significativo de un proyecto minero es el efecto en la calidad y disponibilidad de los recursos hídricos en la zona del proyecto” (Alianza Mundial de Derecho Ambiental, 2010), debido a que la mayoría de desechos son desalojados en los ríos o quebradas cercanas, este proyecto busca mediante métodos de balance hídrico, energético y el manejo óptimo de la maquinaria o equipos disponible.

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo General

Evaluar el proceso productivo actual en una planta de beneficio del distrito minero Chinapintza, sector La Panguí, a través de, balances metalúrgicos, hídricos, energéticos y de materia para determinar la eficiencia de recuperación de metales preciosos.

1.2.2. Objetivos Específicos

- Caracterizar las muestras recogidas en la zona de estudio.
- Realizar un balance metalúrgico con los datos obtenidos en el laboratorio para su posterior interpretación.
- Determinar el rendimiento de la planta a partir de los resultados obtenidos y de resultados empíricos.
- Determinar y evaluar el gasto energético e hídrico de la planta.

CAPÍTULO II

CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS Y FÍSICAS DEL SECTOR MINERO LA PANGUI- CHINAPINTZA

2.1. Ubicación.

La Pangui se encuentra al Sureste de la parroquia Nuevo Quito en el cantón Paquisha, provincia de Zamora Chinchipe al Sur del Ecuador (*Ilustración1*). Este sector pertenece al distrito minero Chinapintza ubicado en la Cordillera del Cóndor, la cual es una cadena montañosa de la Cordillera de los Andes hacia el oriente ecuatoriano, cuyas crestas sirven como líneas limítrofes entre los países de Ecuador y Perú.

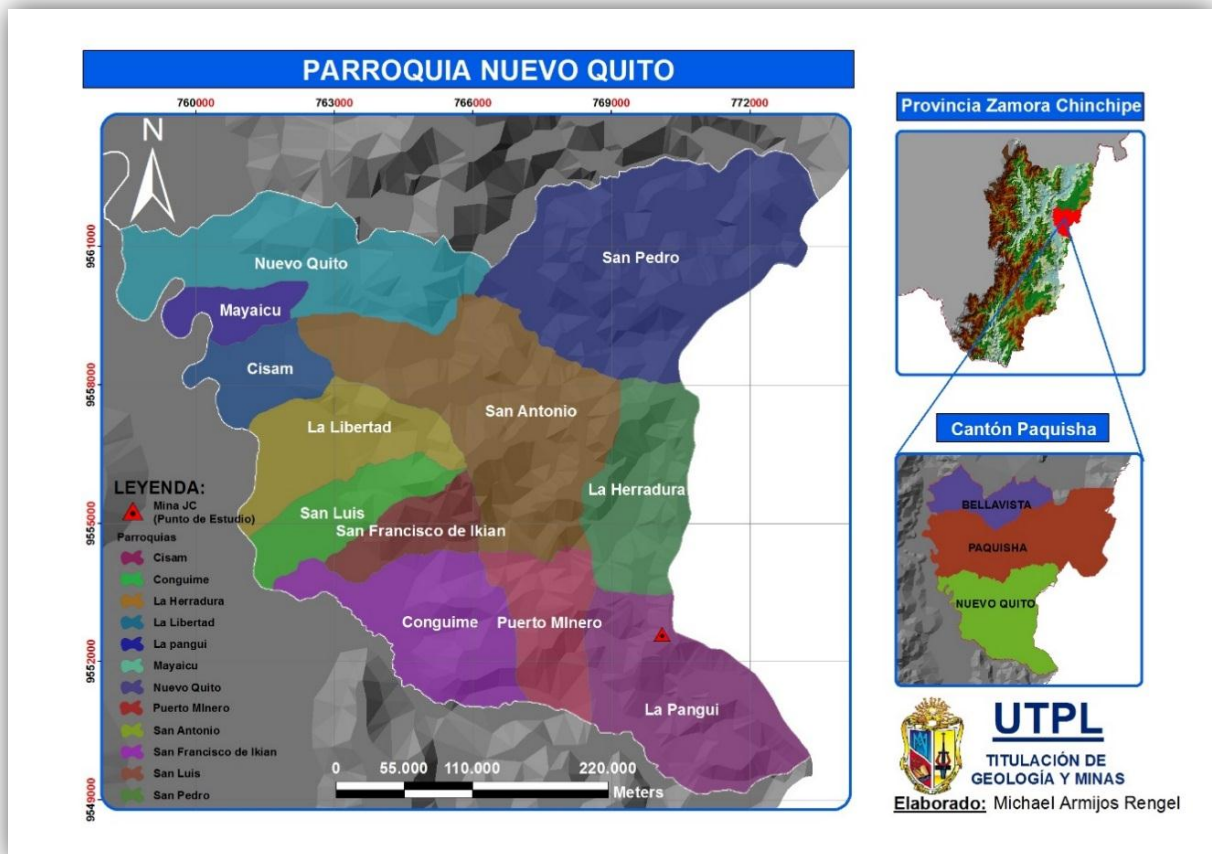


Ilustración 1. Mapa de ubicación de la zona de estudio La Pangui – Chinapintza.

Fuente: (Instituto Ecuatoriano de Estadísticas y Censos, 2010)

Elaboración: Michael Armijos, 2017

2.2. Acceso.

Iniciando desde la ciudad de Loja hasta el sector La Pangui-Chinapintza tiene un trayecto de 145 km aproximadamente vía terrestre, distancia comprendida en los siguientes tramos (*Ilustración 2*):

- Loja – Zamora, la misma que comprende de 57 km y que consta de concreto rígido.
- Zamora – Zumbí, se recorre una distancia de 35 km sobre una carpeta asfáltica.
- Zumbí – Paquisha, la vía se encuentra en proceso de asfaltado con una distancia de 18 km.
- Paquisha – La Pangui, la vía que solo se encuentra lastrada, se recorre 29 km para llegar a La Pangui.

El tiempo de recorrido depende de las condiciones climáticas, puede comprender entre tres a cuatro horas (aproximadamente). Se recomienda el uso de autos 4x4 debido a los caminos que están sujetos a deslizamientos de tierra causados por fuertes lluvias estacionales que pueden impedir el acceso (Chinapintza Gold Project, 2013).

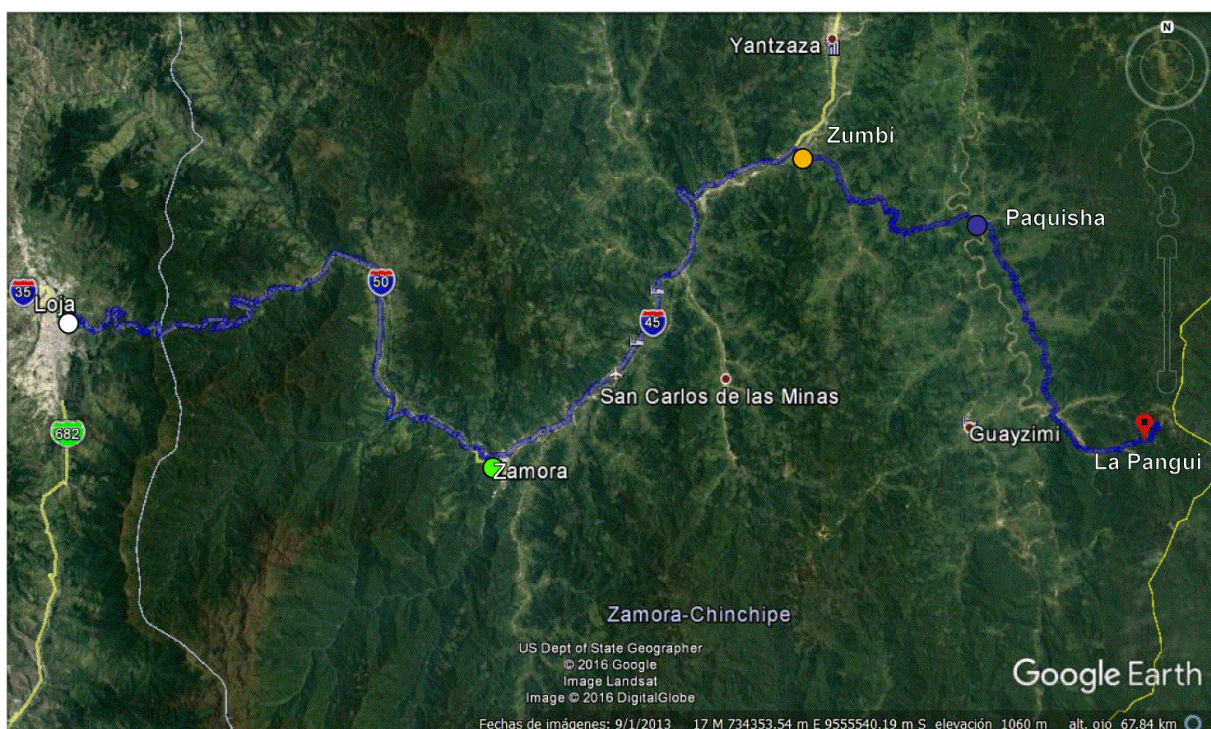


Ilustración 2. Acceso terrestre Loja - La Pangui.

Fuente: (Software Google Earth)

Elaboración: Autor

2.3. Clima.

La Pangui-Chinapintza, presenta un clima cálido tropical, típico de zonas situadas a alturas entre 250 y 1,800 m.s.n.m. en la parte amazónica de los Andes, las temperaturas diarias van en un rango de 18 °C a 29 °C, con un promedio de 22 °C. Recibe precipitaciones durante todo el año, siendo los meses más lluviosos febrero y abril, y el mes más seco es diciembre. En promedio, la zona recibe alrededor de 1924.4 mm de lluvia. El promedio de humedad del 80% durante todo el año. La niebla y la cubierta de nubes son típicas durante la estación lluviosa, a excepción de las interrupciones que puedan producirse como resultado de las lluvias inusualmente intensas (Chinapintza Gold Project, 2013).

2.4. Topografía, elevación y vegetación.

La Pangui está ubicada en la Región Alta Amazonía del Suroeste de Ecuador en los flancos occidentales de la Cordillera del Chinapintza cuya cresta define la frontera entre Ecuador y Perú. Las elevaciones dentro del sector son de 1,300 m sobre el nivel del mar hasta 1,700 m y un promedio de 1,500 m. La topografía es muy escarpada y cuevas inclinadas (inclinación media 29°) que pueden ayudar al acceso para minería subterránea. Sin embargo, puede ser necesario un desarrollo extenso del sitio para vertederos, plantas de procesamiento y áreas de eliminación de relaves. Las montañas están cubiertas con bosques tropicales densos típicos y vegetación (Chinapintza Gold Project, 2013).

2.5. Hidrografía.

El sistema hídrico de la zona se deriva de la quebrada Conguime, cuyas vertientes nacen al pie de la “Cordillera del Cóndor” y desembocan en el río Nangaritzza. Las quebradas presentes en la zona de estudio son de tipo dendrítico, ubicándose la quebrada La Pangui junto con sus ramales: quebrada Bocamina y quebrada Camisan, alimentado el Norte; y la quebrada Piedras Blancas, con su ramal quebrada Fierrosos, en la parte Sur (Piedra, 2014).

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

CAPÍTULO III

MARCO GEOLÓGICO

3.1. Geología regional.

El Distrito Minero Zamora, comprende parte de la región morfoestructural de la Sierra del Cóndor dentro de la Zona Subandina. Este distrito incluye los campos mineros: Cinturón de Nambija, Cinturón Porfídico San Juan Bosco y el Campo Minero Chinapintza (Piedra, 2014), dentro del cual se ubica la zona de interés, la comunidad rural “La Panguí”.

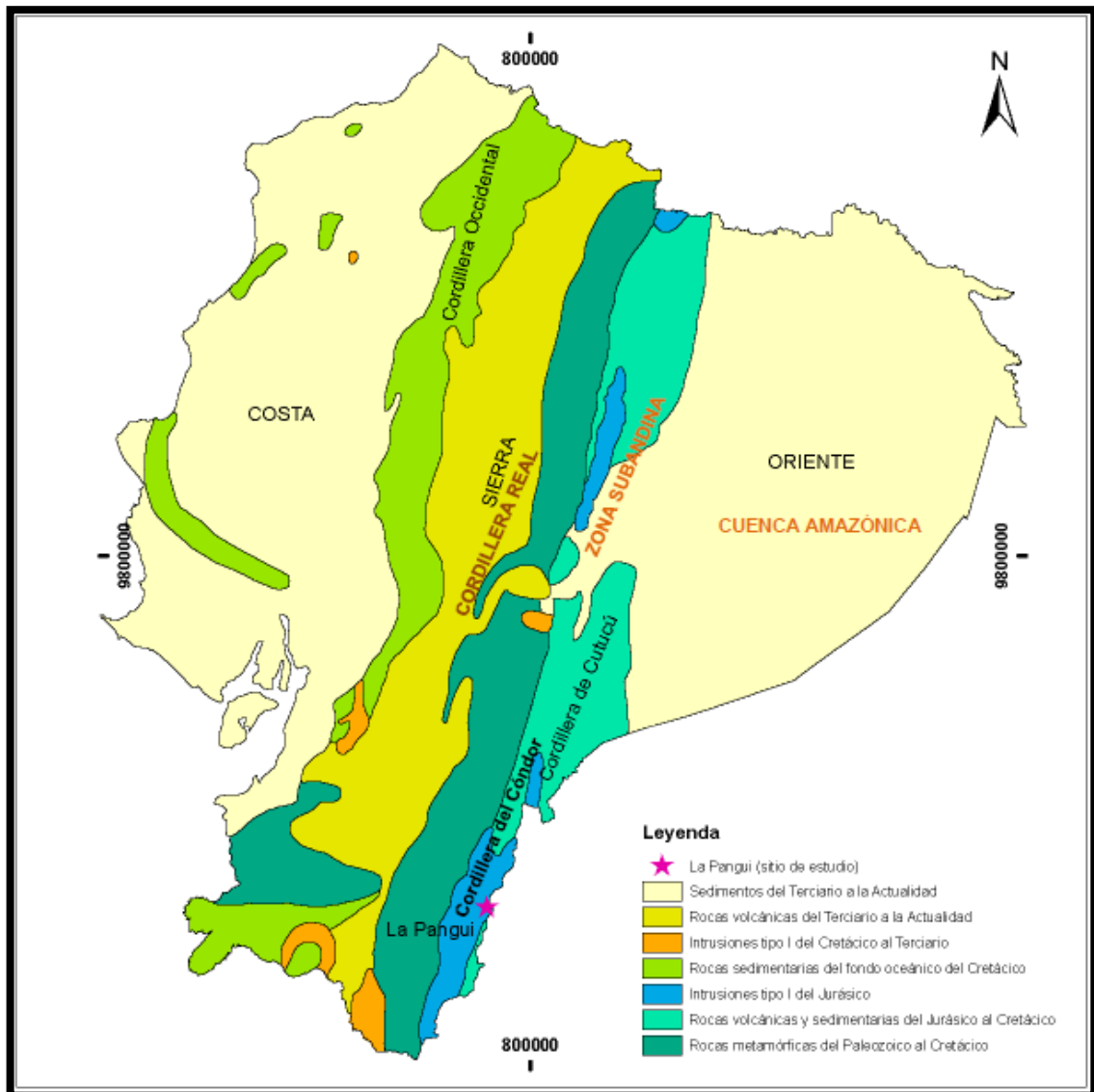


Ilustración 3. Mapa Geológico Regional

Fuete: Dorato Resources Inc., 2008

Elaboración: (Piedra, 2014)

Como se puede mostrar en la *Ilustración 3*, La zona minera La Panguí-Chinapintza se encuentra asentada sobre la Cordillera del Cóndor, limita al Oeste con la Cordillera de los Andes y al Este con el Cratón Amazónico de edad Pre-Cámbrica. Según Chávez (2008),

esta comunidad “forma parte de un significativo cinturón trans-arco plegado de empuje de edad Jurásico-Cretácico”.

Esta zona minera se encuentra constituida por formaciones volcánicas y volcano-sedimentarias como: El batolito Zamora, La Unidad Piuntza, La Unidad Misahuallí; formaciones sedimentarias de edad cretácica como: Formación Hollín, Formación Napo y finalmente la Unidad Chinapintza.

3.1.1. El batolito Zamora.

El batolito de Zamora (Jurásico 195-140 Ma) es un Intrusivo tipo I. Dividido de N-S por las fallas La Canela y Nangaritzza, posee una composición calco-alkalina de edad Jurásica. Comprende localmente granodioritas hornbléndicas-biotíticas y dioritas hornblendíticas. El cuarzo muestra un alineamiento direccional. Las zonas de brechas pueden contener también clastos angulosos de pórfido de cuarzo, andesita y andesita basáltica. La fase más desarrollada de este batolito presenta stocks de monzogranitos y cuarzomonzonitas con biotita (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 & Soto, 2010).

3.1.2. La Unidad Piuntza.

La Unidad Piuntza (Triásico-Jurásico 220 Ma) está compuesta por rocas volcano-sedimentarias (calizas, lutitas calcáreas) de buzamiento leve dentro de los granitoides de Zamora. Sobreyace discordantemente la Unidad Isimanchi. Contiene fósiles de bivalvos en una secuencia de limolitas calcáreas skarnificadas cerca de las poblaciones de Piuntza y Nambija, en el río Timbara señalan una edad del Triásico medio a tardío (Litherland, 1994).

3.1.3. La Unidad Misahuallí.

Muy relacionado con el batolito de Zamora pues se le atribuyen las intrusiones dentro del mismo, está formado por rocas volcánicas, volcanoclásticas e intrusivas cuya composición va de basalto alcalino a dacitas, con una edad de 169-164 Ma que afloran como colgantes supracorteza con una orientación N-S dentro del intrusivo (Drobe, 2013).

3.1.4. Unidad Chinapintza.

La Unidad Chinapintza (Cretácico Medio-Superior 106 – 96 Ma), es el huésped principal del sistema de vetas al Norte de la Falla La Panguí y comprende varios tipos de facies composicionales diferentes. Son pórfidos y micropórfidos de cuarzo \pm plagioclasa que varían composicionalmente de dacita a riolita, caracterizados por tener un rumbo variable entre W-NW y N.NW con espesor entre 0,5 a 10 metros. La mayoría están completamente alterados a sericita-ilita y cuarzo con cantidades menores o vestigios de clorita, biotita, horblenda, moscovita, carbonato y accesorios (esfena, apatito y opacos). Los diques ocupan en parte las mismas estructuras que las vetas y fallas mineralizadas, y presentan una diseminación de sulfuros (PRODEMINCA, 2000).

3.1.5. Formación Napo.

La Formación Napo de edad cretácica inferior, se presenta como un paquete de pizarras bituminosas con lentes e intercalaciones de sub-grauvacas y limolitas de grano fino que ocurren localmente dentro o en la base de la secuencia volcánica y se superponen directamente al basamento de granitoides (PRODEMINCA, 2000).

3.1.6. Formación Hollín.

Se deposita durante el cretácico inferior, se encuentra constituida por areniscas cuarcíferas blancas de grano medio a grueso, intercaladas con lutitas arenosas. Esta formación generalmente sobreyace a la Formación Napo. “En el flanco Este de la Sierra Cutucú descansa en discordancia angular sobre la Formación Chapiza, en el Oeste de la misma Sierra yace sobre la Formación Santiago” (Watson & Sinclair, 1927).

3.2. Geología estructural.

Esta zona presenta dos estructuras regionales con una orientación N-S (*Tabla 1*), la falla Nangaritzza (Oeste) y la falla La Pangui-Reina del Cisne (Este). También es importante resaltar la presencia del batolito Zamora.

Tabla 1. Breve descripción de las Estructuras Geológicas

Estructura	Descripción
La Falla Nangaritzza	Separa un bloque hundido, al Oeste, conformado por las unidades más jóvenes del sistema (Jurásico a Cretácico) de un ligero levantamiento en el sector Sur, donde aflora la Formación Santiago, en el sector de Shaime. En tanto que al Norte, en Surmi, aflora la Formación Hollín y en la parte alta de la Cordillera de Tzunantza, Mina Real-Nambija, las formaciones Napo y remanentes de la Tena.
La Falla La Pangui Reina del Cisne	Es una falla de sobrecorrimiento, generada por la acción del empuje del Cratón sobre la Placa Continental, debido a este empuje se produce el levantamiento de la Cordillera del Cóndor y un vuelco estratigráfico. Así, en la parte alta de la cordillera y adosadas a la falla afloran las formaciones más antiguas (Pumbuiza y Macuma).

Fuente: (Chávez, 2008)

Elaboración: Autor

3.3. Mineralización.

El sector minero Chinapintza se puede definir como un depósito epitermal, y debido a los fluidos que interactuaron en esta zona los cuales tienen un pH cercano a neutro se relaciona al sector con depósitos epitermales de baja a intermedia sulfuración; este sector minero se encuentra dentro de un complejo volcánico calco-alcalino de edad Cretácico Inferior (PRODEMINCA, 2000).

La mineralización, es vetiforme polimetálica aurífera, presentada en rellenos de cavidades abiertas bandeadas, coloformes, drusas y localmente se presentan cementaciones de brechas (PRODEMINCA, 2000). La fase metálica preciosa incluye oro en forma nativa, pero mayormente como electrum (Au y Ag). Entre los minerales asociados se encuentra: pirita, esfalerita, galena, arsenopirita, pirrotita, calcopirita, bornita, tenantita-tetahedrita, piromorfita, anglesita, covelina, calcosina y malaquita (Chinapintza Gold Project, 2013). Otro mineral de

interés en esta zona es la plata nativa en forma de redes filamentosas delicadas y plata aurífera con 59% de plata (PRODEMINCA, 2000).

Las vetas son típicamente complejas (poliaxiales) y comprenden sulfuros masivos gruesos, interbandeados y entrecrecidos con una ganga dominada por carbonatos (Ca, Fe, Mn) y cantidades variables de cuarzo, minerales de arcilla, también se ha encontrado sericita (procedente del feldespato) y pirofilita (Piedra, 2014).

3.4. Geología local.

El sector de La Pangui pertenece a un complejo intrusivo volcánico, donde el rasgo principal viene a ser el pórfido de Chinapintza de edad Cretácea, el cual intruye a rocas del Batolito de Zamora y la Unidad Misahuallí (Piedra, 2014). El depósito de Chinapintza comprende un stockwork cuyas vetillas miden 0.5 m de potencia de cuarzo oxidadas, las cuales pueden llegar a contener 50 g/t de oro, siendo las reservas probables del orden de 12 toneladas de oro (Paladines & Soto, 2010). Las vetas están relacionadas directamente con intrusiones más tardías del pórfido riolítico y se desarrollan mejor se desarrollan mejor en los pórfidos dacíticos subvolcánicos (Córdova, 2015).

La litología comprende rocas intrusivas félsicas a intermedias, como granodioritas, rocas volcánicas como andesitas, riodacitas, riolitas, presentes como pórfidos y en diques de una composición semejante. También en la litología del lugar se presentan rocas volcánicas subaéreas (brechas y tobas de composición riolítica) y finalmente sobreyacen sedimentos jóvenes que cubren la serie de rocas antes mencionadas (Piedra, 2014).

La Pangui, estructuralmente hablando es una extensión de La Herradura – Chinapintza (Norte), ya que las fallas y vetas siguen el mismo sentido, la vetas sufren un estrangulamiento hacia el Sur, causado por la falla La Pangui (PRODEMINCA, 2000).

El principal control de la distribución de minerales, en el distrito de Chinapintza es la presencia de canales estructurales adecuados y una fuente infrayacente de calor ocasionado por intrusiones riolíticas de alto nivel (PRODEMINCA, 2000). La mineralización está conformada por vetas, stockworks, diseminada y como cementante de brechas, Las vetas comprenden sulfuros masivos principalmente pirita y esfalerita, con cantidades menores de galena y calcopirita, en una ganga conformada por cuarzo y sericita mineral de arcilla (Piedra, 2014). El oro, presente como inclusiones dentro de la esfalerita, es por lo general electrum.

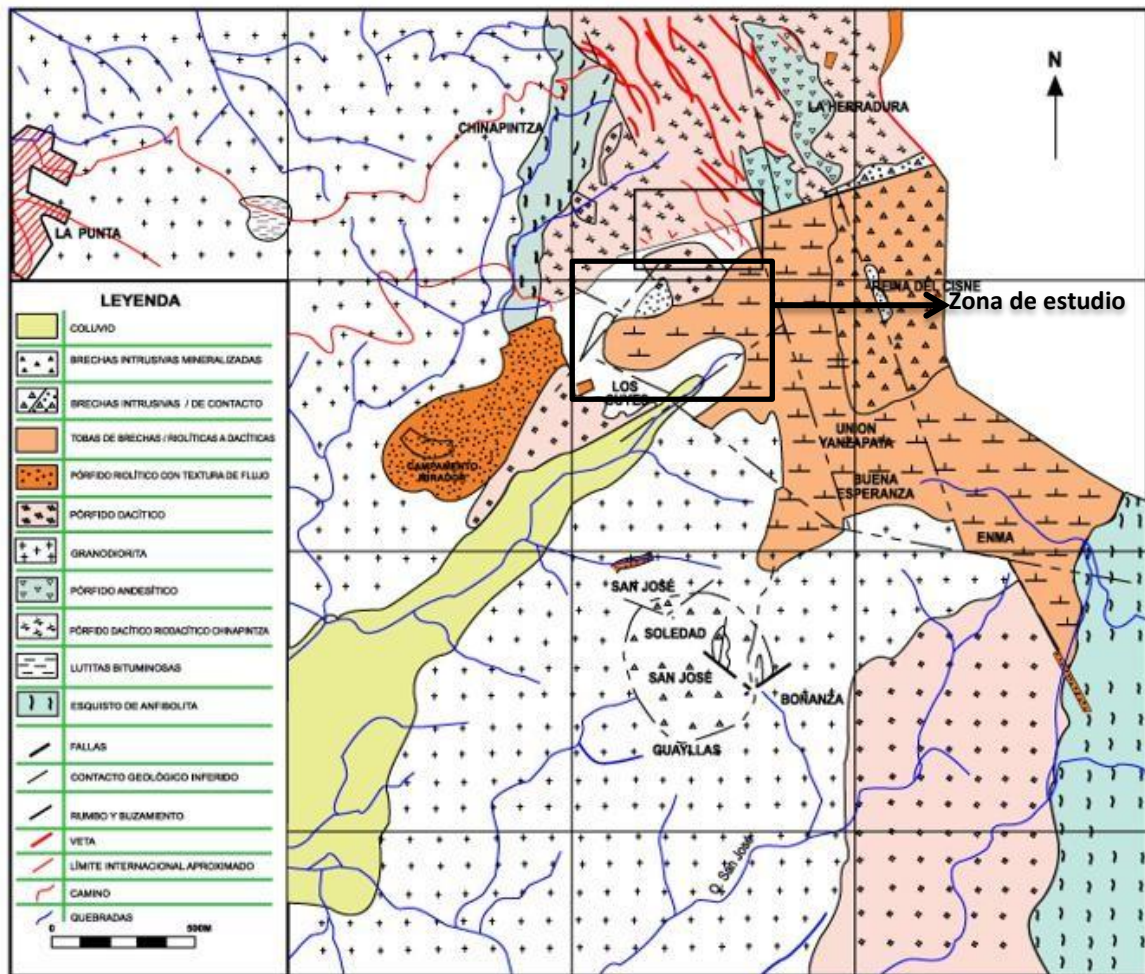


Ilustración 4. Mapa Geológico del campo minero Chinapintza, basado en los mapas de Córdor Mine S.A.

Fuente: (PRODEMINCA, 2000).

Elaboración: (PRODEMINCA, 2000).

Debido al desarrollo de cuarzo y sericita, el depósito mineral del sector La Pangui representa una alteración fílica-argílica, mientras que las rocas que se encuentran presentes en el halo de mineralización o aureola de mineralización muestran una alteración propilítica; tanto los diques como brechas al margen de las vetas muestran silificación (Cuenca, 2016).

CAPÍTULO IV

MARCO TEÓRICO

4.1. Proceso de metalurgia extractiva de la planta “SJ”.

El proceso metalúrgico de la planta “SJ”, comienza con el traslado del material desde el sector “La pangui” a “Portovelo”, debido a que según la ley minera, el minero artesanal no tiene permiso para procesar, solo para extraer lo que los obliga a acumular material para procesarlo en plantas metalúrgicas en Portovelo.

Este proceso consta de diferentes fases, la fase de liberación del mineral de interés al triturar la roca, mediante un molino chileno donde sus chaquetas retienen una parte del material o concentrado, este concentrado es extraído de la artesa al terminar la jornada de molienda, dicho material se procede a amalgamar agregándole azogue (mercurio), coca-cola y panela. Después de 8 horas es extraído el material en tinas y se separa la arena de la amalgama con ayuda de un balde y un platón, dejando a un lado las arenas o relaves para después unirlos con el material de las bayetas, usando una tela para filtrar la amalgama se obtiene el dore (Au y Ag). Este dore es llevado a su respectiva liquidación a altas temperaturas.

La fase siguiente es el proceso gravimétrico, donde la pulpa saliente del molino chileno es retenida en las bayetas o canales inclinados con alfombras que retienen el oro fino, las mismas que son lavadas en taques de cemento cada media hora. Al culminar el proceso de molienda este material y las arenas sobrantes de la amalgamación son llevados en saquillos a un tanque de cianuración de 2.5 m³, y el material que no es retenido por las bayetas pasa a depositarse en relaveras de cemento, las cuales se acumulan durante todo el proceso para que, mediante una bomba de pulpa, sea transportado este relave a tanques de cianuración de 20 m³.

En la fase de cianuración, el material depositado en los tanques de agitación de capacidades de 2.5 m³ y 20 m³ de sólidos, pasa a ser procesado agregándole agua hasta poder trabajar en una densidad aproximada de 1350 kg/m³ a 1500 kg/m³. Posteriormente se le agrega cal la suficiente cantidad para trabajar en un pH de 10 y finalmente se adiciona cianuro de sodio lo que le incrementa a un pH de 11, procediendo a su respectiva agitación por 5 horas, recalcando que los tanques deben estar en contacto con el oxígeno para colaborar a su lixiviación. La agitación disuelve el oro y procede a atraparlo en el cianuro, después de este tiempo, se mide la concentración al inicio y al final del proceso, la cual debe estar entre 1.8 a 2.0 kg/m³ al iniciar y al terminar debe estar aproximadamente 1 kg/m³, si al inicio tiene la concentración indicada, se disminuye sus rev/min de 560 a 460 al cambiar de patea, sino se agrega más cianuro para mejorar su concentración.

Durante la fase de carbón activado, el mecanismo de absorción es enteramente físico, ligado a las propiedades superficiales del carbón, su porosidad y su estructura molecular no tiene lugar a intercambio iónico, sino toda la molécula compleja de cianuro de oro es atraída y retenida en los poros superficiales e interiores del carbón activado (Vargas, 2010). La pulpa contenida en los tanques de agitación, debe tener una concentración adecuada para introducir el carbón en dichos tanques, donde los poros del carbón recogen el oro del cianuro durante 11 horas, con una agitación suave a 460 rev/min, para evitar destruir al carbón activado, después mediante una criba se separa el carbón de la pulpa, dejando arenas al final de este proceso.

En la fase final de desorción por electrowinning, se coloca los quintales de carbón en taques de capacidad de 800 kg, donde dependiendo la ley de oro, se le agrega alcohol y cianuro. Para que el alcohol suelte el oro del carbón y lo pueda atrapar el cianuro. El cianuro debe estar en una temperatura aproximada de 55 °C para tener una solución rica, seguido esta solución rica pasa por un circuito cerrado, donde el material se electro-deposita en cátodos, los cuales son lavados y llevados a fundición, pero antes se los seca en cocinas de gas industrial y posteriormente depositados en un crisol en hornos a altas temperaturas con los fundentes apropiados obteniendo las barras de oro y plata como producto final de este proceso.

4.2. Definición de pulpa.

“Una pulpa mineral se define como la mezcla de sólido y líquido, en donde la parte solida está compuesta por el mineral, en partículas finas disgregadas y la parte líquida a cualquier sustancia acuosa” (Ilustración 5). Esta mezcla posee características como gravedad específica, peso y volumen que son representados por porcentajes de peso o volumen de las partes que la constituyen (Hernández, 2014).

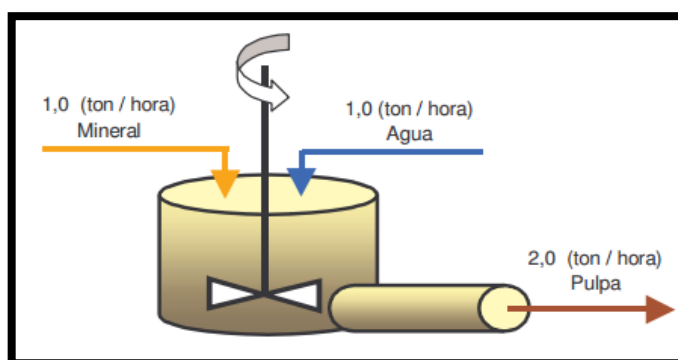


Ilustración 5. Descripción Grafica de Pulpa.

Fuente: (Bernal, 2012)

Elaboración: (Bernal, 2012)

4.3. Densidad de pulpa.

Se define como la razón entre el peso o flujo másico de una pulpa y su peso o flujo volumétrico. La densidad de la pulpa es un factor de vital importancia en todo circuito metalúrgico, una vez establecido la dilución óptima que se debe mantener en todas las partes del circuito se puede calcular el tonelaje, carga circulante (Hernández, 2014). Este parámetro suele ser controlado frecuentemente en una planta debido a la facilidad de determinarlo con la Balanza Marcy.

$$D = \frac{\text{Peso o Flujo Másico de Pulpa } \left(\frac{\text{ton}}{\text{hora}}\right)}{\text{Peso o Flujo Volumétrico de Pulpa } \left(\frac{\text{m}^3}{\text{hora}}\right)} \quad \left(\frac{\text{ton}}{\text{m}^3}\right)$$

La balanza Marcy está constituida principalmente por una escala graduada provista de un recipiente metálico capaz de contener un volumen fijo de 1000 cm³. La balanza debe permanecer colgada con la finalidad de que quede suspendida libremente en el espacio (Hernández, 2014). Es uno de los instrumentos más utilizados para el control de las pulpas, debido a la fácil manipulación, y no requiere altos costos de mantenimiento.

4.4. Dilución.

Se lo define como la razón existente entre el peso o flujo másico del agua y el peso o flujo másico del mineral.

$$DI = \frac{\text{Peso o Flujo Másico del H}_2\text{O } \left(\frac{\text{ton}}{\text{hora}}\right)}{\text{Peso o Flujo Másico del mineral } \left(\frac{\text{ton}}{\text{hora}}\right)}$$

4.5. Peso específico

Es la razón entre el peso de la pulpa y el de su volumen comparado a uno igual de agua destilada a condiciones especiales o a temperatura de 4°C, lo que equivale a la densidad relativa, siendo un valor adimensional.

4.6. Porcentaje de sólidos.

Corresponde al porcentaje que tienen el volumen o flujo volumetrico del solido, respecto al flujo volumetrico de la pulpa por 100 (Bernal, 2012).

$$\% \text{ *Solidos* } = \frac{100 * (\delta_{pulp\grave{a}} - 1)}{\delta_{pulp\grave{a}} * (1 - \frac{1}{\gamma_{\text{mineral}}})}$$

4.7. Caudal.

Caudal se define como la cantidad de fluido que circula a traves de una seccion del ducto como, por ejemplo: una tubera, canera oleoducto, ro, etc.; por una unidad de tiempo. Normalmente se puede comprender como el flujo volumetrico o volumen que pasa por un area dada en la unidad de tiempo (Andres, 2016)

4.8. Balance metalurgico.

Es un parte fundamental en el proceso de una planta, sea esta grande, pequena, automatizada o rustica, al final de la operacion (diaria, semanal, mensual), requiere llevar un control especifico de los resultados obtenidos. Un balance metalurgico tiene como objetivo principal evaluar la eficiencia de proceso en planta, mediante calculos como: determinacion de tonelaje del material molido, contenido metalico del mineral de interes, la distribucion porcentual, entre otros.

CAPÍTULO V

PROCESOS METODOLÓGICOS EN CAMPO Y LABORATORIO

Procesos metodológicos.

Este capítulo comprende el trabajo realizado y a realizar durante todo este proceso de evaluación de la planta “SJ”, lo cual está comprendido por diferentes etapas, empezando con la parte teórica que es la recopilación bibliográfica; seguido por la parte experimental como es la concentración gravimétrica, proceso de cianuración, absorción de carbón activado, desorción de electrowinning, ensayos experimentales de laboratorio lo que da paso a la realización del balance metalúrgico, balance energético o de combustible y el balance hídrico.

5.1. Recopilación y verificación bibliográfica.

La primera parte de este trabajo de investigación consistió en recolectar todo tipo información bibliográfica, relacionada con el tema de estudio, lo que conllevó a la recolección de información de libros, trabajos investigativos previos, informes, y artículos científicos, con el objetivo principal de clasificar y seleccionar información pertinente sobre la zona de estudio, reforzando los conocimientos para la ejecución y cumplimiento con los objetivos planteados en este trabajo.

Durante el desarrollo de esta investigación, se evidencia bibliografía perteneciente a diferentes autores, siendo un aporte fundamental para el desarrollo del mismo, entre ellos se encuentran al PhD. Agustín Paladines y al Msc. John Soto con su libro “*Geología y Yacimientos Minerales del Ecuador*” publicado por UTPL en el año 2010, así mismo al libro “*Evaluación de Distritos Mineros del Ecuador. Vol. 5. Depósitos Porfídicos y Epimesotermales Relacionados con Intrusiones de la Cordillera El Cóndor*”, publicado por Prodeminca en el año 2000 y a todos los trabajos de fin de titulación cuyos datos e información se citan en esta investigación.

5.2. Concentración gravimétrica.

Este proceso es utilizado en la planta “SJ”, por ser uno de los métodos de recuperación mineral más económicos y generar el mínimo impacto al medio ambiente. Este proceso genera tres productos que son: el concentrado, el producto medio y las colas o relaves. Para proceder a evaluar la eficiencia de este proceso se procede a una planificación de muestreo en puntos específicos en tiempos determinados.

5.2.1. Muestreo del material.

El muestreo se realizó de acuerdo a cada segmento de operación y/o punto designado para la toma de material para posterior análisis de laboratorio y balances metalúrgicos, el proceso de muestreo empleado se describe a continuación (*Ilustración 6*):

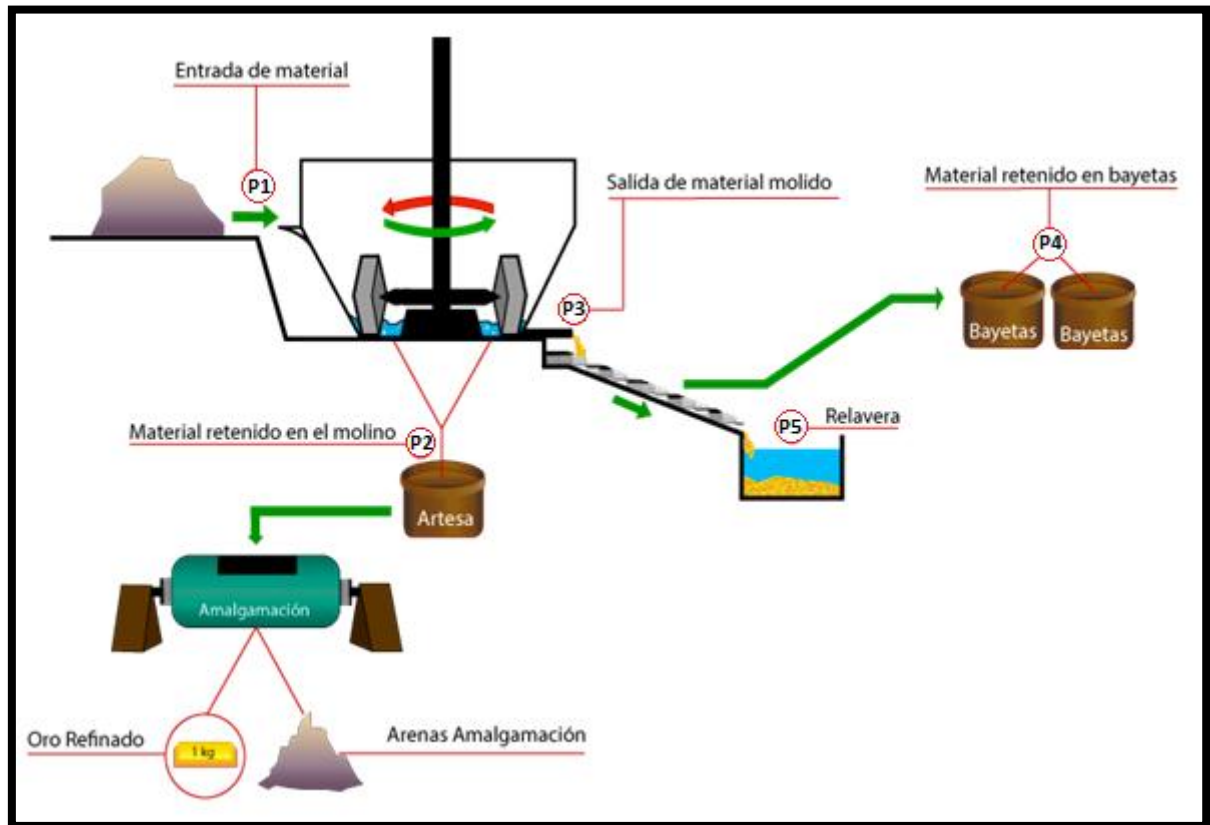


Ilustración 6. Flujo del proceso de muestreo.

Fuente: Michael Armijos, 2017.

Elaboración: Michael Armijos, 2017.

5.2.1.1. Muestreo de material de cabeza.

El material que sale de mina es acumulado y transportado a la planta, para el proceso de molienda, este material es denominado cabeza (P1). Se toma una muestra representativa cada hora durante todo el proceso de molienda (*Ilustración 7*), con el objetivo de tener una muestra homogenizada de este punto de partida, para sus posteriores análisis de laboratorio.



Ilustración 7. Muestreo de Cabeza.

Fuente: Michael Armijos, 2017.

Elaboración: Michael Armijos, 2017.

5.2.1.2. Muestreo de pulpa.

La pulpa saliente del molino (**P3**), se muestrea cada hora introduciendo el recipiente de la báscula Marcy en la salida del molino, posteriormente se pesa la densidad de pulpa usando la báscula Marcy (*Ilustración 8*). La muestra recolectada y pesada se deposita en un balde, donde se acumula durante todo el proceso de molienda, lo que brindará la información necesaria para calcular el peso específico y el porcentaje de sólidos, que se obtiene en la planta durante el proceso. Además, en este punto se calcula el caudal con el que sale la pulpa, usando el volumen de una cubeta y el tiempo de llenado determinando el caudal y posteriormente el tonelaje con el que trabaja el molino. Este muestreo permite realizar ensayos de laboratorio como: análisis granulométrico y análisis de malla valorada.



Ilustración 8. Lectura de la densidad de la pulpa.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

5.2.1.3. Muestreo de bayetas o canalones.

Las bayetas o canalones inclinados, pasan a ser otro punto de muestreo (**P4**), donde las alfombras o cobijas extendidas, por acción de la gravedad se retienen parte de los minerales de interés como el oro fino. Se procede a realizar el lavado de estas alfombras cada media hora en el tanque de cemento durante todo el proceso, después se espera a que se sedimente y se procede a muestrear introduciendo un tubo de pvc en partes diferentes del tanque hasta obtener una muestra representativa (*Ilustración 9*), para sus posteriores análisis de laboratorio.



Ilustración 9. A y B: Lavado de alfombras en el tanque; C: Muestreo del material de Bayetas.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

5.2.1.4. Muestreo de relavera.

El muestreo de la relavera (**P5**), se realiza en el momento que concluye el proceso de molienda (*Ilustración 10*), estos relaves o colas son transportados por bombas de pulpa a tanques de cianuración, antes de ser transportados con ayuda de un tubo muestreador, se lo introduce en distintos puntos para obtener una muestra homogénea.



Ilustración 10. Proceso de muestreo en Relavera.

Fuente: Michael Armijos, 2017.

Elaboración: Michael Armijos, 2017

5.2.1.5. Muestreo en artesa o concentrado.

Finalmente, el muestreo del concentrado retenido dentro del molino en la artesa (P2), para esto se saca y lavan los bloques o quesos de hierro, las ruedas y todo lo interno del molino, con la finalidad de sacar el concentrado acumulado en toda la jornada de molienda. Este mineral es depositado en una tina (Ilustración 11), del cual se realiza el respectivo muestreo con ayuda del tubo muestreador.



Ilustración 11. Muestreo de la Artesa.

Fuente: Michael Armijos, 2017.

Elaboración: Michael Armijos, 2017

5.3. Proceso de cianuración.

Fase donde el relave de los tanques es depositado en los tanques de cianuración de capacidad de 20 m^3 de sólidos, y el material de las bayetas y arenas de la amalgamación son depositados en un tanque de capacidad de 2.5 m^3 de sólidos. Se procede a procesar agregándole agua hasta poder trabajar en una densidad aproximada de 1350 a 1500 kg/m^3 , posteriormente se le agrega cal la suficiente cantidad para trabajar en un pH de 10 y finalmente se adiciona cianuro de sodio, lo que le incrementa a un pH de 11. Se procede a su respectiva agitación por 5 horas, recalcando que los tanques deben estar en contacto con el oxígeno para ayudar a su lixiviación. La agitación disuelve el oro y procede atraparlo en el cianuro, después de este tiempo, se mide la concentración al inicio y al final del proceso, la cual debe estar entre 1.8 a 2.0 kg/m^3 al iniciar y al terminar debe estar aproximadamente 1 kg/m^3 o inferior, si tiene la concentración indicada, se disminuye sus rev/min cambiando de patea a una de menor diámetro, sino se agrega más cianuro para mejorar su concentración.

5.4. Absorción por carbón activado.

La recuperación por carbón activado, empieza a partir de que la concentración de oro en el cianuro llegue a su máximo, colocando 500 kg de carbón en tanques de 20 m³ y 250 kg en tanques 2.5 m³, donde los poros del carbón recogen el oro del cianuro durante 11 horas, con agitación suave a 460 rev/min, para evitar destruir al carbón activado, después mediante una criba se separa el carbón de la pulpa, dejando arenas al final de este proceso.

5.4.1. Muestreo en proceso de cianuración y absorción.

El muestreo en este proceso se realizó en tres partes importantes, se tomó la muestra de concentrado pasada las 5 horas de cianuración después de medir la concentración de oro en la solución rica, la siguiente muestra se recoge de la solución pobre o colas pasadas las 12 horas de agitar la pulpa y el carbón activado, finalmente, se muestrea las arenas residuales después de separar el carbón de la pulpa mediante la criba (*ilustración 12*), todo este proceso de muestreo se detalla a continuación:

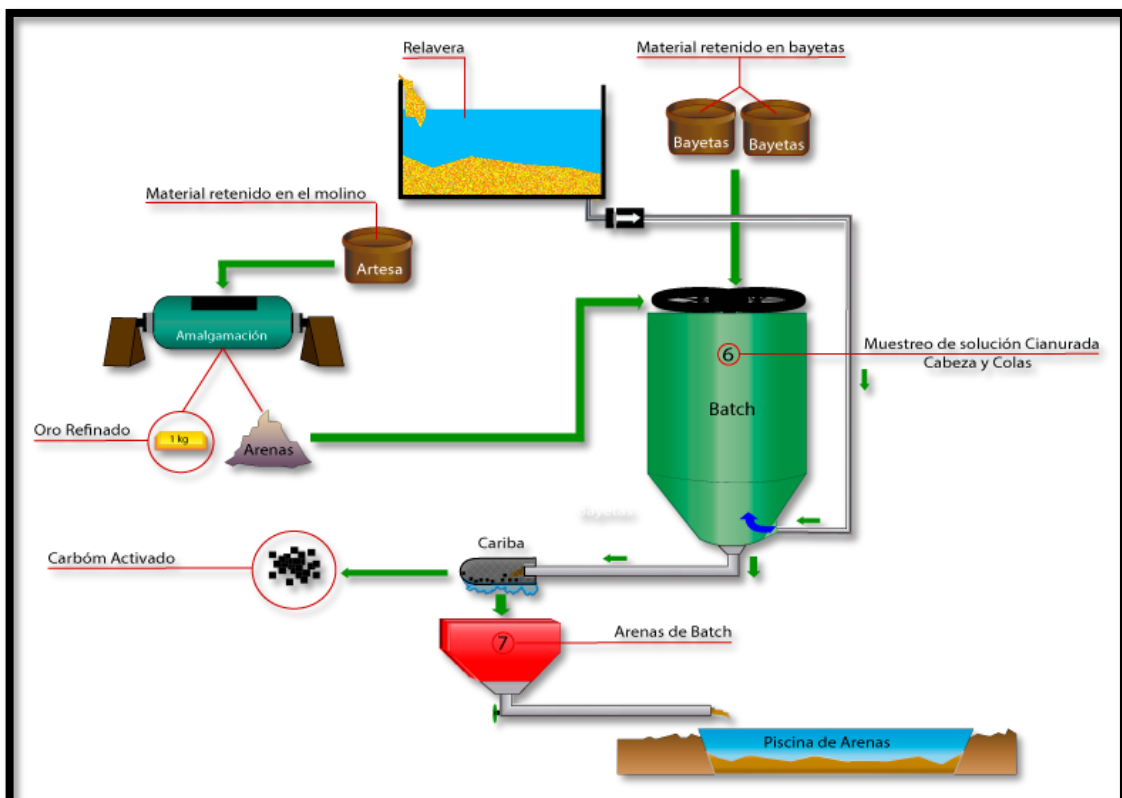


Ilustración 12. Cianuración proceso y puntos de muestreo.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

5.5. Desorción por electrowinning.

En este circuito, se coloca los quintales de carbón acumulados en taques de capacidad de 800 kg, donde dependiendo la ley de oro, se le agrega alcohol y cianuro. Para que el alcohol libere el oro del carbón y lo pueda atrapar el cianuro. La solución debe estar en una temperatura aproximada de 55 °C para tener una solución rica, luego esta solución pasa por un circuito cerrado, donde el material se electro-deposita en cátodos, los cuales son lavados y el material recolectado es llevado a fundición (*Ilustración 13*); pero antes se los seca en cocinas de gas industrial y posteriormente depositados en un crisol en hornos a altas temperaturas con los fundentes apropiados obteniendo las barras de oro y plata como producto final de este proceso.



Ilustración 13. Electrowinning y cátodos.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

5.6. Ensayos experimentales de laboratorio.

Estos ensayos experimentales, se realizaron en el laboratorio de minería y metalurgia de la Universidad Técnica Particular de Loja, el cual dispone de todos los equipos y materiales necesarios para la respectiva preparación de muestras, caracterización de las mismas, análisis químico de las muestras preparadas y balances metalúrgicos, energéticos e hídricos.

5.6.1. Preparación de muestras.

Las muestras recogidas en los puntos de muestreo, son preparadas por un proceso (*Ilustración 14*) para su respectivo análisis.

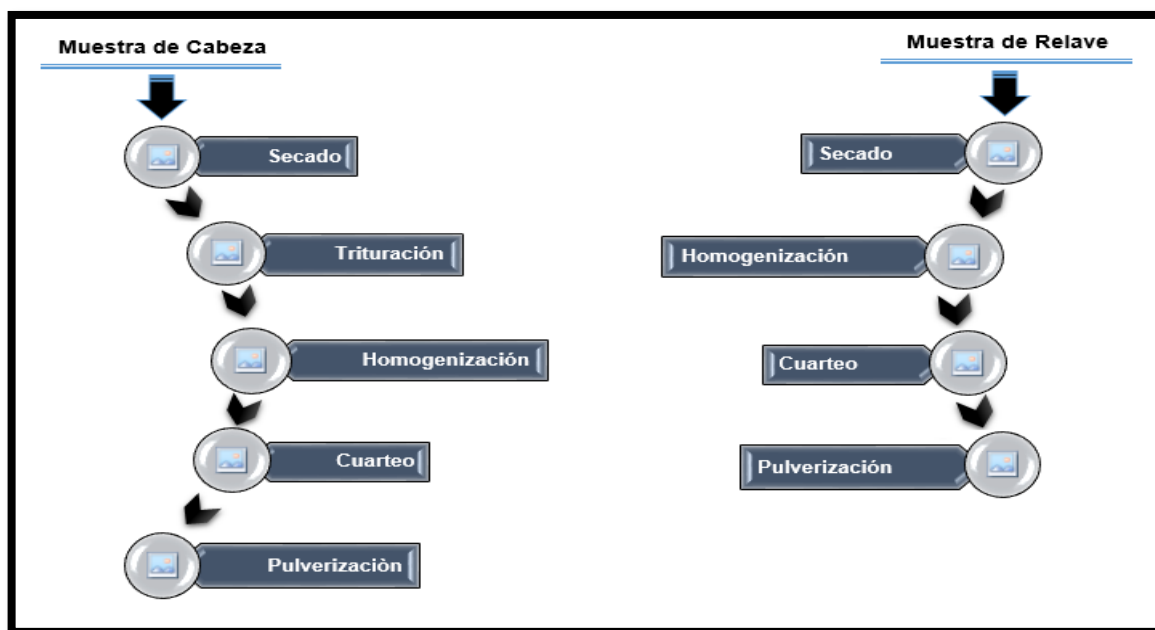


Ilustración 14. Proceso para la preparación de muestras.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Autor.

5.6.1.1. Secado.

Una vez trasladadas las muestras al laboratorio, son puestas en bandejas con su respectivo etiquetado (*Ilustración 15*), las cuales son ingresadas a la estufa a una temperatura cercana a los 104 °C durante 24 horas.



Ilustración 15. Secado de muestras.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

5.6.1.2. Trituración.

Se realiza con la finalidad de reducir el tamaño de partículas para que pasen en un 100% la malla #10; además de liberar los minerales de la roca, se tritura ingresando cuidadosamente el material por la parte superior de la trituradora de mandíbulas para evitar la sobrecarga de la máquina (*Ilustración 16*).



Ilustración 16. Trituración de la muestra de cabeza.
Fuente: Michael Armijos, 2017
Elaboración: Michael Armijos, 2017

5.6.1.3. Homogenización.

Para su homogenización se realiza el roleo tomando los extremos de una manta, halándolos hasta su punto medio mientras rueda el material (*Ilustración 17*), se aplica el roleo durante un tiempo determinado (2 a 5 min) con la finalidad de que le mineral no se concentre en solo punto de la muestra, sino que sea homogéneo.



Ilustración 17. Homogenización de muestras.
Fuente: Michael Armijos, 2017
Elaboración: Michael Armijos, 2017

5.6.1.4. Cuarteo.

Se coloca el material en el cuarteador (*Ilustración 18*), el cual lo divide en la mitad, se usa una mitad para ingresarlo de nuevo al cuarteador y la otra mitad es separada o desalojada, esto se repite de manera consecutiva hasta que se reduzca y poder obtener una muestra representativa de un total.



Ilustración 18. Cuarteo de muestras.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

5.6.1.5. Pulverización.

Se usa una pulverizadora de anillos, se le agrega de 90 gr a 110 gr de muestra cuarteada en los espacios entre los anillos y se la enciende durante 3 a 5 minutos (*Ilustración 19*), obteniendo una muestra lista para su respectivo análisis.



Ilustración 19. Proceso a seguir para la pulverización de las muestras.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

5.6.2. Caracterización del material de estudio.

5.6.2.1. *Peso específico.*

Para la determinación del peso específico de la muestra se utiliza la balanza electrónica y el picnómetro de 10 ml. Se empleó el método del picnómetro, el cual mediante la utilización de la muestra de cabeza (**P1**), y con ayuda de la balanza se toma datos de los pesos (*Ilustración 20*). Primeramente, se pesa el picnómetro vacío (p_1), a este se agrega una pequeña porción de muestra entre 1 a 2 gr en el picnómetro (10 ml) y se pesa (p_2), seguidamente se afora con agua y pesa nuevamente (p_4), después se lava el picnómetro y se procede a llenar de agua para finalmente pesar (p_3), obteniendo los datos suficientes para proceder a calcular el peso específico mediante la fórmula:

De donde:

$$\gamma = \frac{(P2 - P1)}{(P3 - P1) - (P4 - P2)} \quad \left(\frac{kgF}{m^3}\right)$$

P1: es el peso del picnómetro vacío
P2: es el peso del picnómetro + muestra
P4: es el peso del picnómetro + muestra + H2O
P3: es el peso del picnómetro + H2O



Ilustración 20. Determinación de peso específico por picnómetro.

Fuente: Michael Armijos, 2017

laboración: Michael Armijos, 2017

5.6.2.2. *Análisis granulométrico.*

Este ensayo tiene como objetivo principal determinar el **D80** y **D50** del material perteneciente al sector La Pangui – Chinapintza, lo cual permite llegar a conocer la distribución del tamaño de las partículas del material. En el ensayo de granulometría se utiliza: Tamices estandarizados RESTCH, vibrotamiz - RESTCH AS 200, balanza electrónica, desobturador de ultra sonido, entre otros. A continuación, se detalla el procedimiento:

Material de Cabeza (P1)

- Para empezar el análisis granulométrico seco del **P1**, una vez seca la muestra se la pesa tal y como llegó del campo, pesando 4764 gr, luego se procede a tamizar en dos fases: Primeramente, con los tamices # $\frac{3}{4}$, # $\frac{1}{2}$, # $\frac{3}{8}$, # 4 y un fondo para el material pasante, se colocó los tamices en el vibrotamiz durante 5 minutos, repitiendo esto 4 veces más con la finalidad de terminar de pasar toda la muestra inicial, el material acumulado por cada tamiz se lo deposita en fuentes diferentes, para que ya enserada la balanza poder pesar cada fuente con su número de tamiz y posteriormente guardarla en su funda respectiva; el material pasante acumulado en el fondo lo pesamos para realizar otra granulometría seca con otra serie de tamices.
- La segunda fase, consiste con los tamices #10, #20, #40, #50, #100, #200 y #-200 (pasante), se aplica el mismo procedimiento anterior, una vez separada toda la muestra en diferentes tamices y en sus fundas respectivas se tiene todo listo para empezar con análisis de malla valorada.



Ilustración 21. Análisis Granulométrico de cabeza.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Para lo demás puntos (P2, P3, P4, P5)

- Para los demás puntos de muestreo se usó otras series de tamices, debido que el material es más fino, los tamices usados son: (#10, #18) estos dos son opcionales, #35, #60, #120, #200, #230, #325, #400 y #-400 (deslame). Esta granulometría se basa en dos fases, granulometría en húmedo y granulometría en seco. Para la primera se toma un peso de 250 gr de muestra para tamizarla en la serie de tamices mencionada anteriormente, colocados en el vibrotamiz durante un tipo de 10 minutos, además de ingresar un caudal pequeño por la parte superior para no

saturar los tamices; el material retenido en los diferentes tamices se lo coloca en una fuente y se pone a secar en la estufa a 104 °C durante 24 horas.

- La segunda fase, se realiza la granulometría seca, pesando primeramente los tamices vacíos y secos, para agregar el material retenido en el tamizado anterior; después de estar por 10 minutos en el vibrotamiz, se pesa el tamiz más material y dicho material se guarda en su funda respectiva para su análisis de malla valorada. Finalmente se resta el peso del tamiz, obteniendo la información necesaria para ingresar al software MOLYCOP TOOLS 3.0, el cual gráfica y determina el **D80** y **D50** con la curva granulométrica.



Ilustración 22. Análisis granulométrico vía húmeda y seca.

Fuente: Michael Armijos, 2017

laboración: Michael Armijos, 2017

5.6.2.3. Análisis de malla valorada.

El análisis de malla valorada, tiene con objetivo primordial conocer la distribución de oro y plata en las distintas mallas granulométricas. Los tamices usados en este análisis son, para el **P1**: # $\frac{3}{4}$, # $\frac{1}{2}$, # $\frac{3}{8}$, # 4, #10, #20, #40, #50, #100, #200 y fondo; para los puntos **P2**, **P3**, **P4**: (#10, #18) estos dos son opcionales, #35, #60, #120, #200, #230, #325, #400 y fondo; y para el **P5** (relave) y arenas de batchs solo se usó los tamices #120, #200, #400 y fondo. Durante el proceso se utilizó diferentes equipos y materiales como: vibrotamiz, limpiador ultrasónico, balanza electrónica, estufa, pírex de vidrio, baldes, cal, vasos de precipitación, piseta, entre otros.



Ilustración 23. Tamices utilizados para el análisis de malla valorada.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

PROCEDIMIENTO:

- Para la fidelidad del análisis, se limpió tamiz por tamiz mediante el uso del limpiador ultrasónico por un tiempo de 3 min, evitando que haya muestra que altere el resultado.
- Seguidamente se ordenó los tamices de acuerdo a lo mencionado anteriormente dependiendo de la muestra a analizar. Estos son ubicados en el vibrotamiz con su fondo respectivo.
- Se pesa 250 gr de muestra y se lo introduce en el tamiz principal, para seguidamente colocar la tapa asegurándose de que esta quede bien apretada y así dar paso al pequeño caudal de agua (evitar la saturación de tamices) y el encendido del vibrotamiz por tiempo de 10 min.
- Pasado los 10 minutos se retira los tamices del vibrotamiz, con ayuda de la piseta limpiamos cada tamiz dentro de un pírex, y para poder secar el material se lo cola en baso de precipitación con su respectivo etiquetado según el número de malla.
- Finalmente, el material -400 que se encuentra en el balde, se le agrega cal para ayudarlo en su sedimentación, ya sedimentado se saca el agua con una manguera y se coloca el material en un pírex y junto con los vasos de precipitación se pone a secar en la estufa a 104 °C por 24 horas.

5.6.2.4. Análisis mineralógico.

El propósito de este ensayo es identificar los constituyentes minerales de la muestra representativa para todo el lote; para el análisis se utiliza un microscopio OLYMPUS BH2-UMA. Lo que procede posteriormente es a realizar el análisis cualitativo, el mismo que

consiste en la relación de los minerales identificados en la muestra con su respectiva fórmula química, y luego el análisis semicuantitativo, el cual consta del porcentaje de dichos minerales contenidos en la muestra para posteriores interpretaciones.

5.6.3. Análisis químico.

Para la determinación de los diferentes elementos que contiene el material se utiliza el método de Fluorescencia de Rayos X. En cuanto concierne a la determinación de cantidades de metales específicos como oro y/o plata se utiliza el ensayo analítico Fire Assay, usando reactivos fundentes se somete a la muestra a temperaturas elevadas.

5.6.3.1. Fluorescencia de Rayos X.

El equipo utilizado para el análisis de fluorescencia de rayos x es: BRUKER S1, con el Método Mining Light Elements. Luego de homogenizar y pulverizar la muestra del material de cabeza, se procede a secar y limpiar los recipientes que se van a utilizar, en los mismos se coloca de 2 a 3 gramos de muestra en cada uno y finalmente ingresamos cada recipiente al equipo BRUKER S1 y esperamos que realice la lectura de la muestra.



Ilustración 24. Lectura de muestra.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

5.6.3.2. Fusión.

Consiste en separar los metales preciosos de otros componentes de la mena por medio de un metal colector, que en esta ocasión es el plomo, se somete la muestra a 1000°C de temperatura. Para iniciar se pesa en un crisol, 95 gr de flux básico y 30 gr de muestra ya homogenizada y pulverizada, agregamos 5 gr de Nitrato de Potasio y dos cucharadas de bórax, con ayuda de una espátula lo mezclamos todo lo agregado en el crisol; seguidamente se los coloca en una mufla a 1000 °C por una hora aproximadamente, luego de este tiempo,

se retiran los crisoles y la mezcla fundida se coloca en las lingoteras con su respectivo etiquetado, luego se separa el régulo de plomo de la escoria con un martillo, culminando este proceso se golpea el régulo de plomo hasta darle una forma cúbica, para su mejor manipulación a altas temperaturas.



Ilustración 25. Proceso de fundición de muestras pulverizadas.
Fuente: Michael Armijos, 2017
Elaboración: Michael Armijos, 2017

5.6.3.3. *Copelación.*

Mediante este proceso, con el uso de copelas absorben parte del plomo permitiendo la separación de los metales preciosos (Au, Ag, etc.) a una temperatura de 900°C. Primeramente, se coloca las copelas en la mufla a la temperatura anteriormente mencionada esto hará que mejore la copelación, una que las copelas estén acopladas a esta temperatura se coloca los régulos de plomo con ayuda de unas pinzas; con una adecuada oxigenación la copelación dura un tiempo de 40 a 50 minutos dependiendo del tamaño del regulo de plomo. Finalmente se obtendrá de este proceso el dore (Au y Ag), el cual se lamina para aumentar su superficie y así facilitar su pesado y digestión.



Ilustración 26. Proceso de copelación de los régulos de plomo.
Fuente: Michael Armijos, 2017
Elaboración: Michael Armijos, 2017

5.6.3.4. Digestión y cuantificación del oro.

El propósito de la digestión es separar la plata del oro, durante este procedimiento se utiliza:

- Plancha térmica marca IKAMAG-RET-GS
- Crisoles de porcelana
- Campana de extracción

El procedimiento inicia pesando el dore en una microbalanza, luego se procede al ataque químico con ácido nítrico (HNO_3) del mismo en crisoles de porcelana, posteriormente se coloca estos crisoles sobre la plancha térmica a la temperatura de 100°C (aprox.)

Las razones que se usan para el ácido nítrico en el ataque químico son: 1:7, 1:3, y 1:1; las cuales representan una parte de ácido y siete, tres y una de agua destilada dentro de la concentración. El tiempo de permanencia de las muestras sobre la plancha térmica oscila entre 10 y 15 minutos con cada una de las concentraciones. Luego se realiza un lavado con agua destilada procurando no perder el oro y se seca a temperatura ambiente para finalmente pesar lo obtenido.

5.7. Balance Metalúrgico.

En este proceso investigativo se toma en cuenta los resultados obtenidos que inician desde el campo y terminan en los ensayos experimentales de laboratorio, estos resultados obtenidos del: tonelaje de material, ley mineral, contenido metálico, porcentaje de contenido metálico forma lo que es el balance metalúrgico, obteniendo finalmente la eficiencia del proceso de recuperación mineral en la planta "SJ".

5.8. Balance energético o de combustible.

El gasto energético es una parte fundamental en el procesamiento de mineral o metalurgia, en este proceso se presentan varios factores que generan un aumento energético, por lo consiguiente aumenta el costo de producción y disminuye las utilidades. El objetivo de este balance energético es determinar el costo en dólares de la planta "SJ" en el proceso, mediante el uso de una pinza amperamétrica se toma datos como: voltaje e intensidad (*Ilustración 27*), el producto de estos dos nos da la potencia de la maquinaria en (W), dividiendo para mil se transformaría en (kW), que al multiplicar por las horas de trabajo en todo el proceso tendríamos la energía consumida (kWh) y sabiendo el costo del kWh, se lo multiplica por la energía consumida obteniendo el gasto energético por maquinaria y para

concluir este balance se determina el gasto energético total de toda la jornada de procesamiento, sería la sumatoria de todos los gastos energéticos de las maquinarias utilizadas.

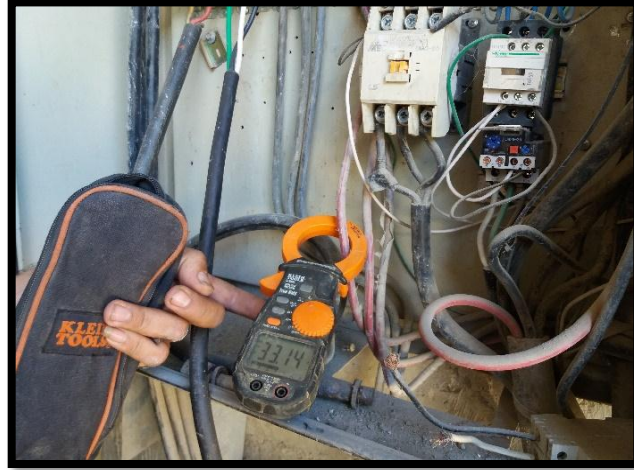


Ilustración 27. Medición de amperaje.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

5.9. Balance Hídrico.

A partir de este balance hídrico realizado en la planta “SJ”, nos permite evaluar cuantitativamente el consumo de agua durante todo el proceso metalúrgico, usando los valores como: el promedio de caudales determinados en campo (*Ilustración 28*), las horas operativas diarias de la planta, porcentaje de sólidos y porcentaje de agua.



Ilustración 28. Toma de datos de caudal.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Las formulas a utilizar en este proceso son:

- Caudal promedio diario por horas de operación (**CPHo**): $CPHo = CP * Ho$

Dónde:

CP: Caudal Promedio.

Ho: Horas de operación.

- Porcentaje promedio de agua (**%PA**): $\%PA = 100 - \%PS$

Dónde:

%PS: Porcentaje de sólidos.

- Consumo de agua diario (**CAD**): $CAD = \frac{CPHo * \%PA}{100}$

Para determinar el consumo hídrico total de la planta "SJ", se suma el consumo de agua diario de los días que conlleve este proceso metalúrgico.

CAPÍTULO VI

RESULTADOS Y ANÁLISIS

6.1. Peso Específico.

En la *Tabla 2* nos muestra los datos obtenidos, mediante la aplicación de método del picnómetro, se realizó tres ensayos diferentes para determinación de peso específico, obteniendo un promedio de los valores obtenidos.

Tabla 2. Ensayos del Peso Específico (γ).

	γ (gr/cm ³)
Ensayo 1	3.53
Ensayo 2	3.62
Ensayo 3	3.42
Promedio	3.52

Fuente: Michael Armijos, 2017.

Elaboración: Michael Armijos, 2017

El peso específico del mineral del sector La Pangui – Chinapintza, tiene un valor aproximado de 3.52 gr/cm³.

6.2. Fluorescencia de Rayos X.

Técnica que permite determinar el porcentaje de concentración de elementos químicos en una muestra específica. Mediante el uso del equipo BRUKER S1 programado con el método Mining Light Elements, se analizó el material de cabeza (**P1**), donde se obtuvo los siguientes porcentajes:

Tabla 3. Composición química de material de cabeza.

Elementos	% Porcentaje
SiO ₂	38.60
Fe ₂ O ₃	17.10
ZnO	9.81
Al ₂ O ₃	8.32
K ₂ O	2.19
PbO	1.78
MnO	1.58
CaO	0.93

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

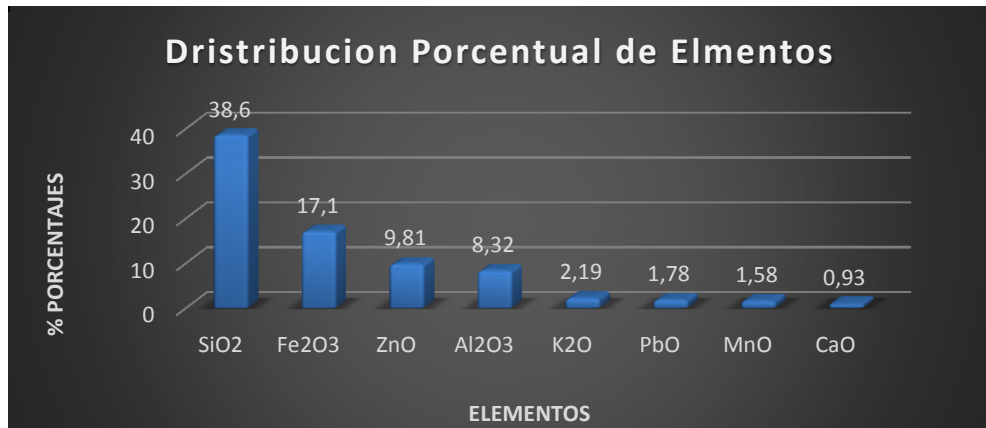


Ilustración 29. Distribución de elementos en porcentajes de la muestra de cabeza.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

6.3. Análisis mineralógico.

6.3.1. Análisis Macroscópico.

Análisis cuantitativo (*Tabla 4*), donde se usó elementos de observación con una amplificación no más de diez veces su tamaño (10x), para determinar la composición mineralogía de la muestra de cabeza, de acuerdo a su fractura, habito, brillo, color, color de raya, entre otros (*Ilustración 30*); obteniendo los siguiente:

Tabla 4. Análisis mineralógico cuantitativo.

Porcentajes	Minerales
40 – 60	Cuarzo y plagioclasas alcalinas.
25 – 40	Esfalerita y pirita.
<5	Galena, calcita, sulfuro de cobre, fosfato.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

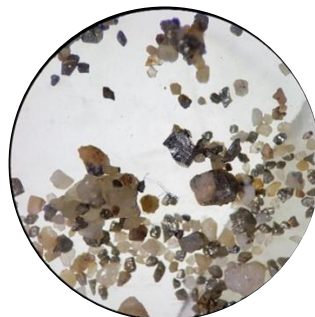


Ilustración 30. Visualización de minerales.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

6.3.2. Análisis de Difracción de Rayos X.

Análisis que permite cualificar (software EVA Difrac Plus) y cuantificar (Software TOPAS) fases cristalinas de todo tipo de material, método que se usó para identificar los componentes mineralógicos de la muestra de ingreso o de cabeza (**P1**).

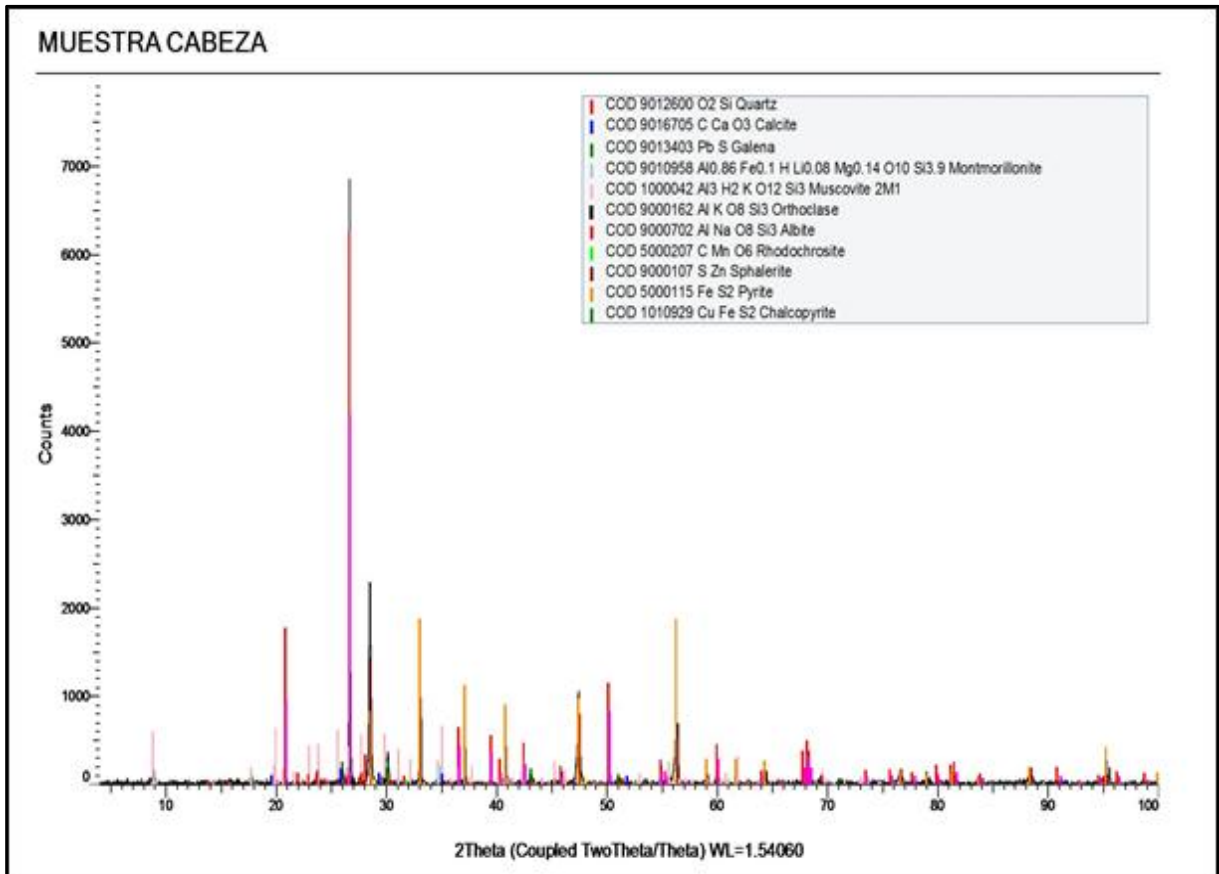


Ilustración 31. Difractograma del material de cabeza del sector La Panguí.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Software TOPAS

Mediante el análisis cualitativo usando el software EVA Difrac Plus (*Ilustración 31*) y análisis cuantitativo usando el software TOPAS, se identifica que la muestra de cabeza contiene los siguientes minerales: cuarzo 50.10%; pirita 21.18%; albita 8.02%; esfalerita 7.90%; montmorillonite 7.45%; moscovita 1.77%; galena 1.52%; calcita 0.70%; calcopirita 0.59%; ortoclasea 0.48% y rodocrosita 0.29%.

6.4. Tonelaje métrico solido día (TMSD).

Tabla 5. Tonelaje métrico solido día.

Días	Tonelada	Horas de Operación	Ton/hora	% ton/h	TMSD
1	3.98	3.00	1.13	4.84	34.13
2	18.28	12.15	1.50	22.20	
3	30.61	21.00	1.46	37.19	
4	29.44	21.05	1.40	35.77	
Σ Total	82.31	57.20		100.00	

Promedio Ton/hora	1.42
--------------------------	------

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

El tonelaje métrico solido día, es un balance de masa que permite conocer la capacidad de tonelaje día de la planta “SJ”, es decir, cuántas toneladas procesa el molino chileno en 24 horas. La cantidad de TMSD que presenta la *tabla 5*, se obtiene al multiplicar el promedio de Ton/hora por 24 horas que tiene el día, obteniendo un valor de 34.13 TMSD. Según la ley minera se encuentra fuera de rango para ser minería artesanal, pero esto se debe a que según la ley minera el minero artesanal tiene permitido la extracción de mineral mas no el procesamiento, por eso los mineros artesanales han optado por acumular suficiente material para que pague su trasladarlo de La Pangui a plantas de beneficio de Portovelo (261 km), por eso su elevado valor de TMSD. El tonelaje total que se proceso es de 82.31 Ton de material, durante los 4 días de procesamiento en molino chileno.

6.5. Masa procesada.

Tabla 6. Cantidad de masa en los puntos muestreados.

Puntos	Volumen (m ³)	Densidad (Ton/m ³)	Masa (Ton)
Ingreso (P1)			82.31
Artesa (P2)	0.20	1.07	0.21
Salida del Tubo (P3)			82.10
Bayetas (P4)	0.54	1.07	0.58
Relave (P5)			81.52

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

El cálculo de la masa del **P2**, se empieza con la determinación del volumen de la batea que contiene el material de la artesa, el cual se multiplica con la densidad promedio de la pulpa, obteniendo la masa de este punto de 0.21 Ton (*Tabla 6*).

La masa de las bayetas se calculó de la misma manera, el volumen de los tanques por la densidad promedio de la pulpa, determinando la masa del **P4**, que es de 0.58 Ton (*Tabla 6*).

Para la masa de la salida del tubo (**P3**), se realiza la diferencia entre el tonelaje total procesado o material de ingreso calculado anteriormente y la masa de la artesa, obteniendo una masa del **P3** de 82.10 Ton (*Tabla 6*).

Finalmente, la masa del relave se la obtuvo restando la masa de salida del tubo menos la masa de las bayetas, dándonos como resultado una masa de 81.52 Ton en el **P5** (*Tabla 6*).

6.6. Análisis granulométrico.

6.6.1. Material de Ingreso (P1 - Cabeza).

Mediante análisis de la curva granulométrica del material de la artesa (P2), se determinó un $D_{80} = 17,593 \mu\text{m}$ y un $D_{50} = 6,568 \mu\text{m}$.

Tabla 7. Tabla de granulometría del Punto 1

Ingreso de Material		
Tamiz #	Abertura	% Pasante
$\frac{3}{4}$	19000	83.42
$\frac{1}{2}$	12000	64.96
$\frac{3}{8}$	9500	58.20
N° 4	4750	43.76
N° 10	2000	32.47
N° 20	850	21.18
N° 40	425	13.80
N° 50	300	9.18
N° 100	150	5.07
N° 200	75	0.84
Pasa 200		0.00

D_{80}	17,593 μm
D_{50}	6,568 μm

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

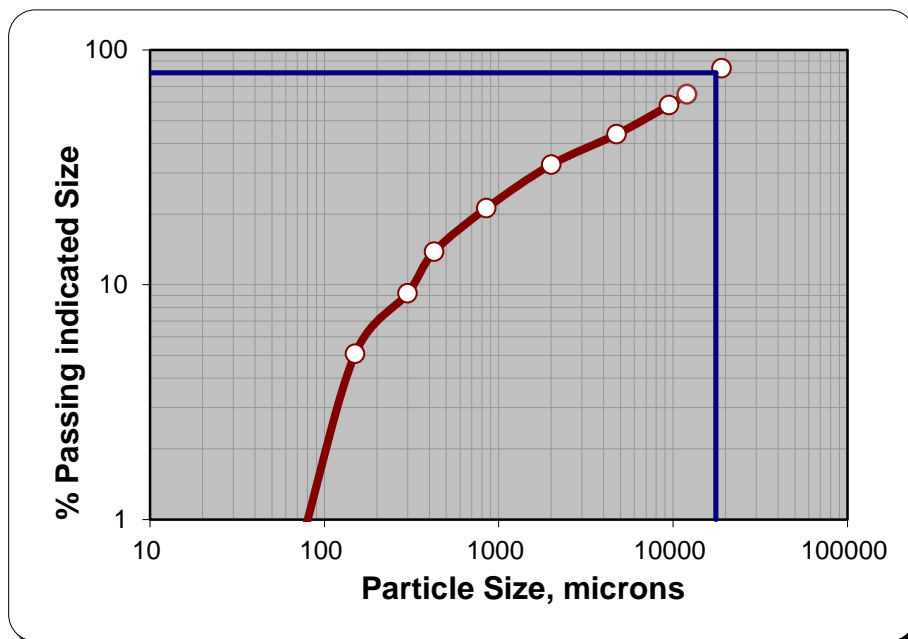


Ilustración 32. Gráfica del D_{80} - Punto 1.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

6.6.2. Artesa (P2).

Mediante análisis de la curva granulométrica del material de la artesa (**P2**), se determinó un D_{80} = 1,471 μm y un D_{50} = 386 μm .

Tabla 8. Tabla de granulometría del Punto 2.

Artesa		
Tamiz #	Abertura (mm)	% Pasante
N° 5	4000	86.97
N° 10	2000	84.51
N° 18	1000	74.67
N° 35	500	60.39
N° 60	250	36.36
N° 120	125	13.39
N° 200	75	4.95
N° 325	45	0.69
N° 400	38	0.09
Pasa 400		0.00

D_{80}	1,471 μm
D_{50}	386 μm

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

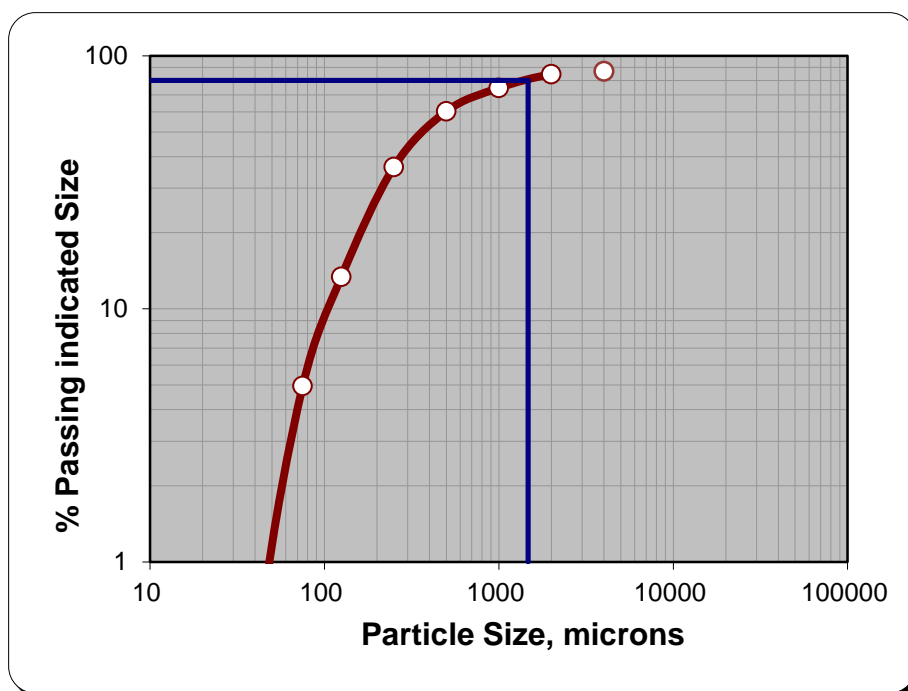


Ilustración 33. Gráfica del D_{80} - Punto 2.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

6.6.3. Salida del tubo de molino (P3).

Mediante análisis de la curva granulométrica del material de la salida del tubo (**P3**), se determinó un D_{80} = 171 μm y un D_{50} = 102 μm .

Tabla 9. Tabla de granulometría del Punto 3.

Salida del Tubo		
Tamiz #	Abertura (mm)	% Pasante
N° 35	500	99.97
N° 60	250	99.54
N° 120	125	66.83
N° 200	75	32.41
N° 230	63	17.44
N° 325	45	3.44
N° 400	38	0.30
Pasa 400		0.00

D_{80}	171 μm
D_{50}	102 μm

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

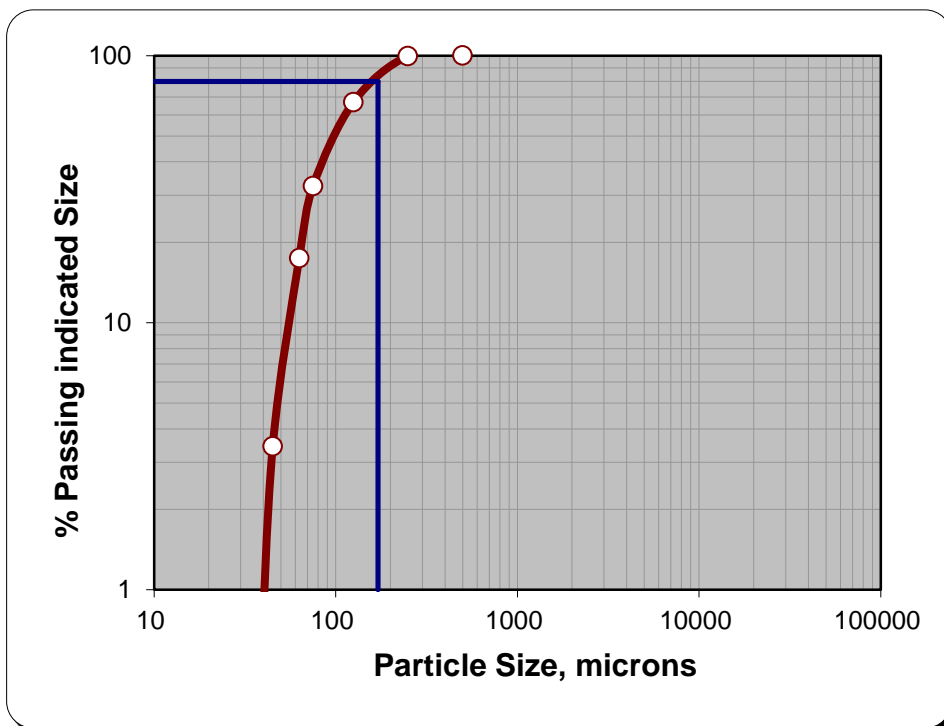


Ilustración 34. Gráfica del D_{80} - Punto 3.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

6.6.4. Bayetas (P4).

Mediante análisis de la curva granulométrica del material de la salida del tubo (P4), se determinó un D_{80} = 192 μm y un D_{50} = 180 μm .

Tabla 10. Tabla de granulometría del Punto 4.

Bayetas		
Tamiz #	Abertura (mm)	% Pasante
N° 35	500	98.86
N° 60	250	97.45
N° 120	125	58.24
N° 200	75	21.81
N° 230	63	12.12
N° 325	45	0.40
N° 400	38	0.31
Pasa 400		0.00

D_{80}	192 μm
D_{50}	180 μm

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

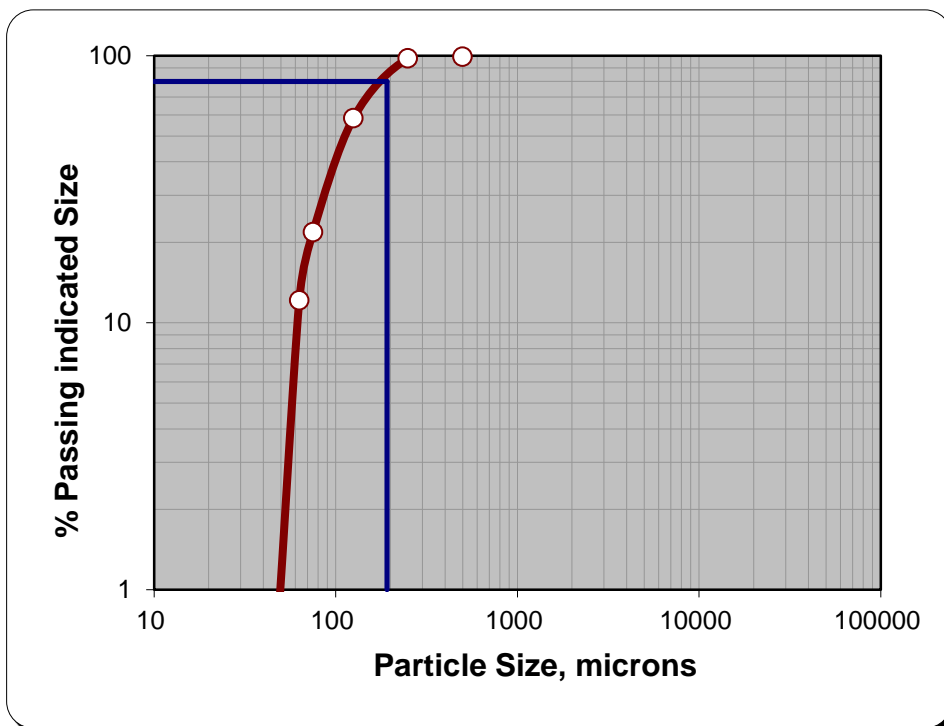


Ilustración 35. Gráfica del D_{80} - Punto 4.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

6.6.5. Relavera (P5).

Mediante análisis de la curva granulométrica del material de la salida del tubo (P5), se determinó un $D_{80}= 197 \mu\text{m}$ y un $D_{50}= 121 \mu\text{m}$.

Tabla 11. Tabla de granulometría del Punto 5.

Relave		
Tamiz #	Abertura (mm)	% Pasante
N° 35	500	99.99
N° 60	250	99.26
N° 120	125	53.23
N° 200	75	18.93
N° 230	63	9.60
N° 325	45	1.70
N° 400	38	0.22
Pasa 400		0.00

D_{80}	197 μm
D_{50}	121 μm

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

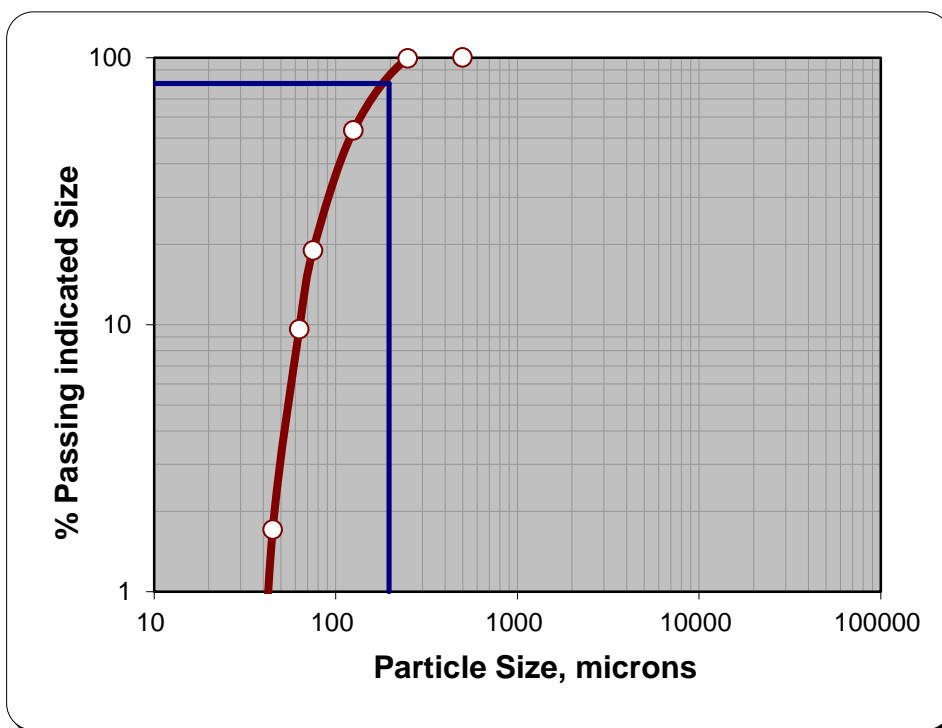


Ilustración 36. Gráfica del D₈₀ - Punto 5.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

6.7. Análisis de malla valorada.

6.7.1. Material de Ingreso (P1 - Cabeza).

Tabla 12. Malla valorada Punto 1.

Muestra Tamiz #	% Oro en Malla	% Plata en Malla
$\frac{3}{4}$	19.52	20.08
$\frac{1}{2}$	16.60	21.67
$\frac{3}{8}$	3.88	5.20
Nº 4	12.13	16.27
Nº 10	10.19	4.61
Nº 20	13.79	13.36
Nº 40	5.98	7.08
Nº 50	3.31	2.89
Nº 100	12.58	3.58
Nº 200	2.02	4.53
Pasa 200	0.25	0.73

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

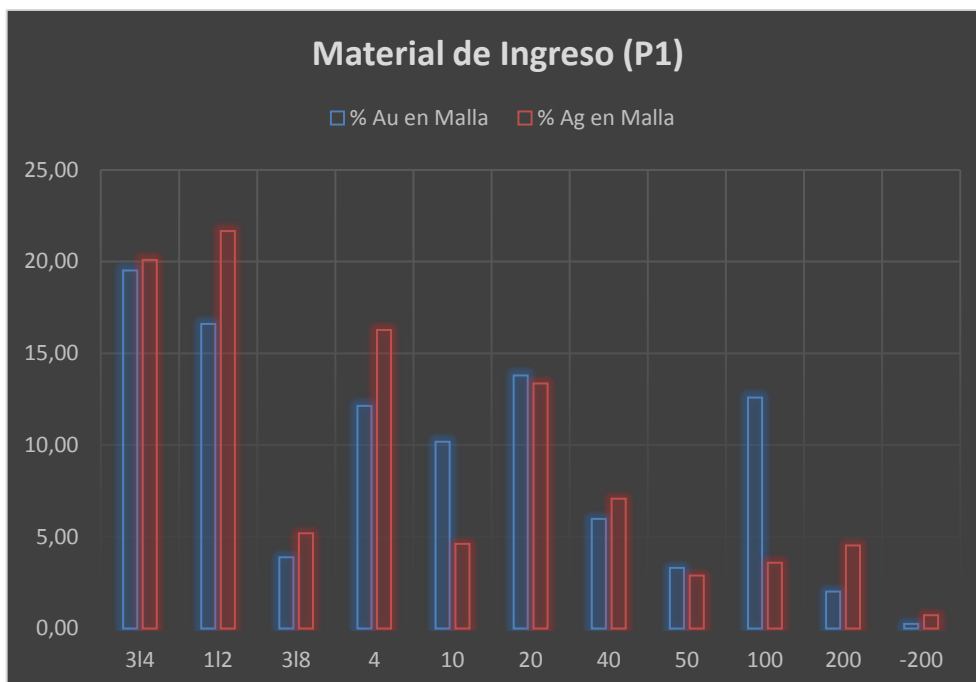


Ilustración 37. Distribución del porcentaje de Oro y Plata en la malla valora de la Punto 1.
Fuente: Michael Armijos, 2017
Elaboración: Michael Armijos, 2017

Con respecto al análisis de malla valora realizado del material de ingreso o cabeza (*Tabla 12 e Ilustración 37*), el mayor porcentaje de oro se encontró en la malla # $3/4$, con un 4.13%. El mayor porcentaje de plata, a diferencia del oro se encuentra en una malla inferior la # $1/2$, con un 23.62%.

Tabla 13. Leyes de oro y plata del punto 1.

	Cabeza (g/ton)	Malla Valorada (g/ton)
Ley de Oro	23.57	21.18
Ley de Plata	113.10	109.02

Fuente: Michael Armijos, 2017
Elaboración: Michael Armijos, 2017

Para la verificación de los resultados obtenidos, se realizó una comparación entre las leyes de cabeza 23.57 g/ton de oro y 113.10 g/ton de plata, con las mallas valoradas de 21.18 g/ton de oro y 109.02 g/ton de plata (*Tabla 13*); lo que muestra que los datos del análisis tienen similitud y tendencia.

6.7.2. Artesa (P2).

Tabla 14. Malla valorada Punto 2.

Muestra Tamiz #	% Oro en Malla	% Plata en Malla
N° 5	0.64	0.87
N° 10	0.05	0.09
N° 18	0.61	1.19
N° 35	14.49	20.56
N° 60	47.26	42.24
N° 120	27.53	24.66
N° 200	5.73	5.69
N° 325	3.32	4.07
N° 400	0.35	0.54
Pasa 400	0.02	0.10

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

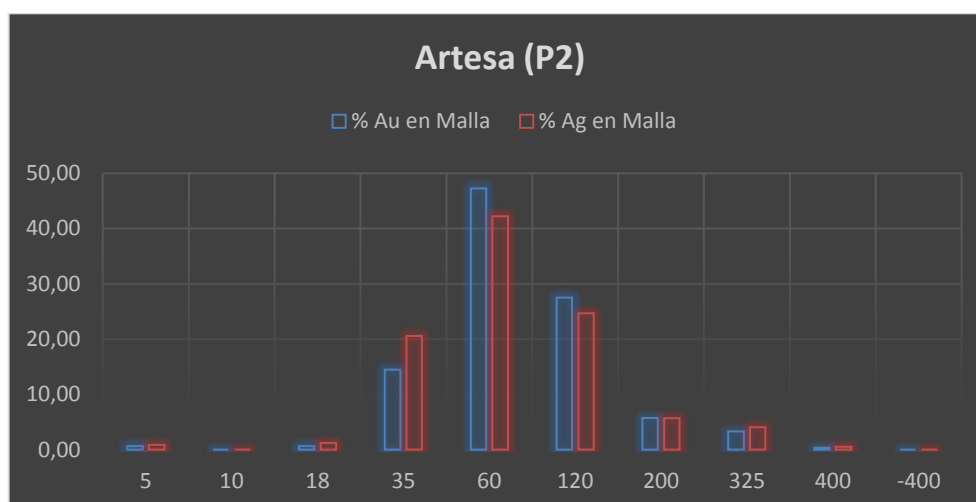


Ilustración 38. Distribución del porcentaje de Oro y Plata en la malla valorada de la Punto 2.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Respecto al análisis de malla valorada ejecutado del material de la artesa del molino (*Tabla 14* e *Ilustración 38*), el porcentaje mayor de oro se encontró en la malla # 60, con un 47.26%. El mayor porcentaje de plata al igual que el oro se encuentra en la malla # 60 con un 42.24%.

Tabla 15. Leyes de oro y plata del Punto 2.

	Cabeza (g/ton)	Malla Valorada (g/ton)
Ley de Oro	1,282.92	1,269.67
Ley de Plata	606.66	592.55

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Para la verificación de los resultados obtenidos, se realizó una comparación entre las leyes de cabeza 1,282.92 g/ton de oro y 606.66 g/ton de plata, con las mallas valoradas de 1,269.67 g/ton de oro y 592.55 g/ton de plata (*Tabla 15*); lo que muestra que los datos del análisis tienen similitud y tendencia.

6.7.3. Salida de molino (P3).

Tabla 16. Malla valorada Punto 3.

Muestra Tamiz #	% Oro en Malla	% Plata en Malla
N° 35/60	0.00	0.00
N° 120	28.01	22.39
N° 200	37.21	37.31
N° 230	23.86	25.25
N° 325	8.31	9.09
N° 400	2.47	5.24
Pasa 400	0.15	0.72

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

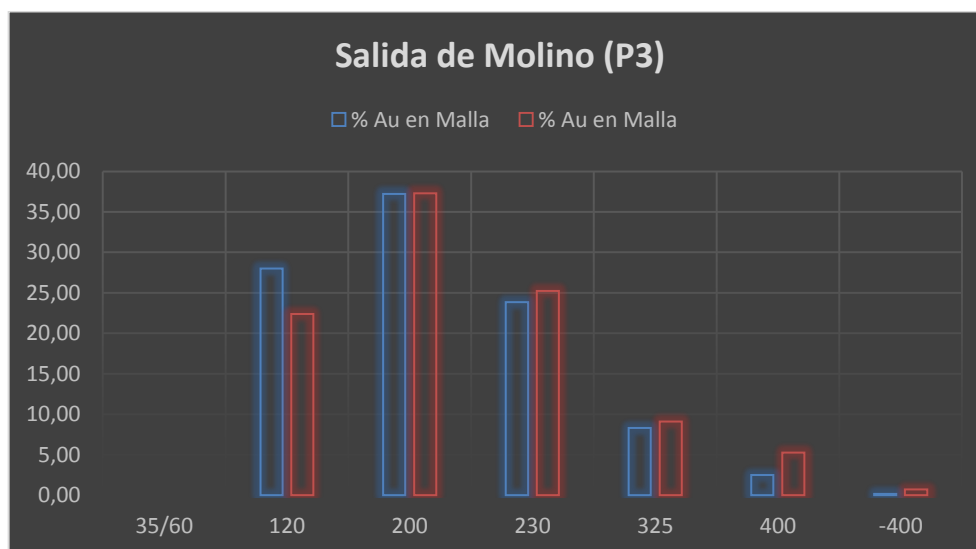


Ilustración 39. Distribución del porcentaje de Oro y Plata en la malla valorada de la Punto 3.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Con relación al análisis de malla valorada realizado del material de la salida del tubo (*Tabla 16 e Ilustración 39*), el porcentaje mayor de oro se encontró en la malla # 200, con un 37.21%. El mayor porcentaje de plata al igual que el oro se encuentra en la malla # 200 con un 37.31%.

Tabla 17. Leyes de oro y plata del Punto 3.

	Cabeza (g/ton)	Malla Valorada (g/ton)
Ley de Oro	18.50	22.72
Ley de Plata	86.65	75.41

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Para la comprobación de los resultados obtenidos, se realizó una comparación entre las leyes de cabeza 18.50 g/ton de oro y 86.65 g/ton de plata, con las mallas valoradas de 22.72 g/ton de oro y 75.41 g/ton de plata (*Tabla 17*); lo que muestra que los datos del análisis tienen similitud y tendencia.

6.7.4. Bayetas (P4).

Tabla 18. Malla valorada Punto 4.

Muestra Tamiz #	% Oro en Malla	% Plata en Malla
N° 35	0.00	0.00
N° 60	0.91	0.65
N° 120	57.74	52.01
N° 200	26.93	29.50
N° 230	6.70	7.79
N° 325	7.58	9.78
N° 400	0.05	0.07
Pasa 400	0.09	0.20

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

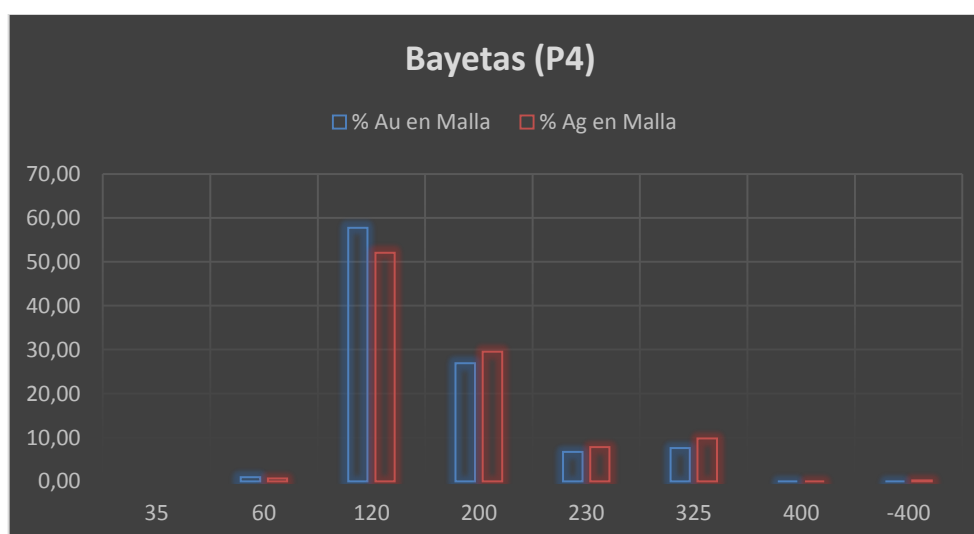


Ilustración 40. Distribución del porcentaje de Oro y Plata en la malla valora de la Punto 4.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

El análisis de malla valorada realizado del material de las bayetas (*Tabla 18 e Ilustración 40*), tienen un mayor porcentaje de oro, el cual se encontró en la malla # 120, con un 57,74%. El mayor porcentaje de plata al igual que el oro se encuentra en la malla # 120 con un 52,01%.

Tabla 19. Leyes de oro y plata del Punto 4.

	Cabeza (g/ton)	Malla Valorada (g/ton)
Ley de Oro	992.28	994.87
Ley de Plata	1,035.20	1,049.98

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Para la confirmación de los resultados obtenidos, se realizó una comparación entre las leyes de cabeza 992.38 g/ton de oro y 1,035.20 g/ton de plata, con las mallas valoradas de 994.87 g/ton de oro y 1,049.98 g/ton de plata (*Tabla 19*); lo que muestra que los datos del análisis tienen similitud y tendencia.

6.7.5. Relavera (P5).

Tabla 20. Malla valorada Punto 5.

Muestra Tamiz #	% Oro en Malla	% Plata en Malla
N° 120	39.80	34.40
N° 200	37.92	33.91
N° 400	22.04	31.12
Pasa 400	0.24	0.56

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

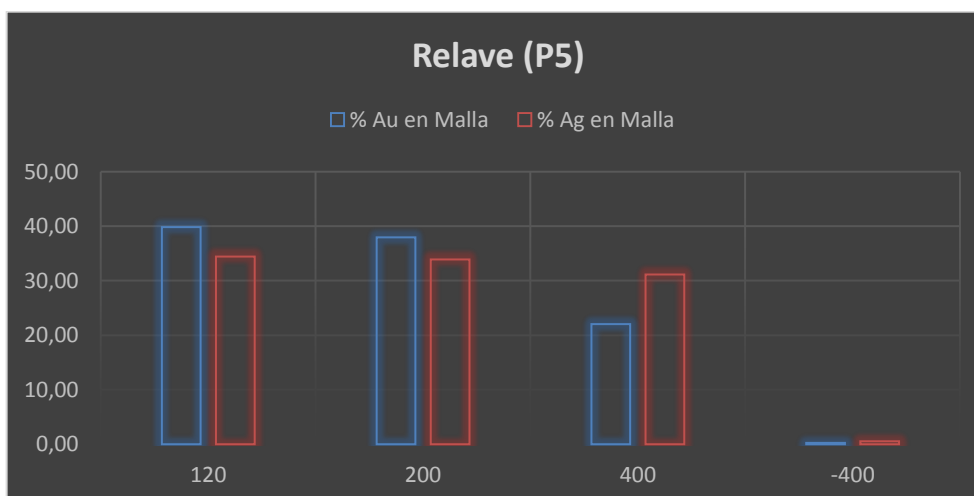


Ilustración 41. Distribución del porcentaje de Oro y Plata en la malla valorada de la Punto 5.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

El análisis de malla valora realizado del material de la relavera (*Tabla 20 e Ilustración 41*), tiene un mayor porcentaje de oro en la malla # 120, con un 39.80%. El porcentaje mayor de plata al igual que el oro se encuentra en la malla # 120 con un 34.40%.

Tabla 21. Leyes de oro y plata del Punto 4.

	Cabeza (g/ton)	Malla Valorada (g/ton)
Ley de Oro	11.47	12.03
Ley de Plata	48.32	38.65

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Para la confirmación de los resultados alcanzados, se realizó una comparación entre las leyes de cabeza 11.47 g/ton de oro y 48.32 g/ton de plata, con las mallas valoradas de 12.03 g/ton de oro y 38.65 g/ton de plata (*Tabla 21*); lo que muestra que los datos del análisis tienen similitud y tendencia.

6.8. Contenido metálico en el proceso de molienda.

Tabla 22. Contenido metálico en los diferentes puntos de muestreo.

Puntos	Tonelaje (Ton)	Ley Oro (g/ton)	Contenido metálico oro (g)
Ingreso Molino (P1)	82.31	23.57	1940.05
Artesa (P2)	0.21	1282.92	269.41
Salida del Tubo (P3)	82.10	18.50	1518.85
Bayetas (P4)	0.58	992.28	575.52
Relaves (P5)	81.52	13.38	1090.74
Total			1935.67

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Para la determinación del contenido metálico en cada punto de muestro en el proceso de molienda, se multiplica el tonelaje por la ley de mineral, la cual es determinada por análisis químico. El producto de estas variables conduce al contenido metálico u oro físico recuperado, obteniendo en el ingreso del molino (P1) un contenido de 1,040.05 g de oro, contenido que se distribuyó de la siguiente manera: concentrado de la artesa (P2) con un contenido de 269.41 g de oro; seguido por material recogido por gravimetría - bayetas (P4) con un contenido de 575.52 g oro y finalmente, el material depositado en la relavera (P5) con un contenido de 1,090.74 g de oro, sumando estos tres últimos puntos (P2, P4, P5) se obtienen un total de 1,935.67 g de oro (*Tabla 22*).

6.9. Proceso de Amalgamación - Artesa.

6.9.1. Balance puntual del proceso de Amalgamación.

Tabla 23. Cantidad de oro recuperado por amalgamación.

	Volumen (m ³)	Ley (g/ton)	Contenido metálico (g)	% contenido metálico	Eficiencia (%)
Cabeza-Artesa	0.21	1,282.92	269.41	100.00	95.93
Arenas Amalgamación	0.21	52.23	10.97	4.07	
Oro físico recuperado			258.44	95.93	

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Los resultados experimentales de los ensayos realizados en laboratorio (*Tabla 23*), determinan un contenido metálico de 269.41 g de oro en la artesa, a este valor se le resta la cantidad de oro que no atrapo el mercurio el cual se encuentra en las arenas de amalgamación que es de 10.97 g, donde se obtiene una cantidad de 258.44 g de oro físico, valor que tiene una ligera aproximación con el oro físico recuperado por el minero artesanal en la planta "SJ", donde el minero recupera 250 g de oro por amalgamación (*Tabla 23*).

Obtenidos los contenidos metálicos, mediante regla de tres se determina el porcentaje teniendo en cuenta el contenido metálico de la cabeza como el 100%. La eficiencia de este proceso es el porcentaje del oro físico recuperado, es decir 95.93% (*Tabla 23*).

6.10. Proceso de cianuración.

6.10.1. Cianuración de bayetas.

6.10.1.1. Tonelaje del Batch Pequeño.

Tabla 24. Tonelaje distribuido en el batches pequeño.

Batches	Volumen (m ³)	Densidad (ton/m ³)	Peso Especifico (ton/m ³)	% Solidos	Tonelaje (ton)
Batch Peq.	4.46	1.15	3.52	18.12	0.81

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Para la determinación del tonelaje del Batch, con las medidas tomadas en campo se procede a la determinación de volúmenes, en este caso se lo hace en dos partes: el volumen de la parte cilíndrica y el volumen del cono truncado. La suma de estos dos valores determina el volumen total de cada Batch (*Tabla 24*). La densidad y el peso específico, se

determinan en el campo y en el laboratorio mediante ensayos, estos datos son necesarios para poder aplicar la fórmula de porcentaje de sólidos, valor que varía según la densidad de pulpa (*Tabla 24*).

Finalmente, mediante el producto del porcentaje de sólidos y el volumen del batch, dicho producto se lo divide para cien determinando el tonelaje de cada batch, o también se determina realizando una regla de tres con las mismas variables. El minero artesanal cianura 0.81 ton de material de bayetas en el batch pequeño.

6.10.1.2. Cantidad de solución.

Tabla 25. Cantidad de solución cianurada en batch pequeño.

Batches	Volumen (m ³)	Tonelaje (ton)	Cantidad de Solución (m ³)
Batch Pequeño B	4.46	0.81	3.65

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Con respecto al cálculo de la cantidad de solución, se necesita dos variables el volumen del batch y su respectivo tonelaje calculados anteriormente, si al volumen total del batch se le resta el tonelaje se obtiene la cantidad de solución cianurada (*Tabla 25*). En la planta “SJ” el minero artesanal recupera 3.65 m³ de solución en 0.81 ton de bayetas en el batch pequeño, este tonelaje es mayor al que se determinó en el proceso gravimétrico, pero esto se debe a que en este batch se ingresó las arenas de amalgamación de la artesa.

6.10.1.3. Balance puntual del proceso de Cianuración de Bayetas.

Tabla 26. Oro físico recuperado de la solución del batch pequeño.

	Cantidad de Solución (m ³)	Concentración de Solución (ppm)	Oro (g)
Solución Concentrada	3.65 m ³	135.10	493.12
Colas de Batch	3.65 m ³	0.69	2.51
Oro Físico Recuperado			490.60

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Tabla 27. Oro no recuperado de las arenas cianuradas.

Batches	Tonelaje (ton)	Ley de oro (g/ton)	Oro (g)
Batch Pequeño B	0.81	60.53	49.02

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Lo que respecta a la determinación de la ley del batch, se hizo mediante el análisis de absorción atómica de las muestras líquidas tomadas en campo, la concentración de la solución concentrada es de 135.10 ppm y la de colas es de 0.69 ppm (Tabla 26).

Para determinar la cantidad de oro físico del batch, se multiplica la ley con cantidad de solución, ya determinada la cantidad de oro se procede a restar las colas de la solución concentrada, obteniendo la cantidad de oro físico recuperado en el proceso. La cantidad de oro obtenido de las arenas cianuradas del batch es de 49.02 g, el cual es el producto del tonelaje por la ley (Tabla 27).

El batch de bayetas tiene un total de 490.60 g de oro recuperado (Tabla 26) y un total de 51.53 g de oro no recuperado, obtenido al sumar las colas y las arenas.

Tabla 28. Contenido metálico y eficiencia del proceso de cianuración de Bayetas.

	Tonelaje (ton)	Ley Au (g)	Contenido metálico (g)	% de Contenido metálico	Eficiencia (%)
Cabeza - Bayetas	0.58	992.28	575.52	100.00	85.68
Concentrado (m ³)	3.65	135.1	493.12	85.68	
Colas (m ³)	3.65	0.69	2.51	0.44	
Arenas	0.81	60.53	49.02	8.51	
			544.65	94.64	

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Para la determinación del contenido metálico de las bayetas se lo realizó de la misma manera que en el proceso gravimétrico, donde el material que ingresa al batch pequeño tiene un contenido metálico de 575.52 g de oro, contenido que se distribuyó de la siguiente manera: en la solución concentrada con un contenido de 493.12 g de oro; seguido por unas colas o relaves líquidos de 2.51 g oro y finalmente, las arenas cianuradas con un contenido de 49.02 g de oro, sumando los contenidos metálicos del concentrado y de las arenas, se obtienen un total de 544.65 g de oro.

Obtenido ya el contenido metálico, se procede de a calcular el porcentaje del mismo, el cual se calculó realizando una regla de tres obteniendo los siguientes porcentajes: el concentrado 85.68%; las colas 0.44% y las arenas 8.51% (*Tabla 28*).

Finalmente, para determinar la eficiencia de la fase de este proceso, se restan los porcentajes del contenido metálico del concentrado y de las colas; ya que este es el oro físico recuperado, obteniendo una eficiencia de 85.68% (*Tabla 28*).

6.10.2. Cianuración de relaves.

6.10.2.1. Tonelaje de cada Batch.

Tabla 29. Tonelaje distribuido en los distintos batchs del proceso de cianuración.

Batches	Volumen (m ³)	Densidad (ton/m ³)	Peso Especifico (ton/m ³)	% Solidos	Tonelaje (ton)
Batch 1	36.25	1.35	3.52	36.01	13.05
Batch 2	34.39	1.35	3.52	36.01	12.38
Batch 3	33.18	1.50	3.52	46.30	15.36
Batch 4	32.36	1.40	3.52	39.68	12.84
Batch 5	33.43	1.30	3.52	32.05	10.71
Batch 6	32.97	1.30	3.52	32.05	10.57
Total					74.92

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Para la determinación del tonelaje de cada Batch, se inicia con la determinación de volúmenes, en este caso se lo hace en dos partes: el volumen de la parte cilíndrica y el volumen del cono truncado, la suma de estos dos valores determina el volumen total de cada Batch (*Tabla 29*). Los datos como densidad y el peso específico, se determinan en el campo y en el laboratorio mediante ensayos, estos datos son necesarios para poder aplicar la fórmula de porcentaje de sólidos, valor que varía según la densidad de pulpa (*Tabla 29*).

Finalmente, mediante el producto del porcentaje de sólidos y el volumen del batch, dicho producto se lo divide para cien determinando el tonelaje de cada batch; o también se lo determina realizando una regla de tres con las mismas variables, seguidamente se suma el tonelaje de cada batch obteniendo las toneladas totales de material cianurado. El minero artesanal cianura un total de 74.92 ton de material de relave.

6.10.2.2. Volumen de solución.

Tabla 30. Cantidad de solución cianurada por batch.

Batches	Volumen (m ³)	Tonelaje (ton)	Cantidad de Solución (m ³)
Batch 1	36.25	13.05	23.20
Batch 2	34.39	12.38	22.00
Batch 3	33.18	15.36	17.82
Batch 4	32.36	12.84	19.52
Batch 5	33.43	10.71	22.71
Batch 6	32.97	10.57	22.41
Total			127.66

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Con respecto al cálculo del volumen de solución, se necesita dos variables el volumen del batch y su respectivo tonelaje calculados anteriormente, si al volumen total del batch se resta el tonelaje se obtiene la cantidad de solución cianurada (Tabla 30).

Una vez calculada la cantidad de solución de cada batch, se los suma para obtener la cantidad total de solución cianurada en todo el proceso de cianuración de relaves. En la planta "SJ" el minero artesanal recupera un total de 127.66 m³ de solución rica, al cianurar 74.92 ton de material de relave.

6.10.2.3. Análisis de malla valorada de las arenas del batch 6.

Los análisis de malla valoradas realizado en las arenas de los diferentes batches, las cuales fueron recogidas al terminar el proceso de cianuración, presentan resultados que tienden a una misma distribución de oro y plata en las diferentes mallas utilizadas, motivo por el cual se eligió al batch 6 como el más representativo para ser presentado en este proyecto de investigación, batch donde se obtuvo los siguientes resultados:

Tabla 31. Malla valorada de las arenas del batch 6.

Muestra Tamiz #	% Oro en Malla	% Plata en Malla
N° 120	69.40	60.78
N° 200	18.04	23.06
N° 400	9.63	13.78
Pasa 400	2.93	2.38

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

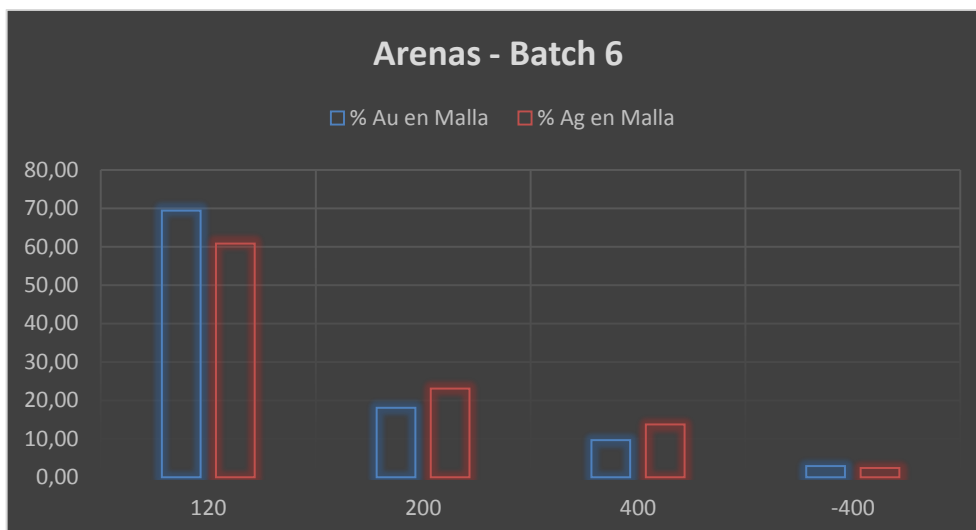


Ilustración 42. Distribución porcentual de Oro y Plata de las arenas del batch 6.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

El análisis de malla valora realizado de las arenas del batch 6 (*Tabla 31 e Ilustración 42*), tiene un mayor porcentaje de oro en la malla # 120, con un 69.40%. El porcentaje mayor de plata al igual que el oro se encuentra en la malla # 120 con un 60.78%.

Tabla 32. Leyes de oro y plata de las arenas del batch 6.

	Cabeza (g/ton)	Malla Valorada (g/ton)
Ley de Oro	1.81	1.97
Ley de Plata	82.53	89.08

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Para la confirmación de los resultados alcanzados, se realizó una comparación entre las leyes de cabeza 1.81 g/ton de oro y 82.53 g/ton de plata, con las mallas valoradas de 1.97 g/ton de oro y 89.08 g/ton de plata (*Tabla 32*); lo que muestra que los datos del análisis tienen similitud y tendencia.

Además, observando la *Ilustración 42* y la *Tabla 31*, se identifica que el cianuro disolvió el oro de la malla #400, mas no el oro de la malla #120, motivo por el cual las leyes de las arenas de los batchs van de 2 a 1 g/ton (*Tabla 35*). Esto se puede mejorar haciendo una remolienda de material mientras más fino mejor disuelve el cianuro.

6.10.2.4. Cantidad de oro físico en las soluciones de cada batch.

Tabla 33. Cantidad de Oro en las soluciones de los diferentes batchs.

Batchs	Cantidad de Solución (m ³)	Ley de Solución (ppm)	Oro (g)
Batch 1	23.20	5.20	120.64
Batch 2	22.00	5.76	126.81
Batch 3	17.82	9.64	171.80
Batch 4	19.52	9.69	189.14
Batch 5	22.71	9.09	206.46
Batch 6	22.41	5.43	121.66
Total			936.51

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Lo que respecta a la determinación de la ley de cada batch, se hizo mediante el análisis de absorción atómica de las muestras líquidas tomadas en campo al finalizar la lixiviación, las leyes de solución van de 9.69 ppm del batch 4 la más alta y la más baja de 5.20 ppm del batch 1 (*Tabla 33*).

Para determinar la cantidad de oro de cada batch, se multiplica la ley con la respectiva cantidad de solución, ya determinada la cantidad de oro de cada batch se procede a sumarlas, obteniendo la cantidad total de oro lixiviado en este proceso. Los 6 batchs de material de relave tiene un total de 936.51 g de oro lixiviado (*Tabla 33*).

6.10.2.5. Cantidad de oro en las colas de las soluciones.

Tabla 34. Cantidad de Oro en las colas de las soluciones de los batchs.

Batchs	Cantidad de Solución (m ³)	Ley de Solución (ppm)	Oro (g)
Batch 1	23.20	0.20	4.71
Batch 2	22.00	0.28	6.12
Batch 3	17.82	0.17	2.94
Batch 4	19.52	0.23	4.49
Batch 5	22.71	0.35	7.84
Batch 6	22.41	0.23	5.13
Total			31.22

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Las colas de las soluciones son aquellas muestras tomadas después del proceso de absorción por carbón activado, es decir el oro de la solución cianurada que no fue atrapado por el carbón activado, el análisis de dichas soluciones van de la ley más alta de 0.35 ppm en el batch 5 y la ley más baja de 0.20 ppm en el batch 1 (*Tabla 34*).

Para la determinación de la cantidad de oro, se realiza de la misma manera descrita anteriormente con las mismas variables. Ya determinada la cantidad de oro de cada batch se procede a sumarlas, obteniendo la cantidad total de oro no atrapado por el carbón activado. Los 6 batchs de relave tienen un total de 31.22 g de oro no recuperado (*Tabla 34*).

6.10.2.6. Cantidad de oro en las arenas de cada Batch.

Tabla 35. Cantidad de oro en las arenas de cada batch.

Batches	Tonelaje (ton)	Ley de oro (g/ton)	Oro (g)
Batch 1	13.05	2.10	27.41
Batch 2	12.38	1.95	24.15
Batch 3	15.36	1.90	29.19
Batch 4	12.84	2.14	27.48
Batch 5	10.71	1.74	18.64
Batch 6	10.57	1.81	19.13
Total			146.00

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Las arenas son aquellas muestras tomadas después de los procesos de lixiviación y absorción por carbón activado, es decir el oro que se quedó en las arenas cianuradas; para determinar sus leyes se lo realizó mediante análisis químico, donde se obtuvo leyes que van de la más alta de 2.14 g/ton en el batch 1 y la ley más baja de 1.74 g/ton en el batch 5 (*Tabla 35*).

Para la determinación de la cantidad de oro en las arenas cianuradas, se lo realiza multiplicando el tonelaje y la ley de oro, obteniendo la cantidad de oro en las arenas de los distintos batchs, se suma obteniendo la cantidad total de oro no recuperado en arenas. Los 6 batchs de material de relave tienen un total de 146.00 g de oro no recuperado (*Tabla 35*).

6.10.2.7. Balance puntual del proceso de cianuración de relaves.

Tabla 36. Contenido metálico y eficiencia del proceso de cianuración de Relaves.

	Contenido metálico (g)	% de Contenido metálico	Eficiencia (%)
Cabeza - Relaves	1,090.74	100.00	83.00
Concentrado (m ³)	936.51	85.86	
Colas (m ³)	31.22	2.86	
Arenas	146.00	13.39	
	1,082.51	99.25	

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Para la determinación del contenido metálico se usó la sumatoria total de los contenidos metálicos expuestos en las tablas anteriores sobre la cianuración de los relaves, donde el material que ingresa a los batchs denominado cabeza tiene un contenido metálico de 1,090.74 g de oro, contenido que se distribuyó de la siguiente manera: en la solución concentrada (*Tabla 33*) con un contenido de 936.51 g de oro; seguido por unas colas o relaves líquidos (*Tabla 34*), con un contenido de 31.22 g oro y finalmente, las arenas cianuradas (*Tabla 35*) con un contenido de 146.00 g de oro, sumando estos tres últimos valores se obtienen un total de 1,082.51 g de oro.

Obtenido ya el contenido metálico, se procede de a calcular el porcentaje del mismo, el cual se calculó realizando una regla de tres obteniendo los siguientes porcentajes: el concentrado 85.86%, las colas 2.86% y las arenas 13.39% (*Tabla 36*).

Finalmente, para determinar la eficiencia de la fase de este proceso, se restan los porcentajes del contenido metálico del concentrado y de las colas; ya que ese es el oro físico que se recupera, obteniendo una eficiencia de 83.00% (*Tabla 36*).

6.11. Balance global de la planta “SJ”

Tabla 37. Rendimiento o eficiencia de la planta “SJ”

Procesos	Oro físico Recuperado (g)	Oro físico no recuperado (g)	% Oro físico recuperado	Eficiencia (%)
Amalgamación Artesa	258.44	0.00	13.32	85.27
Cianuración Bayetas	490.61	51.39	25.29	
Cianuración Relaves	905.29	177.22	46.66	
Total	1654.34	228.61		

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

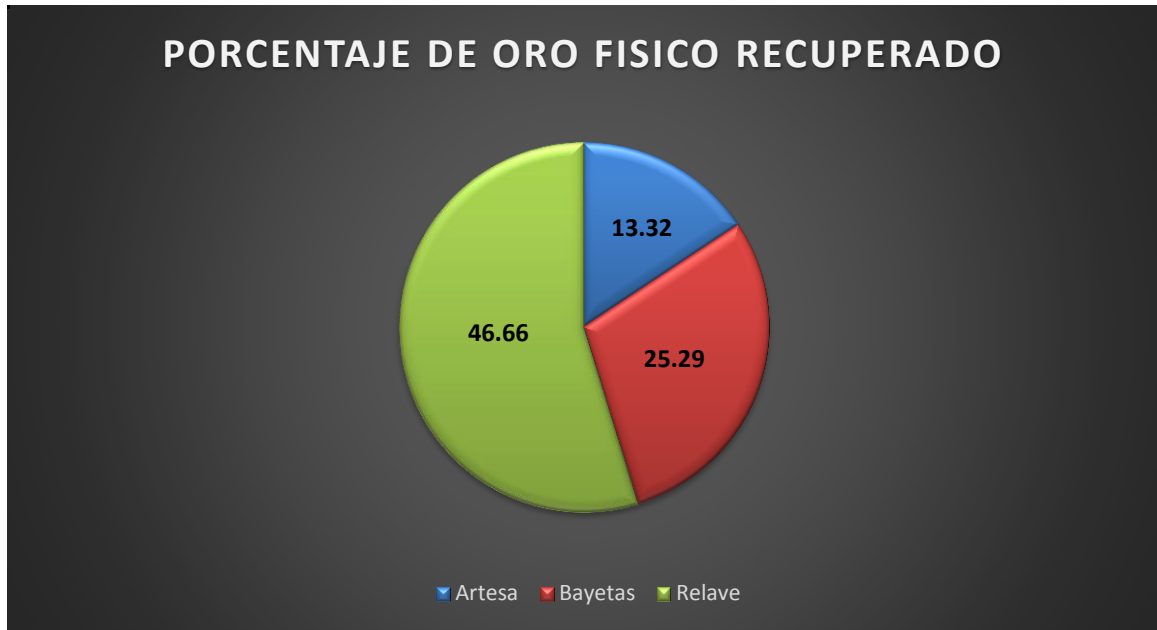


Ilustración 43. Distribución porcentual por proceso mineral.

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Para determinar la eficiencia de la planta “SJ” se toma como punto de partida el contenido metálico del material de cabeza, el cual es de 1,940.05 gr de oro (*Tabla 22*), lo que es igual al 100% de recuperación. Teniendo en cuenta eso, se procede a realizar una regla de tres con contenidos metálicos de oro físico recuperado de cada proceso (*Tabla 37*), obteniendo el porcentaje de oro físico recuperado por proceso: en la artesa un 13.32%; en las bayetas un 25.29% y en relaves un 46.66%. La sumatoria de los mismos sería el rendimiento de la planta “SJ”, la cual es de 85.27% (*Ilustración 43*).

6.12. Consumo hídrico.

Tabla 38. Tabla del consumo hídrico en el proceso de molienda.

Días	Caudal Promedio (m ³ /h)	Horas de Operación	Caudal Prom. por Horas Operadas (m ³)	Prom. % de sólidos	Prom. % Agua	Agua (m ³)
1	13.88	3.00	41.63	9.56	90.44	37.65
2	13.94	12.15	169.33	10.79	89.21	151.06
3	14.12	21.00	296.49	10.32	89.68	265.89
4	13.52	21.05	284.61	10.34	89.66	255.17
Total		57.20			Total	709.76

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

El balance hídrico por jornada de molienda, se obtiene de la diferencia entre el 100% menos el promedio del porcentaje de sólidos, encontrando el promedio del porcentaje de agua, el cual, al multiplicarlo por el caudal promedio por horas de operación diarias, tendríamos el consumo de agua en m³.

Consumo hídrico total por jornada de molienda de la planta "SJ" es de 709.76 m³, siendo el resultado de la suma de los 4 días de molienda con molino chileno (*Tabla 38*).

Tabla 39. Tabla del consumo hídrico en el proceso de cianuración.

Batch	Volumen (m ³)	% Sólidos	Tonelaje (ton)	Agua (m ³)
1	36.25	36.01	13.05	23.20
2	34.39	36.01	12.38	22.00
3	33.18	46.30	15.36	17.82
4	32.36	39.68	12.84	19.52
5	33.43	32.05	10.71	22.71
6	32.97	32.05	10.57	22.41
Pequeño	4.46	18.12	0.81	3.65
				131.30

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Para el consumo hídrico, se inició calculando el tonelaje el cual, resulta de la multiplicación del volumen por el porcentaje de sólidos y finalmente determinar el consumo de agua por cada batch de cianuración, restando el volumen del batch y su tonelaje respectivo.

El consumo de agua total en el proceso de cianuración, es la suma del contenido de agua de todos los batchs, obteniendo un consumo hídrico de 131.30 m³ en todo el proceso de cianuración (*Tabla 39*).

Tabla 40. Tabla del consumo hídrico total en la planta "SJ"

Procesos	Agua (m ³)
Proceso de molienda	707.76
Proceso de cianuración	131.30
839.06	

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

En la *tabla* se presenta el consumo de agua en el proceso metalúrgico de la planta "SJ", obteniendo un valor de 839.06 m³, sumando cada proceso de la planta (*Tabla 40*).

6.13. Consumo energético.

Tabla 41. Tabla del consumo energético en todo el proceso metalúrgico de la planta "JS".

Maquinaria De Trabajo	Voltaje (V)	Intensidad (A)	Potencia (kW)	Horas de Trabajo (h)	Energía (kWh)	Costo (ctvs)	Costo Energético (\$)
Molino Chileno	505	33.5	16.92	57.2	967.68	0.09	87.09
Agitador	210	36.5	7.67	96.0	735.84	0.09	66.23
Agitador Peq.	201	1.3	0.25	16.0	4.02	0.09	0.36
Cribas	193	19.5	3.76	12.0	45.162	0.09	4.06
Chanchas	221	7.5	1.66	8.0	13.26	0.09	1.19
Bomba de H ₂ O	213	7.5	1.60	6.0	9.59	0.09	0.86
Gasto Total en Dólares							159.80

Fuente: Michael Armijos, 2017

Elaboración: Michael Armijos, 2017

Para determinar el consumo energético, se multiplica el voltaje y la intensidad, obteniendo la potencia de la maquinaria en (W), se divide para mil para transformar en (kW), este cociente se multiplica por el total de horas de operación, lo que nos daría la energía consumida (kWh); y para obtener el gasto energético se multiplica el costo del kWh por la energía consumida, finalmente para concluir se suma los gastos energéticos de toda la maquinaria usada en el proceso obteniendo un gasto total. El gasto energético total de la planta "JS" es de 159 dólares y 80 centavos (*Tabla 41*).

CONCLUSIONES

- El peso específico del mineral del sector La Panguí – Chinapintza, tiene un valor aproximado de 3.52 gr/cm^3 .
- De los métodos empleados (análisis macroscópico y difracción-DRX) para el análisis mineralógico del material La Panguí – Chinapintza, se obtuvieron resultados relacionados, por lo cual se determinó que la muestra está constituida por minerales mayoritarios como: cuarzo 50.10%, pirita 21.18%, albita 8.02%, esfalerita 7.90%, montmorillonite 7.45% y minerales minoritarios como: moscovita 1.77%, galena 1.52%, calcopirita 0.59%, ortoclasa 0.48% y rodocrosita 0.29%.
- Las toneladas métricas solidas por día de la planta “SJ” es de 37.44 TMSD, según la ley minera se encuentra fuera de rango para ser minería artesanal, pero esto se debe a que, según la ley minera, el minero artesanal tiene permitido la extracción de mineral mas no el procesamiento, por eso los mineros artesanales han optado por acumular suficiente material para que pague su trasladarlo de La Panguí a plantas de beneficio de Portovelo (261 km) por eso su elevado valor de TMSD. El tonelaje total que se proceso es de 82.42 Ton de material durante los 5 días.
- Los resultados obtenidos del análisis granulométrico, el D_{80} del material que ingresa al molino (P1) es de $17,593 \mu\text{m}$; en la artesa (P2) es de $1,471 \mu\text{m}$, se interpreta que el molino chileno reduce el tamaño de las partículas significativamente y material que pasaría a depositarse por gravimetría con ayuda de las mallas colocadas en cada compuerta regulan el tamaño de partículas manteniéndolo en $171 \mu\text{m}$, material que sale por la tubería del molino.
- Mediante el análisis de mallas valoradas, se demostró que el mayor porcentaje de oro en partículas gruesas se encuentra en el P1: 19.52% en la malla #3/4 y el P2: 47.26% en la malla #60. El oro en partículas finas se encuentra en el P4: 57.74% y el P5: 39.80% ambos en la malla #120. Razón por la cual usan la amalgamación para oro grueso y cianuración para finos
- La cantidad total de oro que ingresa a la planta “SJ” es de 1940,05 gr; mientras que la cantidad de oro físico recuperado es de 1654.34 g y oro no recuperado es de 228.61 g. Las cantidades de oro físico recuperado determinadas por ensayos de laboratorio tiene una similitud a los resultados entregados al minero artesanal por la planta “SJ”.
- La eficiencia o rendimiento de la planta “SJ” con material del sector “La Panguí-Chinapintza” es de 85, 27%

- En cuanto al consumo hídrico, se determinó que la planta “SJ” consume 707.76 m³ en el proceso de molienda y un consumo de 131.30 m³ en todo el proceso de cianuración.
- La planta “SJ”, tiene un consumo energético de 1775.547 kWh, consumo que tiene un valor de 159 dólares y 80 centavos.

RECOMENDACIONES

- En lo que concierne a la determinación de volúmenes para caudal y densidad de pulpa que son datos de gran importancia en este proceso, se recomendaría el uso de baldes con mediciones ya establecidas y el uso de balanza Marcy con la finalidad de tener más exactitud para los cálculos posteriores.
- El etiquetado de las muestras recolectadas en el campo constante y lo más específico posible para evitar equivocaciones posteriores.
- En cuanto al proceso gravimétrico la alimentación del molino debe ser sistemático y el lavado de las cobijas de bayetas más constante debido a que la eficiencia del proceso está por debajo del 50% y el tonelaje de bayetas es muy poco para las toneladas entrantes.
- El proceso de cianuración tiene mejor eficiencia mientras más fino este el oro, trabajar en malla #200 haciendo una remolienda de relaves mejoraría la eficiencia de este proceso. Además, también influye la dosificación de cal y cianuro, los cuales deben trabajar un pH óptimo de 10 – 11.
- Al finalizar la absorción por carbón activado, se separa el carbón de la pulpa mediante una criba, evitar que el carbón cargado se pase a las arenas cianuradas.
- Para recuperación de oro se realiza con absorción de carbón activado y luego desorción por electrowinning, cada proceso arrastra su pérdida, ya que la planta alquilada “SJ” posee tanques de flotación, sería mejor proceder a flotar los relaves y vender el concentrado como polimetálico.
- Referente a los ensayos de laboratorio se debe preocupar por tres factores, un buen cuarteo, buena homogenización y evitar que se contamine la muestra limpiando todos los materiales que se vayan a usar, esto asegura la mejor obtención de resultados en el laboratorio.

BIBLIOGRAFÍA

- Alianza Mundial de Derecho Ambiental (ELAW). (2010). *Guía para Evaluar EIA de Proyectos Mineros*. U.S.A.: Eugene.
- Bernal, I. C. (2012). *Sonami*. Obtenido de Caracterización de Pulpas: <http://www.sonami.cl>
- Chávez, Á. P. (2008). *Evaluación Geológica del Cuerpo Mineralizado Soledad*. Guayaquil, Ecuador: Escuela Superior Politécnica del Litoral.
- Chinapintza Gold Project*. (2013). Obtenido de CHINAPINTZA MINING CORP: http://www.cpamining.com/wp-content/uploads/2013/08/NI-43-101_Chinapintza-Gold-Project_March-29-2013.pdf
- Córdova, A. R. (2015). *Estudio de las variables que influyen en la concentración gravimétrica en mesa vibratoria de un mineral aurífero proveniente del sector minero La Pangui, distrito Chinapintza*. Loja - Ecuador.: UTPL.
- David, C. (2016). *Flotación del mineral del sector La Pangui, en el distrito minero Chinapintza*. Loja: UTPL.
- Drobe J., L. D. (2013). *Geology, Mineralization, and Geochronological Constraints of the Mirador Cu-Au Porphyry District*. Southeast Ecuador: Economic Geology.
- Empresa Nacional Minera del Ecuador. (2016). Exportación del oro. *Minergía*, 9.
- Guamán, D. (2016). *Evaluación de los diferentes procesos realizados en la recuperación del Oro (Au) de la Planta de Beneficio "MACAS" Distrito Minero Nambija-Condormino Sur*. Loja - Ecuador: UTPL.
- Hernández, M. &. (2014). *Caracterización de Partículas y Pulpas de Minerales*. Chile: Universidad Arturo Prat.
- Instituto Ecuatoriano de Estadísticas y Censos. (2010). *Provincias por Cantones*. Obtenido de http://inec.gob.ec/estadisticas/?option=com_content&view=article&id=162
- Litherland, M. A. (1994). *The metamorphic belts of Ecuador: British Geological Survey*.
- Ministerio de energía y minas. (2003). *Plan Nacional de Minería*. Quito: Seretari de Mias.
- Paladines A. & Soto, J. (2010). *Geología y Yacimientos Minerales del Ecuador*. Loja - Ecuador: UTPL.
- Piedra, L. (2014). *Caracterización geológica y mineralógica de la zona minera El Pangui*. Loja - Ecuador: UTPL.
- PRODEMINCA. (2000). *Depósitos Porfídicos y Epi-Mesotermiales Relacionados con Intrusiones de la Cordillera El Cóndor (1ra Edición ed. Vol. 1)*. Quito, Pichinca, Ecuador: Unidad de coordinación del Proyecto Prodeminca Proyecto.

Vargas, J. (2010). *Evaluación de un Circuito de Molienda y Clasificación*. Guayaquil - Ecuador: Escuela Superior Politecnica del Litoral.

Watson & Sinclair, J. H. (1927). *Geological explorations east of the Andes in Ecuador*. Bulletin American Association of Petroleum Geologists.

ANEXOS

ANEXO 1. Formato de hoja utilizada para la toma de datos en el campo.

TUBO 1									
Día	Hora	Densidad de Pulpa (gr/cm³)	Volumen (lt)	Tiempo (s)	Caudal (m³/h)	K Solidos	Peso Específico (gr/cm³)	% de Solidos	Tonelaje (tn)
1	00:00								
	01:00								
	02:00								
	03:00								
	04:00								
	05:00								
	06:00								
	07:00								
	Etc.								

TUBO 2									
Día	Hora	Densidad de Pulpa (gr/cm³)	Volumen (lt)	Tiempo (s)	Caudal (m³/h)	K Solidos	Peso Específico (gr/cm³)	% de Solidos	Tonelaje (tn)
1	00:00								
	01:00								
	02:00								
	03:00								
	04:00								
	05:00								
	06:00								
	07:00								
	Etc.								

ANEXO 2. Levantamiento de información en el campo.

TUBO 1										
Fecha: 10 – 05 - 2017										
Día	Hora	Densidad de Pulpa (gr/cm3)	Volumen (lt)	Tiempo (s)	Caudal (m3/h)	K Solidos	Peso Específico (gr/cm3)	% de Solidos	Tonelaje (tn)	
1	20:30	1,1	2,3	1,2	6,81	0,72	3,52	12,69	0,95	
	21:30	1,09	4,6	2,12	7,81	0,72	3,52	11,53	0,98	
	22:30	1,05	4,2	2,19	6,90	0,72	3,52	6,65	0,48	
	23:30	1,06	4,9	1,91	9,24	0,72	3,52	7,90	0,77	
Promedio		1,08			7,69		3,52	9,69		
Fecha: 11 – 05 - 2017										
Día	Hora	Densidad de Pulpa (gr/cm3)	Volumen (lt)	Tiempo (s)	Caudal (m3/h)	K solidos	Peso Especifico (gr/cm3)	% de Solidos	Tonelaje (tn)	
2	0:30	1,08	4,6	1,86	8,90	0,72	3,52	10,34	0,99	
	1:30	1,1	5,3	1,94	9,84	0,72	3,52	12,69	1,37	
	2:30	1,06	4,7	2,59	6,53	0,72	3,52	7,90	0,55	
	3:30	1,08	4,5	2,88	5,63	0,72	3,52	10,34	0,63	
	4:30	1,1	3,4	1,81	6,76	0,72	3,52	12,69	0,94	
	5:30	1,07	4,7	2,25	7,52	0,72	3,52	9,13	0,74	
	6:30	1,06	3,1	1,62	6,89	0,72	3,52	7,90	0,58	
	7:30	1,06	3,2	3,00	3,84	0,72	3,52	7,90	0,32	
	8:30	1,13	2,8	1,88	5,36	0,72	3,52	16,06	0,97	
	9:30	1,05	2,4	1,13	7,65	0,72	3,52	6,65	0,53	
	10:30	1,09	4,0	1,82	7,91	0,72	3,52	11,53	0,99	
	10:45 - 23:00	Apagado								
	23:00	1,08	4,1	2,19	6,74	0,72	3,52	10,34	0,75	
	Promedio		1,08			6,96		3,52	10,29	
Fecha: 12 – 05 - 2017										
Día	Hora	Densidad de Pulpa	Volumen	Tiempo	Caudal	K solidos	Peso Especifico	% de	Tonelaje	

			(lt)	(s)	(m3/h)			Solidos	(tn)
3	0:00	1,05	3,0	1,48	7,30	0,72	3,52	6,65	0,51
	1:00	1,08	2,9	1,93	5,41	0,72	3,52	10,34	0,60
	2:00	1,06	3,8	2,50	5,47	0,72	3,52	7,90	0,46
	3:00	1,07	4,3	1,75	8,85	0,72	3,52	9,13	0,86
	4:00	1,11	4,4	2,25	7,04	0,72	3,52	13,84	1,08
	5:00	1,12	4,3	2,06	7,51	0,72	3,52	14,96	1,26
	6:00	1,09	4,4	2,06	7,69	0,72	3,52	11,53	0,97
	6:00 - 7:30	Apagado							
	7:30	1,14	3,0	1,37	7,88	0,72	3,52	17,15	1,54
	8:30	1,22	3,8	2,12	6,45	0,72	3,52	25,18	1,98
	9:30	1,15	3,4	1,25	9,79	0,72	3,52	18,21	2,05
	10:30	1,07	4,0	1,44	10,00	0,72	3,52	9,13	0,98
	11:30	1,08	4,5	2,07	7,83	0,72	3,52	10,34	0,87
	12:30	1,07	4,0	2,44	5,90	0,72	3,52	9,13	0,58
	13:30	1,11	3,9	2,19	6,41	0,72	3,52	13,84	0,98
	14:30	1,07	4,0	2,19	6,58	0,72	3,52	9,13	0,64
	15:30	1,05	3,9	2,06	6,82	0,72	3,52	6,65	0,48
	16:30	1,04	3,6	1,95	6,65	0,72	3,52	5,37	0,37
	17:30	1,08	4,3	2,50	6,19	0,72	3,52	10,34	0,69
	18:30	1,05	3,3	1,75	6,79	0,72	3,52	6,65	0,47
	19:30	1,10	3,4	2,06	5,94	0,72	3,52	12,69	0,83
	20:30	1,04	3,0	1,56	6,92	0,72	3,52	5,37	0,39
	21:30	1,06	2,5	1,69	5,33	0,72	3,52	7,90	0,45
22:30	1,03	3,5	1,74	7,24	0,72	3,52	4,07	0,30	
23:30	1,08	3,6	1,64	7,90	0,72	3,52	10,34	0,88	
Promedio		1,08			7,08		3,52	10,66	
Fecha: 13 - 05 - 2017									
Día	Hora	Densidad de Pulpa	Volumen	Tiempo	Caudal	K solidos	Peso Especifico	% de	Tonelaje

			(lt)	(s)	(m3/h)			Solidos	(tn)
4	0:30	1,08	2,9	1,13	9,24	0,72	3,52	10,34	1,03
	1:30	1,1	3,0	1,82	5,93	0,72	3,52	12,69	0,83
	2:30	1,05	2,9	1,50	6,96	0,72	3,52	6,65	0,49
	3:30	1,06	2,8	1,64	6,15	0,72	3,52	7,90	0,51
	4:30	1,09	4,0	2,75	5,24	0,72	3,52	11,53	0,66
	5:30	1,05	2,5	1,94	4,64	0,72	3,52	6,65	0,32
	5:30 - 7:00	Apagado							
	7:00	1,09	3,7	1,62	8,22	0,72	3,52	11,53	1,03
	8:00	1,1	3,9	2,04	6,88	0,72	3,52	12,69	0,96
	9:00	1,07	3,6	2,12	6,11	0,72	3,52	9,13	0,60
	10:00	1,11	3,0	1,44	7,50	0,72	3,52	13,84	1,15
	11:00	1,06	3,5	2,06	6,12	0,72	3,52	7,90	0,51
	12:00	1,1	3,4	2,10	5,83	0,72	3,52	12,69	0,81
	13:00	1,08	3,3	1,62	7,33	0,72	3,52	10,34	0,82
	14:00	1,07	3,4	2,00	6,12	0,72	3,52	9,13	0,60
	15:00	1,08	3,3	2,19	5,42	0,72	3,52	10,34	0,61
	16:00	1,08	3,4	1,32	9,27	0,72	3,52	10,34	1,04
	17:00	1,1	2,5	1,31	6,87	0,72	3,52	12,69	0,96
	18:00	1,07	2,6	1,31	7,15	0,72	3,52	9,13	0,70
	18:20 - 19:00	Apagado							
	19:00	1,09	2,6	1,31	7,15	0,72	3,52	11,53	0,90
	20:00	1,07	2,5	1,56	5,77	0,72	3,52	9,13	0,56
21:00	1,06	3,0	2,13	5,07	0,72	3,52	7,90	0,42	
22:00	1,09	3,4	1,81	6,76	0,72	3,52	11,53	0,85	
Promedio		1,08			6,62		3,52	10,26	

TUBO 2

Fecha: 10 – 05 - 2017

Día	Hora	Densidad de Pulpa (gr/cm3)	Volumen (lt)	Tiempo (s)	Caudal (m3/h)	K solidos	Peso Especifico (gr/cm3)	% de Solidos	Tonelaje (tn)
1	20:30	1,09	2,6	1,31	7,15	0,72	3,52	11,53	0,90
	21:30	1,06	2,5	1,56	5,77	0,72	3,52	7,90	0,48
	22:30	1,06	3,0	2,13	5,07	0,72	3,52	7,90	0,42
	23:30	1,08	3,4	1,81	6,76	0,72	3,52	10,34	0,76
Promedio		1,07			6,19		3,52	9,42	

Fecha: 11 – 05 - 2017

Día	Hora	Densidad de Pulpa	Volumen (lt)	Tiempo (s)	Caudal (m3/h)	K solidos	Peso Especifico	% de Solidos	Tonelaje (tn)
2	0:30	1,11	3,0	1,48	7,30	0,72	3,52	13,84	1,12
	1:30	1,10	2,9	1,93	5,41	0,72	3,52	12,69	0,76
	2:30	1,08	3,8	2,50	5,47	0,72	3,52	10,34	0,61
	3:30	1,06	4,3	1,75	8,85	0,72	3,52	7,90	0,74
	4:30	1,1	4,4	2,25	7,04	0,72	3,52	12,69	0,98
	5:30	1,08	4,3	2,06	7,51	0,72	3,52	10,34	0,84
	6:30	1,06	4,4	2,06	7,69	0,72	3,52	7,90	0,64
	7:30	1,07	2,4	2,19	3,95	0,72	3,52	9,13	0,39
	8:30	1,11	4,0	1,82	7,91	0,72	3,52	13,84	1,22
	9:30	1,12	4,1	1,13	13,06	0,72	3,52	14,96	2,19
	10:30	1,09	2,8	3,00	3,36	0,72	3,52	11,53	0,42
	10:45 - 11:00	Apagado							
11:00	1,08	3,2	1,88	6,13	0,72	3,52	10,34	0,68	
Promedio		1,09			6,97		3,52	11,29	

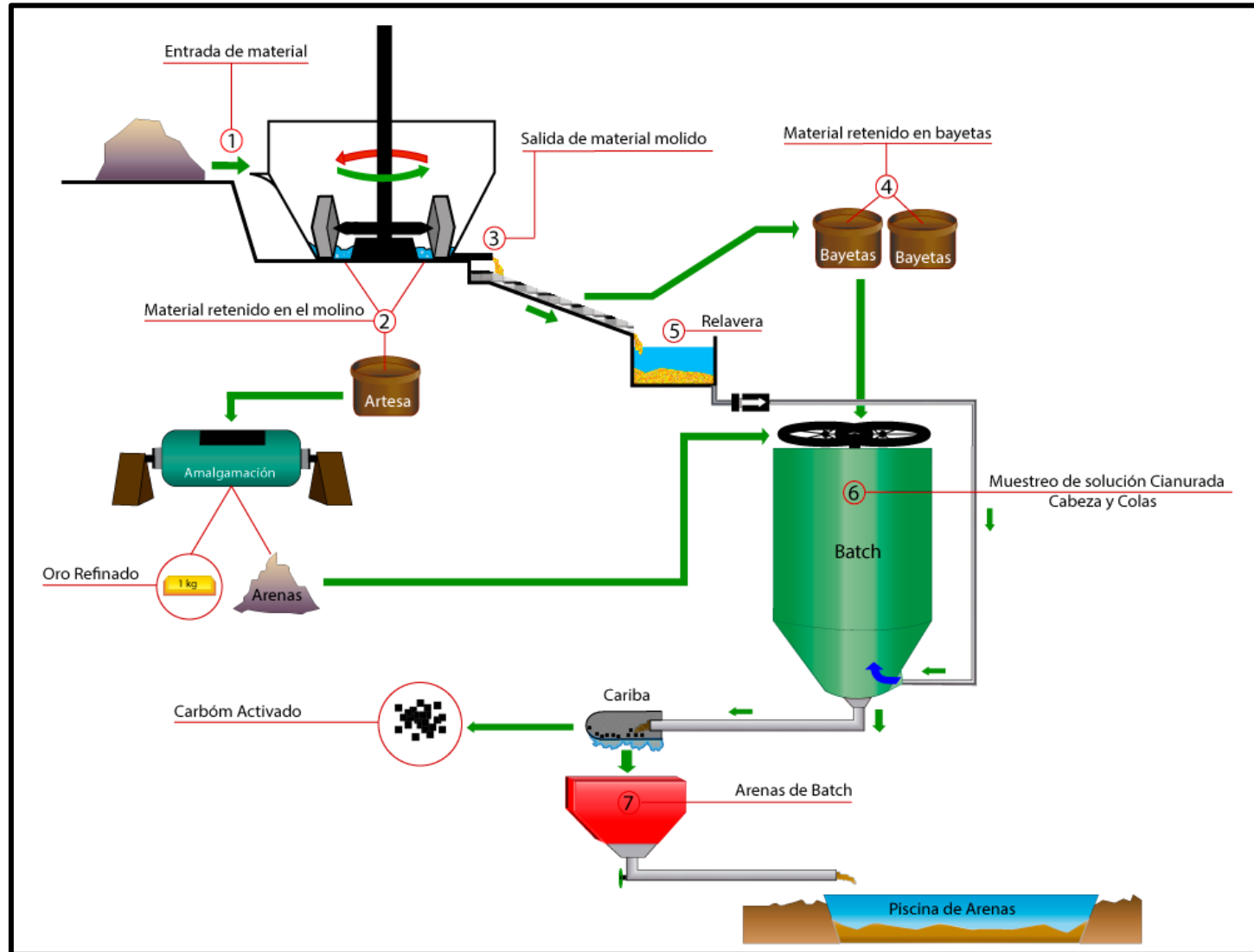
Fecha: 12 – 05 - 2017

Día	Hora	Densidad de Pulpa	Volumen	Tiempo	Caudal	K solidos	Peso Especifico	% de	Tonelaje
-----	------	-------------------	---------	--------	--------	-----------	-----------------	------	----------

			(lt)	(s)	(m3/h)			Solidos	(tn)
3	0:00	1,11	4,6	1,86	8,90	0,72	3,52	13,84	1,37
	1:00	1,07	5,3	1,94	9,84	0,72	3,52	9,13	0,96
	2:00	1,06	4,7	2,59	6,53	0,72	3,52	7,90	0,55
	3:00	1,06	4,5	2,88	5,63	0,72	3,52	7,90	0,47
	4:00	1,13	3,4	1,81	6,76	0,72	3,52	16,06	1,23
	5:00	1,08	4,7	2,25	7,52	0,72	3,52	10,34	0,84
	6:00	1,09	3,1	1,62	6,89	0,72	3,52	11,53	0,87
	6:00 - 7:30	Apagado							
	7:30	1,03	3,7	1,62	8,22	0,72	3,52	4,07	0,34
	8:30	1,1	3,9	2,04	6,88	0,72	3,52	12,69	0,96
	9:30	1,05	3,6	2,12	6,11	0,72	3,52	6,65	0,43
	10:30	1,06	3,0	1,44	7,50	0,72	3,52	7,90	0,63
	11:30	1,09	3,5	2,06	6,12	0,72	3,52	11,53	0,77
	12:30	1,05	3,4	2,10	5,83	0,72	3,52	6,65	0,41
	13:30	1,08	3,3	1,62	7,33	0,72	3,52	10,34	0,82
	14:30	1,1	3,4	2,00	6,12	0,72	3,52	12,69	0,85
	15:30	1,07	3,3	2,19	5,42	0,72	3,52	9,13	0,53
	16:30	1,11	3,4	1,32	9,27	0,72	3,52	13,84	1,42
	17:30	1,08	2,5	1,31	6,87	0,72	3,52	10,34	0,77
	18:30	1,09	2,6	1,31	7,15	0,72	3,52	11,53	0,90
	19:30	1,08	3,0	1,13	9,56	0,72	3,52	10,34	1,07
	20:30	1,07	2,9	1,82	5,74	0,72	3,52	9,13	0,56
	21:30	1,09	2,8	1,50	6,72	0,72	3,52	11,53	0,84
22:30	1,05	4,0	1,64	8,78	0,72	3,52	6,65	0,61	
23:30	1,06	2,5	2,75	3,27	0,72	3,52	7,90	0,27	
Promedio		1,08			7,04		3,52	9,99	
Fecha: 13 - 05 - 2017									

Día	Hora	Densidad de Pulpa	Volumen (lt)	Tiempo (s)	Caudal (m3/h)	K solidos	Peso Especifico	% de Solidos	Tonelaje (tn)
4	0:30	1,14	3,4	2,06	5,94	0,72	3,52	17,15	1,16
	1:30	1,22	3,0	1,56	6,92	0,72	3,52	25,18	2,13
	2:30	1,15	2,5	1,69	5,33	0,72	3,52	18,21	1,12
	3:30	1,07	3,5	1,74	7,24	0,72	3,52	9,13	0,71
	4:30	1,08	3,6	1,64	7,90	0,72	3,52	10,34	0,88
	5:30	1,07	2,5	1,94	4,64	0,72	3,52	9,13	0,45
	5:30 - 7:00	Apagado							
	7:00	1,04	3,0	1,37	7,88	0,72	3,52	5,37	0,44
	8:00	1,05	3,8	2,12	6,45	0,72	3,52	6,65	0,45
	9:00	1,07	3,4	1,25	9,79	0,72	3,52	9,13	0,96
	10:00	1,11	4,0	1,44	10,00	0,72	3,52	13,84	1,54
	11:00	1,06	4,1	2,07	7,13	0,72	3,52	7,90	0,60
	12:00	1,04	4,0	2,44	5,90	0,72	3,52	5,37	0,33
	13:00	1,08	3,9	2,19	6,41	0,72	3,52	10,34	0,72
	14:00	1,07	4,0	2,19	6,58	0,72	3,52	9,13	0,64
	15:00	1,1	3,9	2,06	6,82	0,72	3,52	12,69	0,95
	16:00	1,05	3,6	1,95	6,65	0,72	3,52	6,65	0,46
	17:00	1,05	4,3	2,50	6,19	0,72	3,52	6,65	0,43
	18:00	1,04	3,3	1,75	6,79	0,72	3,52	5,37	0,38
	18:20 - 19:00	Apagado							
	19:00	1,11	2,3	1,2	6,81	0,72	3,52	13,84	1,05
	20:00	1,07	4,1	2,12	6,96	0,72	3,52	9,13	0,68
21:00	1,05	3,1	2,19	5,10	0,72	3,52	6,65	0,36	
22:00	1,09	4,4	1,91	8,29	0,72	3,52	11,53	1,04	
Promedio		1,08			6,90		3,52	10,43	

ANEXO 3. Flow Sheet del Proceso Gravimétrico y Lixiviación.



ANEXO 4. Ensayo del picnómetro determinación de peso específico.

ENSAYO # 1

P1: 13,28

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

P2: 13,81

P3: 23,91

$$\gamma = \frac{(13,81-13,28)}{(23,91-13,28)-(23,53-13,81)}$$

P4: 23,53

$$\gamma = 3,53$$

ENSAYO # 2

P1: 13,28

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

P2: 13,75

P3: 23,88

$$\gamma = \frac{(13,75-13,28)}{(23,88-13,28)-(23,54-13,28)}$$

P4: 23,54

$$\gamma = 3,62$$

ENSAYO # 3

P1: 13,27

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

P2: 14,57

P3: 24,46

$$\gamma = \frac{(14,57-13,27)}{(24,46-13,27)-(23,54-13,27)}$$

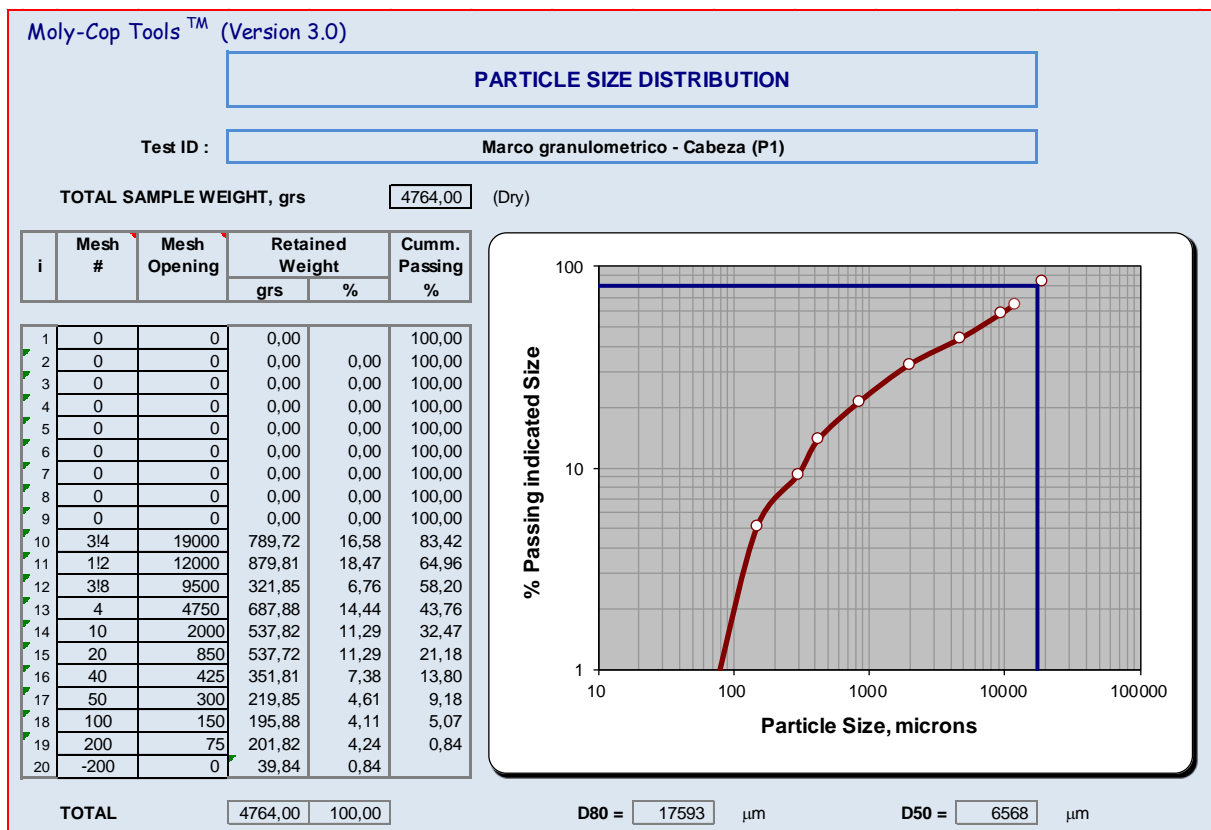
P4: 23,54

$$\gamma = 3,42$$

ANEXO 5. Tablas granulométricas determinadas con el software Moly-Cop Tools 3.0

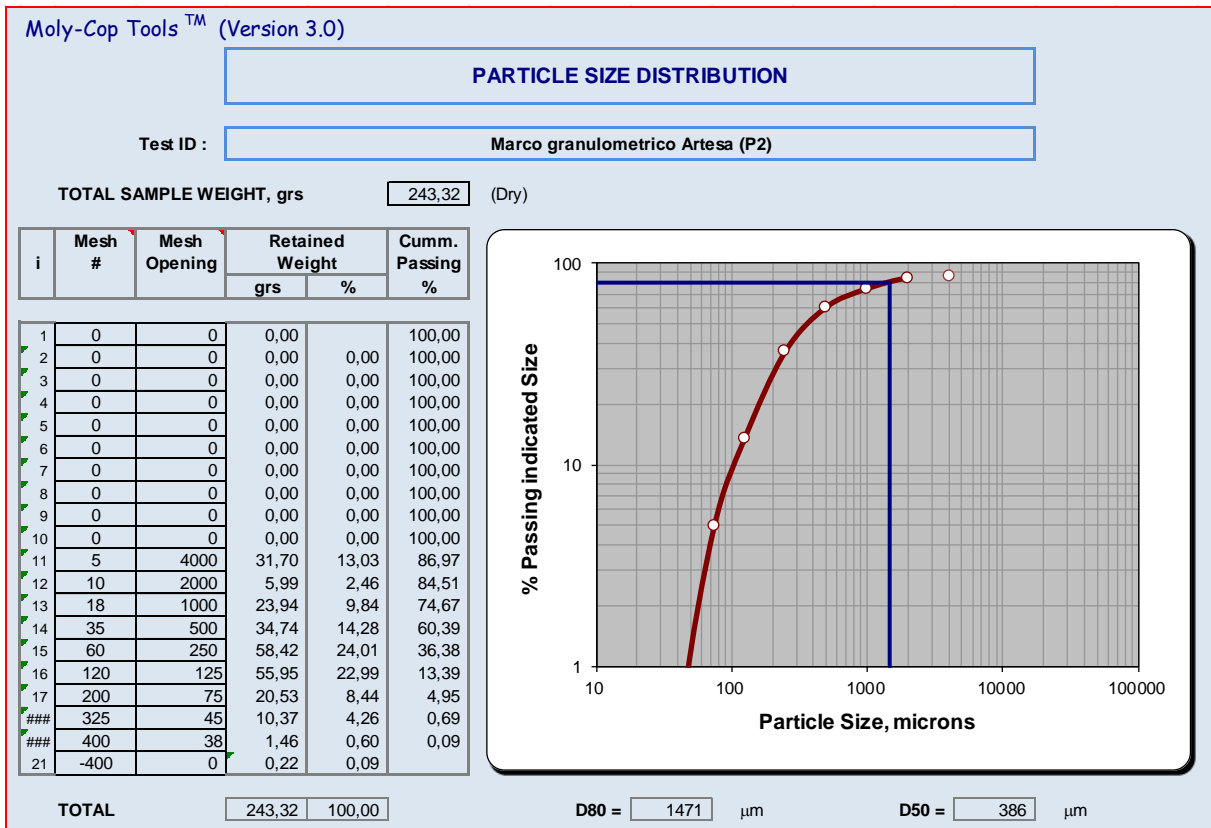
Análisis granulométrico de Cabeza (P1)

N° Malla	Peso	% Peso	%acumulado	% Pasante
3/4	789,72	16,58	16,58	83,42
1/2	879,81	18,47	35,05	64,96
3/8	321,85	6,76	41,81	58,2
4	687,88	14,44	56,25	43,76
10	537,82	11,29	67,54	32,47
20	537,72	11,29	78,83	21,18
40	351,81	7,38	86,21	13,8
50	219,85	4,61	90,82	9,18
100	195,88	4,11	94,93	5,07
200	201,82	4,24	99,17	0,84
-200	39,84	0,84	100	0,00
TOTAL	4764	100		



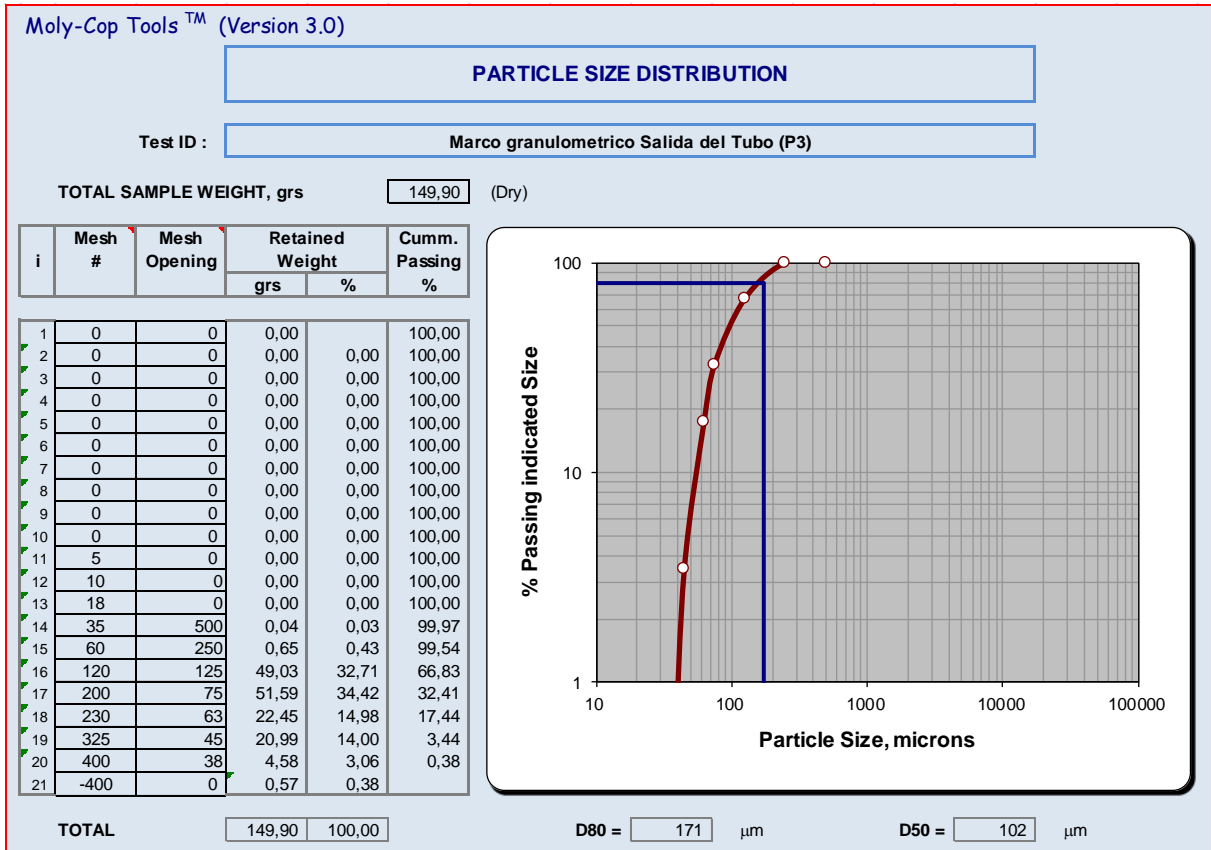
Análisis granulométrico de Artesa (P2)

N° Malla	Peso	% Peso	%acumulado	% Pasante
5	31,7	13,03	13,03	86,97
10	5,99	2,46	15,49	84,51
18	23,94	9,84	25,33	74,67
35	34,74	14,28	39,61	60,39
60	58,42	24,01	63,62	36,38
120	55,95	22,99	86,61	13,39
200	20,53	8,44	95,05	4,95
325	10,37	4,26	99,31	0,69
400	1,46	0,60	99,91	0,09
-400	0,22	0,09	100,00	0,00
TOTAL	243,32	100		



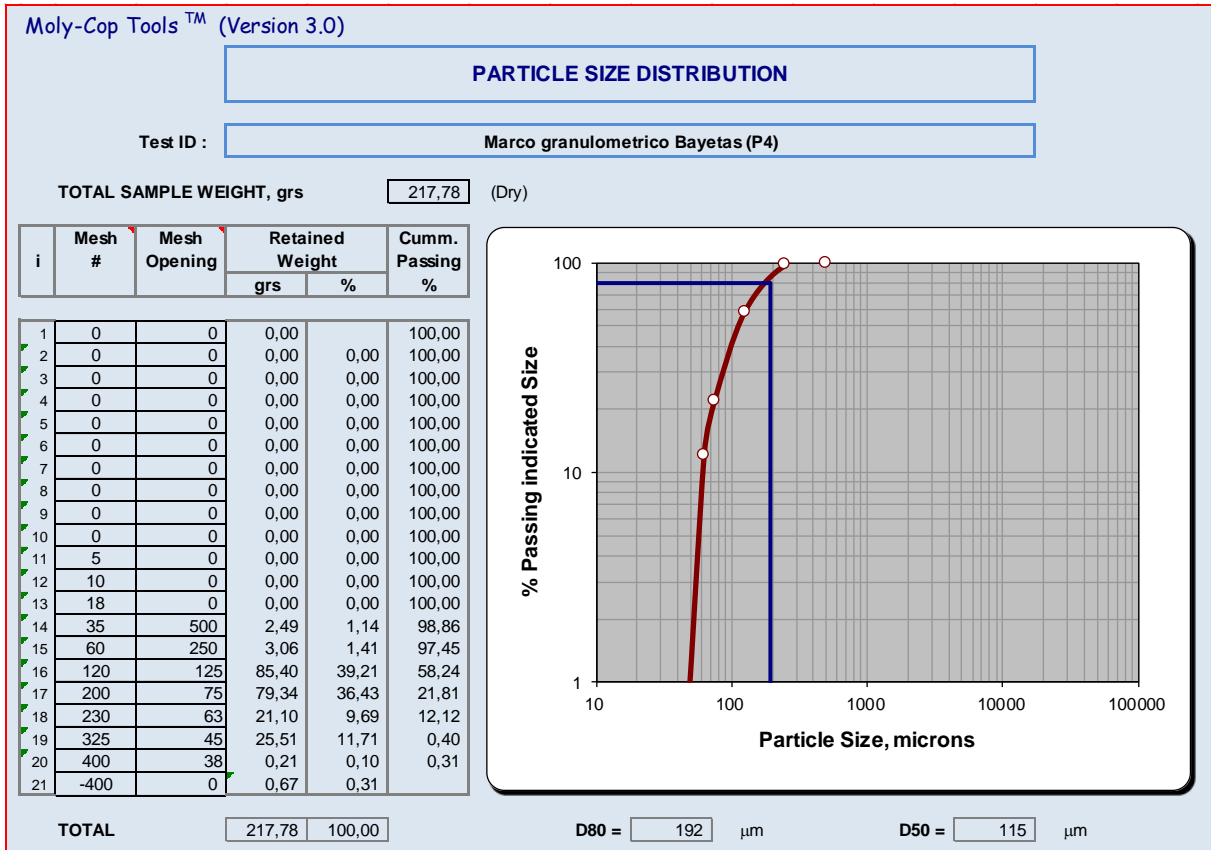
Análisis granulométrico de la Salida del Tubo (P3)

N° Malla	Peso	% Peso	%acumulado	% Pasante
35	0,04	0,03	0,03	99,97
60	0,65	0,43	0,46	99,54
120	49,03	32,71	33,17	66,83
200	51,59	34,42	67,59	32,41
230	22,45	14,98	82,56	17,44
325	20,99	14,00	96,56	3,44
400	4,58	3,06	99,62	0,38
-400	0,57	0,38	100,00	0,00
TOTAL	149,9	100		



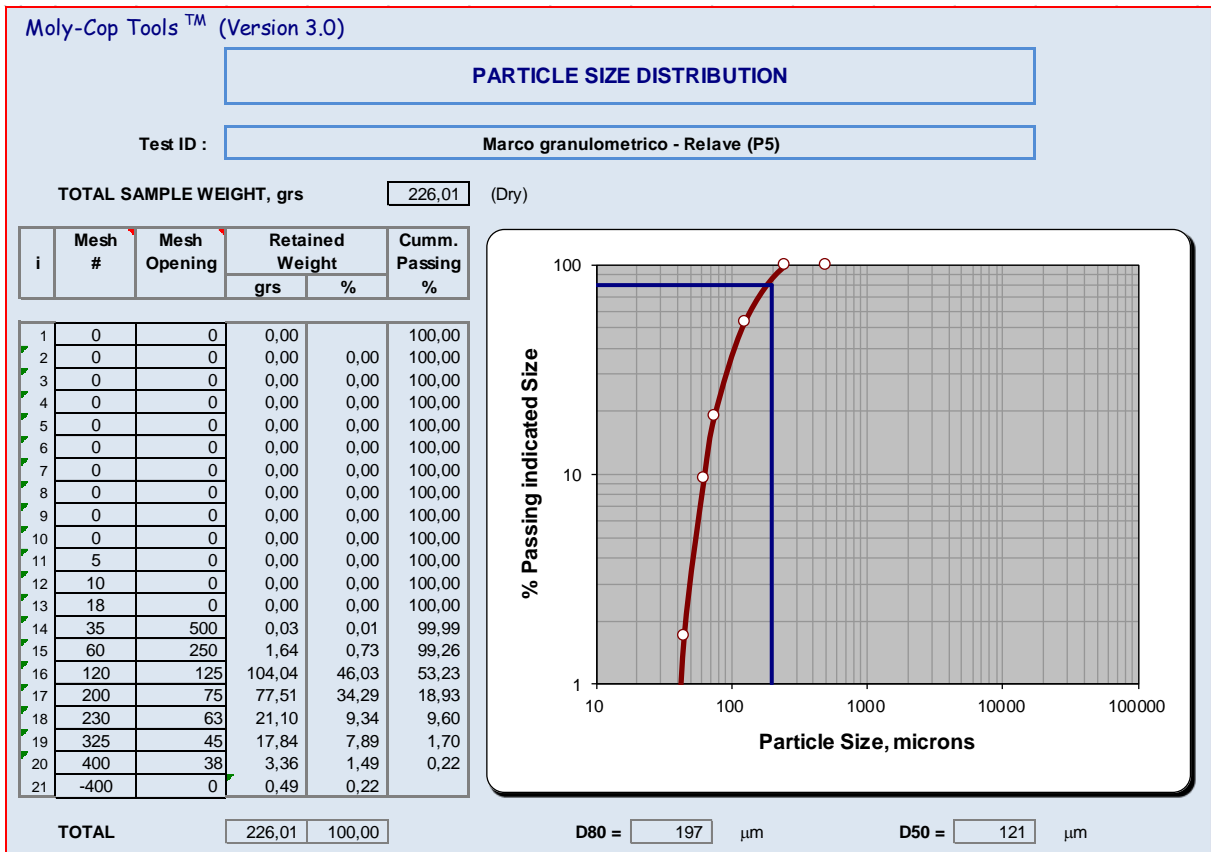
Análisis granulométrico de Bayetas (P4)

N° Malla	Peso	% Peso	%acumulado	% Pasante
35	2,49	1,14	1,14	98,86
60	3,06	1,41	2,55	97,45
120	85,40	39,21	41,76	58,24
200	79,34	36,43	78,19	21,81
230	21,10	9,69	87,88	12,12
325	25,51	11,71	99,60	0,40
400	0,21	0,10	99,69	0,31
-400	0,67	0,31	100,00	0,00
TOTAL	217,78	100		



Análisis granulométrico de Relave (P5)

N° Malla	Peso	% Peso	%acumulado	% Pasante
35	0,03	0,01	0,01	99,99
60	1,64	0,73	0,74	99,26
120	104,04	46,03	46,77	53,23
200	77,51	34,29	81,07	18,93
230	21,10	9,34	90,40	9,60
325	17,84	7,89	98,30	1,70
400	3,36	1,49	99,78	0,22
-400	0,49	0,22	100,00	0,00
TOTAL	226,01	100		



ANEXO 6. Análisis de Mallas Valoradas y Leyes de Oro y Plata.

Cabeza – P1

N° Malla	Peso Muestra	Dore	Peso Au	Ley Au	Ley Promedio	Ley Ag	Ley Promedio
3/4	10,00	0,00134	0,00022	21,84	24,94	109,61	132,09
	10,00	0,00192	0,00028	28,03		154,56	
1/3	10,00	0,00164	0,00021	21,32	19,04	133,99	127,92
	10,00	0,00151	0,00017	16,76		121,86	
3/8	10,00	0,00102	0,00013	13,06	12,15	63,55	83,86
	10,00	0,00121	0,00011	11,24		104,18	
4	10,00	0,00123	0,00015	14,76	17,79	100,12	122,82
	10,00	0,00181	0,00021	20,82		145,52	
10	10,00	0,00116	0,00021	20,65	19,11	82,01	44,53
	10,00	0,00025	0,00018	17,58		7,05	
20	10,00	0,00199	0,00032	32,44	25,88	150,84	129,04
	10,00	0,00140	0,00019	19,32		107,24	
40	10,00	0,00127	0,00017	17,15		104,52	
	10,00						
50	10,00	0,00062	0,00016	16,37	15,20	39,62	68,30
	10,00	0,00116	0,00014	14,04		96,98	
100	10,00	0,00123	0,00062	62,12	64,81	52,28	94,88
	10,00	0,00225	0,00068	67,50		137,48	
200	10,00	0,00152	0,00010	10,26	10,12	130,26	116,67
	10,00	0,00120	0,00010	9,97		103,08	
-200	10,00	0,00113	0,00006	6,45	6,28	101,25	94,70
	10,00	0,00116	0,00006	6,11		88,16	

Malla valorada – P1					
Mallas	Retenidos gr	%	Leyes g/t	Valorado	% Au /#
3/4	789,72	16,58	24,94	4,13	19,52
1/2	879,81	18,47	19,04	3,52	16,60
3/8	321,85	6,76	12,15	0,82	3,88
4	687,88	14,44	17,79	2,57	12,13
10	537,82	11,29	19,11	2,16	10,19
20	537,72	11,29	25,88	2,92	13,79
40	351,81	7,38	17,15	1,27	5,98
50	219,85	4,61	15,20	0,70	3,31
100	195,88	4,11	64,81	2,66	12,58
200	201,82	4,24	10,12	0,43	2,02
-200	39,84	0,84	6,28	0,05	0,25
Total	4764	100,00		21,18	100,00

Ley de Cabeza P1						
Peso	Dore	Peso Au	Ley Au	Ley Promedio	Ley Ag	Ley Promedio
15	0,00192	0,00036	24,13	23,57	103,87	113,10
15	0,00218	0,00035	23,00		122,33	

Artesa – P2

N° Malla	Peso Muestra	Dore	Peso Au	Ley Au	Ley Promedio	Ley Ag	Ley Promedio
5	15,00	0,00157	0,00085	56,67	62,59	48,00	39,35
	14,01	0,00139	0,00096	68,52		30,69	
10	5,73	0,00026	0,00014	24,43		20,94	
	15,00	0,00241					
18	8,26	0,00124	0,00065	78,69		71,43	
35	15,00	0,03841	0,02776	1228,84	1288,87	616,27	853,12
	15,00	0,04597	0,03699	1348,90		1089,97	
60							
	14,42	0,05825	0,05238	2499,13		1042,51	
120	13,07	0,03760	0,03416	1745,90	1520,25	838,97	635,54
	13,81	0,02955	0,02368	1294,60		432,10	
200	4,81	0,00794	0,00414	861,68		399,82	
325	10,22	0,01821	0,01497	988,72		565,40	
400	1,36	0,00189	0,00182	744,06		536,63	
-400	5,69	0,00518	0,00152	267,14		643,23	

Malla valorada – P2					
Mallas	Retenidos gr	%	Leyes g/t	Valorado	% Au /#
5	31,7	13,03	62,59	8,15	0,64
10	5,99	2,46	24,43	0,60	0,05
18	23,94	9,84	78,69	7,74	0,61
35	34,74	14,28	1288,87	184,02	14,49
60	58,42	24,01	2499,13	600,03	47,26
120	55,95	22,99	1520,25	349,57	27,53
200	20,53	8,44	861,68	72,70	5,73
325	10,37	4,26	988,72	42,14	3,32
400	1,46	0,60	744,06	4,46	0,35
-400	0,22	0,09	267,14	0,24	0,02
Total	243,32	100,00		1269,67	100,00

Ley de Cabeza P2						
Peso	Dore	Peso Au	Ley Au	Ley Promedio	Ley Ag	Ley Promedio
10	0,02468	0,01291	1290,76	1282,92	617,00	606,66
10	0,02748	0,01437	1290,76		617,00	

Salida del Tubo – P3

N° Malla	Peso Muestra	Dore	Peso Au	Ley Au	Ley Promedio	Ley Ag	Ley Promedio
120	10,00	0,00079	0,00020	20,15	19,45	52,14	51,62
	10,00	0,00073	0,00019	18,76		51,10	
200	10,00	0,00121	0,00021	21,18	24,56	86,39	81,75
	10,00	0,00110	0,00028	27,94		77,11	
230	10,00						
	10,18	0,00187	0,00037	36,19		127,12	
325	8,52	0,00062	0,00008	9,39	13,48	52,47	48,93
	8,01	0,00057	0,00014	17,58		45,40	
400	4,41	0,00071	0,00008	18,35		129,44	
-400	10,00	0,00165	0,00010	9,90	8,73	142,07	143,69
	10,00	0,00168	0,00008	7,56		145,32	

Malla valorada – P3					
Mallas	Retenidos gr	%	Leyes g/t	Valorado	% Au /#
35/60	0,69	0,46	0	0,00	0,00
120	49,03	32,71	19,45	6,36	28,01
200	51,59	34,42	24,56	8,45	37,21
230	22,45	14,98	36,19	5,42	23,86
325	20,99	14,00	13,48	1,89	8,31
400	4,58	3,06	18,35	0,56	2,47
-400	0,57	0,38	8,73	0,03	0,15
Total	149,9	100,00		22,72	100,00

Ley de Cabeza P3						
Peso	Dore	Peso Au	Ley Au	Ley Promedio	Ley Ag	Ley Promedio
10,01	0,00104	0,00018	17,85	18,50	81,45	86,65
10,00	0,00112	0,00019	19,15		91,84	

Bayetas – P4

N° Malla	Peso Muestra	Dore	Peso Au	Ley Au	Ley Promedio	Ley Ag	Ley Promedio
60	2,93	0,00378	0,00190	647,63		486,37	
120	10,00	0,03363	0,01143	1143,42	1464,80	1277,94	1392,63
	10,00	0,03530	0,01786	1786,18		1507,31	
200	10,00	0,01999	0,00594	593,70	735,30	817,59	850,12
	10,00	0,01923	0,00877	876,89		882,66	
230	10,54	0,01682	0,00732	694,18	687,69	810,68	844,71
	10,00	0,01703	0,00681	681,20		878,75	
325	10,05	0,01674	0,00701	697,92	643,85	916,12	876,61
	10,01	0,01587	0,00590	589,77		837,10	
400	5,14	0,00699	0,00271	527,65		762,92	
-400	5,22	0,00572	0,00158	302,44		672,81	

Malla valorada – P4					
Mallas	Retenidos gr	%	Leyes g/t	Valorado	% Au /#
35	2,49	1,14	0	0,00	0,00
60	3,06	1,41	647,63	9,10	0,91
120	85,4	39,21	1464,80	574,40	57,74
200	79,34	36,43	735,30	267,88	26,93
230	21,1	9,69	687,69	66,63	6,70
325	25,51	11,71	643,85	75,42	7,58
400	0,21	0,10	527,65	0,51	0,05
-400	0,67	0,31	302,44	0,93	0,09
Total	217,78	100,00		994,87	100,00

Ley de Cabeza P4						
Peso	Dore	Peso Au	Ley Au	Ley Promedio	Ley Ag	Ley Promedio
10,10	0,02204	0,01023	1012,53	992,28	1027,81	1035,20
10,13	0,02306	0,01070	972,03		1042,59	

Relaves – P5

N° Malla	Peso Muestra	Dore	Peso Au	Ley Au	Ley Promedio	Ley Ag	Ley Promedio
120	10,00	0,00102	0,00022	22,44	11,51	69,77	31,98
	10,00	0,00108	0,00029	28,73		72,36	
200	10,00	0,00144	0,00029	28,94	14,96	95,62	42,99
	10,04	0,00145	0,00038	37,55		95,46	
400	10,00	0,00210	0,00038	37,80	15,93	164,01	72,30
	10,04	0,00195	0,00033	33,02		157,32	
-400	10,00	0,00293	0,00032	31,64	14,73	238,50	112,93
	10,00	0,00322	0,00034	33,81		263,40	

Malla valorada – P5					
Mallas	Retenidos gr	%	Leyes g/t	Valorado	% Au /#
120	105,71	46,77	11,51	5,38	39,80
200	77,51	34,29	14,96	5,13	37,92
400	42,3	18,72	15,93	2,98	22,04
-400	0,49	0,22	14,73	0,03	0,24
Total	226,01	100,00		13,53	100,00

Ley de Cabeza P5						
Peso	Dore	Peso Au	Ley Au	Ley Promedio	Ley Ag	Ley Promedio
10,15	0,00065	0,00013	13,26	13,38	47,26	48,32
10,16	0,00074	0,00015	13,50		49,38	

Arenas de Amalgamación

Malla valorada – Arenas de Amalgamación					
Mallas	Retenidos gr	%	Leyes g/t	Valorado	% Au /#
120	38,44	15,38	78,01	12,00	23,08
200	90,48	36,19	32,13	11,63	22,37
400	103,66	41,46	43,23	17,92	34,49
-400	17,42	6,97	149,56	10,42	20,05
Total	250	100,00		51,97	100,00

Ley de Cabeza de las Arenas de Amalgamación						
Peso	Dore	Peso Au	Ley Au	Ley Promedio	Ley Ag	Ley Promedio
10,08	0,00123	0,00022	21,35	52,23	89,44	82,20
10,06	0,00104	0,00018	23,11		74,95	

Arenas del Batch 1

Malla valorada – Arenas del Batch 1					
Mallas	Retenidos gr	%	Leyes g/t	Valorado	% Au /#
120	71,42	28,57	4,40	1,26	52,74
200	84,68	33,87	1,10	0,37	15,66
400	67,81	27,12	2,21	0,60	25,14
-400	26,09	10,44	1,48	0,15	6,46
Total	250	100,00		2,39	100,00

Ley de Cabeza de las Arenas del Batch 1						
Peso	Dore	Peso Au	Ley Au	Ley Promedio	Ley Ag	Ley Promedio
10,09	0,00082	0,000013	1,26	2,10	77,17	73,44
10,00	0,00074	0,000012	2,95		69,71	

Arenas del Batch 2

Malla valorada – Arenas del Batch 2					
Mallas	Retenidos gr	%	Leyes g/t	Valorado	% Au /#
120	75,04	30,02	2,68	0,80	39,99
200	108,77	43,51	1,79	0,78	38,64
400	53,98	21,59	1,65	0,36	17,69
-400	12,21	4,88	1,52	0,07	3,68
Total	250	100,00		2,01	100,00

Ley de Cabeza del Batch 2						
Peso	Dore	Peso Au	Ley Au	Ley Promedio	Ley Ag	Ley Promedio
10,07	0,00153	0,000020	2,01	1,95	125,80	116,64
10	0,00134	0,000018	1,90		107,47	

Arenas del Batch 3

Malla valorada – Arenas del Batch 3					
Mallas	Retenidos gr	%	Leyes g/t	Valorado	% Au /#
120	106,22	42,49	3,65	1,55	66,92
200	81,67	32,67	1,33	0,43	18,70
400	12,26	4,90	1,55	0,08	3,28
-400	49,85	19,94	1,29	0,26	11,10
Total	250	100,00		2,32	100,00

Ley de Cabeza del Batch 3						
Peso	Dore	Peso Au	Ley Au	Ley Promedio	Ley Ag	Ley Promedio
10,00	0,00091	0,000020	2,04	1,90	80,99	57,97
10,00	0,00039	0,000009	1,76		34,94	

Arenas del Batch 4

Malla valorada – Arenas del Batch 4					
Mallas	Retenidos gr	%	Leyes g/t	Valorado	% Au /#
120	104,7	41,88	2,74	1,15	40,71
200	86,42	34,57	3,08	1,06	37,72
400	44,68	17,87	2,84	0,51	17,96
-400	14,2	5,68	1,79	0,10	3,61
Total	250	100,00		2,82	100,00

Ley de Cabeza del Batch 4						
Peso	Dore	Peso Au	Ley Au	Ley Promedio	Ley Ag	Ley Promedio
10	0,00117	0,000020	2,01	2,14	109,28	110,18
10	0,00121	0,000021	2,27		111,08	

Arenas del Batch 5

Malla valorada – Arenas del Batch 5					
Mallas	Retenidos gr	%	Leyes g/t	Valorado	% Au /#
120	75,69	30,28	2,08	0,63	33,12
200	88,19	35,28	1,88	0,66	34,79
400	64,45	25,78	1,80	0,46	24,42
-400	21,67	8,67	1,68	0,15	7,66
Total	250	100,00		1,90	100,00

Ley de Cabeza del Batch 5						
Peso	Dore	Peso Au	Ley Au	Ley Promedio	Ley Ag	Ley Promedio
10	0,00032	0,000018	1,82	1,74	25,06	25,38
10	0,00033	0,000019	1,65		25,71	

Arenas del Batch 6

Malla valorada – Arenas del Batch 6					
Mallas	Retenidos gr	%	Leyes g/t	Valorado	% Au /#
120	150,97	60,39	2,27	1,37	69,40
200	64,91	25,96	1,37	0,36	18,04
400	27,41	10,96	1,73	0,19	9,63
-400	6,71	2,68	2,15	0,06	2,93
Total	250	100,00		1,97	100,00

Ley de Cabeza del Batch 6						
Peso	Dore	Peso Au	Ley Au	Ley Promedio	Ley Ag	Ley Promedio
10	0,00087	0,000018	1,83	1,81	81,17	82,53
10	0,00090	0,000019	1,80		83,88	

Arenas del Batch Pequeño

Malla valorada – Arenas del Batch Pequeño					
Mallas	Retenidos gr	%	Leyes g/t	Valorado	% Au /#
120	20,08	13,39	106,54	14,26	23,66
200	41,41	27,61	32,77	9,05	15,01
400	51,27	34,18	26,11	8,92	14,81
-400	37,24	24,83	112,93	28,04	46,52
Total	150	100,00		60,27	100,00

Ley de Cabeza del Batch Pequeño						
Peso	Dore	Peso Au	Ley Au	Ley Promedio	Ley Ag	Ley Promedio
10	0,00191	0,000104	10,39	60,53	175,72	174,76
10	0,00204	0,000111	8,67		173,81	

ANEXO 7. Informe de resultados del procesamiento del material por la plata "SJ"

N°	Fecha	Tanque N°	Densidad	Pulpa	Cabeza	Cola	Oro	Cianuro	Cal
1	11/05/2017	3	1350	14.97	481	0.05	106.48	50	0.5
2	12/05/2017	2	1350	14.97	5.26	0.11	115.21	50	0.5
3	13/05/2017	1	1500	19.59	9.88	0.18	175.47	50	0.5
4	13/05/2017	2	1400	15.65	9.20	0.20	175.68	50	0.5
5	14/05/2017	3	1300	12.94	9.76	0.15	221.13	50	0.5
6	14/05/2017	11	1300	12.94	4.88	0.14	109.07	50	0.5
7	15/05/2017	B1	1150	1.03	166.60	0.31	487.23	15	0
				92.09			1,390.26	315	3

Nota: Esta ilustración solo muestra el oro recuperado de relaves y bayetas.