



UNIVERSIDAD TECNICA PARTICULAR DE LOJA

La Universidad Católica de Loja

ÁREA TÉCNICA

TITULACION DE INGENIERO EN GEOLOGÍA Y MINAS

**Recuperación de oro por flotación y gravimetría de los relaves provenientes
de la industria minera artesanal de La Herradura-Chinapintza**

TRABAJO DE FIN DE TITULACIÓN

AUTOR: Castillo Maldonado, Ariana Baldramina

DIRECTOR: Sanmartín Gutiérrez, Víctor Aurelio, Mgs.

LOJA-ECUADOR

2015

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE FIN DE TITULACIÓN

Mgs. Ingeniero

Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez

DOCENTE DE LA TITULACIÓN

De mi consideración:

El presente trabajo de fin de titulación: Recuperación de oro por flotación y gravimetría de los relaves provenientes de la industria minera artesanal de La Herradura–Chinapintza realizado por Castillo Maldonado Ariana Baldramina ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por cuanto se aprueba la presentación del mismo.

Loja, Octubre de 2014

f.

DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS

“Yo Castillo Maldonado Ariana Baldramina declaro ser autora del presente trabajo de fin de titulación: Recuperación de oro por flotación y gravimetría de los relaves provenientes de la industria minera artesanal de La Herradura – 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 posibles reclamos o acciones legales. Además certifico que las ideas, conceptos, procedimientos y resultados vertidos en el presente trabajo investigativo, son de mi exclusiva responsabilidad.

Adicionalmente declaro conocer y aceptar la disposición del Art. 67 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 de tesis de grado que se realicen a través, o con el apoyo financiero, académico o institucional (operativo) de la Universidad”.

f.

Autor: Castillo Maldonado Ariana Baldramina

Cédula: 1104893829

DEDICATORIA

Este trabajo se los dedico a Dio, por haberme dado la vida.

Con mucho amor a mis padres Francisco y Gloria, por ser el pilar fundamental de mi vida, quienes con amor supieron educarme con valores y principios enseñándome a ser perseverante, por su apoyo incondicional y sobre todo por el sacrificio que hacen posible la culminación de esta meta y uno más de mis sueños.

A mis hermanos Francis y Elvis por estar ahí junto a mí y apoyarme durante toda mi vida.

A toda mi familia, en especial a mis abuelitos Germán (+) y Julia quienes ayudaron a mi formación brindándome apoyo y mucho cariño; a mi tío Wilson por tus sabios consejos y apoyo moral que permiten hacer de mí una mejor persona cada día, alentándome a conseguir mis sueños sin rendirme jamás.

La Autora.

AGRADECIMIENTO

Mi profundo agradecimiento primeramente a la Universidad Técnica Particular de Loja, templo del saber que me acogió durante estos años de formación profesional; a todos los docentes del Departamento de la Titulación de Geología y Minas por brindarme la ayuda y haberme impartido conocimientos que ayudaron a guiarme en la realización del presente trabajo de investigación.

A mi tutor Ing. Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez, Director de tesis por guiarme y brindar su aporte técnico durante todo el desarrollo de este proyecto, por su paciencia y charlas.

A mis padres porque gracias a ellos no hubiera sido posible la culminación de este sueño, no me alcanzaría la vida para agradecerles tanto amor, comprensión, apoyo. Gracias papis por sacar adelante a su "Gordita".

INDICE DE CONTENIDOS

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE FIN DE TITULACIÓN	ii
DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS	iii
DEDICATORIA	iv
AGRADECIMIENTO	v
ÍNDICE DE CONTENIDOS.....	vi
ÍNDICE DE FIGURAS.....	ix
ÍNDICE DE TABLAS	ix
ÍÍNDICE DE FOTOGRAFÍAS.....	x
RESUMEN EJECUTIVO	11
ABSTRACT	12
INTRODUCCIÓN.....	13
CAPITULO I.....	14
GENERALIDADES.....	14
1.1 Justificación.....	15
1.2 Objetivos	15
1.2.1 Objetivo General.....	15
1.2.2 Objetivos Específicos.....	16
1.3 Hipótesis	16
CAPITULO II	17
CARACTERÍSTICAS FÍSICO-GEOGRÁFICAS DEL SECTOR.....	17
2.1 Ubicación	18
2.2 Acceso.....	19
2.3 Clima.....	19
2.4 Geomorfología	19
2.5 Estudio Geológico	19
2.5.1 Geología Regional.....	19
2.5.1.1 Litologías Pre-Batolíticas.....	21
2.5.1.1.1 Unidad Sabanilla.....	21
2.5.1.1.2 Unidad Piuntza.....	21
2.5.1.1.3 Unidad Misahuallí.....	21
2.5.1.2 Complejo Intrusivo de Zamora.....	22
2.5.1.3 Litologías Post- Batolíticas.....	22
2.5.1.3.1 Formación Hollín.....	22

2.5.1.3.2 Formación Napo	22
2.5.2 Geología Local.....	23
2.6 Teoría y Conceptos del oro.....	24
2.6.1 Historia del oro.....	24
2.6.2 Propiedades del oro.....	24
2.6.2.1 Propiedades físicas.....	24
2.6.2.2 Composición y Estructura.....	25
2.6.2.3 Diagnóstico.....	25
2.6.2.4 Yacimiento.....	25
2.6.2.5 Empleo.....	26
CAPITULO III.....	27
MÉTODOS DE BENEFICIO.....	27
3.1 Proceso de Flotación.....	28
3.1.1 Reactivos de Flotación.....	28
3.1.1.1 Colectores.....	28
3.1.1.2 Espumantes.....	29
3.1.1.3 Reguladores.....	30
3.1.1.3.1 Depresores	30
3.1.1.3.2 Activadores	30
3.1.1.3.3 Reguladores	30
3.2 Concentración por Gravedad.....	31
3.2.1 Principios de la concentración gravimétrica.....	31
3.2.2 Concentradores centrífugos.....	31
3.2.2.1 Concentrador Centrífugo Knelson.....	32
3.2.2.1.1 Beneficios del Concentrador Knelson	32
CAPITULO IV.....	33
METODOLOGÍA Y PLANIFICACIÓN DE LAS PRUEBAS.....	33
4.1 Muestreo.....	34
4.2 Preparación de la muestra.....	35
4.2.1 Secado.....	35
4.2.2 Homogenización y cuarteo.....	36
4.3 Caracterización de las muestras de relaves.....	37
4.3.1 Peso Específico.....	37
4.3.2 Análisis Mineralógico.....	37

4.3.2.1	Preparación de las briquetas.....	38
4.3.3	Análisis Químico.....	38
4.3.3.1	Fusión Copelación.....	38
4.3.3.2	Lectura por Absorción Atómica.....	41
4.3.3.2.1	<i>Digestión del dore.</i>	41
4.3.4	Análisis Granulométrico.....	41
4.4	Métodos Metalúrgicos.....	43
4.4.1	Concentración Knelson.....	43
4.4.2	Método de Flotación.....	44
4.4.3	Método Concentración Knelson – Flotación.....	47
CAPITULO V.....		48
ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS.....		48
5.1	Caracterización de la muestra.....	49
5.1.1	Peso Específico.....	49
5.1.2	Análisis Mineralógico.....	49
5.1.2.1	Análisis de Difractometría de Rayos X.....	51
5.1.3	Análisis Químico de cabeza.....	53
5.1.4	Análisis Granulométrico.....	54
5.2	Concentración por Knelson.....	57
5.3	Concentración por Flotación.....	64
5.4	Concentración combinando Knelson-Flotación.....	66
CAPITULO VI.....		67
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....		67
6.1	Conclusiones.....	68
6.2	Recomendaciones.....	69
REFERENCIA BIBLIOGRAFICA.....		70
ANEXOS.....		72
Anexo 1: Cálculo de Peso Específico del Relave.....		72
Anexo 2.....		74
Anexo 2.1: Cálculos Granulométricos de optimización de la molienda en 0 minutos.....		74
Anexo 2.2: Transformación de Micrómetros a N° de Mallas.....		75
Anexo 3: Serie de tamices de Estados Unidos y equivalentes de Tyler (ASTM ___ E-11-61)		76
Anexo 4: Dosificación de reactivos para flotación.....		78
Anexo 5: Dilución de reactivos para flotación en 100ml.....		79

Anexo 6: Ejemplo de Balance Metalúrgico.....	80
Anexo 7: Ejemplo de recalcu de leyes	81

INDICE DE FIGURAS

Figura N° 1.	Ubicación y Acceso al área minera.....	18
Figura N° 2.	Geología Regional de la cordillera del Cóndor, Distrito Zamora.....	20
Figura N° 3.	Geología del campo minero Chinapintza.....	23
Figura N° 4.	Diagrama del análisis de Difractometría del relave.....	52
Figura N° 5.	Curvas Granulométricas de los diferentes tiempos de molienda.....	56
Figura N° 6.	Diagrama del porcentaje de recuperación de Au en la Etapa 1 del Knelson.....	58
Figura N° 7.	Diagrama del porcentaje de recuperación de Au en la Etapa 2 del Knelson.....	59
Figura N° 8.	Diagrama del porcentaje de recuperación de Au en el recalcu de leyes de los ensayos Knelson.....	61
Figura N° 9.	Diagrama de granulometrías del Knelson respecto al porcentaje de recuperación y ley de Au.....	62
Figura N° 10.	Diagrama de malla 163,8 respecto a la ley de Au y rendimiento.....	63
Figura N° 11.	Diagrama del porcentaje de recuperación de Au por Flotación.....	65

INDICE DE TABLAS

Tabla N° 1.	Coordenadas UTM del lugar de muestreo.....	34
Tabla N° 2.	Compuestos de la mezcla fundente.....	39
Tabla N° 3.	Dosificación de reactivos de Flotación.....	45
Tabla N° 4.	Adición de reactivos a 100 ml de solución.....	46
Tabla N° 5.	Determinación del peso específico.....	49
Tabla N° 6.	Porcentajes de minerales presentes en sección pulida.....	50
Tabla N° 7.	Minerales resultantes de la Difractometría.....	52
Tabla N° 8.	Análisis Químico de cabeza del relave.....	53
Tabla N° 9.	Granulometría a diferentes tiempos de molienda.....	54
Tabla N° 10.	D80 de los tiempos de molienda.....	55
Tabla N° 11.	Balances Metalúrgicos de los ensayos Knelson en la Etapa 1.....	57
Tabla N° 12.	Balances Metalúrgicos de los ensayos Knelson en la Etapa 2.....	59
Tabla N° 13.	Recalcu de leyes de la Etapa 1 y 2 de los ensayos de Knelson.....	60
Tabla N° 14.	Mejor malla de concentración en Knelson.....	63
Tabla N° 15.	Rendimiento de Au por Flotación en las Etapas 1 y 2.....	64

Tabla N° 16.	Balances Metalúrgicos de concentración Knelson-Flotación.....	66
---------------------	---	----

INDICE DE FOTOGRAFIAS

Foto N° 1.	Muestreo del relave.....	34
Foto N° 2.	Proceso de secado de muestra.....	35
Foto N° 3.	Proceso de disgregación, homogenización y cuarteo de muestra.....	36
Foto N° 4.	Determinación del peso específico.....	37
Foto N° 5.	Proceso de Fusión-Copelación.....	40
Foto N° 6.	Análisis Granulométrico en seco y deslamado.....	42
Foto N° 7.	Concentrador Centrífugo Knelson.....	44
Foto N° 8.	Celda de Flotación Denver.....	46
Foto N° 9.	Imágenes de los minerales opacos presentes en la sección pulida, captados con el microscopio Olympus BH-2 por luz reflejada.....	51

RESUMEN EJECUTIVO

El presente trabajo de investigación ***“Recuperación de oro por flotación y gravimetría de los relaves provenientes de la industria minera artesanal de La Herradura-Chinapintza”*** busca mejorar la recuperación de oro de los relaves con métodos como la flotación y el concentrador Knelson.

Los resultados corresponden al sector La Herradura-Chinapintza; fueron analizados en el laboratorio de Metalurgia del Departamento de Geología y Minas.

El análisis mineralógico de Microscopía como de Difractometría de Rayos X, se determinó los minerales que conforman el relave como: pirita (FeS_2), Esfalerita (ZnS), entre otros. Para el análisis granulométrico se realizó la optimización de molienda a tiempos 10, 15, 20, 25, 30, 35 minutos, para obtener la distribución granulométrica del oro.

Los mejores resultados de Flotación se obtuvieron en la malla Nro. 200,2 con el colector Aerofloat 25-31, con 31,76% de rendimiento de Au; en Knelson los mejores resultados en la malla Nro. 163,8 a 1 PSI con un 42,28%. Se realizó un combinado entre ambos métodos de concentración, resultando una recuperación de Au muy buena de 53,76%.

Palabras clave: Oro, Relave, Flotación, Knelson, Chinapintza-La Herradura, Mineralogía, Metalurgia.

ABSTRACT

This research project "***Recovery of gold by flotation tailings and gravimetry from artisanal mining in La Herradura-Chinapintza***" seeks to improve the recovery of gold from tailings more effective as flotation and methods Knelson centrifugal concentrator.

The results correspond to the sector La Herradura - Chinapintza ; were analyzed in the laboratory of Department of Metallurgy Geology and Mines.

Both the mineralogical analysis by microscopy and X-ray diffractometry, determined the minerals which make up the tailings: pyrite (FeS₂), sphalerite (ZnS), and others. For the screen analysis optimizing Milling was performed at different times 10, 15, 20, 25, 30, 35 minutes, to obtain the particle size distribution of gold.

The best results Flotation was obtained in the mesh # 200.2 with collector Aerofloat 25-31 with a gold range recovery of 31.76%; in the same way applying Knelson concentrator the best range recovery was 42,28 %, in mesh # 163,8 with 1PSI. A combination of methods was developed, where the best gold recovery was 53.76% which is good.

Keywords: Gold, Tailings, Flotation, Knelson, Chinapintza-La Herradura, Mineralogy, Metallurgy.

INTRODUCCIÓN

La Geología y Minería, son ciencias que aplicadas al conocimiento y aprovechamiento de recursos naturales, constituyen bases fundamentales en el desarrollo socio-económico de un país, siendo promotoras y soporte de la expansión regional en diferentes épocas. Dentro de la industria minero-metalúrgica la extracción de valores metálicos, en este caso minerales auríferos, a tenido gran importancia debido a la creciente demanda.

El Ecuador, es un país con riquezas en oro cuya explotación se realiza en gran parte en pequeña escala y de manera artesanal. Los yacimientos de minerales más importantes se encuentran en la parte suroriental del país en las provincias de Zamora Chinchipe y Morona Santiago.

Uno de los principales distritos mineros del Ecuador es, el Distrito minero Chinapintza, en Zamora Chinchipe en donde existen algunas plantas de procesamiento del mineral aurífero, entre ellas se encuentra La Herradura.

Durante el proceso de beneficio del metal, muchas de las minas utilizan mercurio, cianuro y otros elementos de alta toxicidad que al ser manipulados en forma inadecuada ocasionan grave daño a la salud y al medio ambiente.

Esta mala práctica llevada a cabo por las comunidades mineras, se debe a la disposición de residuos sólidos sin ningún control, a la no aceptación de nuevas tecnologías limpias viables que permitan minimizar la contaminación y aumentar la recuperación según las características del mineral, a la falta de planeamiento minero y planes de manejo ambiental o su inadecuada formulación, a la baja o nula capacitación del personal en estas labores, a la ausencia de programas de salud ocupacional y seguridad industrial y al desconocimiento de los verdaderos riesgos e implicaciones por el mal manejo de estas sustancias.

Como producto de esta labor se acumula un relave que cada vez adquiere un gran volumen.

La presente investigación tiene como objetivo fundamental mejorar la recuperación del mineral aurífero de estos relaves, mediante el proceso de flotación y concentración gravimétrica, estimando su rendimiento; con la finalidad de minimizar el uso indebido de mercurio, cuando existen otras alternativas de recuperación de oro.

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 Justificación

En el área minera de Chinapintza existe mucha actividad que se dedica a la pequeña minería enfocada a la extracción del mineral aurífero, que en muchos casos procesa su mineral en plantas convencionales propias de la zona o realizan procesos no adecuados obteniéndose bajas recuperaciones en oro; se ha dejado muchos minerales y relaves o rípios que contiene oro con contenidos apreciables que son altamente rentables. Tradicionalmente son acumulados como desmonte o material que es dejado en veta.

El reto para este proyecto consiste en conocer a profundidad el tratamiento de estos relaves y las variables de proceso; así como el interés de desarrollar procedimientos tecnológicos que puedan servir especialmente para los pequeños mineros, contrarrestando el uso de mercurio (Hg) en el proceso, y poder brindar alternativas de desarrollo en cuanto a procesos de producción que contribuyan a la pequeña minería de nuestro país.

En el presente proyecto se caracteriza el mineral de relave, realizando los ensayos de laboratorio como son: el análisis mineralógico, análisis químico y análisis granulométrico, que nos servirá para aplicar los métodos alternativos de concentración de Au, como son la Flotación de minerales auríferos y la concentración gravimétrica por Knelson; optimizando de esta manera, la recuperación del mineral y logrando así incrementar la rentabilidad en la explotación de los yacimientos mineros.

Partiendo de distintos referentes, se podría buscar la necesidad de impulsar una planta de procesamiento que pueda tratar relaves o minerales que contengan oro. El presente proyecto contribuye a tal impulso.

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo General.

- ▶ Mejorar la recuperación de oro de relaves utilizando métodos de concentración como la flotación y la concentración centrífuga por Knelson, estimando el rendimiento de cada método.

1.2.2 Objetivos Específicos.

- ▶ Análisis Mineralógico de los relaves.
- ▶ Análisis Químico de cabeza.
- ▶ Análisis Granulométrico.
- ▶ Concentración de oro por método centrífugo Knelson.
- ▶ Flotación de minerales, donde el mayor componente es el oro.

1.3 Hipótesis

Empleando los métodos de concentración por Flotación y concentración por gravimetría Knelson, se mejorará la recuperación de oro, de los relaves.

CAPITULO II

CARACTERÍSTICAS FÍSICO-GEOGRÁFICAS DEL SECTOR

2.1 Ubicación

El sector minero La Herradura-Chinapintza se encuentra ubicado en la parroquia Nuevo Quito, del cantón Paquisha; en la provincia de Zamora Chinchipe, al Sur del Ecuador.

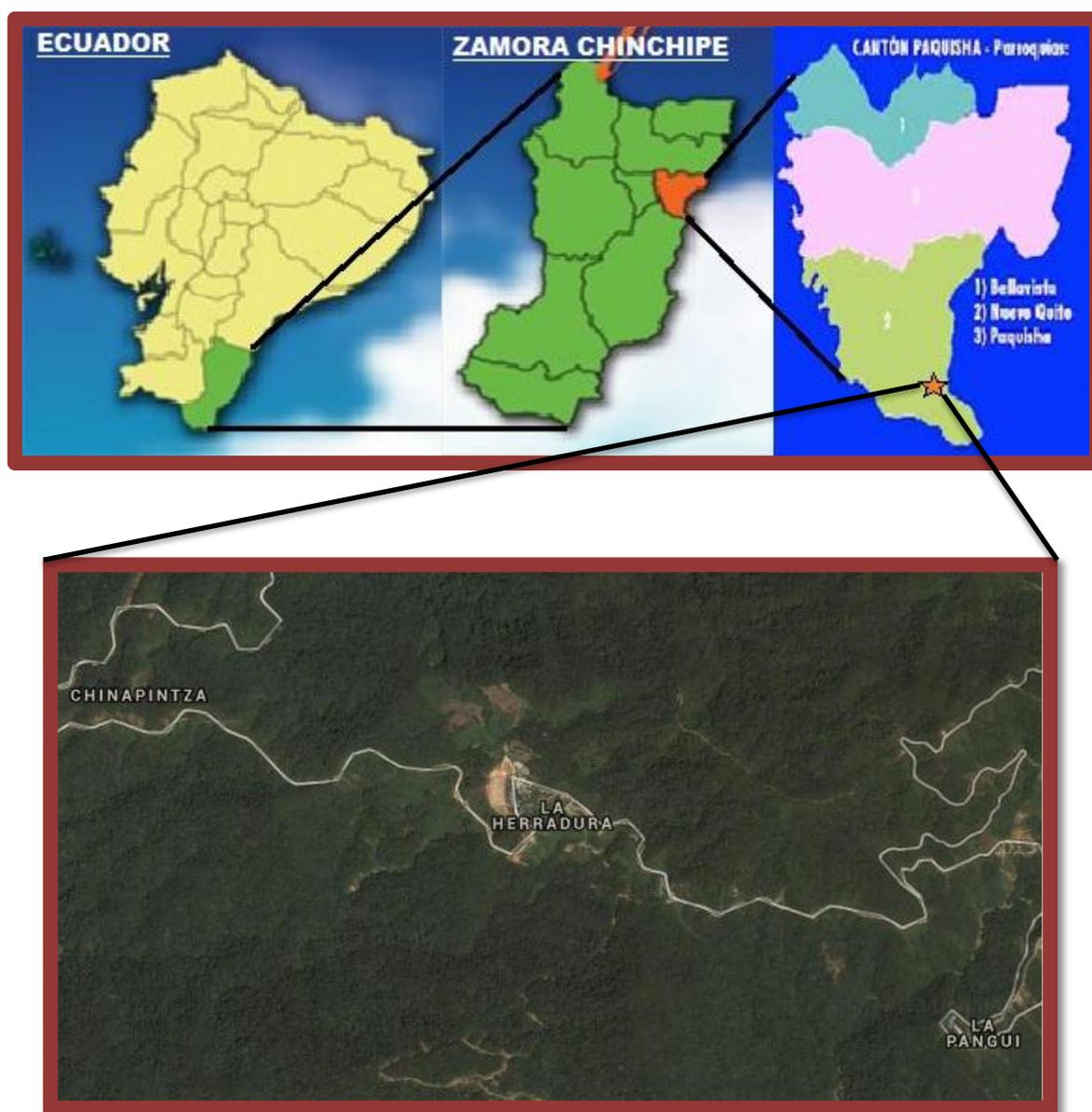


Figura Nº 1. Ubicación y Acceso al área minera.

Fuente: Castillo, 2014

2.2 Acceso

Desde la ciudad de Loja, Zamora, hasta Zumbi, la vía es de primer orden asfaltada, la misma que avanza hacia Yanzatza-El Pangui-Gualaquiza en la provincia de Morona Santiago. Desde Zumbi se toma la vía a Paquisha, es de tercer orden, luego, se toma un carretero que avanza hacia Nuevo Quito-Puerto Minero (La Punta)-Chinapintza-La Herradura.

2.3 Clima

El clima en el sector Chinapintza-La Herradura es subtropical, las temperaturas oscilan entre los 18°C y 29°C. Las precipitaciones son del orden de 2 a 4 m/año, con precipitaciones máximas entre enero y abril; sin embargo las fuertes lluvias pueden ocurrir en cualquier época del año. El promedio de humedad durante todo el año es de 79%. La niebla y la nubosidad es típica durante la estación lluviosa.

2.4 Geomorfología

El sector está ubicado en la región amazónica al SO del Ecuador, y está situado en las faldas occidentales de la Cordillera del Cóndor, en la frontera entre Ecuador y Perú. Las elevaciones dentro del área de estudio esta aproximadamente alrededor de 1,900 msnm. La topografía es muy accidentada y las pendientes son empinadas, las montañas cubiertas de bosques tropicales típicas y vegetación densa.

2.5 Estudio Geológico

2.5.1 Geología Regional.

El distrito minero de Zamora comprende parte de la región morfoestructural de la Sierra del Cóndor dentro de la Zona Subandina. Este distrito incluye los campos mineros del: Cinturón de Nambija, Campo Minero de CHINAPINTZA y el Cinturón de San Juan Bosco.

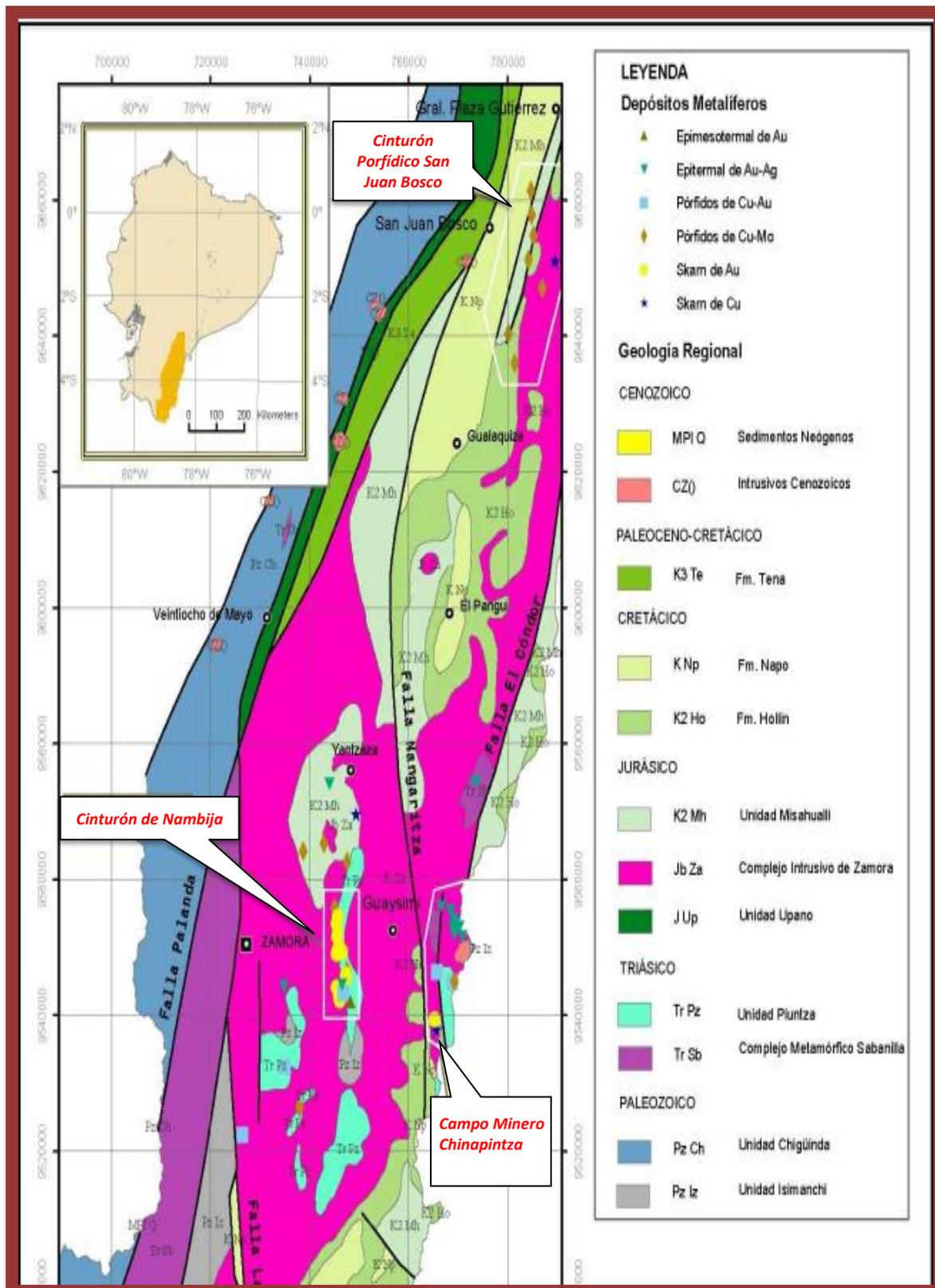


Figura Nº 2. Geología Regional de la cordillera del Cóndor, Distrito Zamora

Fuente: PRODEMINCA 2000

2.5.1.1 Litologías Pre-Batolíticas

2.5.1.1.1 Unidad Sabanilla.

La Unidad Sabanilla comprende un Cinturón de dirección NE-SW, en contacto con las unidades Chiguinda e Isimanchi; estas rocas consisten en un conjunto de orto y paragneis de mediano y alto grado (Paladines, 1989) ^[13]

Esta unidad aparece al este sobre el Batolito de Zamora, en el campo minero Chinapintza y al Norte controlado por la falla El Cóndor.

2.5.1.1.2 Unidad Piuntza.

Unidad Piuntza de edad Triásica se encuentra como techos colgantes dentro del Batolito de Zamora. Consiste en secuencias volcánico – sedimentarias de origen continental y marino. En contacto con el Batolito de Zamora se genera cuerpos skarnificados.

La Unidad Piuntza es considerada como parte de una cuenca restringida del Sureste del Ecuador, por el hecho de no encontrarse al Norte entre las formaciones Macuma y Santiago en el levantamiento del Cutucú (Paladines y Soto, 2010) ^[14]

2.5.1.1.3 Unidad Misahuallí.

Unidad Misahuallí, una fase volcánica del arco magmático continental que genera el Batolito de Zamora. Esta unidad incluye de manera general a todas las rocas de origen volcánico restringidas al cinturón subandino.

En el levantamiento del Cutucú la Unidad Misahuallí se halla sobreyacente a la Formación Santiago y subyacente a la Formación Hollín (Paladines y Soto, 2010) ^[14] comprende una serie de basaltos gris, tobas, brechas intercaladas con lutitas rojas, areniscas y conglomerados, también asociado con intrusiones subvolcánicas (Paladines, 1989) ^[13]

2.5.1.2 Complejo Intrusivo de Zamora.

Es un complejo intrusivo de aproximadamente 200 km de largo y 50 km de ancho, dividido en tres bloques por las fallas La Canela y Nangaritza de Norte-Sur (ver Figura 2). Constituye un conjunto de litologías como granodioritas hornbléndicas, dioritas hornblendicas, granodioritas hornblendicas con cristales de feldspatos potásicos, intrusivos subvolcánicos granulados, stoks de momzogranitos y cuarzomonzonitas, etc. (Paladines, 1989).^[13] De acuerdo a análisis geoquímico es determinado como plutones tipo “I” como producto de un arco volcánico continental en respuesta al inicio de la subducción durante el Jurásico.

La edad más aceptada está entre 170 y 190 Ma.

2.5.1.3 Litologías Post- Batolíticas.

2.5.1.3.1 Formación Hollín.

Formación Hollín, del Apptiano, se presenta como bloques discontinuos que bordean el lado Este del Batolito de Zamora en el límite con el Perú (ver Figura 2); constituida de areniscas cuarzosas de color blanco, a veces con “ripple marks”, algunos sitios con capas de guijarros con intercalaciones de lutitas arenosas y lutitas negras carbonosas (Paladines, 1989).^[13]

2.5.1.3.2 Formación Napo.

Formación Napo, del Albiano, presenta una distribución similar a la de la Formación Hollín. Se la puede ubicar como pequeñas rebanadas tectónicas junto a la falla la Canela (ver Figura 2). Constituida por una serie de calizas fosilíferas, intercaladas con areniscas calcáreas y abundantes lutitas negras (Paladines, 1989).^[13]

La formación Napo sobreyace concordante a la Formación Hollín y subyacida por la Formación Tena.

2.5.2 Geología Local.

En el campo minero de Chinapintza, la mineralización aurífera en forma de vetas, brechas y “stockworks” es de tipo epitermal de baja sulfuración relacionado con un complejo volcánico-subvolcánico de edad Cretácico Medio (Prodeminca, 2000).^[11] Estos depósitos están relacionados a los volcánicos Misahuallí, en la parte Norte del Batolito de Zamora; las volcanitas incluyen riolitas, dacitas, tobas y brechas, brechas intrusivas y esquistos negros, instruidos por pórfidos cuarzo feldespáticos y granitos hornblendíticos. Estas rocas son parte de un centro volcánico de 9 km² las cuales localmente han sido silicificadas, cericitizadas y argilizadas (Paladines y Soto, 2010).^[14]

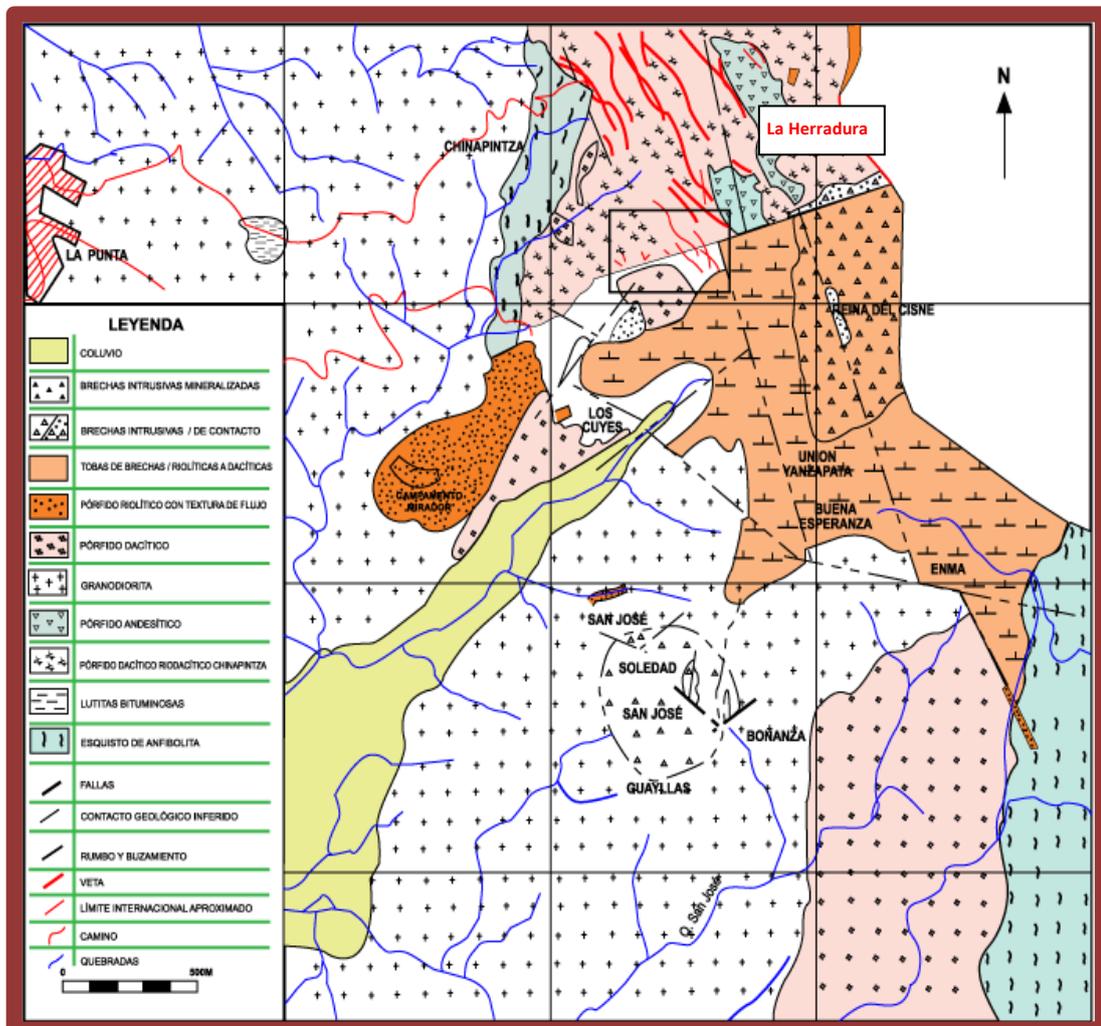


Figura N° 3. Geología del campo minero Chinapintza-La Herradura

Fuente: PRODEMINCA, 2000.

2.6 Teoría y Conceptos del oro

2.6.1 Historia del oro.

El oro fue el primer metal que llamó la atención del hombre, ya que es uno de los pocos que se encuentran en la naturaleza en un estado relativamente puro y resiste la acción del fuego sin ennegrecerse o experimentar ningún daño. Por otra parte, como en el estado nativo suele tener una gran belleza, ello atrajo poderosamente la atención del hombre primitivo. Utensilios de oro se han encontrado en capas culturales de la época neolítica (5,000 – 4,000 años antes de nuestra era). En territorios de Egipto, Asiría y el sur de Europa el oro se explotaba desde hace 5,000 – 4,000 años.

En América en su descubrimiento, a fines del siglo XV se inaugura la Edad Moderna, vuelve a abundar el metal, en algunos países de América (México, Perú, Bolivia y Chile) se produjeron grandes cantidades de oro que enriquecieron las capitales de Europa durante los siglos XVI, XVII y XVIII. En Norte América la producción comienza en el siglo XIX en los Estados Unidos; en Carolina del Norte en 1801 y en Georgia en 1829. En el Oriente ecuatoriano, en la zona de Zamora, en el siglo XVI, se encontró la pepa más grande de América, la lagrima del sol (9 kg), la cual fue obsequiada por el Adelantado Don Juan de Salinas al Rey Felipe II de España (Paladines y Soto).^[14]

Aunque el oro haya sido el primer metal que atrajo la atención del hombre, su utilización aún para ornamentos de carácter simple no fue alcanzado hasta tanto que el arte de fundirlo no fuera inventado en la edad de bronce. De todos modos el oro ha influido favorablemente en el progreso de la civilización pues el afán de poseerlo ha llevado al hombre a explotar y colonizar territorios.

2.6.2 Propiedades del oro.

2.6.2.1 *Propiedades físicas.*

El oro se halla en la naturaleza en una proporción bajísima. Es un metal de color amarillo característico, blando, muy dúctil y maleable, pues puede reducirse a láminas hasta una diezmilésima de milímetro de espesor (pan de oro); en la escala de dureza de Mohs está entre 2.5 y 3 (Atlas Océano).^[12] Es inalterable frente a los agentes atmosféricos y solo es

atacable por muy pocos agentes químicos, como el cloro, el bromo, el agua regia, el mercurio y el cianuro de sodio en presencia de oxígeno.

2.6.2.2 *Composición y Estructura.*

Entre el oro y la plata, existe una serie completa de soluciones sólidas y la mayor parte del oro contiene plata. El mineral de oro del campo minero Chinapintza es Electrum (35% Ag).

2.6.2.3 *Diagnóstico.*

El oro se distingue de otros sulfuros amarillos (particularmente la pirita y la calcopirita) y de las pajuelas amarillas de mica alterada por su ductibilidad y gran peso específico. Se funde fácilmente a 1063°C (Atlas Océano).^[12]

2.6.2.4 *Yacimiento.*

Aunque el oro es un elemento raro, aparece en la naturaleza diseminado en pequeñas cantidades. Se halla corrientemente en filones que tienen relación genética con rocas ígneas de tipo silíceo. Gran parte aparece como metal nativo, siendo el telurio y posiblemente, el selenio los únicos elementos que se le combinan en la naturaleza. La principal fuente de oro son los llamados filones hidrotermales de cuarzo y oro, donde junto con la pirita y otros sulfuros, el oro fue depositado por soluciones minerales ascendentes que lo contenían. El oro está simplemente mezclado mecánicamente con los sulfuros y no en forma de combinación química alguna. En la superficie terrestre y cerca de ella, los sulfuros que contienen oro normalmente están oxidados, dejándolo libre y haciendo así su extracción muy fácil. En la mayoría de los filones, el oro está finamente bien dividido y distribuido de forma tan uniforme, que su presencia no puede ser detectada por simple inspección. Los filones que contienen oro, sometidos a la acción del tiempo y meteorizados, liberan el oro que, o bien queda en el manto del suelo, arenas fluviales, o es arrastrado a los arroyos vecinos para formar placeres (Atlas Océano).^[12] Debido a su gran peso específico, el oro se separa mecánicamente de los materiales más ligeros, de las arenas y lechos de la corriente.

2.6.2.5 Empleo.

Empleo. El principal empleo del oro se da en joyería, instrumentos científicos, placados electrolíticos, pan de oro, prótesis dentales y en lingotes de inversión.

CAPITULO III

MÉTODOS DE BENEFICIO

3.1 Proceso de flotación

La definición tradicional de flotación dice que es una técnica de concentración de minerales en húmedo, en la que se aprovechan las propiedades físico-químicas superficiales de las partículas para efectuar la selección. En otras palabras, se trata de un proceso de separación de materias de distinto origen que se efectúa desde sus pulpas acuosas por medio de burbujas de gas y a base de sus propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas. ^[17]

Según la definición, la flotación contempla la presencia de tres fases: sólida, líquida y gaseosa. La fase sólida está representada por las materias a separar, la fase líquida es el agua y la fase gas es el aire. Los sólidos finos y liberados y el agua, antes de la aplicación del proceso, se preparan en forma de pulpa con porcentaje de sólidos variables pero normalmente no superior a 40% de sólidos. Una vez ingresada la pulpa al proceso, se inyecta el aire para poder formar las burbujas, que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas. ^[17]

Para lograr una buena concentración se requiere que las especies que constituyen la mena estén separadas o liberadas.

3.1.1 Reactivos de Flotación.

Los reactivos o agentes de flotación se clasifican en: colectores, espumantes y modificadores.

3.1.1.1 Colectores.

Son sustancias orgánicas que se adsorben en la superficie del mineral, confiriéndole características de repelencia al agua (hidrofobicidad); es por ello que constituye el reactivo fundamental en el proceso de flotación, ya que sin colectores no habría quien “pegue” los sulfuros a las burbujas. ^[17]

Los colectores pueden ser aniónicos y catiónicos; los colectores aniónicos son usados principalmente en la flotación de minerales asociados a los sulfuros. Los colectores catiónicos utilizados en la flotación de minerales no metálicos (Guartán y Tamay, 2002). ^[5]

En el presente trabajo se utilizó:

- ▶ Xantato Amílico de Potasio (KAX)

Es un colector utilizado en circuitos de flotación donde se deseen altas recuperaciones especialmente de minerales oxidados de plomo y cobre después de la sulfurización. El xantato amílico de potasio es empleado solo o en combinación con otros colectores.

- ▶ Aerofloat 25

Es un colector usado como promotor de minerales sulfurosos de plata, cobre, plomo y zinc. No flota fácilmente minerales sulfurosos de hierro en un circuito alcalino, mientras que en un circuito ácido o neutro es un promotor espumante fuerte y no selectivo para todos los sulfuros.

- ▶ Aerofloat 31

Es un colector que combinado con el aerofloat 25, es utilizado en la flotación de sulfuros de plata y plomo.

- ▶ Aerofloat 242

Este colector fuerte que tiene gran acogida en la flotación de sulfuros de plomo y cobre, en presencia de sulfuros de esfalerita y hierro.

3.1.1.2 *Espumantes.*

Son reactivos que tienen por objetivo la creación de una espuma, donde las burbujas son las encargadas de transportar el mineral a superficie, para luego ser extraídas de la celda.

En el presente trabajo se utilizó:

- ▶ Aceite de pino (RS 370)

Es utilizado en la flotación de sulfuros, tiene propiedades colectoras en minerales fáciles de flotar tales como el grafito, talco, azufre y carbón.

Los agentes tensoactivos, se adicionan al proceso de flotación a objeto de:

1. Estabilizar la espuma.
2. Disminuir la tensión superficial del agua.
3. Mejorar la cinética de interacción burbuja – partícula.
4. Disminuir el fenómeno de unión de dos o más burbujas (coalescencia).

3.1.1.3 Reguladores.

Los reactivos modificadores de medio, tienen como función primordial preparar las superficies de los minerales para la adsorción o desorción de un cierto reactivo sobre ellas y crear en general en la pulpa condiciones propicias para que se pueda efectuar una flotación satisfactoria.^[17]

Estos modificadores o agentes reguladores, se clasifican en: depresores, activadores, reguladores y dispersores o defloculantes.

3.1.1.3.1 Depresores.

Son los reactivos que se usan para incrementar la selectividad de la flotación volviendo hidrofílicos a ciertos minerales y evitando así su flotación.

Existen algunos tipos de depresores con acciones variadas, en el presente trabajo se utilizó:

- ▶ Silicato de Sodio

Es utilizado para la depresión de minerales silicosos y de óxido de hierro, y a su vez actúa como depresor de ganga silicosa en la flotación de sulfuros.

3.1.1.3.2 Activadores.

Estos reactivos son los encargados como su nombre lo indica de activar o reactivar, aquellos minerales que fueron deprimidos anteriormente durante el proceso de flotación selectiva.

3.1.1.3.3 Reguladores.

Son reactivos que controlan la acidez y alcalinidad de la pulpa. Uno de los principales objetivos de la investigación por flotación, es encontrar el pH óptimo para cualquier combinación de reactivos y mineral.

► La cal (CaO)

Es el agente regulador más comúnmente usado, sirve para levantar el pH, mientras que el ácido sulfúrico es utilizado para bajar el pH. [5]

3.2 Concentración por Gravedad

Este método fue el más importante de concentración hasta la década de 1920, con el advenimiento de la flotación. Aunque los concentradores por gravedad pueden no dar la precisión de separación que puede lograrse con la flotación, generalmente tienen menores costos.

La separación por gravedad dentro del procesamiento de minerales tienen dos finalidades: separar minerales de la misma densidad por tamaños (Clasificación) o de distintas densidades, de acuerdo con su clase (Concentración por Gravedad).

3.2.1 Principios de la concentración gravimétrica.

Los métodos de concentración gravimétrica, separan minerales de diferente densidad relativa por su movimiento relativo, respondiendo a la gravedad y a algunas fuerzas.

Para una separación efectiva es indispensable que exista una marcada diferencia de densidad entre el mineral y la ganga. A partir del criterio de concentración, se tendrá idea sobre el tipo de separación posible.

El movimiento de una partícula dentro de un fluido, depende no solamente de su densidad relativa, sino también de su tamaño y las partículas grandes serán más afectadas que las más pequeñas.

3.2.2 Concentradores centrífugos.

La utilización de concentradores centrífugos para el beneficiamiento del mineral aurífero fue una tecnología introducida en la década del 80 en el Occidente.

La concentración centrífuga se basa en el principio de aumentar el efecto gravitacional, con la intención de conseguir una mayor eficiencia en la recuperación de las partículas finas.

3.2.2.1 *Concentrador Centrífugo Knelson.*

Es un equipo que pertenece a los concentradores centrífugos que opera a alta fuerza de centrifugación, lo cual permite recuperar el oro hidrofóbico o flotante, debido a que obliga a las partículas de tamaños menores a mojarse y a hundirse en el agua y separarse gravimétricamente.

Durante la operación de estos concentradores todas las partículas están sujetas a una fuerza equivalente a 60 g, que es lo que permite que el concentrador pueda recuperar partículas finas.

3.2.2.1.1 *Beneficios del Concentrador Knelson.*

- ▶ Recuperación rápida y eficiente a bajo costo.
- ▶ Bajo costo de inversión, operación y mantenimiento.
- ▶ Es una operación no contaminante, ya que no emplea reactivos químicos ni aditivos que puedan contaminar el medio ambiente.
- ▶ Presenta un alto rango de seguridad en la manipulación de concentrados, descargándolos directamente en un depósito de almacenamiento.
- ▶ Posee piezas de acero inoxidable resistentes a la corrosión.

CAPITULO IV

METODOLOGÍA Y PLANIFICACIÓN DE LAS PRUEBAS

4.1 Muestreo

Se realiza la salida de campo al sector para recolectar muestras de los relaves producto de la planta de procesamiento, las mismas que son homogenizadas, hasta la obtención de muestras representativas, para los diferentes análisis granulométrico, químico y mineralógico; y el stock para realizar las pruebas en el Knelson y Flotación.

Tabla Nº 1. Coordenadas UTM del lugar donde se muestreó.

X	0769438
Y	9553738
Altura	1641 msnm

Fuente: Castillo, 2014



Foto Nº 1. Muestreo del relave

Fuente: Castillo, 2014

En la foto N° 1 se observa la recolección del material de relave mediante paleo, este relave fue tomado tanto de la relavera de acopio como también del relave apilado.

4.2 Preparación de la muestra

4.2.1 Secado.

El material muestreado es llevado al laboratorio, donde es secado; este se coloca en bandejas y estas a su vez en la estufa a una temperatura de 70°C (ver foto N° 2).



Foto N° 2. Proceso de secado de la muestra.

Fuente: Castillo, 2014

4.2.2 Homogenización y cuarteo.

Una vez que la muestra ha sido secada por completo, procedemos a disgregar (ver foto N° 3), esto ya que en el proceso de secado quedan grumulos, para ello utilizamos un rodillo.

Posteriormente toda la muestra es homogenizada; es decir, tendemos un plástico donde se coloca todo el material y con movimientos continuos se revuelve una y otra vez.

El cuarteo consiste en realizar una especie de torta con todo el material homogenizado, se divide en cuatro partes, luego tomamos las dos cuartos opuestos que son separados; mientras que con los dos cuartos sobrantes se vuelve hacer el mismo procedimiento de la torta y así sucesivamente hasta quedarnos con una cantidad aproximada de 1 kg.



Foto N° 3. Proceso de Disgregación, Homogenización y Cuarteo de la muestra.

Fuente: Castillo, 2014

4.3 Caracterización de las muestras de relaves

4.3.1 Peso Específico.

Para la determinación del peso específico los equipos a utilizar: picnómetro y balanza analítica, el procedimiento se describe a continuación.

Se procede a pesar el picnómetro vacío (P1), a éste se le añade un volumen de muestra y se vuelve a pesar (P2), luego aforamos con agua y se pesa (P4) y finalmente se lava el picnómetro, se llena de agua y se pesa (P3). Posteriormente con los datos tomados se procede a realizar los cálculos (ver anexo 1).

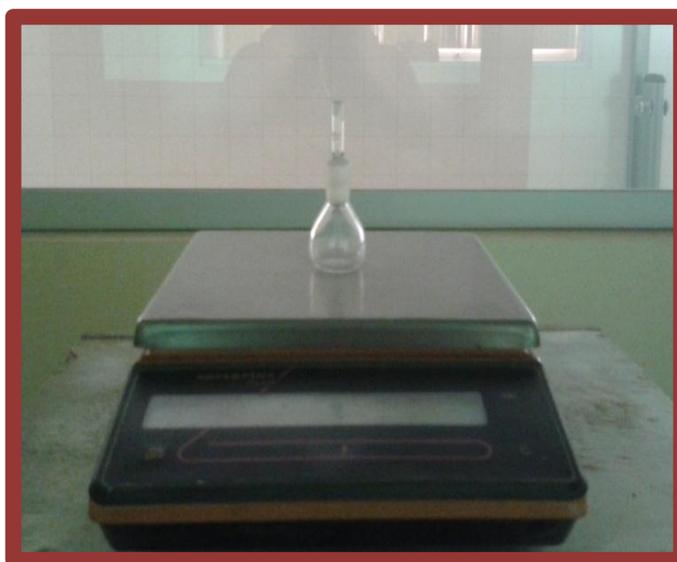


Foto N° 4. Determinación del peso específico.

Fuente: Castillo, 2014

4.3.2 Análisis Mineralógico.

Este análisis se lo realiza, para identificar los constituyentes del mineral, el grado de liberación y sus asociaciones.

Para ello se prepara la muestra en sección pulida, la briqueta es colocada en la platina del Microscopio Olympus BH2-UMA; a través del objetivo 5X se procede a observar e identificar los minerales presentes de acuerdo a sus propiedades, con ayuda del tornillo macro y micrométrico se regula la imagen con más precisión. Una vez que se tiene identificados los

minerales, conectamos la cámara desde el computador al microscopio, para captar la imagen de dicho mineral y posteriormente ser descrita.

4.3.2.1 Preparación de las briquetas.

Las secciones pulidas (briquetas) se preparan siguiendo el protocolo que a continuación se describe:

- ▶ Tomamos 10 gr de muestra, la misma que es secada en la estufa a 60°C por 24 horas.
- ▶ Se retira de la estufa y se deja enfriar a temperatura ambiente.
- ▶ Se procede a limpiar las copas, extender un poco de vaselina y colocar las muestras.
- ▶ Se realiza la mezcla de resina y el endurecedor (EPOKWICK) con relación 5:1
- ▶ Se instala el sistema de impregnación al vacío BUEHLER.
- ▶ Luego llenamos las copas con la mezcla, con cuidado para evitar burbujas de aire.
- ▶ Se deja enfriar mínimo un día.
- ▶ Una vez que se ha enfriado, se procede a pulir (METASERV) utilizando papel abrasivo en escalas decrecientes (# 120, 240, 400, 600, 800); para mejores resultados se pule en PETROPOL con suspensiones abrasivas adiamantadas (METADI) y los debidos lubricantes.
- ▶ Se limpia con alcohol etílico la superficie que se va a observar en el microscopio.
- ▶ Con luz transmitida en el microscopio Olympus BH2-UMA, y se procede a ver los diferentes minerales que tenemos en la briqueta.

4.3.3 Análisis Químico.

4.3.3.1 Fusión Copelación.

El ensayo de fusión-copelación es un pretratamiento para el análisis químico por Absorción Atómica, se lo realiza en dos muflas de corriente eléctrica (LN3-3490); el horno de fusión

alcanza una temperatura máxima de 1200°C y el horno de copelación una temperatura de 1000°C.

Para realizar la fusión:

Con las muestras preparadas procedemos a pulverizar unos 100 gr aproximadamente, de la cual tomamos 25 gr que serán mezclados junto con las sustancias fundentes; que constituyen:

Tabla N° 2. Compuestos de la mezcla fundente

Muestra	25 gr
Litargirio	40 gr
Bórax	10 gr
Carbonato de Sodio	25 gr
Harina	3 gr

Fuente: Análisis Experimental

Esta mezcla se homogeniza y se coloca en un crisol, agregamos 1.5 ml de Nitrato de plata; y procedemos a colocar el crisol dentro de la mufla a una temperatura de 1000°C a un tiempo mínimo de 60 minutos (ver foto N° 5). Concluido el tiempo, sacamos el crisol y lo vertemos en una payonera previamente calentada, esto para evitar el choque térmico; se deja enfriar.

Para la copelación:

Una vez que la muestra fundida se haya enfriado, se procede a dar forma de un cubo al regulo; para ello con ayuda de un martillo para ir separando las escorias (ver foto N° 5), ya obtenido el cubo se lo coloca en una copela, esta es sometida en la mufla a una temperatura de 900°C hasta que el plomo sea absorbido totalmente por la copela, obteniéndose como resultado el doré de oro y plata.

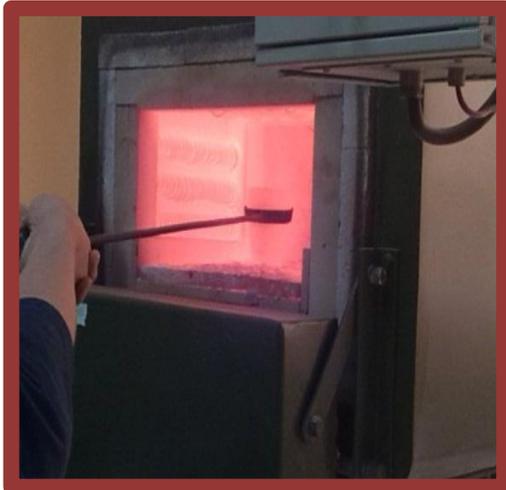


Foto N° 5: Proceso de fusión-copelación.
Fuente: Castillo, 2014

4.3.3.2 Lectura por Absorción Atómica.

Este análisis comprende en la digestión de la muestra sólida obtenida de la solución, que se somete en la lectura del Espectrómetro de Absorción Atómica por llama (Perkin ELMER aanalyst 400), esta técnica permite determinar la concentración de un elemento metálico determinado en una muestra.

4.3.3.2.1 Digestión del dore.

Para el proceso de digestión seguimos la metodología descrita a continuación:

- ▶ Se coloca el dore en un tubo de ensayo.
- ▶ Se enciende la cámara de digestión, así como la plancha calentadora a una temperatura de 150°C. Se coloca un vaso de precipitación de 600 ml con agua sobre la plancha calentadora.
- ▶ Dentro del vaso se procede a colocar el tubo de ensayo; a este le añadimos la solución de ácidos Nítrico (HNO_3) y Clorhídrico (HCL) a una relación 1:3, es decir 3 ml de ácido nítrico y 9 ml de clorhídrico. Se deja a baño maría hasta que el dore sea disuelto totalmente.
- ▶ Esta solución es aforada en un balón de 25 ml, luego se coloca un quitasato en un buchner con papel filtro y se filtra al vacío. Esto es enviado al laboratorio de química para la lectura por absorción atómica.

4.3.4 Análisis Granulométrico.

Este análisis es realizado en una serie de tamices estandarizados ASTM en un vibrotamiz RETSCH, con la finalidad de obtener la distribución por tamaño de partículas presentes en la muestra.

Para los ensayos de granulometrías húmedo o deslamado y granulometría seca, utilizamos los tamices: 10, 18, 35, 60, 120, 230, 325 y 400 mallas.

Para la granulometría por vía húmeda, utilizamos 250 gr de muestra, para lo cual se utiliza el vibrotamiz con un juego de cuatro tamices: 120, 230, 325 y 400 mallas (ver foto N° 6).

El material pasante se deja sedimentar por un lapso de 24 horas, una vez pasado dicho tiempo se procede a evacuar el agua, se deja secar y luego se pesa; mientras que el material retenido también es secado en la estufa a temperatura de 100°C.

Con el material retenido ya seco, se realiza un tamizado por vía seca esta vez utilizando toda la serie de tamices, los cuales son sometidos a peso vacíos previamente y posteriormente pesados con la muestra, luego por diferencia de pesos se obtiene el peso de muestra.

A través del porcentaje retenido en cada tamiz, se realiza los cálculos respectivos; se determina el D_{80} .

El D_{80} nos permite determinar el número de malla o tamaño de grano en la cual tenemos el 80% de material pasante (ver anexo 2).



Foto Nº 6. Análisis Granulométrico en seco y deslamado.

Fuente: Castillo, 2014

4.4 Métodos Metalúrgicos

4.4.1 Concentración Knelson.

Etapa 1

Se realiza los ensayos probando con cada número de malla (149, 163,8, 200,2 ASTM), a cada malla se probó con presiones de 2PSI, 3PSI y 4PSI; la velocidad constante de 60 Gs. Se realizó los balances metalúrgicos correspondientes.

Etapa 2

Consiste en volver a concentrar los relaves de la primera etapa considerando los mismos parámetros. Se realiza los respectivos balances metalúrgicos. Es aquí donde realizamos el recalcu de leyes tomando en cuenta los datos de la primera y la segunda etapa (ver anexo 7).

Etapa 3

De acuerdo al porcentaje de recuperación que se obtuvo en los ensayos tanto de la primera como de la segunda etapa, se escoge los mejores parámetros. Se realiza un nuevo ensayo tomando en cuenta el mejor número de malla y la presión (ésta puede ser mayor o menor a las utilizadas dependiendo de los resultados obtenidos).

► Equipo

Se aplica este método de concentración en un concentrador Knelson MD3, utilizado para realizar la separación de minerales con diferentes gravedades específicas, utilizando la fuerza de gravedad y la fuerza centrífuga.

► Procedimiento

Primeramente se abre la llave de agua y se enciende el equipo Knelson; se abren la llave de fluidización a diferencia de la llave de descarga que permanecerá cerrada, se regula la presión a la cual se desea concentrar. La fluidización está constantemente dirigida al cono de concentración que está girando, a su vez introducimos una disolución de pulpa (1500 gr de muestra), esta pulpa o lodo llegaran al final del cono, por lo que al utilizar la fuerza centrífuga, los lodos llenan cada anillo creando una cama de concentrado, la compactación de la cama de concentrado se la evita por el proceso de fluidización, a medida que el agua es inyectada a los anillos. Las colas o relaves durante el proceso son recogidas en un recipiente.

Una vez completado el ciclo de concentración, recogemos los concentrados del cono y procedemos a descargar en un recipiente. Las colas y los concentrados son secados y posteriormente analizados.

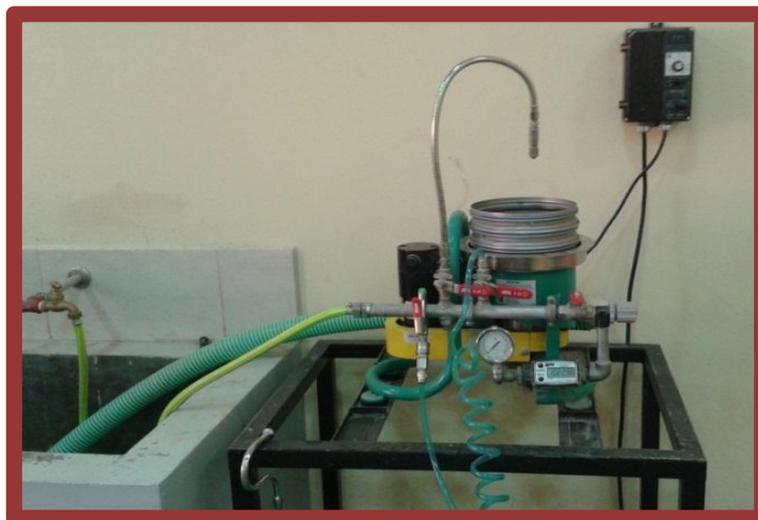


Foto N° 7. Concentrador centrífugo Knelson.

Fuente: Castillo, 2014

4.4.2 Método de Flotación.

Etapa 1

En esta etapa se procede a realizar el ensayo usando una combinación de los colectores: aerofloat 25 y aerofloat 31. Para ello se probó con las mallas 163,8, 200,2 y 208,1 ASTM; tomando en cuenta un PH constante de 9,5. Se realizó los respectivos balances metalúrgicos.

Etapa 2

Esta etapa consiste en realizar el ensayo probando el colector 242; para flotaciones con cada una de las mallas 163,8, 200,2 y 208,1 ASTM. PH constante de 9,5. Se realizaron los respectivos balances metalúrgicos (ver anexo 6).

Una vez que se realiza los ensayos (Etapa 1 y 2) se escoge los mejores parámetros de acuerdo a los resultados de recuperación obtenidos.

► Equipo

En la celda de Flotación DENVER SALA, modelo LF-12.; se utilizó un peachímetro de marca HANNA, modelo HI 2221.

► Procedimiento

Este método se lo realiza bajo un protocolo sugerido por Geobiotics, el cual es descrito a continuación:

En la celda de Flotación DENVER agregamos 750 gr de muestra y se adiciona 1500 ml de agua (relación ½) obteniendo una disolución de pulpa, se toma el Ph inicial y luego se lo regula hasta un Ph 9,5 esto con la adición de cal; de esta manera el Ph es controlado todo el tiempo de proceso. Dosificamos el silicato de sodio Na_2SiO_3 , se deja acondicionar unos minutos, adicionamos los reactivos para su agitación; se dosifica también los reactivos necesarios para flotar Au, y se adiciona (ver Tabla Nº 3 y 4) (ver anexo 4 y 5).

Tabla Nº 3. Dosificación de reactivos de flotación.

		Aerofloat 25	Aerofloat 31	KAX	RS-370	SiO3Na2
Operación	Tiempo	25 g/tn	25 g/tn	75 g/tn	50 g/tn	250 g/tn
Acondicionamiento	15'					250
Acondicionamiento	10'	15	15			
Acondicionamiento	5'			50	30	
Flotación A	5'					
Acondicionamiento	5'	5	5	15	10	
Flotación B	5'					
Acondicionamiento	5'	5	5	10	10	
Flotación C	5'					

Fuente: Análisis Experimental

Tabla N° 4. Adición de reactivos preparados a 100 ml de solución.

		Aerofloat 25	Aerofloat 31	KAX	RS-370	SiO₃Na₂
Operación	Tiempo	100 ml	100 ml	100 ml	100	100 ml
Acondicionamiento	15'					100
Acondicionamiento	10'	60	60			
Acondicionamiento	5'			66,67	60	
Flotación A	5'					
Acondicionamiento	5'	20	20	20	20	
Flotación B	5'					
Acondicionamiento	5'	20	20	13,33	20	
Flotación C	5'					

Fuente: Análisis Experimental

Se abre la llave de aireación para flotar, y se recoge el concentrado en una bandeja. Una vez obtenido el concentrado en la bandeja después de la flotación se deja secar y se pesan; estas muestras secas son homogenizadas y cuarteadas para la obtención de una muestra representativa para el análisis químico y el cálculo del balance metalúrgico.



Foto N° 8. Celda de flotación Denver.

Fuente: Castillo, 2014

4.4.3 Método Concentración Knelson – Flotación.

En el ensayo de concentración Knelson se obtiene el mejor rendimiento con la malla Nro. 163,8 (91,53 μm) que es el resultado de 20 minutos de molienda; mientras que el ensayo de Flotación el mejor rendimiento se obtiene a una malla Nro. 200,2 (73,94 μm) resultado de 25 minutos de molienda.

Para la concentración combinando Knelson y Flotación, el concentrado del Knelson es necesario someterlo a 5 minutos de molienda para alcanzar la malla Nro. 200,2, a la cual se debe concentrar por Flotación.

CAPITULO V

ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS

5.1 Caracterización de la muestra

5.1.1 Peso Específico.

Tabla N° 5. Determinación del peso específico

N° de Ensayo	Peso específico g/cm³
1	3.14
2	3.16
3	3
Promedio	3.1

Fuente: Castillo, 2014

En la Tabla N° 5 se muestra los tres ensayos del peso específico que se realizó por el método del picnómetro, con el fin de obtener un peso específico promedio del mineral estudiado, que es 3.1 g/cm³.

5.1.2 Análisis Mineralógico.

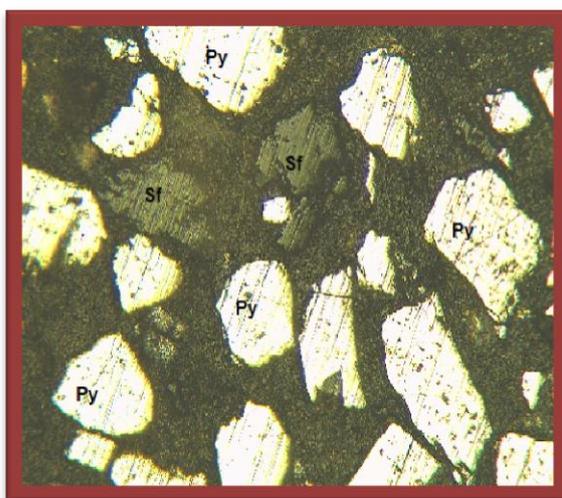
El análisis mineralógico de los relaves se lo realizó mediante secciones pulidas, dentro de las briquetas se pudo observar los diferentes minerales que conforman la muestra (ver tabla N° 6).

Tabla N° 6. Minerales y sus porcentajes aproximados presentes en la sección pulida.

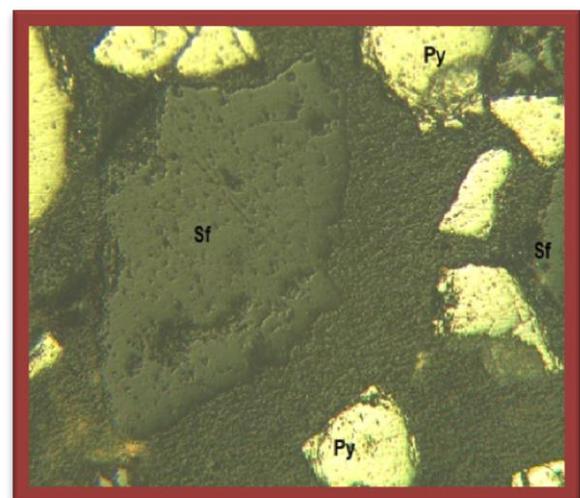
Minerales	Porcentaje (%)
Pirita	80 - 85
Cuarzo	55 - 57
Esfalerita	10 - 15
Pirrotina	5 - 7
Calcopirita	3 - 5
Bornita	1 - 2

Fuente: Castillo, 2014

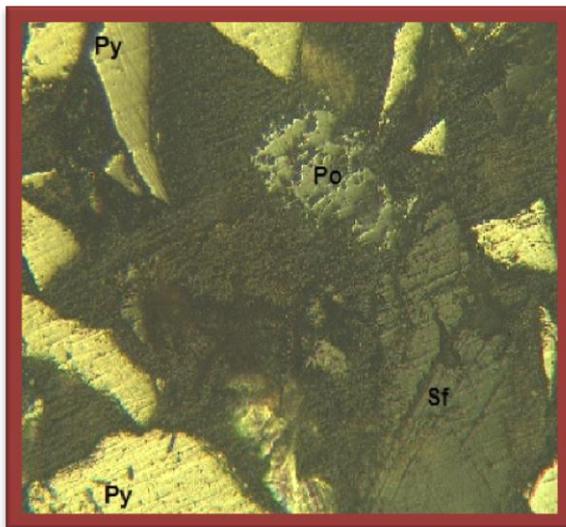
La Tabla N° 6 los minerales observados microscópicamente, nos podemos dar cuenta que el mineral de Pirita (Py) es el que más abunda dentro de la briqueta con un porcentaje que va desde el 80 al 85%; estos minerales se los puede comparar con los resultados del análisis de difracción (Tabla N° 7), nótese que la mayoría coinciden.



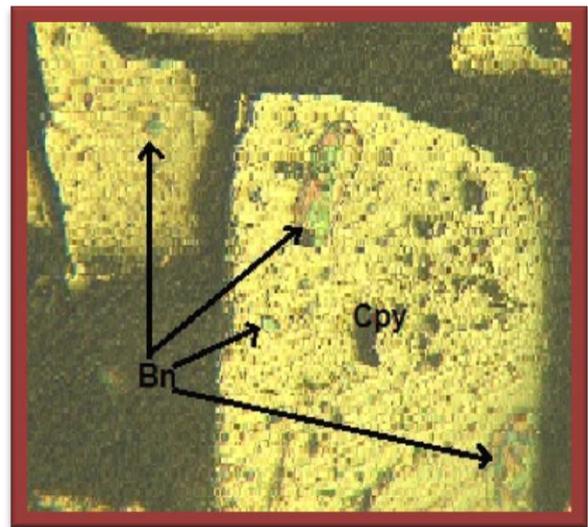
a)



b)



c)



d)

Foto N° 9. Imágenes de los minerales opacos presentes en la sección pulida, captadas a partir del microscopio Olympus BH-2 con luz reflejada.

Fuente: Castillo, 2014

En la foto N° 9. Relave: a) la mayor parte de la sección pulida se observa los cristales de Pirita (Py) y algunos cristales de Esfalerita (Sf); b) se aprecia con más exactitud la Esfalerita (Sf); c) la presencia de la Pirrotina (Po); d) observamos la Bornita (Bn) que es la alteración de la Calcopirita (Cpy).

5.1.2.1 **Análisis de Difractometría de Rayos X.**

Las características mineralógicas por Difracción de Rayos X, se analizaron en los laboratorios de Proinstra en la ciudad de Quito.

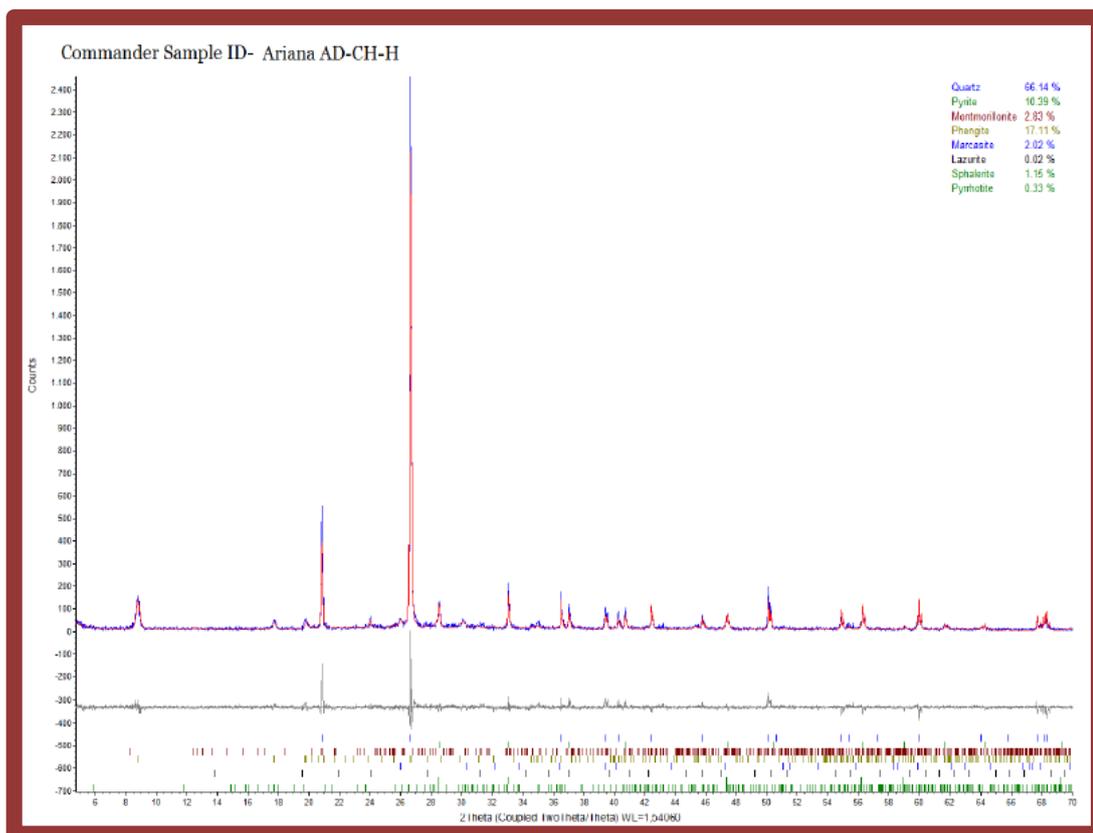


Figura N° 4. Diagrama análisis de Difractometría del relave.

Fuente: Laboratorios Proinstra.

Tabla N° 7. Minerales y porcentajes arrojados del análisis de Difractometría.

Mineral	%	Mineral	%
Cuarzo	66.14	Marcasita	2.02
Pirita	10.39	Lazurita	0.02
Montmorillonita	2.83	Esfalerita	1.15
Phengite	17.11	Pirrotina	0.33

Fuente: Laboratorios Proinstra

En la figura N° 4 muestra el diagrama con las proporciones relativas de los minerales presentes en la muestra comparando las intensidades de sus respectivas líneas con aquellas muestras de composición conocidas; en la Tabla N° 7 se observan los minerales

que componen la muestra de relave mediante el análisis de Difractometría vemos que el Cuarzo (SiO₂) y la Pirita (FeS₂) son los minerales con mayor porcentaje.

5.1.3 Análisis Químico de cabeza.

Tabla N° 8. Análisis Químico de cabeza de la muestra del relave

Determinación	Método	Unidad	Resultado
Oro (Au)	Absorción Atómica	mg/kg	1,629
Cobre (Cu)	Absorción Atómica	mg/kg	510
Hierro (Fe)	Absorción Atómica	mg/kg	43230
Plata (Ag)	Absorción Atómica	mg/kg	1,12
Zinc (Zn)	Absorción Atómica	mg/kg	7021
Plomo (Pb)	Absorción Atómica	mg/kg	184,86

Fuente: Laboratorios de Química

En la Tabla N° 8 observamos las concentraciones de Au para los distintos minerales presentes en la muestra; podemos ver que el mineral de interés oro (Au) tiene una ley de 1,629 ppm, lo cual es un valor notable cuando se trata de relave.

5.1.4 Análisis Granulométrico.

Tabla N° 9. Granulometría a diferentes tiempos de molienda

		0 minutos	10 minutos	15 minutos	20 minutos	25 minutos	30 minutos	35 minutos
Nº Malla	Abertura (µm)	Retenido acum. (%)						
10	2000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
18	1000	0,01	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
35	500	0,06	0,03	0,06	0,02	0,01	0,02	0,00
60	250	1,81	0,14	0,14	0,06	0,03	0,03	0,02
120	125	38,13	18,73	8,30	4,45	2,17	1,34	0,83
200	74	63,25	46,21	35,87	30,33	19,67	16,96	11,73
230	63	71,81	57,07	46,15	40,33	31,99	28,39	21,29
325	45	77,92	65,67	54,92	48,73	45,17	41,67	35,83
400	37	78,93	67,24	57,10	50,06	47,08	43,72	38,76
<400	0	78,97	67,25	57,14	50,11	47,26	44,07	39,24
Total		100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Fuente: Castillo, 2014

Tabla N° 10. D80 de los tiempos de molienda.

D80 de los diferentes tiempos de molienda							
Tiempo de molienda	0 minutos	10 minutos	15 minutos	20 minutos	25 minutos	30 minutos	35 minutos
N° Malla	80	125,6	149	163,8	200,2	208,1	226,6
Abertura (µm)	176,95	119,38	99,91	91,53	73,94	71,01	64,23

Fuente: Castillo, 2014



UNIVERSIDAD TECNICA PARTICULAR DE LOJA

La Universidad Católica de Loja

LABORATORIO DE METALURGIA

ANALISIS GRANULOMETRICO

DOCENTE: Ing Víctor Sanmartín

ANALISTA: Ariana Castillo

PROYECTO: "Recuperación de oro por Flotación y Gravimetría de los relaves provenientes de la industria minera artesanal de La Herradura-Chinapintza"

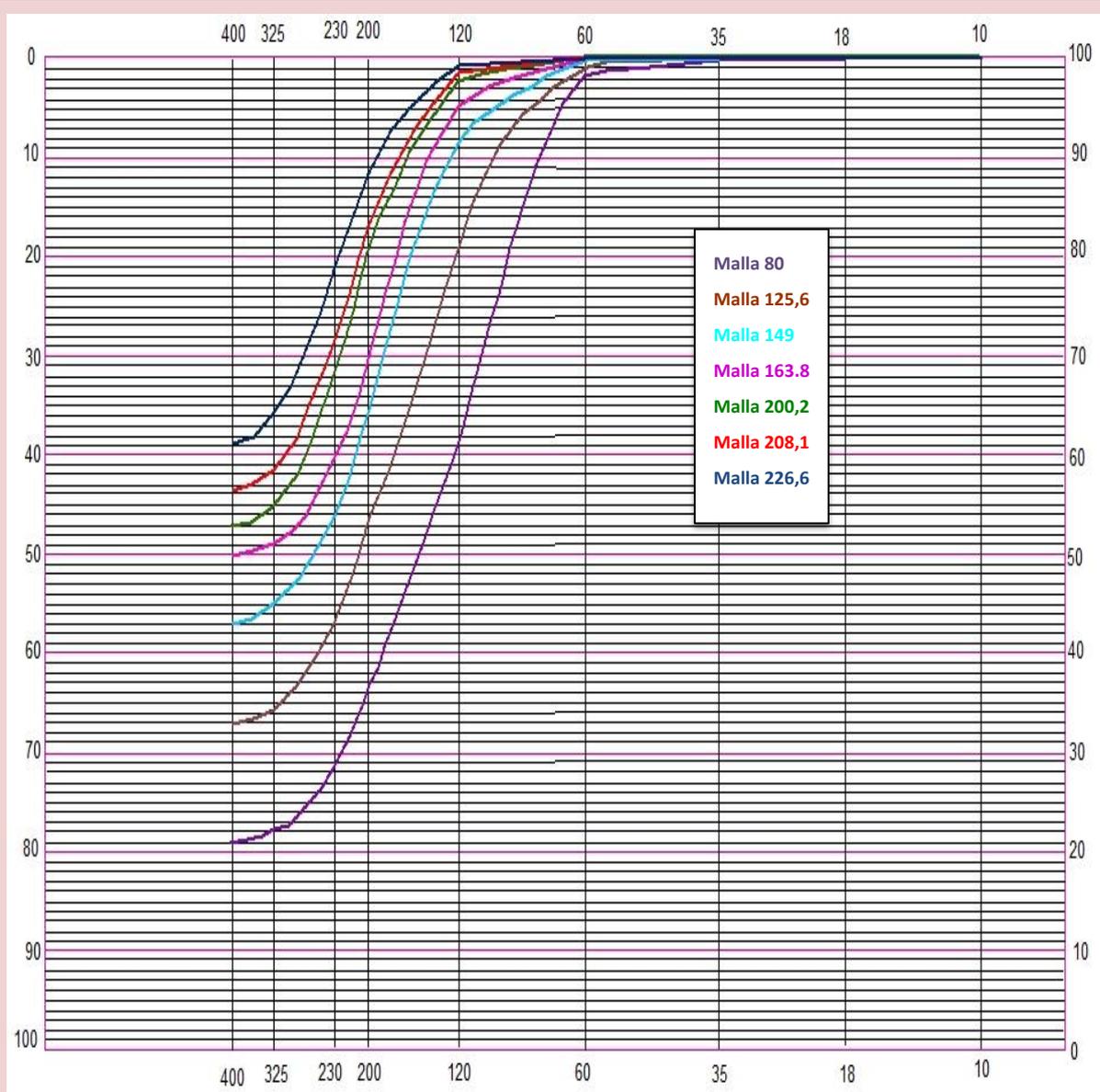


Figura Nº 5. Curvas granulométricas de los diferentes tiempos de molienda

En la figura N° 5 se observa las curvas granulométricas a los diferentes tiempos de molienda así como también sus respectivos D80 que revalidan con los datos de la tabla N° 10; de derecha a izquierda, la primera curva corresponde a 0 minutos es el tamaño de grano al que trabaja la planta procesadora del sector La Herradura-Chinapinza, con un D80 176,95 µm equivalente a 80 mallas; las demás curvas corresponden a 10, 15, 20, 25, 30 y 35 minutos respectivamente. El D80 es el resultado de la interpolación que se muestra en el anexo 4.2. Claramente se observa que a mayor tiempo de molienda, mayor es la liberación del tamaño de partícula; de aquí para tomar las mallas más adecuadas para los ensayos de concentración por Flotación y Knelson.

5.2 Concentración por Knelson

Etapa 1

Tabla N° 11. Balances Metalúrgicos del ensayo Knelson en la Etapa 1.

Malla Nro. 149		
2 PSI	3 PSI	4 PSI
Balance Metalúrgico: 2,44 = 2,55 Rendimiento: 20,43%	Balance Metalúrgico: 2,44 = 2,35 Rendimiento: 20,81%	Balance Metalúrgico: 2,44 = 2,52 Rendimiento: 19,67%
Malla Nro. 163,8		
2 PSI	3 PSI	4 PSI
Balance Metalúrgico: 2,44 = 2,32 Rendimiento: 20,92%	Balance Metalúrgico: 2,44 = 2,12 Rendimiento: 19,87%	Balance Metalúrgico: 2,44 = 2,52 Rendimiento: 18,11%
Malla Nro. 200,2		
2 PSI	3 PSI	4 PSI
Balance Metalúrgico: 2,44 = 2,17 Rendimiento: 16,5%	Balance Metalúrgico: 2,44 = 2,14 Rendimiento: 17,57%	Balance Metalúrgico: 2,44 = 2,10 Rendimiento: 15,30%

Fuente: Castillo, 2014

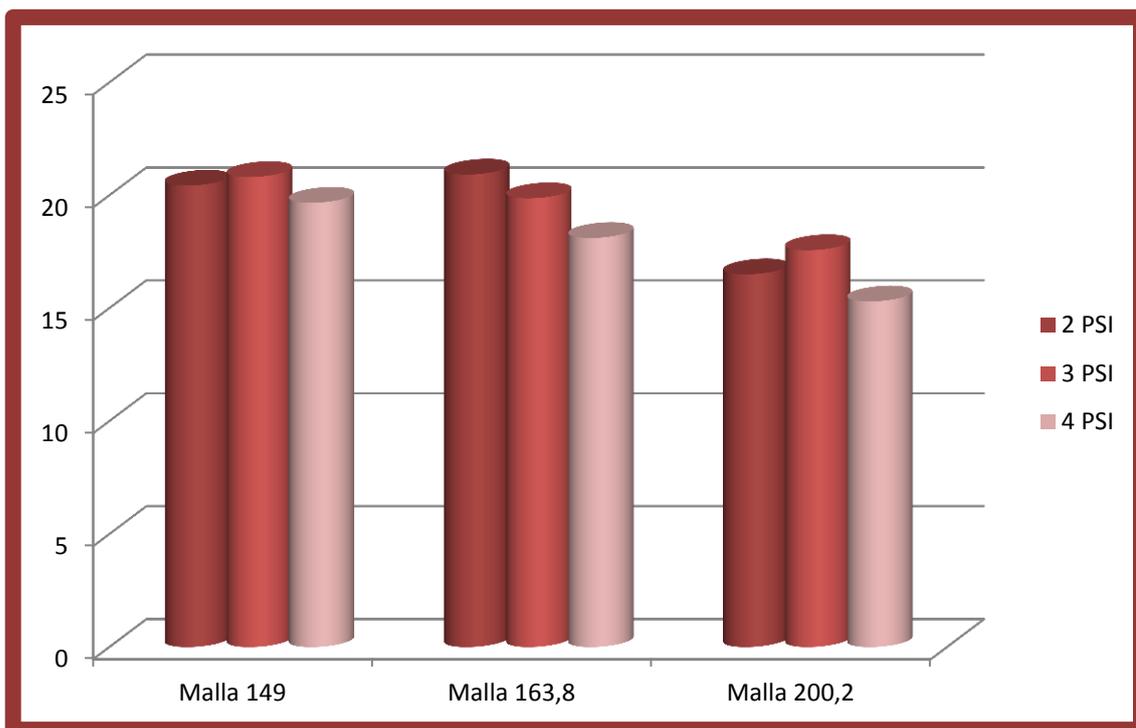


Figura N° 6. Diagrama % de recuperación de Au en la Etapa 1 del Knelson.

Fuente: Castillo, 2014

En la figura N° 6 se observa el porcentaje de recuperación obtenido en la Etapa 1 del Knelson, el mejor rendimiento se obtuvo a la malla Nro. 163,8 ASTM a una presión de 2 PSI con 20,92%.

Este resultado es apreciable en comparación con el estudio (L. Valderrama y otros, 2012) ^[20] donde obtiene recuperaciones que van del 62% al 80% con mallas que varían de 20 a 140 ASTM con presión 3 PSI.

Etapa 2

Tabla Nº 12. Balances Metalúrgicos del ensayo Knelson en la Etapa 2.

Malla Nro. 149		
2 PSI	3 PSI	4 PSI
Balance Metalúrgico: 1,91 = 1,23 Rendimiento: 3,41%	Balance Metalúrgico: 1,70 = 1,28 Rendimiento: 1,51%	Balance Metalúrgico: 1,87 = 1,39 Rendimiento: 0,31%
Malla Nro. 163,8		
2 PSI	3 PSI	4 PSI
Balance Metalúrgico: 1,68 = 1,15 Rendimiento: 4,30%	Balance Metalúrgico: 1,50 = 1,21 Rendimiento: 2,45%	Balance Metalúrgico: 1,90 = 1,33 Rendimiento: 0,32%
Malla Nro. 200,2		
2 PSI	3 PSI	4 PSI
Balance Metalúrgico: 1,64 = 0,94 Rendimiento: 3,89%	Balance Metalúrgico: 1,57 = 1,39 Rendimiento: 1,43%	Balance Metalúrgico: 1,57 = 1,48 Rendimiento: 0,51%

Fuente: Castillo, 2014

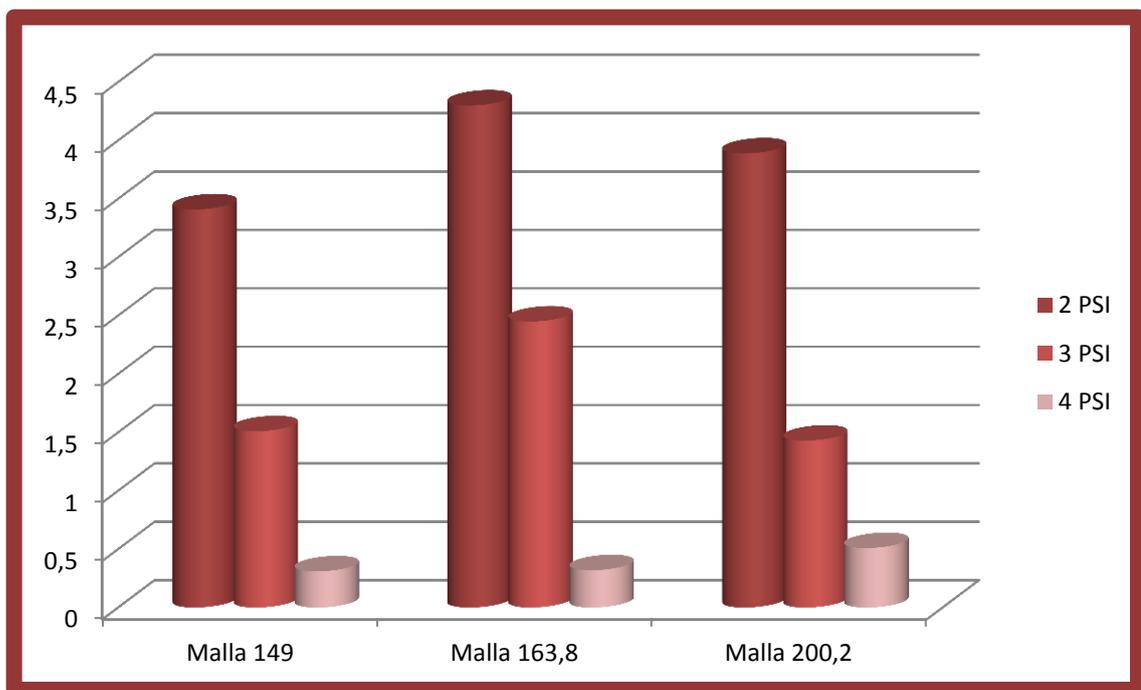


Figura Nº 7. Diagrama % de recuperación de Au en la Etapa 2 del Knelson.

Fuente: Castillo, 2014

En la figura N° 7 se observa la recuperación de Au en la Etapa 2 del Knelson; claramente muestra que la mejor recuperación se mantiene constante en lo que respecta al tamaño de grano y presión, a la malla Nro. 163,8 ASTM y presión de 2 PSI se obtiene 4,30%.

A esto podemos decir que el tamaño de grano (malla 163,8 ASTM) es el adecuado; el factor presión se observa, que mientras más baja es la presión la recuperación es mejor. Para ello se considera reducir la presión, lo que permite la concentración de partículas finas.

Tabla N° 13. Recalculo de leyes de la Etapa 1 y 2 de los ensayos de Knelson.

	1PSI		2PSI		3PSI		4PSI	
	Rend. (%)	Ley de Au (ppm)						
Malla Nro. 149	30,92	0,8079	32,67	4,9832	29,83	5,5769	25,97	6,0825
Malla Nro. 163,8	42,28	3,159	35,04	5,223	30,73	5,8984	25,30	5,9973
Malla Nro. 200,2	25,22	1,1478	34,72	4,2924	24,80	5,2892	20,55	5,2881

Fuente: Castillo, 2014

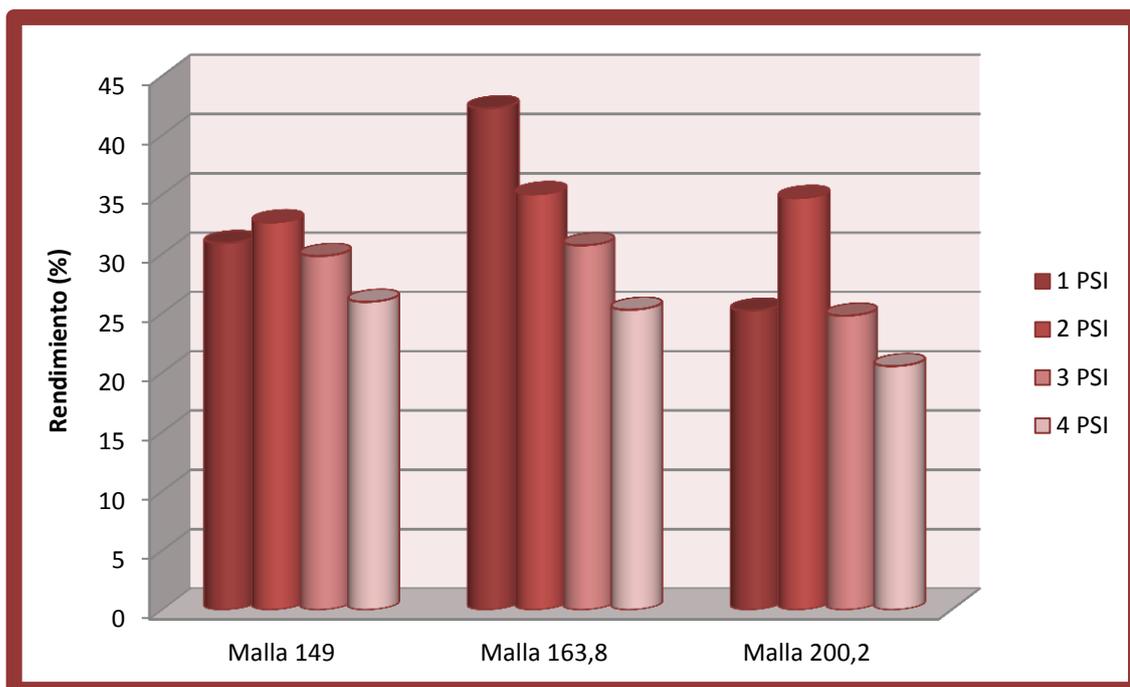


Figura N° 8. Diagrama % de recuperación de Au en el recalcado de leyes de los ensayos Knelson.

Fuente: Castillo, 2014

En la figura N° 8 se observa el rendimiento de recuperación de Au en el concentrador Knelson, en cada una de las mallas a diferente presión; con la malla Nro. 149 el mayor rendimiento es a 2 PSI con una recuperación de 32,67%, en la malla Nro. 163,8 claramente observamos que la mejor recuperación la tenemos a 1 PSI con un rendimiento de 42,28%; mientras que en la malla Nro. 200,2 la mejor recuperación se obtiene a 2 PSI con el 34,72%. Por tanto el mejor resultado de todos se lo obtiene con la malla Nro. 163,8 y a 2 PSI de alimentación de agua con 35,04% de recuperación y con una ley de 3,15 ppm de Au; éste resultado se puede considerar bueno en comparación con un trabajo realizado por (L. Valderrama y otros, 2012), ^[20] en las muestras Delta 4B y Tatal 3 de este estudio se obtiene recuperaciones que van de 40,5 a 49,6% con leyes que son cuatro veces más que la de alimentación. En nuestro caso la ley se duplicó de 1,62 ppm a 3,15 ppm y 42,28% de recuperación de Au, siendo un resultado aceptable.

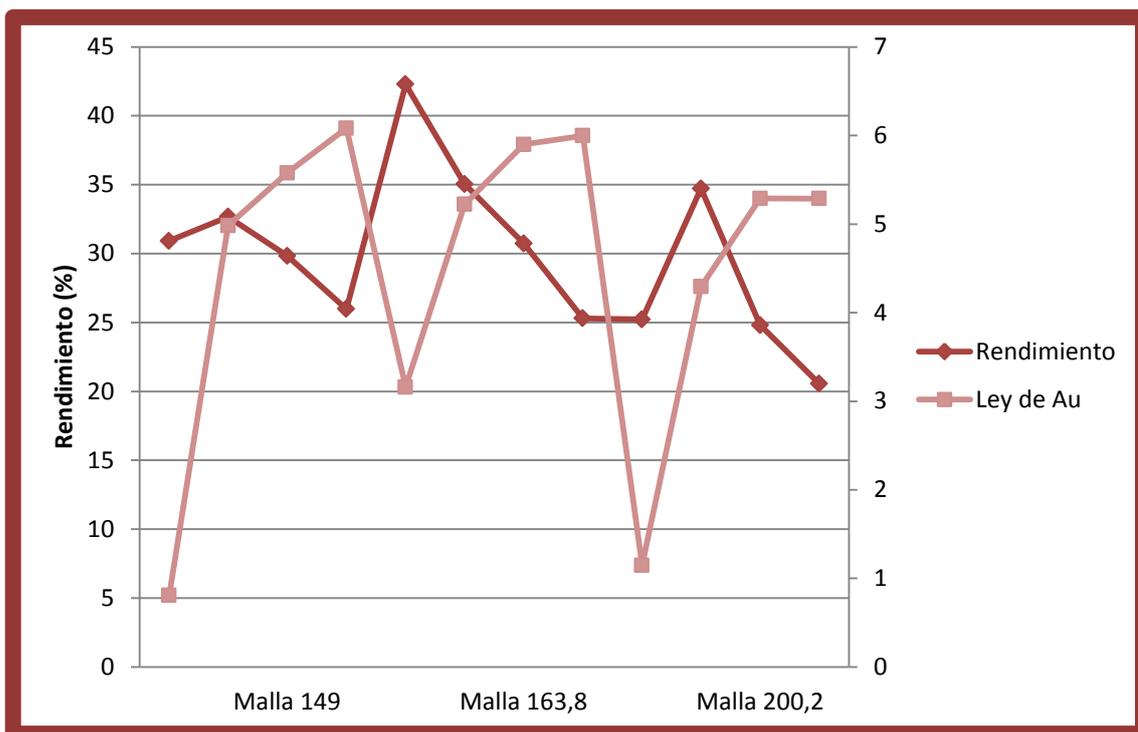


Figura N° 9. Diagrama de Granulometrías del Knelson respecto al porcentaje de recuperación y ley de Au.

Fuente: Castillo, 2014

En la figura N° 9 se muestra los porcentajes de recuperaciones y ley de Au en cada una de las mallas utilizadas en el Knelson, se corrobora con la tabla N°13. Se observa que a ley y la presión altas las recuperaciones son bajas y viceversa; por ejemplo, en la malla Nro. 149 con presión 1 PSI y ley 0,807 ppm la recuperación es de 30,92%, mientras que con el mismo número de malla a 4 PSI y ley 6,082 ppm la recuperación es 25,97%; lo mismo sucede en las tres mallas. En lo que respecta al tamaño de grano la mejor recuperación se mantiene constante (malla Nro. 163,8 ASTM) con un 1 PSI y ley 3,159 ppm es de 42,28%.

Etapa 3

Tabla N° 14. Mejor malla de concentración Knelson.

MALLA 163,8 (91,53 µm)				
	1 PSI	2 PSI	3 PSI	4 PSI
Rendimiento (%)	42,28	29,11	30,73	25,30
Ley de Au (ppm)	3,159	3,9767	5,8984	5,9973

Fuente: Castillo, 2014

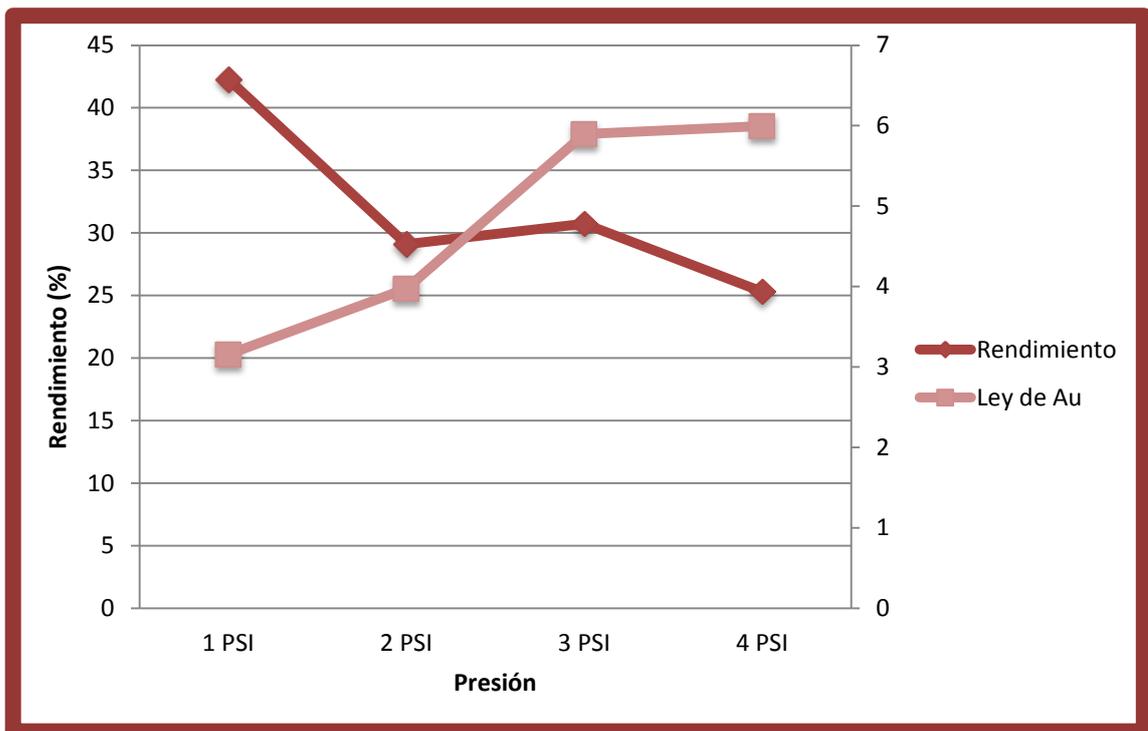


Figura N° 10. Diagrama de Malla 163,8 respecto a ley de Au y Rendimiento.

Fuente: Castillo, 2014

En la figura N° 10 el diagrama muestra la relación del rendimiento y la ley de Au de la malla que resulto con mejor concentración, en el ensayo de Knelson esto corrobora con la tabla N° 14; se observa que a una ley baja obtenemos una mayor recuperación, es decir a 1 PSI se tiene una recuperación de 42,28% con una ley de 3,159 ppm de Au; mientras que a 4 PSI

se tiene un 25,30% de recuperación con una ley de 5,997 ppm de Au. Podemos tomar como punto de referencia la intersección, donde a 2 PSI se obtiene un rendimiento de 30% y ley de Au de 4,6 ppm aproximadamente, considerando valores notables dentro del rango de recuperación; es decir se trata de una ley y rendimiento ni tan bajo, ni tan alto siendo un resultado aceptable, ya que si nos damos cuenta, vemos que a medida que disminuyen la ley y la presión, el rendimiento aumenta.

5.3 Concentración por Flotación

Tabla N° 15. Rendimiento de oro por flotación en las Etapas 1 y 2.

	Aerofloat 25-31		Aerofloat 242	
	Rendimiento (%)	Ley de Au (ppm)	Rendimiento (%)	Ley de Au (ppm)
N° de malla 163,8	25,7	2,4435	22,59	2,2115
N° de malla 200,2	31,76	2,5855	23,05	2,0045
N° de malla 208,1	20,78	2,213	15,50	1,413

Fuente: Castillo, 2014

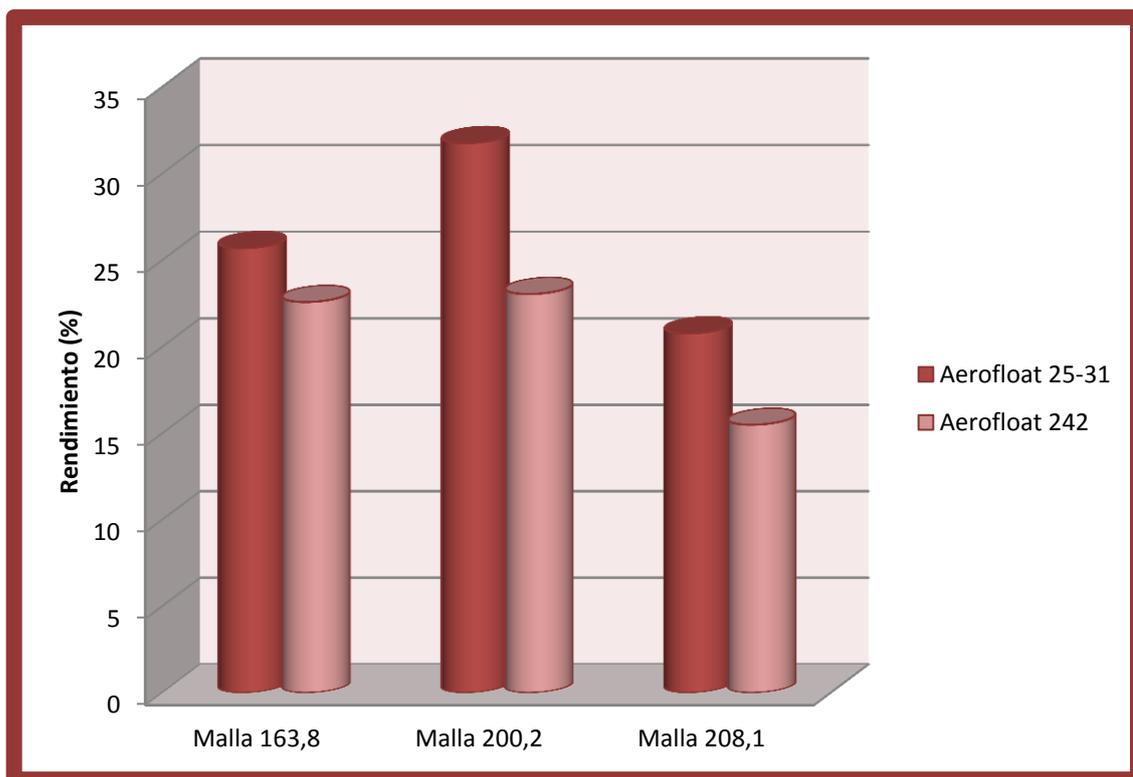


Figura Nº 11. Diagrama % de recuperación de Au por flotación.

Fuente: Castillo, 2014

La tabla Nº 15 y figura Nº 11 muestran el porcentaje de rendimiento que se obtuvo en los ensayos de flotación, se ensayó a diferentes tamaños de grano (Malla 163,8, Malla 200,2 y Malla 208,1) y variación de colector (Aerofloat 25-31 y Aerofloat 242); se puede observar en lo que respecta al colector en todas las mallas los mejores rendimientos los tenemos con el colector Aerofloat 25-31, sobresaliendo en la malla Nro. 200,2 con una recuperación de 31,76%, este resultado es considerado deficiente en comparación con un estudio realizado previamente (Valdiviezo, 2013) ^[16] que alcanzó el 95,16% de recuperación utilizando KAX y Aerofloat 25-31 como colector. Podemos deducir que el resultado obtenido tiene que ver a que el oro del sector Chinapintza es refractario o las partículas de oro son muy finas por lo que dificulta la flotabilidad.

5.4 Concentración combinando Knelson-Flotación

Tabla N° 16. Balances metalúrgicos de concentración Knelson-Flotación.

	Ley de entrada	Ley de concentr.	Entrada (Au) mg	Concentra. (Au) mg	Relave (Au) mg	Balance E≈C+R	Rend (%)
Knelson Malla 163,8 1 PSI	1,629	3,812	13,032	6,2523	3,2040	13,03≈9,46	47,98
Flotación Malla 200,2 Aerofloat 25-31	3,812	6,829	2,859	1,5371	0,0875	2,86≈1,63	53,76

Fuente: Castillo, 2014

En la tabla N° 16 se muestra los balances y el rendimiento, que se obtiene combinando los procesos de concentración; con el Knelson se trabajó a la malla 163,8 (20 minutos de molienda) a 1 PSI de alimentación de agua, se mejoró el rendimiento, posteriormente este concentrado fue sometido a molienda de 5 minutos para obtener la malla 200,2 (25 minutos de molienda) que se requiere para la Flotación con el colector Aerofloat 25-31; observamos que la recuperación en Knelson que fué de 47,98% con una ley de 3,812 ppm , mejora notablemente éste concentrado por Flotación sube a 53,76%, con una ley de 6,829 ppm de Au. Considero que es un rendimiento muy bueno, a pesar de tener oro muy fino; prácticamente estamos hablando de que la ley de Au del concentrado es seis veces más a la ley de entrada; es decir de 1,629 ppm pasa a 6,829 ppm, lo cual es notable.

CAPITULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

- ▶ El peso específico de los relaves del sector minero La Herradura-Chinapinza, obtenido mediante el método de picnómetro es 3.1 g/cm³.
- ▶ El análisis químico de cabeza realizado a la muestra de relave tiene una concentración de oro (Au) de 1,629 ppm, cobre (Cu) 510 ppm, hierro (Fe) 43230 ppm, plata (Ag) 1,12 ppm, zinc (Zn) 7021 ppm y plomo (Pb) 184,86 ppm.
- ▶ En el análisis mineralógico de microscopía se determinó que la muestra de relave está compuesta de una serie de minerales sulfuros, principalmente pirita (FeS₂) en un 80%, Esfalerita (ZnS) 15%, Calcopirita, Bornita y otros minerales como la Pirrotina y el Cuarzo (SiO₂) 55%.
- ▶ En la concentración Knelson a la malla Nro. 163,8 con 1PSI se obtuvo 42,28% de recuperación con una ley de 1,44 ppm de Au.
- ▶ En la concentración Flotación a malla Nro. 200,2 con el colector Aerofloat 25-31 se obtuvo 31,76% de recuperación con una ley de 2,58 ppm de Au.
- ▶ En la combinación de los procesos Knelson-Flotación, se obtuvo 53,76% de recuperación con ley de 6,83 ppm de Au.

RECOMENDACIONES

- ▶ Para posteriores ensayos de concentración Knelson es recomendable variar parámetros, tamaño de grano, fuerzas G, los PSI de alimentación de agua, cono de concentración; para mejorar las tazas de recuperación.
- ▶ Para obtener mejor tazas de recuperación se recomienda variar los parámetros, tamaño de grano, Ph, colectores en el proceso de Flotación.
- ▶ Es importante recomendar que siempre se debe homogenizar el material, antes de realizar cualquier ensayo, ya que el mineral pesado tiende asentarse en el fondo.
- ▶ Recordemos que para obtener valores precisos en los análisis químicos, facilitando la dilución del dore en el proceso de digestión, se recomienda realizar un pretratamiento de tostación antes de la Fusión-Copelación.
- ▶ Al realizar las secciones pulidas, tomar en cuenta d no agitar demasiado la resina para evitar burbujas en las briquetas, ya que dificultará en el análisis de microscopía.
- ▶ Durante cada ensayo que se realice, verificar los parámetros de molienda: carga de molienda, velocidad crítica, dilución de pulpa, etc.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Alulima J. "*Rendimiento de la Flotación para concentrar sulfuros minerales de los relaves en los distritos mineros de Portovelo-Zaruma, Bella Rica y San Gerardo*". UTPL. Loja, 2009.
2. Aramburu V., *Recuperación de oro y plata de minerales sulfurados en una matriz de cuarzo*. Lima, Perú. 2008.
3. Cornelius S. *Manual de Mineralogía de Dana*, 3th Edición; Editorial REVERTÉ, S.A. España, 1982.
4. Duque P., 2000, "*Breve léxico Estratigráfico del Ecuador*", Sistema de Información Geológica y Minera, Quito-Ecuador.
5. Guartan J.; Tamay J. *Optimización del Proceso de Recuperación de oro contenido en los Relaves de Molienda de la Planta Vivanco por el Método de Flotación*. UTPL. Loja, 2002.
6. Heinrich E. *Identificación Microscópica de los Minerales*, 1ra Edición; Ediciones URMO S.A. Bilbao, España. 1970.
7. Hochleitner R. *Minerales y Rocas: Una guía de identificación*; Ediciones OMEGA, S.A. 1983.
8. Kirk R., Othmer D., *Enciclopedia de Tecnología Química* (1° ed.). Flotación (pp. 180-198) México. Tomo VIII. 1969.
9. Mackenzie W.; Adams E. *Atlas de color de Rocas y Minerales en Lámina Delgada*; MASSON S.A. Barcelona, España. 1997.
10. Martínez R., *Microscopía de Minerales Opacos*. Universidad de Concepción. 1973
11. Ministerio de Energía y Minas. *Evaluación de distritos mineros del Ecuador*, Volumen V; UCP Prodeminca: Ecuador, 2000.
12. Océano., *Atlas Visuales Océano: MINERALOGÍA*; Océano Grupo Editorial S.A. Barcelona, España.
13. Paladines A., *Zonificación Geotectónica y Metalogenia del Ecuador*. Quito, Ecuador. 1989.
14. Paladines A.; Soto J. *Geología y Yacimientos Minerales del Ecuador*, Editorial UTPL. Loja, Ecuador. 2010.

15. Rerr P. *Mineralogía Óptica*, 3ra Edición; Ediciones CASTILLA S.A. Madrid, España. 1965.
16. Valdivieso D., *“Efecto del tamaño de grano, Ph y tipo de colectores en la flotabilidad del mineral de Skarn Aurífero de los Condominios Norte y Sur del yacimiento minero de Nambija”*, UTPL. Loja, 2013.

Referencias Web

17. Fundamentos de Flotación www.alipso.com/monografias/flotacion/
18. Manual de Flotación <http://www.monografias.com/trabajos-pdf5/manual-flotacion-minerales/manual-flotacion-minerales.shtml>
19. Recuperación de oro grueso en concentrador centrífugo Knelson <http://www.revistaingenieria.uda.cl/Publicaciones/280005.pdf>

ANEXOS

Anexo 1: Cálculo de Peso Específico del Relave.

El peso específico esta dado según la ecuación siguiente:

$$\gamma_e = \frac{(P_2 - P_1)}{(P_3 - P_1) - (P_4 - P_2)}$$

Donde:

γ_e = peso específico

P_1 = peso del picnómetro vacío y seco

P_2 = P_1 + peso de la muestra

P_4 = P_2 + agua

P_3 = P_1 + agua

ENSAYO #1

$$P_1 = 8.96$$

$$P_2 = 9.65$$

$$P_4 = 16.13$$

$$P_3 = 15.66$$

$$\gamma_e = \frac{(P_2 - P_1)}{(P_3 - P_1) - (P_4 - P_2)}$$

$$\gamma_e = \frac{(9.65 - 8.96)}{(15.66 - 8.96) - (16.13 - 9.65)} = \frac{0.69}{6.7 - 6.48} = \frac{0.69}{0.22} = \mathbf{3.14}$$

ENSAYO #2

$$P_1 = 8.96$$

$$P_2 = 9.72$$

$$P_4 = 16.18$$

$$P_3 = 15.66$$

$$\gamma_e = \frac{(P_2 - P_1)}{(P_3 - P_1) - (P_4 - P_2)}$$

$$\gamma_e = \frac{(9.72 - 8.96)}{(15.66 - 8.96) - (16.18 - 9.72)} = \frac{0.76}{6.7 - 6.46} = \frac{0.76}{0.24} = \mathbf{3.16}$$

ENSAYO #3

$$P_1 = 8.96$$

$$P_2 = 9.77$$

$$P_4 = 16.20$$

$$P_3 = 15.66$$

$$\gamma_e = \frac{(P_2 - P_1)}{(P_3 - P_1) - (P_4 - P_2)}$$

$$\gamma_e = \frac{(9.77 - 8.96)}{(15.66 - 8.96) - (16.20 - 9.77)} = \frac{0.81}{6.7 - 6.43} = \frac{0.81}{0.27} = \mathbf{3}$$

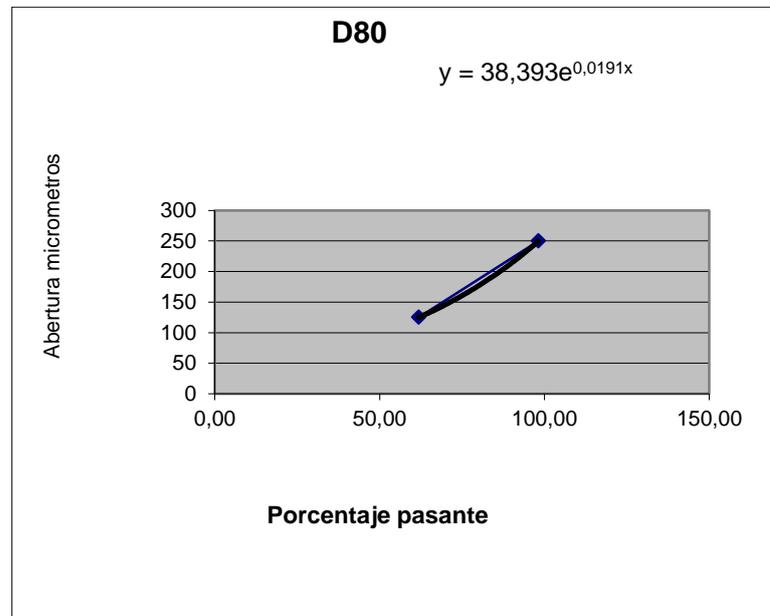
Anexo 2

Anexo 2.1: Cálculos Granulométricos de optimización de la molienda en 0 minutos.

MUESTRA:	La Herradura			TIEMPO DE MOLIENDA:	0 minutos		
PESO:	250 g						
Abertura (µm)	Nº de Malla	Tamiz Parcial	Tamiz + Retenido	Retenido Parcial	Retenido Acumulado	% Retenido	% Pasante
2000	10	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1000	18	641,20	641,22	0,02	0,02	0,01	99,99
500	35	565,69	565,82	0,13	0,15	0,06	99,94
250	60	541,90	546,20	4,30	4,45	1,81	98,19
125	120	520,24	609,74	89,50	93,95	38,13	61,87
74	200	512,67	574,56	61,89	155,84	63,25	36,75
63	230	512,67	533,76	21,09	176,93	71,81	28,19
45	325	498,23	513,27	15,04	191,97	77,92	22,08
37	400	500,98	503,46	2,48	194,45	78,93	21,07
	< 400	394,28	394,40	0,12	194,57	78,97	21,03
	LAMAS			51,80	246,37	100,00	0,00
	SUMA			246,37			

Anexo 2.2: Transformación de Micrómetros a N° de Mallas.

Exponente	Coeficiente	Respuesta	Unidades
0,0191	38,393	176,95	Micrómetros
Interpolación			
b	80	177	a
x		176,95	e
d	100	149	c
Resultado:	80		Malla



Anexo 3: Serie de tamices de Estados Unidos y equivalentes de Tyler (ASTM __ E-11-61)

Designación del tamiz		Abertura de la malla		Diámetro nominal del alambre		Designación equivalente de Tyler
Estándar	Alternativa	mm.	In (equiv. Aprox.)	mm	In (equiv. Aprox.)	
107.6mm	4.24in.	107.6	4.24	6.40	0.2520	
101.6mm	4 in. †	101.6	4.00	6.30	0.2480	
90.5mm	3 ½ in.	90.5	3.5	6.08	0.2394	
76.1mm	3in.	76.1	3.00	5.80	0.2283	
64.0mm	2 ½ in	64.0	2.50	5.50	0.2165	
53.8mm	2.12in.	53.8	2.12	5.15	0.2028	
50.8mm	2 in. †	50.8	2.00	5.05	0.1988	
45.3mm	1 ¾ in.	45.3	1.75	4.85	0.1909	
38.1mm	1 ½ in.	38.1	1.50	4.59	0.1807	
32.0mm	1 ¼ in.	32.0	1.25	4.23	0.1665	
26.9mm	1.06 in.	26.9	1.06	3.90	0.1535	1.050 in
25.4mm	1 in. †	25.4	1.00	3.80	0.1496	
22.6mm	7/8 in.	22.6	0.875	3.50	0.1378	0.883 in
19.0mm	¾ in.	19.0	0.750	3.30	0.1299	0.742 in
16.0mm	5/8 in.	16.0	0.625	3.00	0.1181	0.624 in
13.5mm	0.530 in.	13.5	0.530	2.75	0.1083	0.525 in
12.7mm	½ in. †	12.7	0.500	2.67	0.1051	
11.2mm	7/16 in.	11.2	0.438	2.45	0.0965	0.441 in
9.51mm	3/8 in.	9.51	0.375	2.27	0.0894	0.371 in
8.00mm	5/16 in.	8.00	0.312	2.07	0.0815	2 ½ malla
6.73mm	0.265 in.	6.73	0.265	1.87	0.0736	3 malla
6.35mm	¼ in. †	6.35	0.250	1.82	0.0717	
5.66mm	No. 3 ½	5.66	0.223	1.68	0.0661	3 ½ malla
4.76mm	No. 4	4.76	0.187	1.54	0.0606	4 malla
4.00mm	No. 5	4.00	0.157	1.37	0.0539	5 malla
3.36mm	No. 6	3.36	0.132	1.23	0.0484	6 malla
2.83mm	No. 7	2.83	0.111	1.10	0.0430	7 malla
2.38mm	No. 8	2.38	0.0937	1.00	0.0394	8 malla
2.00mm	No. 10	2.00	0.0787	0.900	0.0354	9 malla
1.68mm	No. 12	1.68	0.0661	0.810	0.0319	10 malla
1.41mm	No. 14	1.41	0.0555	0.725	0.0285	12 malla
1.19mm	No. 16	1.19	0.0469	0.650	0.0256	14 malla
1.00mm	No. 18	1.00	0.0394	0.580	0.0228	16 malla
841micras	No. 20	0.841	0.0331	0.510	0.0201	20 malla
707micras	No. 25	0.707	0.0278	0.450	0.0177	24 malla
595micras	No. 30	0.595	0.0234	0.390	0.0154	28 malla
500micras	No. 35	0.500	0.0197	0.340	0.0134	32 malla

420micras	No. 40	0.420	0.0165	0.290	0.0114	35 malla
354micras	No. 45	0.354	0.0139	0.247	0.0097	42 malla
297micras	No. 50	0.297	0.0117	0.215	0.0085	48 malla
250micras	No. 60	0.250	0.0098	0.180	0.0071	60 malla
210micras	No. 70	0.210	0.0083	0.152	0.0060	65 malla
177micras	No. 80	0.177	0.0070	0.131	0.0052	80 malla
149micras	No. 100	0.149	0.0059	0.110	0.0043	100 malla
125micras	No. 120	0.125	0.0049	0.091	0.0036	115 malla
105micras	No. 140	0.105	0.0041	0.076	0.0030	150 malla
88micras	No. 170	0.88	0.0035	0.064	0.0025	170 malla
74micras	No. 200	0.74	0.0029	0.053	0.0021	200 malla
63micras	No. 230	0.63	0.0025	0.044	0.0017	250 malla
53micras	No. 270	0.53	0.0021	0.037	0.0015	270 malla
44micras	No. 325	0.44	0.0017	0.030	0.0012	325 malla
37micras	No. 400	0.37	0.0015	0.025	0.0010	400 malla

Anexo 4: Dosificación de reactivos para flotación.

La dosificación de reactivos está dada de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$x = \frac{dr \times Pm \times f}{p}$$

Donde:

x = peso del reactivo a utilizar

dr = dosificación del reactivo

Pm = peso de la muestra a flotar

f = factor de disolución

p = pureza del reactivo

Aerofloat 25 = 25 g/t

$$x = \frac{(25)(750)(10)^{-6}}{1}$$

$$x = \mathbf{0.01875\ g}$$

Aerofloat 31 = 25 g/t

$$x = \frac{(25)(750)(10)^{-6}}{1}$$

$$x = \mathbf{0.01875\ g}$$

Aerofloat 242 = 50 g/t

$$x = \frac{(50)(750)(10)^{-6}}{1}$$

$$x = \mathbf{0.0375\ g}$$

KAX = 75 g/t

$$x = \frac{(75)(750)(10)^{-6}}{1}$$

$$x = \mathbf{0.05625\ g}$$

RS370 = 50 g/t

$$x = \frac{(50)(750)(10)^{-6}}{1}$$

$$x = \mathbf{0.0375\ g}$$

SiO_3Na_2 = 250 g/t

$$x = \frac{(250)(750)(10)^{-6}}{1}$$

$$x = \mathbf{0.1875\ g}$$

Anexo 5: Dilución de reactivos para flotación en 100ml.

Aerofloat 25

25 g 100 ml

15 g 60 ml

5 g 20 ml

5 g 20 ml

Aerofloat 31

25 g 100 ml

15 g 60 ml

5 g 20 ml

5 g 20 ml

KAX

75 g 100 ml

50 g 66 ml

15 g 20 ml

10 g 14 ml

RS370

50 g 100 ml

30 g 60 ml

10 g 20 ml

10 g 20 ml

Aerofloat 242

50 g 100 ml

30 g 60 ml

10 g 20 ml

10 g 20 ml

Anexo 6: Ejemplo de Balance Metalúrgico.

$$E = C + R$$

Donde:

E = Entrada

C = Concentrado

R = Relave

Entrada	{	Peso: 750 g = 0,750 kg
		Ley: 1,629 mg/kg
Concentrado	{	Peso: 150,1 g = 0,1501 kg
		Ley: 2,5855 mg/kg
Relave	{	Peso: 598,15 g = 0,59815 kg
		Ley: 1,0505 mg/kg

$$E = C + R$$

$$(Peso\ Muestra \times Ley\ Au) = (Peso\ Concentrado \times Ley\ Au) + (Peso\ Relave \times Ley\ Au)$$

$$(0,750\ kg \times 1,629\ mg/kg) = (0,1501\ kg \times 2,5855\ mg/kg) + (0,59815\ kg \times 1,0505\ mg/kg)$$

$$(1,2218\ mg) = (0,3881\ mg) + (0,6284\ mg)$$

$$1,2218\ mg = 1,0165\ mg$$

$$Rendimiento = \frac{0,3881\ mg}{1,2218\ mg} \times 100$$

$$= 0,3176 \times 100$$

$$= 31,76$$

Anexo 7: Ejemplo de recalcu de leyes

Malla Nro. 149				
Presión: 1 PSI				
	PESO (gr)	LEY Au (ppm)	mg de Au	Rendimiento (%)
A	79,95	1,4165	0,1132	14,32
B	222,55	0,5895	0,1312	16,60
A + B	302,50	0,8079	0,2444	30,92
R	1148,26	0,4755	0,5460	69,08
A + B + R	1450,76	0,5448	0,7904	100

$$Ley (ppm) = \frac{0,2444 \times 1000}{302,50} = 0,8079$$

$$Peso (mg) = \frac{79,95 \times 1,4165}{1000} = 0,1132$$

$$Rendimiento = \frac{(0,1132)}{(0,7904)} \times 100 = 14,32\%$$