



UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA
La Universidad Católica de Loja

ÁREA TÉCNICA

TÍTULO DE INGENIERO EN GEOLOGÍA Y MINAS

**Flotación del mineral de mina de la concesión JD, La Herradura en el Distrito
Minero Chinapintza.**

TRABAJO DE TITULACIÓN.

AUTOR: Rojas Jaramillo, Richard Erasmo.

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>

Septiembre, 2017

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN

Magíster.

Víctor Aurelio Sanmartín Gutiérrez

DOCENTE DE LA TITULACIÓN

De mi consideración:

El presente trabajo de titulación: **“Flotación del mineral de mina de la concesión JD, La Herradura en el Distrito Minero Chinapintza”** realizado por Richard Erasmo Rojas Jaramillo, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por lo que se aprueba la presentación del mismo.

Loja, marzo de 2017

f) _____

DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS

“Yo, Richard Erasmo Rojas Jaramillo declaro ser autor del presente trabajo de titulación: **Flotación del mineral de mina de la concesión JD, La Herradura en el Distrito Minero Chinapintza**, de la Titulación de Ingeniería 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 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: Rojas Jaramillo Richard Erasmo

Cedula: 1104854730

DEDICATORIA

A Dios por darme las fuerzas necesarias para no desmayar y poder culminar con esta meta tan importante en mi vida que en ocasiones parecía distante pero con esfuerzo y perseverancia se logró culminar.

A mis padres, Erasmo Rojas y Norma Jaramillo, seres que forman parte incondicional en mi vida, este logro va dedicado para ustedes, gracias por sus innumerables sacrificios que han hecho por mí a lo largo de esta vida universitaria, por nunca dejarme solo y por todos los valores que día a día tratan de inculcar con su ejemplo y sabiduría; a ustedes les debo mi vida entera.

A mis hermanas, pero en especial a mis sobrinos Daniel y Gabriel quienes han sido el mejor regalo que ha llegado a la familia en los últimos años, con mucho cariño y amor para ustedes.

A la memoria de mi abuelito Ricardo Jaramillo Parra (+) quien aunque ya no esté físicamente con nosotros, pero sé que desde el cielo me cuida y me guía para que todo salga bien.

AGRADECIMIENTO

A mis padres, por todo su amor, por el apoyo moral y económico brindado a lo largo de estos años, gracias a ustedes he podido llegar hasta aquí y sepan que yo también estaré siempre para cuando me necesiten, jamás olvidaré todos los sacrificios que han realizado para verme llegar a culminar esta meta, que Dios me los bendiga y los mantenga siempre unidos con ese ejemplo de familia que han sabido inculcar en mí.

Quiero agradecer a mi tutor de tesis, al Mgs. Víctor Sanmartín por siempre estar ahí para despejar cualquier duda que surgía a lo largo de este trabajo, gracias por confiar en mí para el desarrollo de esta investigación.

Al Ing. Juan Carlos Quintuña, muchísimas gracias por su ayuda desinteresada, mis mejores deseos hacia su persona, que todo lo que venga sea siempre lo mejor en su vida personal y profesional.

De manera especial al Ing. Yan Jumbo y a la planta docente que conforma la titulación de Geología y Minas, gracias por todas las enseñanzas, experiencias y habilidades compartidas durante esta vida universitaria.

A Lizbeth por todo su apoyo incondicional, por las palabras de aliento durante todos estos años, pero sobretodo muchísimas gracias por tu calidad humana hacia mi persona.

A Santiago Morales muchísimas gracias por tu amistad y tu ayuda en el desarrollo y culminación de esta investigación.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN.....	ii
DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS.....	iii
DEDICATORIA	iv
AGRADECIMIENTO	v
ÍNDICE DE CONTENIDOS	vi
ÍNDICE DE IMÁGENES	viii
ÍNDICE DE TABLAS.....	ix
ÍNDICE DE ILUSTRACIONES	x
RESUMEN.....	1
ABSTRACT	2
INTRODUCCIÓN.....	3
CAPÍTULO I.....	4
GENERALIDADES	4
1.1 Antecedentes y Justificación.....	5
1.2 Objetivos.	8
1.2.1 Objetivo General.....	8
1.2.2 Objetivos Específicos.	8
CAPÍTULO II.....	9
DESCRIPCIÓN DE LA ZONA DE ESTUDIO	9
2.1 Ubicación.	10
2.2 Acceso.	10
2.3 Clima.....	11
2.4 Topografía, elevación y vegetación.	11
CAPÍTULO III.....	12
GEOLOGÍA DE LA ZONA DE ESTUDIO	12
3.1 Geología Regional.....	13
3.1.1 Pórfido de Chinapintza.	14
3.1.2 Batolito de Zamora.	14
3.1.3 Unidad Piuntza.	15
3.1.4 Formación Misahuallí.....	15
3.1.5 Unidad Isimanchi.	15

3.1.6 Formación Hollín.....	16
3.2.1 Estructuras.	18
3.2.2 Mineralización.....	19
CAPÍTULO IV	21
PRINCIPIOS DE LA FLOTACIÓN.....	21
4.1 Proceso de Flotación.....	22
4.2 Elementos de la Flotación.	23
4.3 Elementos Tecnológicos del Proceso.....	24
4.4 Reactivos de Flotación.	25
4.4.1 Importancia de los Reactivos.	25
4.4.2 Clasificación de los Reactivos:.....	26
4.5. Variables operacionales.	28
4.5.1. Granulometría.....	28
4.5.2. Tipos de reactivos.....	29
4.5.3. Dosis de reactivos.	29
4.5.4. Densidad de la pulpa.	29
4.5.5. Aireación.....	29
4.5.6. Control de pH.	29
4.5.7. Calidad del agua.....	29
4.5.8. Tiempo de residencia.	29
CAPÍTULO V	31
METODOLOGÍA Y EQUIPOS.....	31
5.1 Homogenización y cuarteo de las muestras	32
5.2. Molienda.....	32
5.3. Análisis granulométrico	34
5.4. Peso Específico.....	35
5.5. Análisis Químico.....	36
5.5.1. Fusión-copelación.....	36
5.6. Flotación.....	39
5.6.1. Metodología.....	39
5.7. Fluorescencia de Rayos X.....	45
CAPÍTULO VI	47
RESULTADOS Y ANÁLISIS	47

6.1. Peso específico.....	48
6.2. Análisis granulométricos y tiempos óptimos de molienda.....	48
6.2.1. Tiempos de molienda.....	48
6.2.2. Análisis granulométrico.....	48
6.3. Análisis químico de cabeza.....	49
6.4. Flotación.....	50
6.5. Fluorescencia de Rayos X.....	53
CONCLUSIONES.....	58
RECOMENDACIONES.....	60
BIBLIOGRAFÍA.....	62
ANEXOS.....	65
ANEXO 1. ENSAYOS DEL PICNÓMETRO.....	66
ANEXO 2. TIEMPOS DE MOLIENDA, CURVAS GRANULOMÉTRICAS Y D80 DETERMINADOS CON EL SOFTWARE MOLY-COP TOOLS 3.0.....	67
ANEXO 3. COMPOSICIÓN DE FLUX BÁSICO.....	70
ANEXO 4. CÁLCULO DE LA LEY DE CABEZA.....	70
ANEXO 5. DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS PARA FLOTACIÓN.....	70
ANEXO 6. DILUCIÓN DE REACTIVOS PARA FLOTACIÓN EN 100 ML.....	71
ANEXO 7. RENDIMIENTOS DE ORO PERTENECIENTES A TODAS LAS FLOTACIONES. ...	72
ANEXO 8. RESULTADOS DEL ANÁLISIS DE FLUORESCENCIA DE RAYOS X DE LOS CONCENTRADOS Y RELAVES PERTENECIENTES A TODAS LAS FLOTACIONES.....	83

ÍNDICE DE IMÁGENES

Imagen 1.- Ubicación del Distrito Minero Chinapintza.....	10
Imagen 2.- Ruta de acceso Loja - Chinapintza.....	10
Imagen 3.- Mapa Geológico del Distrito Minero Chinapintza.....	13
Imagen 4.- Mapa Geológico de la Herradura.....	17
Imagen 5.- Mapa del sistema de vetas de Chinapintza.....	19
Imagen 6.- Homogenización.....	32
Imagen 7.- Cuarteo.....	32
Imagen 8.- Molino de bolas.....	33

Imagen 9.-Deslamado.....	35
Imagen 10.- Granulometría en seco.....	35
Imagen 11.- Determinación del peso específico.....	35
Imagen 12.- Peso de la carga fundente.....	37
Imagen 13.- Fundición.....	37
Imagen 14.-Copelas en el horno.....	37
Imagen 15.- Copelas con el dore.....	37
Imagen 16.- Digestión.....	38
Imagen 17.- Oro luego de ser sometido a refogado.....	39
Imagen 18.-Celda de flotación.....	41
Imagen 19.- Reactivos y balones de aforo.....	42
Imagen 20.- Flotación.....	42
Imagen 21.-Pistola de fluorescencia de rayos x “BRUKER S1”.....	45

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Dosificación de reactivos para flotación.	43
Tabla 2: Adición de reactivos primera etapa.	43
Tabla 3: Adición de reactivos segunda etapa.....	44
Tabla 4: Adición de reactivos tercera etapa.....	44
Tabla 5: Valores obtenidos de Peso Específico.	44
Tabla 6. Tamaños de grano en función del tiempo de molienda.	48
Tabla 7. Ley de cabeza para oro y plata.	49
Tabla 8. Resultados de FRX a los concentrados (A, B y C) y relaves productos de la primera etapa.	54
Tabla 9. Resultados de FRX a los concentrados (A, B y C) y relaves productos de la primera etapa.	54
Tabla 10. Resultados de FRX a los concentrados (A, B y C) y relaves productos de la primera etapa.	55
Tabla 11. Resultados de FRX a los concentrados (A, B y C) y relaves productos de la segunda etapa.	55

Tabla 12. Resultados de FRX a los concentrados (A, B y C) y relaves productos de la segunda etapa.	56
Tabla 13. Resultados de FRX a los concentrados (A, B y C) y relaves productos de la segunda etapa.	56
Tabla 14. Resultados de FRX a los concentrados (A, B y C) y relaves productos de la tercera etapa.	57
Tabla 15. Resultados de FRX a los concentrados (A, B y C) y relaves productos de la tercera etapa.	57

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1.-Esquema de flotación selectiva.	22
Ilustración 2.- Corte transversal de una celda de flotación.	24
Ilustración 3.- Curvas granulométricas a distintos tiempos de molienda con el programa Moly-Cop Tools.	48
Ilustración 4.- Cuadro comparativo de rendimientos obtenidos en la 1era etapa.....	49
Ilustración 5.- Cuadro comparativo de rendimientos obtenidos en la 2da etapa.....	50
Ilustración 6.- Cuadro comparativo de rendimientos obtenidos en la 3ra etapa.....	51

RESUMEN

Los resultados de varios procesos llevados en la minería artesanal en las diferentes plantas de beneficio ubicadas en el distrito minero de Chinapintza no brindan resultados óptimos de recuperación, por lo cual la rentabilidad obtenida no es la adecuada. Aguirre (2016) determinó una eficiencia del 54% por medio de concentración gravimétrica y del 60% a través del método de cianuración.

En la presente investigación se determinaron los factores adecuados (pH, tamaño de grano y tipo de colector) para llegar a la mejor recuperación de oro por medio del método de flotación, aplicado a material de mina proveniente del distrito minero Chinapintza, sector La Herradura.

Los resultados finales fueron los siguientes: con tamaño de grano de 73 μm , pH de 10,5, utilizando colector denominado: orex-550 se obtuvo una recuperación total del 95,99%.

PALABRAS CLAVES: Minería artesanal, Chinapintza, flotación, tamaño de grano, pH, colector.

ABSTRACT

The results of several processes carried out in the artisanal mining in the different profit plants located in the mining district of Chinapintza do not provide optimum results of recovery, reason why the yield obtained is not the adequate one. Aguirre (2016) determined an efficiency of 54% by gravimetric concentration and 60% by the cyanidation method.

In the present investigation, the appropriate factors (pH, grain size and collector type) were determined to reach the best gold recovery by means of the flotation method, applied to mine material from the mining district of Chinapintza, La Herradura sector.

The final results were as follows: grain size 73 μm , pH 10.5, using a collector called: orex-550, a total recovery of 95.99% was obtained.

KEYWORDS: Artisanal mining, Chinapintza, floating, grain size, pH, collector.

INTRODUCCIÓN

La falta de preparación técnica en las personas dedicadas a la minería artesanal en los distintos campos auríferos del Ecuador y de recursos que brinden facilidad en sus labores, provoca una serie de dificultades a la hora extraer minerales y sus posteriores procesos llevados a cabo para obtener un producto final; además de ello otro factor influyente es la negatividad de las personas en aprender otro tipo de nuevas tecnologías menos contaminantes y más efectivas a las que ellos utilizan.

El Ecuador es un país lleno de recursos minerales cuya explotación en su mayoría se realiza en pequeña escala y de manera artesanal. Debido a procesos tectónicos los yacimientos metálicos más importantes se encuentran al Sur del Ecuador, principalmente en las provincias de: Zamora Chinchipe, Morona Santiago y Azuay.

La flotación de minerales se define como un proceso en el cual su principal fin es la concentración de minerales, aunque su uso se expande hacia otros campos. El propósito de este método es separar las partículas de menas con presencia de minerales de interés económico de gangas, mediante adición de distintos reactivos los cuales cumplen varios papeles al momento de realizar el método, dichos reactivos realizan un tratamiento físico químico el cual modifica su tensión superficial para de esta manera lograr que burbujas de aire se adhieran al mineral y separarlo de la ganga o relave.

El principal objetivo de esta investigación es mejorar la recuperación del mineral de mina proveniente de la concesión JD, La Herradura, en el Distrito Minero Chinapintza. Utilizando el proceso de flotación, con la finalidad de que este proceso sea llevado a cabo en este distrito puesto que sus condiciones mineralógicas son apropiadas para la flotación, de esta manera evitando el uso de indebido y exagerado de mercurio.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1 Antecedentes y justificación

En el año de 1984 fue descubierto el campo minero Chinapintza por mineros informales que laboraban en el sector, se asume que la presencia de oro en la zona era conocida desde tiempos precolombinos.

Entre los años 1988 a 1991, Pachicutza CEM (Compañía Económica Mixta), una asociación de compañías incluyendo la división de industrias del Ejército Ecuatoriano (DINE), en el que Prominex U.K. tenía una participación mayoritaria (65%), inició exploración formal dentro y alrededores de la propiedad que cubre unas 25000 hectáreas (Maynard, 2012).

Este trabajo incluyó mapeo regional, reconocimiento geológico y muestreo geoquímico de sedimentos. En 1991 Prominex U.K. se retiró del proyecto y TVX, bajo el nombre de Cóndor Mining, adquirió la propiedad anteriormente en manos de Pachicutza CEM con DINE y la compañía minera Chulapas como socios. En diciembre de 2002 Goldmarca entró en un acuerdo de empresa conjunta con DINE a adquirir las propiedades que ahora constituyen Cóndor Gold Project (Maynard, 2012).

En 1994-1995 se construyeron carreteras de contornos y se realizaron 29.000 metros de perforaciones para investigar los sistemas de vetas y brechas en las partes profundas. Las actividades fueron suspendidas brevemente en 1995 durante el conflicto militar con Perú. En 1996 se realizaron 10.000 metros de perforación, seguidos de un túnel de 6x734 metros con galerías a lo largo de las principales vetas. El túnel de acceso se paró poco antes del sistema de vetas Cariamanga. Varios cientos de toneladas de material de veta fueron removidos y apilados. Las anchuras y leyes (<10g/t) de las vetas no levantaron expectativas y TVX optó por retirarse en 1998 (Prodeminca, 2000).

El distrito minero fue estudiado como representante de una mineralización epitermal de estadios tardíos relacionados con “stocks” de pórfidos de alto nivel en el cinturón Sub-Andino. Con las actividades de exploración de los concesionarios y con la buena calidad de los datos facilitados, crean una excelente plataforma para los estadios (Prodeminca, 2000).

La flotación es un método físico-químico para la concentración de partículas minerales suspendidas en agua, que consiste en separar por inyección de aire, partículas sólidas natural o

artificialmente hidrofóbicas de homólogas hidrofílicas. Este proceso requiere de un tamaño de partícula generalmente inferior a 212 μm (J. Guartán y J. Tamay, 2003).

La flotación se realiza en celdas provistas de agitación mecánica e inyección de aire, donde está una suspensión del material a tratar. Las especies minerales natural o artificialmente hidrofóbicas se adhieren a las burbujas de aire y son transportadas a la superficie de la pulpa en forma de una espuma estable que se evacua por desbordamiento; estas espumas constituyen los concentrados de flotación. Sin embargo en ciertos casos se puede realizar una “flotación inversa” eliminándose con las espumas los minerales de ganga (J. Guartán y J. Tamay, 2003).

La mayor parte de los minerales no tienen flotabilidad natural, sin embargo se consigue flotarlos mediante la adición de reactivos químicos llamados colectores, que son reactivos orgánicos heteropolares formados de una cadena de hidrocarburos (No polar, HIDROFOBICA) y de una función polar que reacciona y/o se adsorbe selectivamente en la superficie de ciertos minerales en función de su naturaleza, de reactivos adsorbidos previamente y del pH de la suspensión (J. Guartán y J. Tamay, 2003).

El Distrito de Chinapintza está localizado en la zona Subandina, en la cordillera de El Cóndor junto a la frontera con el Perú. Comprende los depósitos de Chinapintza y Biche (A. Paladines y J. Soto, 2010, p. 169).

Al este de Nambija en el distrito de Chinapintza se han descubierto algunos depósitos, relacionados a los volcánicos Misahuallí, en la parte norte del batolito de Zamora. Las rocas volcánicas incluyen riolitas, dacitas, tobas y brechas, brechas intrusivas y esquistos negros, instruidos por pórfidos cuarzo feldespático y plutones de granitos hornbléndicos de edad desconocida. Estas rocas son parte de un centro volcánico de 9 km^2 las cuales localmente han sido silicificadas, cericitizadas y argitilizadas (A. Paladines y J. Soto, 2010).

El depósito de Chinapintza es un stockwork con vetillas de 0,5 m de potencia de cuarzo oxidadas que tiene un contenido de 50 g/t de oro, siendo las reservas probables del orden de 12 toneladas de oro (A. Paladines y J. Soto, 2010, p. 170).

La planta de recuperación de Oro “JD” se encuentra ubicada en el Campo Minero de Chinapintza, en la parte sur oriental del Ecuador. Pertenece a la parroquia Nuevo Quito, al SE del cantón Paquisha de la provincia de Zamora Chinchipe, la mayor parte de la población entre un 80-85% está vinculada a la actividad minera no tecnificada, específicamente a la recuperación de oro (Au), uno de los minerales de interés económico en la zona, y el 15-20% restante se dedica a labores vinculados con la madera, comercio y venta de víveres (E. Aguirre, 2016).

El propósito de este estudio tiene como tal, lograr una recuperación principalmente de oro y otros minerales de interés por medio del método de flotación, debido a que en la planta de beneficio perteneciente a la concesión denominada “JD” no se emplean métodos técnicos adecuados para mitigar las pérdidas de minerales de interés económico; se logrará optimizar la recuperación de minerales experimentando con algunas condiciones de operación en la flotación tales como: tamaño de grano, pH y tipo del colector. De esta forma se podrá determinar los factores adecuados para lograr la mayor recuperación de mineral.

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo General.

- Mejorar la concentración del mineral de mina de la concesión JD, La Herradura en el Distrito Minero Chinapintza, por medio del método de flotación.

1.2.2 Objetivos Específicos.

- Establecer el tamaño de grano adecuado para el método de flotación del mineral de mina de la concesión JD, La Herradura en el Distrito Minero Chinapintza.
- Establecer el pH adecuado para el método de flotación del mineral de mina de la concesión JD, La Herradura en el Distrito Minero Chinapintza.
- Establecer el tipo de colector adecuado para el método de flotación del mineral de mina de la concesión JD, La Herradura en el Distrito Minero Chinapintza.

CAPÍTULO II

DESCRIPCIÓN DE LA ZONA DE ESTUDIO

2.1 Ubicación

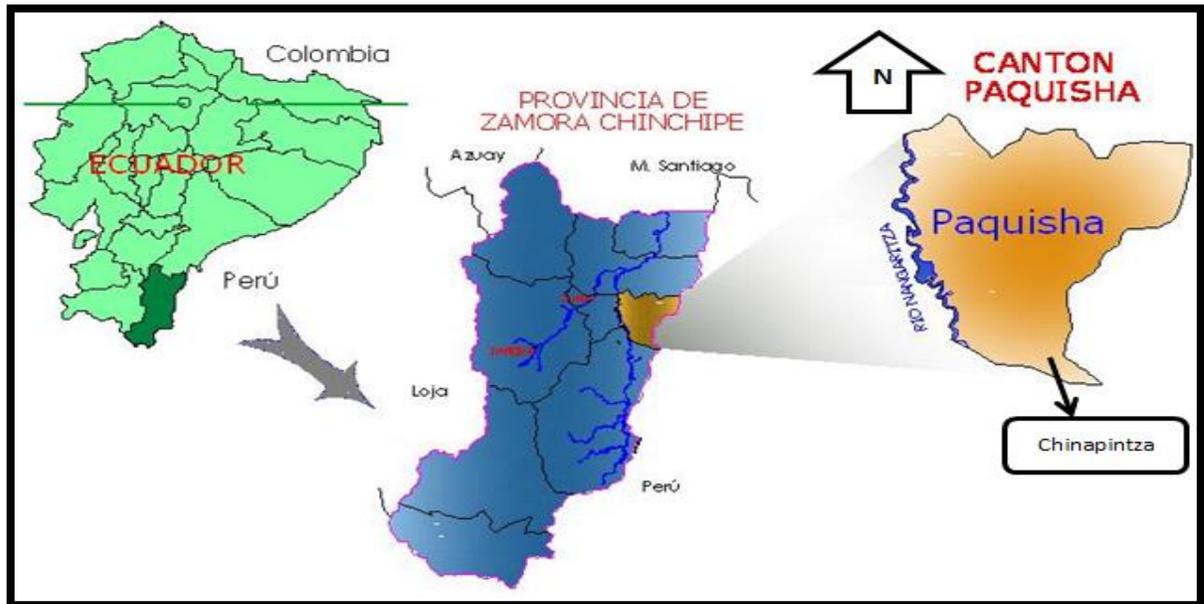


Imagen 1.- Ubicación del Distrito Minero Chinapintza.

Fuente: Blog de la Unidad Municipal de Agua Potable y Alcantarillado de Paquisha (UMAPAP).

La concesión “JD” se encuentra ubicada en el distrito minero de Chinapintza, concretamente en la zona minera denominada “La Herradura” la cual se localiza en la parroquia Nuevo Quito del cantón Paquisha perteneciente a la provincia de Zamora Chinchipe (ver imagen 1), al Sur del Ecuador.

2.2 Acceso

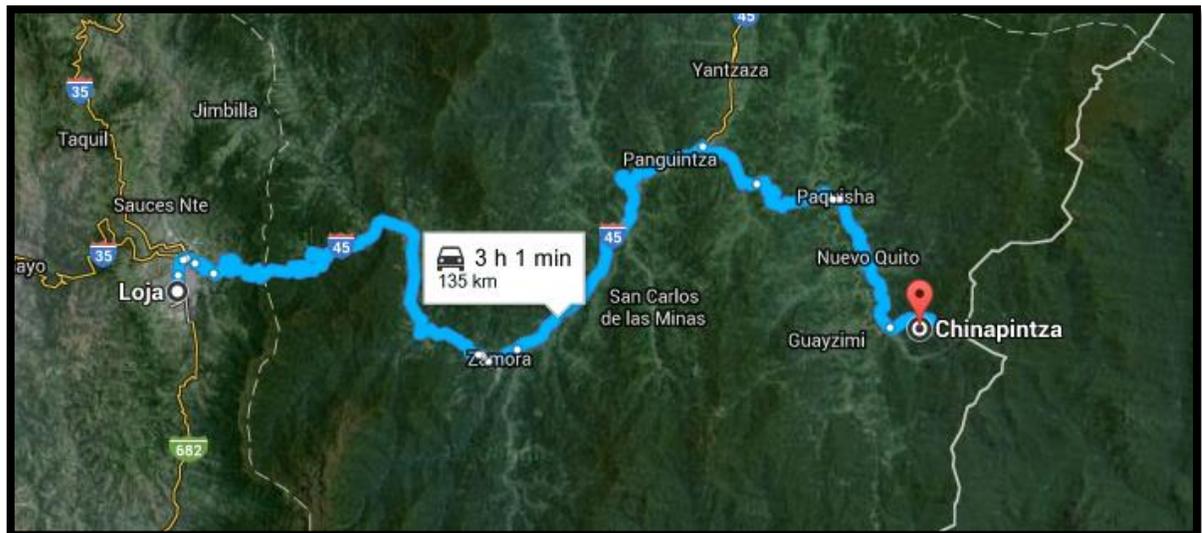


Imagen 2.- Ruta de acceso Loja - Chinapintza.

Fuente: Google Maps.

En el tramo Loja – Zamora – Zumbi tenemos una vía asfaltada de primer orden, correctamente señalizada; desde la parroquia Zumbi tomamos la vía que conduce hacia el cantón Paquisha, en este tramo la vía pasa a ser de tercer orden, finalmente se toma una carretera que conduce hacia Nuevo Quito – Chinapintza – La Herradura, la distancia total recorrida llega a los 135 km con una duración aproximada de 3 horas (Imagen 2).

2.3 Clima

En la zona de estudio el clima es considerado como subtropical, con temperaturas que varían entre 18 a 29 °C. Las precipitaciones se encuentran en el orden de 2 m a 4 m durante el año, siendo enero, febrero, marzo y abril los meses con mayor presencia de lluvias, aunque las precipitaciones fuertes suelen ocurrir en cualquier época del año. La humedad promedio es de 80% durante todo el año. En los primeros meses del año la niebla y nubosidad es común debido a la presencia de precipitaciones (Chinapintza Gold Project, 2013).

2.4 Topografía, elevación y vegetación

La zona de estudio está situada en la región de Alto Amazonas en el sur-oeste de Ecuador en los flancos occidentales de la Cordillera del Chinapintza cuya cresta define la frontera entre Ecuador y Perú. Se encuentran elevaciones que van desde los 1.300 metros sobre el nivel del mar hasta los 1.700 metros y un promedio de 1.500 m. La topografía es muy accidentada y las pendientes son empinadas que pueden facilitar el acceso a la minería subterránea. Las montañas están cubiertas de densos bosques tropicales típicos de lluvia y vegetación (Chinapintza Gold Project, 2013).

CAPÍTULO III

GEOLOGÍA DE LA ZONA DE ESTUDIO

3.1 Geología regional

El distrito minero Chinapintza está ubicado al Sureste del país en la región Oriental, situada sobre la Cordillera del Cóndor, debida a su localización se encuentra influenciado por las siguientes formaciones: Hollín, Misahuallí, Batolito de Zamora, Pórfido de Chinapintza, Unidad Piuntza y Unidad Isimanchi.

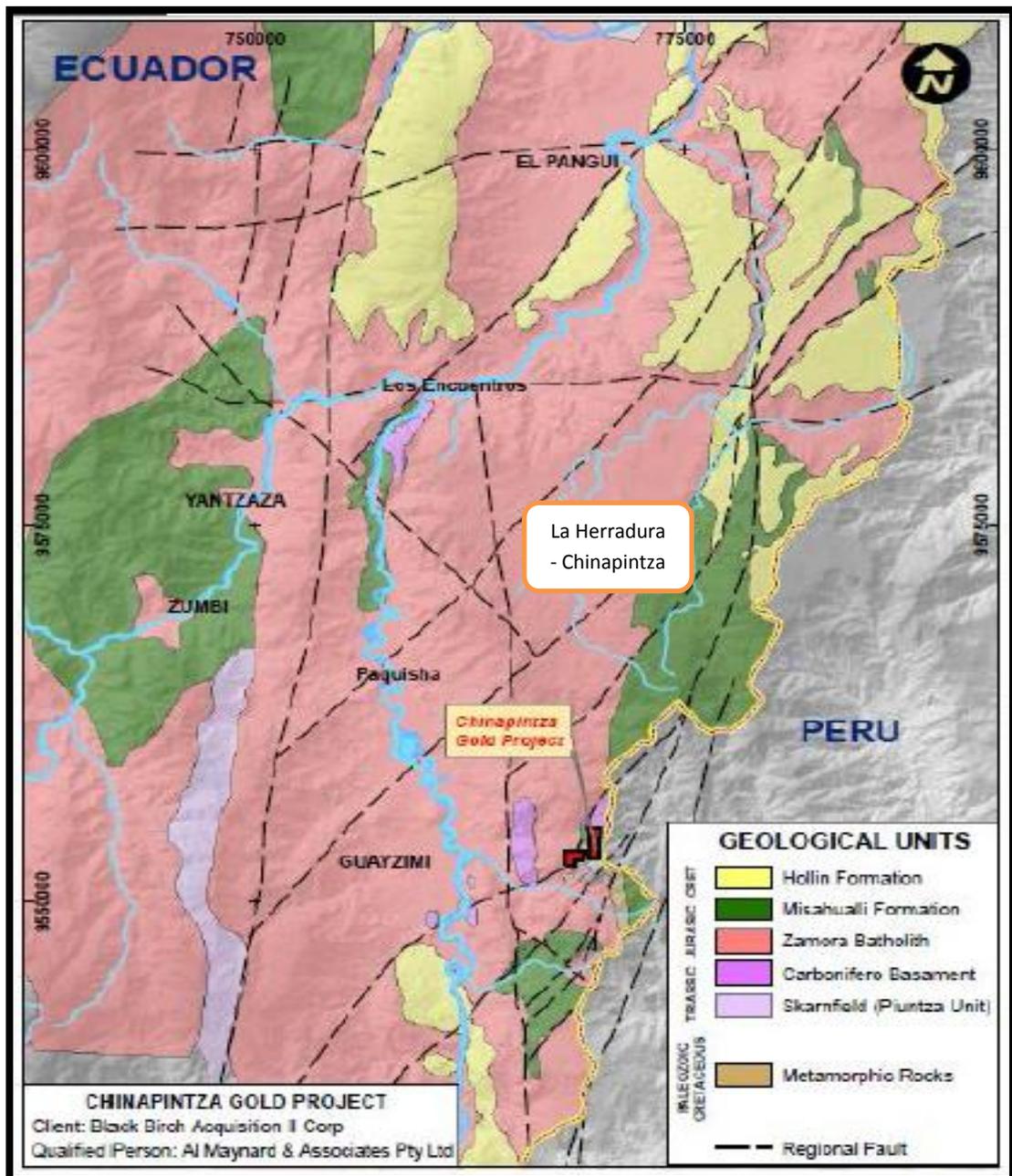


Imagen 3.- Mapa Geológico del Distrito Minero Chinapintza.
Fuente: Chinapintza Gold Project, 2013.

3.1.1 Pórfido de Chinapintza.

El pórfido de Chinapintza es el huésped principal del sistema de vetas al Norte de la falla Panguí Alto y comprende varios tipos y facies composicionales diferentes. Pueden ser agrupados en dos asociaciones en base a su composición y a la presencia de fenocristales hornbléndicos como:

1. Pórfidos riódacíticos de cuarzo +/- feldespato y diques microporfídicos de cuarzo. Los diques porfídicos de mica + feldespato + cuarzo están también incluidos en esta asociación. Los ejemplos menos alterados del lugar tienen contenidos de K y Na de 1,93-2,74 y 0,05-0,62 % respectivamente (Prodeminca, 2000).

2. Pórfidos dacíticos de cuarzo + hornblenda +/- feldespato y diques de dacita hornbléndica. Los contenidos de fenocristales de hornblenda llegan al 10% normalmente están alrededor del 3%. Los ejemplos menos alterados de esta asociación generalmente tienen contenidos de K y Na 1,54-1,93% y 1-2% respectivamente (Prodeminca, 2000).

El pórfido está caracterizado por numerosos diques con rumbo variable entre WNW y NNW y espesor entre 0,5 y 10,0m que en su mayoría están encajados por entero en el cuerpo. Son pórfidos y micropórfidos de cuarzo +/- plagioclasa que varían composicionalmente de dacita a riolita. Localmente exhiben laminación de flujo y texturas micrográficas. La mayoría están alterados a sericita-illita y cuarzo con cantidades menores o vestigios de clorita, biotita, hornblenda, moscovita, carbonato y accesorios (esfena, apatito y opacos). Los diques ocupan en parte las mismas estructuras que las vetas y fallas mineralizadas (ver imagen 3) y presentan una disseminación de sulfuros principalmente pirita <4% (Prodeminca, 2000).

3.1.2 Batolito de Zamora.

Incluye el batolito Río Mayo de Baldock (1982) y extensiones mayores descubiertas al N y al E. Es un batolito elongado (~200 km de largo por ~50 km de ancho), segmentado en 3 por las fallas La Canela y Nangaritzá. Forma la parte sur de la Unidad Granitoides Zamora. La litología está dominada por granodioritas de hornblenda-biotita y dioritas. Granitos verdaderos son raros. Rocas porfiríticas y subvolcánicas son comunes en el área de Guaysimi. Varias dataciones K-Ar caen en un rango de 152-180 Ma (Kennerley, 1980) y otras Rb-Sr dan edades variables (Litherland et al., 1994). La edad es incierta pero por la frecuencia dada por las dataciones

probablemente está entre 170 y 190 Ma. Valores más recientes que caen en el campo del Cretácico sugieren reinicios de las dataciones por causas tectónicas (P. Duque, 2000).

3.1.3 Unidad Piuntza.

Primera unidad estratigráfica Triásica que se reconoce aflora en el Ecuador. Rocas volcánicas clásticas de buzamiento leve dentro de los Granitoides de Zamora. Sobreyace inconformemente la Unidad Isimanchi. Fósiles bivalvos en una secuencia de limolitas calcáreas skarnificadas cerca de las poblaciones de Piuntza y Nambija, en el río Timbara, definen la localidad tipo y señalan una edad del Triásico medio tardío (Litherland et al., 1994).

3.1.4 Formación Misahuallí.

Incluye todas las rocas volcánicas de origen continental del cinturón subandino (Litherland et al., 1994). Sobreyace la Formación Santiago y está debajo de la Formación Hollín. La localidad tipo se considera un afloramiento a lo largo del Río Misahuallí, 10 km al Este de Tena en el sistema del alto Napo. Comprende basaltos y traquitas verdes a grises, tobas y brechas tobáceas violetas a rosadas, lutitas rojas, areniscas y conglomerados. Se han reportado estructuras de pillows en basaltos al E del Río Nangaritza (Litherland et al., 1994).

Estos autores sugieren que la unidad representa las secuencias volcánicas de un arco magmático continental que se acuña hacia el Este dentro de la cuenca Oriente (Bankwill et al., 1991) y pasa lateralmente hacia el occidente, a través de la falla Cosanga dentro de la Unidad Upano de la Cordillera Real. La edad de la Unidad Misahuallí no está bien definida. Hall y Calle, 1982, citan una edad de 132Ma, Litherland et al., 1994, reportan rocas que son cortadas por el granito de Abitagua (162 ± 3.3 Ma) y lavas y diques que dan edades K-Ar de 230 ± 14 Ma y 143 ± 7 Ma. (P. Duque, 2000).

3.1.5 Unidad Isimanchi.

Filitas de bajo grado y mármoles alrededor del pueblo de Isimanchi en el extremo Sur de la Cordillera y hacia el Norte hasta el oriente de Valladolid y Porvenir. Cabalgada hacia el Oeste por las pegmatitas de Sabanilla y limitada hacia el Este por el batolito de Zamora. En sitios desarrolla colinas espectaculares con escenarios típicamente kársticos. Evidencia estructural y

escasa paleontológica sugiere una edad pre-Jurásica, posiblemente Carbonífera (Litherland et al., 1994).

3.1.6 Formación Hollín.

La formación tiene un espesor de 80 a 240 metros e incluye lutitas fracturadas. La depositación tuvo lugar en aguas poco profundas sobre un ambiente extenso de plataforma estando el origen de los detritos en el Este. Las cuarcitas de la Hollín afloran extensamente en la zona subandina, particularmente estando ampliamente expuestas en algunas partes del levantamiento Napo. Estas subyacen gran parte del este oriental y forman un importante reservorio de rocas en los campos petroleros del Nororiente ecuatoriano. Vestigios de plantas han sido encontrados, pero a la Formación Hollín ha sido asignada una edad sobre bases Palinológicas, datos que indican que la base es del Aptiano y la secuencia avanza hasta el Albiano inferior (Baldock, 1982).

3.2 Geología local

El campo minero de Chinapintza está dentro de un complejo volcánico-subvolcánico calcoalcalino subaéreo silíceo a intermedio de edad Cretácico Inferior. El Batolito de Zamora de edad jurásica forma el basamento de este complejo y comprende localmente granodiorita hornbléndica de megacristales de perita (y oligoclasa) de grano grueso a muy grueso. Exhibe localmente una foliación cataclástica y/o esta brechificada y propilitizada. El cuarzo muestra un alineamiento diferencial. Las zonas de brechas pueden contener también clastos angulosos de pórfido de cuarzo (transicional a la granodiorita gruesa), andesita y andesita basáltica. Las facies/ diferenciados de alto nivel de la granodiorita son: 1) un compuesto altamente magnético de composición granodiorítica- monzodiorítica porfídica de hornblenda \pm feldespato con hasta un 10% de megacristales de hornblenda (b:c= 1-2:1), 2) una microtonalita hornbléndica con un contenido en minerales máficos de hasta el 15%, y 3) un micropórfido de plagioclasa de un tipo similar a las intrusiones de El Hito y Santa Bárbara (Prodeminca, 2000).

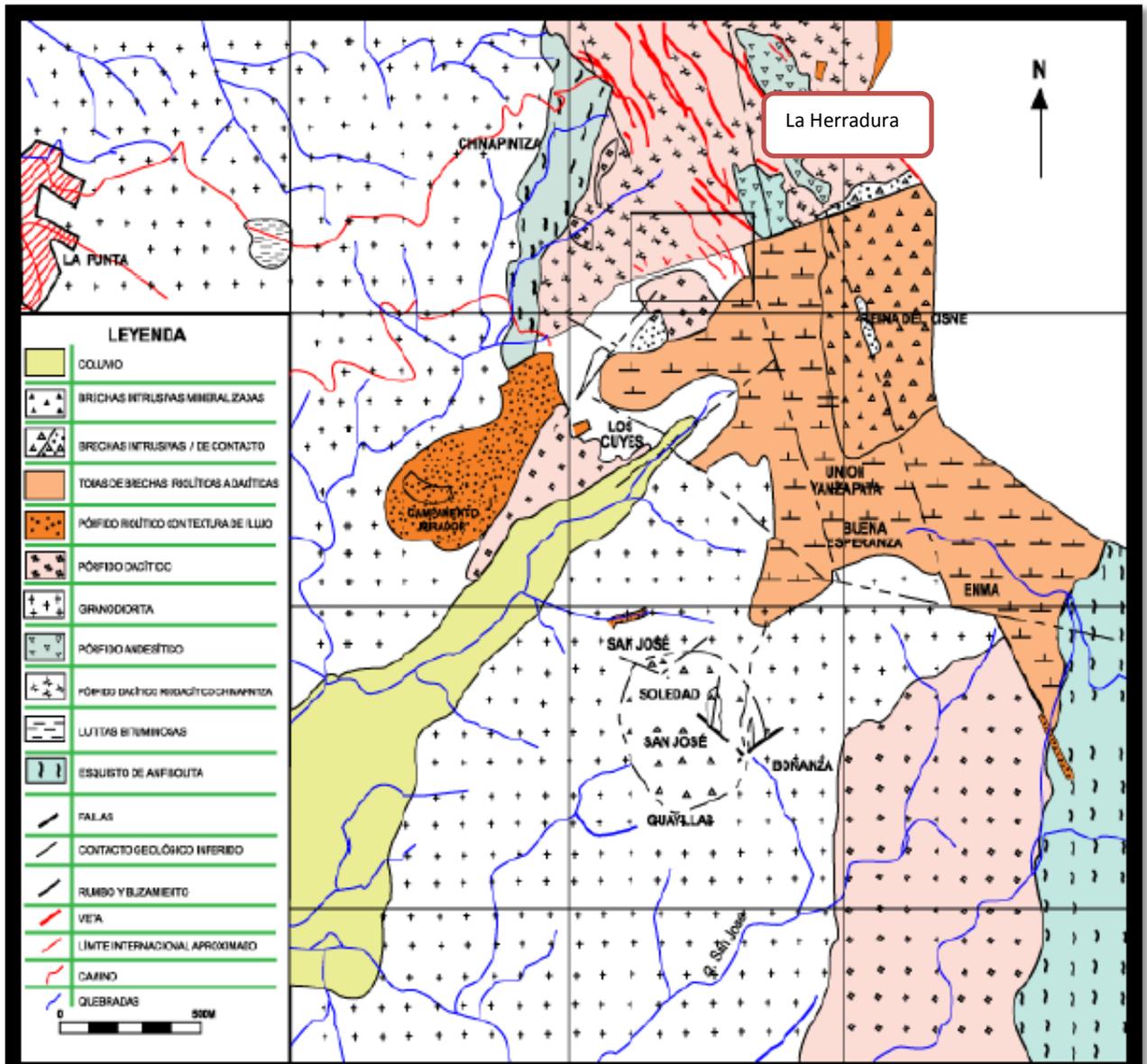


Imagen 4.- Mapa Geológico de la Herradura.

Fuente: Prodeminca, 2000.

La secuencia volcano-sedimentaria del Cretácico Inferior, buzando moderadamente al E y SE, esta conservada en parches como enclaves de techo en el pórfido Chinapintza y ocupan las partes altas a lo largo de la frontera (Reina del Cisne). Las rocas volcánicas comprenden en su mayoría tobas riolíticas a riodacíticas cuarzo-fíricas y brechas de toba. Las facies más conspicuas son lapilli lítico de caída aérea bien estratificado y tobas de ceniza-lapilli con alternancias localmente bien desarrolladas de cenizas finas con capas finas de lapilli de acreción. Los pliegues de flujo postdeposicional y estructuras de “slump” son comunes.

También están presentes gruesas unidades de brechas de toba y tobas de cristales (<10% de feldespatos y <3% de cuarzo) riolíticas a riodacíticas localmente soldadas. Las brechas de toba comprenden clastos subangulosos a sub-redondeados matrizportados de hasta 20 cm de ancho (normalmente <8 cm) (Prodeminca, 2000).

En la secuencia volcanosedimentaria están emplazados plutones, stocks y diques porfídicos. Las mayores intrusiones incluyen el pórfido dacítico de Biche, el pórfido andesítico a riodacítico de Chinapintza y el pórfido riolítico de Campamento Mirador. Los pórfidos riolíticos que comprenden predominantemente los stocks y diques más pequeños, postdatan claramente la suite riodacita/ dacita/ andesita (Prodeminca, 2000).

Dos complejos de brechas freatomagmáticas han sido identificados dentro del área: 1) el complejo Los Cuyes que está asociado con el stock riolítico porfídico de Campamento Mirador y tiene su techo en volcanitas riolíticas, y 2) el complejo La Soledad- San José que está aislado dentro de la granodiorita del Batolito de Zamora. Ambas son subcirculares de c. 0,5 km de diámetro y ambas alojan brechas hidrotermales mineralizadas, “stockworks” y diseminaciones de sulfuros (Prodeminca, 2000).

3.2.1 Estructuras.

El azimut de las vetas principales es 290-360° y van aproximadamente de inclinadas-verticales (>65) a cada lado de la vertical, pero con una mayor tendencia al NE. En el pórfido de Chinapintza es el lugar donde están mejor desarrolladas las vetas las cuales se extienden al menos 5 km y esta constituido principalmente de espacios abiertos y vetas de falla con un rango de espesores de hasta 2 metros mientras que los sulfuros masivos van aproximadamente de 10-50 cm. Hacia la parte superior tienen una pronunciada tendencia a ensancharse o abrirse en forma de abanico y localmente evolucionan a zonas tirantes “stockworks” y brechas (Imagen 5) (Prodeminca, 2000).

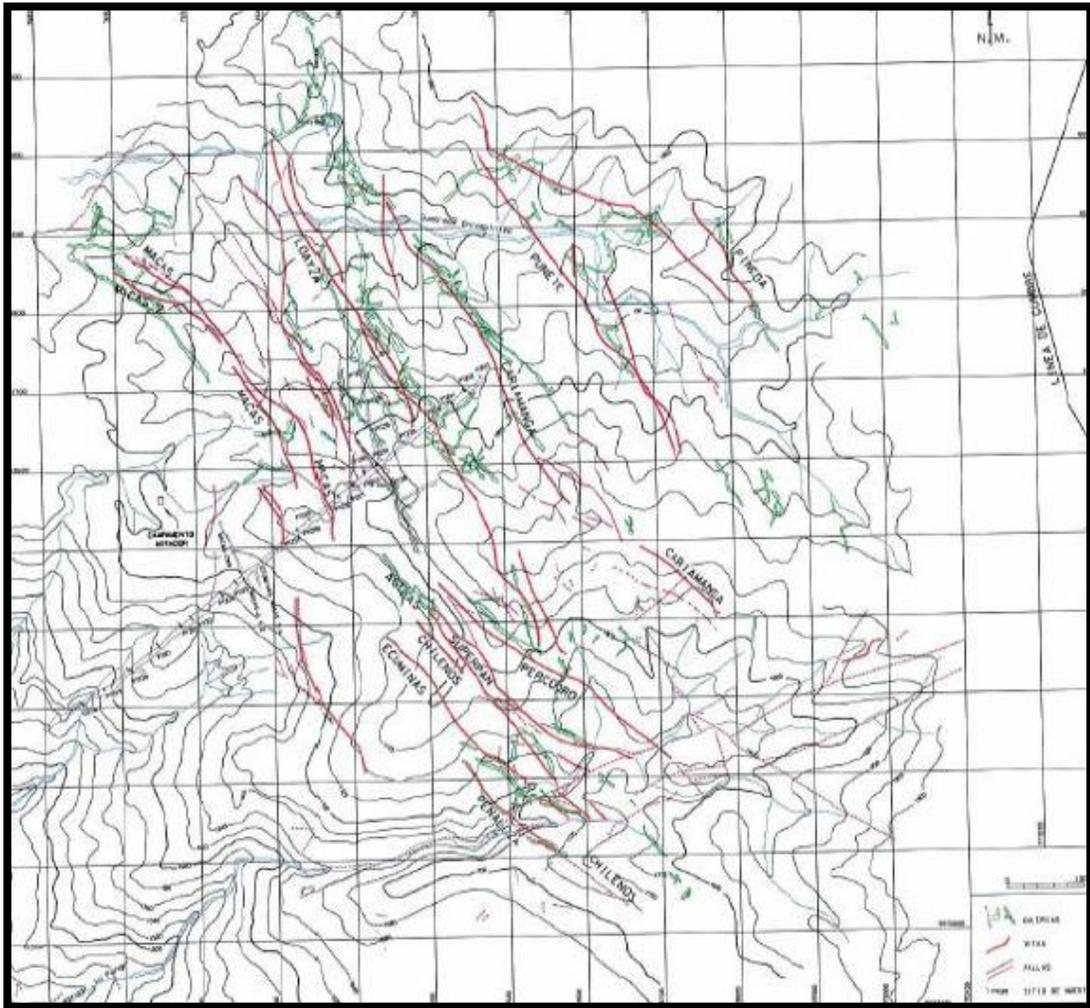


Imagen 5.- Mapa del sistema de vetas de Chinapintza.
Fuente: Prodeminsa, 2000.

3.2.2 Mineralización.

La mineralización aurífera de vetas, brechas y “stockworks” en el campo minero de Chinapintza es del tipo epitermal de baja sulfuración relacionado con un complejo volcánico-subvolcánico de edad Cretácico Medio. Este tipo incluye a yacimientos:

- Asociados con un centro volcánico calco-alcalino y que forman un extenso campo de vetas.
- Exhiben conducción de los fluidos dentro de un fuerte control estructural.
- La mineralización es producto de la intrusión y se centra en las zonas de brechas permeables, fracturas y fallas ocupadas por intrusiones tardías.

- Las vetas y veta-brechas alimentadoras pasan hacia arriba a amplias zonas de mena en forma de enjambres de vetillas, “stockworks” y brechas.
- Caracterizado por un alto contenido de plata: el oro está principalmente como electrum y puede estar acompañado con plata aurífera o nativa.
- Los carbonatos de calcio, hierro y manganeso son componentes importantes de la ganga.
- Alteración es dominante de tipo filítica-argílica pero caracterizada por la asociación de adularia-sericita (en Chinapintza la adularia está totalmente argilizada).

En el campo Chinapintza las vetas están mejor desarrolladas en los pórfidos dacíticos subvolcánicos y están claramente asociadas con intrusiones más tardías de pórfido riolítico. En las volcanitas permeables suprayacentes la mineralización es comúnmente más difusa (“stockworks” y disseminaciones) y de bajo grado. Se atribuye el contraste entre el estilo de mineralización en los pórfidos y los volcánicos relacionados, como una función de permeabilidad de las litologías (Prodeminca, 2000).

El principal control de la distribución de las mineralizaciones en Chinapintza parece ser la presencia de canales estructurales adecuados y una fuente infrayacente de calor ocasionado por intrusiones riolíticas de alto nivel (Prodeminca, 2000).

La mineralización vetiforme polimetálica aurífera es, principalmente, de rellenos de cavidades abiertas con texturas bandeadas, coloformes, drusas y localmente cementación de brechas. En las cotas más altas hay texturas esponjosas, cuarzo “vuggy” poroso- posiblemente después de la disolución de los carbonatos y “boxworks” de óxidos de hierro. Las vetas son típicamente complejas (poliaxiales) y comprenden sulfuros masivos gruesos con oro/electrum interbandeado y entrecrecido con una ganga dominada por carbonatos (Ca, Fe, Mn) y cantidades variables de cuarzo y minerales de arcilla. También han sido identificadas sericita (procedente de feldespato), pirofilita y esmectita en la ganga. Los sulfuros identificados incluyen principalmente pirita y esfalerita, con cantidades generalmente subordinadas de galena arsenopirita y pirrotina y cantidades menores o trazas de calcopirita, bornita y tennantita- tetraedrita. Los minerales secundarios de Pb incluyen piromorfita y anglesita y los de Cu incluyen covelina, calcosina y malaquita. La fase metálica preciosa es principalmente electrum; una aleación de oro-plata (35% Ag). Mayormente se encuentra como inclusiones dentro de la pirita y la esfalerita. También ha sido identificada plata aurífera con 59% de Ag y plata nativa en forma de redes filamentosas delicadas (Prodeminca, 2000).

CAPÍTULO IV

PRINCIPIOS DE LA FLOTACIÓN

4.1 Proceso de flotación

La flotación es 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 (A. Sutulov, 1963, p. 13).

En general, es un proceso de separación, pues se trata de la individualización de las especies que representaban anteriormente una mezcla. Esta separación puede adoptar diversas formas, como por ejemplo, la flotación colectiva en que se produce la separación de varios componentes en dos grupos, de los cuales el producto noble, el concentrado contiene por lo menos dos o más componentes y la flotación selectiva (ver figura 1) o diferencial en que se realiza la separación de compuestos complejos en productos que contienen no más de una especie individualizada (A. Sutulov, 1963).

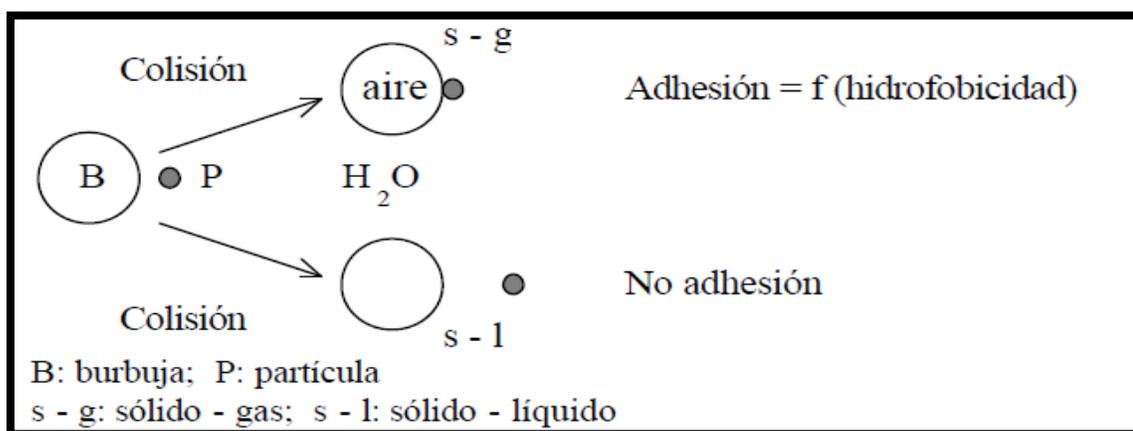


Ilustración 1.-Esquema de flotación selectiva.

Fuente: S. Castro y J. García., s.f.

Cuando las especies útiles constituyen una fracción menor del mineral y las especies estériles son de gran volumen, las separaciones por flotación toman el aspecto de un proceso de concentración. Tales son, por ejemplo, las separaciones de minerales preciosos o no ferrosos de sus gangas respectivas. Por otra parte, en el caso de que la parte estéril es una fracción menor del mineral, las separaciones por flotación adoptan el carácter de un proceso de purificación (A. Sutulov, 1963).

La definición de flotación formulada anteriormente, indica que el proceso es aplicable a materias de distinto origen. Estas según la clasificación clásica, pueden ser orgánicas e inorgánicas.

Estas últimas son generalmente los minerales en toda su gama de variedades, o sea, los minerales metálicos y no metálicos; sulfuros, silicatos, carbonatos, fosfatos, etc.; minerales nativos, sales y otras variedades más que generalmente se incluyen en el reino mineral. Son materias orgánicas especies tan variadas como resinas y semillas, fibras y aceites, papeles y pinturas, productos sintéticos orgánicos y desechos (A. Sutulov, 1963).

4.2 Elementos de la flotación

Según la definición, el proceso de 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, que debido a sus propiedades específicas constituye un medio ideal para dichas separaciones. Los sólidos y el agua, antes de la aplicación del proceso, se preparan en forma de pulpas que pueden contener desde pocas unidades hasta 40% de sólidos. El gas utilizado en las separaciones es el aire que se inyecta en la pulpa, neumáticamente o mecánicamente, para poder formar las burbujas que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas (A. Sutulov, 1963).

El proceso de flotación está basado sobre las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas de las materiales sólidos a separar. Se trata fundamentalmente de un fenómeno de comportamiento de sólidos frente al agua, o sea, de mojabilidad de las materias (A. Sutulov, 1963, p. 14).

Los metales nativos, sulfuros de metales o especies tales como grafito, carbón bituminoso, talco y otras son poco mojables por el agua y se llaman minerales hidrofóbicos. Por otra parte, los minerales que son óxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos y otros y que generalmente representan la mayoría de los minerales estériles o ganga son hidrofílicos, o sea, solubles en agua. Se puede además observar que los minerales hidrofóbicos son aerofílicos, o sea, tienen afinidad por las burbujas de aire, mientras que los minerales hidrofílicos son aerofóbicos, o sea, no se adhieren normalmente a ellas. Los minerales hidrofílicos e hidrofóbicos de una pulpa acuosa, se pueden separar entre sí, después de ser finamente molidos y acondicionados con los reactivos que hacen más pronunciadas las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas, haciendo pasar burbujas de aire a través de la pulpa (A. Sutulov, 1963).

Las partículas hidrofóbicas se van a pegar a las burbujas de aire y pasar a la espuma, mientras que las partículas hidrofílicas se van a mojar y caer al fondo de la máquina de flotación, como se puede apreciar en la figura 2 (A. Sutulov, 1963, p. 15).

De este modo una cabeza, que contiene en el caso más simple dos componentes, uno útil y otro estéril, por medio del proceso de flotación, se separa en un concentrado que se recupera en forma de una espuma y un relave o cola que se elimina por la parte inferior de la máquina (A. Sutulov, 1963).

4.3 Elementos tecnológicos del proceso

En un esquema general, el tratamiento por el proceso de flotación consta de los siguientes pasos: el mineral crudo o cabeza, proveniente de la mina, entra en una planta de trituración donde se tritura en seco en dos o tres etapas hasta obtener trozos de más o menos 10 mm, estos trozos, en seguida, se entregan a una planta de molienda, donde en dos circuitos húmedos de molienda fina el mineral se reduce en tamaño hasta 50-100 micrones, dependiendo de su diseminación. El mineral tiene que molerse hasta el punto en que queda "liberado", o sea, en que cada partícula individual representa una sola especie mineralógica (A. Sutulov, 1963).

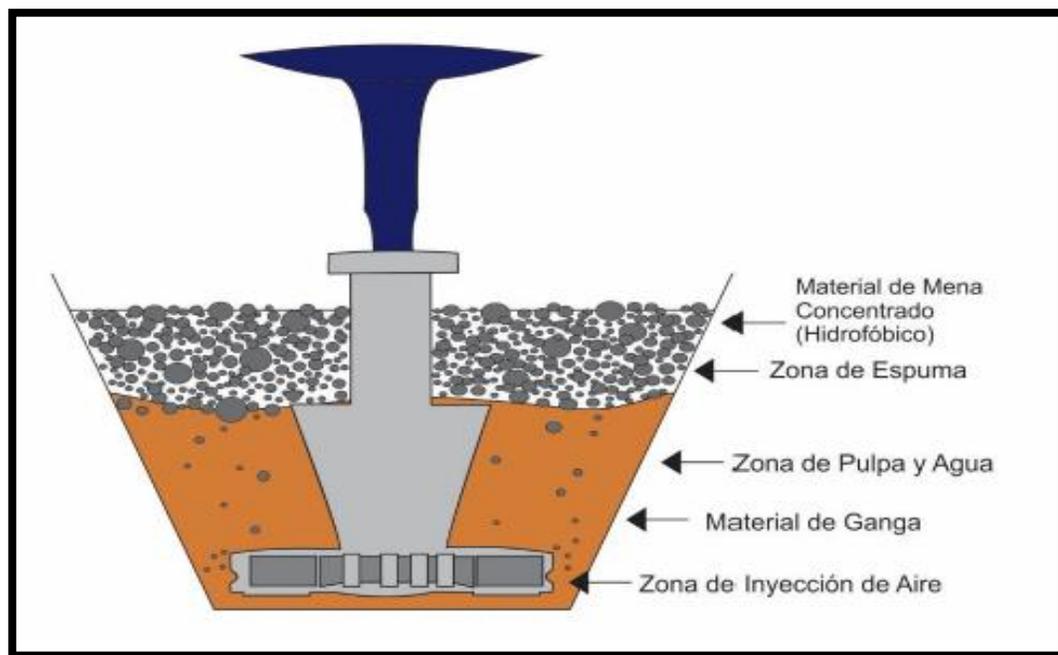


Ilustración 2.- Corte transversal de una celda de flotación.

Fuente: D. Cuenca, 2016.

El mineral preparado de este modo se acondiciona con distintos reactivos: unos que tienen como objeto preparar las superficies de los minerales para la adsorción de los reactivos (modificadores), otros que aumentan las propiedades hidrofóbicas de los minerales (colectores) y otros que facilitan la formación de una espuma pareja y estable (espumantes). Las pulpas

acondicionadas con los reactivos se introducen en seguida en las máquinas de flotación, donde el producto noble, normalmente, se separa en el concentrado y la parte estéril se descarga como relave (A. Sutulov, 1963).

Posteriormente, los productos de concentración pasan por las etapas del desagüe tales como espesaje, filtración y, si es necesario, secado. Además, para su tratamiento metalúrgico posterior puede necesitarse la aglomeración o nodulación de los finos. Los relaves se llevan a un depósito donde se desaguan generalmente por decantación (A. Sutulov, 1963).

Cuando el mineral consta de varios componentes útiles como es el caso de menas complejas de cobre, hierro y molibdeno o de plomo, zinc y cobre, entonces la separación de minerales es algo más complicada. En primer término, en la flotación inicial (primaria), se puede optar por una flotación colectiva o selectiva. Esto significa, que se pueden flotar o todas las especies útiles en conjunto (flotación colectiva) para separarlas de la ganga y después entre sí, o se puede flotar un componente tras otro en forma selectiva. A este último método se lo llama a veces flotación diferencial (A. Sutulov, 1963).

Al separar los concentrados individuales de cualquiera de los dos modos, se procede, primero a su limpieza por medio de flotaciones consecutivas, y en seguida se hace el desagüe y, si es necesario, el secado y la aglomeración, como se señaló anteriormente (A. Sutulov, 1963).

4.4 Reactivos de flotación

4.4.1 Importancia de los reactivos.

Los reactivos de flotación son sin duda el componente y la variable más importante del proceso debido a que la flotación no se puede efectuar sin ellos. El número de materiales de alta flotabilidad natural es tan restringido (grafito, talco, azufre) y su importancia relativa tan limitada que no es posible afirmar que la flotación contemporánea se pueda efectuar sin colectores. Por otra parte, hay que recordar que la flotación no se puede efectuar sin espumantes o modificadores del medio. De este modo queda establecido que los reactivos de flotación son absolutamente necesarios para cualquier flotación (A. Sutulov, 1963).

Siendo un elemento tan indispensable del proceso, los reactivos de flotación lo influyen además con una extraordinaria sensibilidad. No solamente influye el tipo de reactivo que se agrega, sino que también toda la combinación de reactivos, su cantidad relativa y absoluta, punto y método de adición y múltiples otros factores que a veces escapan a una definición precisa. Se ha

comprobado que los efectos favorables o desfavorables causados por otras variables (molienda, aireación, densidad de la pulpa, etc.) nunca pueden sobrepasar en su importancia los efectos positivos o negativos de una fórmula de reactivos. No es raro, entonces, que la investigación de los reactivos y al estudio de la fórmula más apropiada se dedique generalmente la mayor parte del esfuerzo en la solución del problema metalúrgico de un mineral (A. Sutulov, 1963).

Es conveniente destacar la complejidad del problema que representa la selección de una fórmula apropiada de flotación. Como se sabe, la adsorción de reactivos se basa en un equilibrio de iones de la pulpa que determina los potenciales cinético, electroquímico y la hidratación de las partículas minerales. Este equilibrio es difícil de controlar o prever, tomando en consideración que aparte de los reactivos introducidos conscientemente en la pulpa, hay una considerable variedad de iones provenientes de las impurezas que trae el mineral mismo y de las aguas industriales (A. Sutulov, 1963).

4.4.2 Clasificación de los reactivos:

Son tres los grupos principales en los cuales se clasifican los reactivos de flotación. Estos grupos son:

- 1) Los colectores, cuya función principal es la de proporcionar propiedades hidrofóbicas a las superficies de los minerales.
- 2) Los modificadores, que sirven para la regulación de las condiciones de funcionamiento de los colectores y aumentar su selectividad.
- 3) Los espumantes, que permiten la formación de una espuma estable, de tamaño de burbujas apropiada para llevar los minerales al concentrado.

Como lo hemos señalado en varias oportunidades, los colectores son compuestos orgánicos de carácter heteropolar, su grupo polar es la parte activa que los une a la superficie de un mineral en base a un mecanismo de adsorción (química o física). La interpretación de este fenómeno contempla la eliminación de una parte de la capa hidratada con formación de un contacto trifásico entre el aire, el agua y el mineral. Las interfaces sólido-líquido y líquido-gas son de gran importancia en la formación de un contacto estable, y es precisamente la función de un colector el llevarlas en la dirección deseada. La adsorción de un colector sobre la superficie de un mineral es favorecida por un bajo potencial electrocinético y una vez que se efectúa, disminuye

en forma notable la capa hidratada del mineral, creando las condiciones favorables para su unión con las burbujas de aire (A. Sutulov, 1963).

Los modificadores, por su parte, sirven para crear condiciones favorables en la superficie de los minerales para el funcionamiento selectivo de los colectores. En primer lugar, están los reguladores del pH, o sea, ácidos y bases inorgánicos que mediante un mecanismo iónico influyen el potencial electrocinético y la película hidratada de los minerales. Además, están los activantes que son reactivos que favorecen la formación de superficies hidrofóbicas y los depresores, que favorecen la hidratación de superficies minerales. En general los modificadores son ácidos y sales inorgánicos, aunque hay algunos de origen orgánico (tanino, almidón, etc.) (A. Sutulov, 1963).

Finalmente, los espumantes son reactivos tensoactivos de carácter heteropolar, que se adsorben selectivamente en la interface gas-líquido para formar una espuma estable. La parte apolar es generalmente un radical orgánico y la parte polar se caracteriza por la presencia del grupo hidroxilo (fenoles, cresoles, terpineoles) que los hace hidrofílicos. A veces el grupo hidroxilo está reemplazado por grupos hidrofílicos que contienen nitrógeno; en general, son productos de la destilación de sustancias naturales (ácido cresílico, aceite de pino, aceite de eucalipto) y por esta razón su composición es bastante compleja en el sentido de que son compuestos de varios productos químicos (A. Sutulov, 1963).

Los espumantes a menudo tienen propiedades de colectores y viceversa. Este carácter de funciones dobles generalmente dificulta el estudio de una fórmula de flotación y la tendencia moderna en la síntesis de reactivos de flotación es la de producirlos con una sola función (A. Sutulov, 1963, p. 69).

Es necesario destacar también que, bajo distintas condiciones, un mismo reactivo puede desempeñar distintas funciones. Por esta razón se incluye un reactivo en un cierto grupo considerando su función más importante, sin perjuicio de que en distintas condiciones pueda desempeñar otra función (A. Sutulov, 1963).

En la presente investigación se utilizaron diferentes reactivos tales como:

➤ **Xantato amílico de potasio (Z11) (C₆H₁₁OS₂K).**

Sutulov (1963) describe a los xantatos o tiocarbonatos como sales del ácido xántico, que se produce al reaccionar un alcohol con disulfuro de carbono. Este grupo de colectores tiene una

gran difusión debido a su bajo costo, fuertes propiedades colectoras y buena selectividad. Se pueden considerar como reactivos fundamentales para la flotación de sulfuros de metales no-ferrosos, para los metales nativos (Cu, Ag, Au) y para ciertos minerales oxidados, previamente sulfidizados

➤ **Colector Flominec Ores – 550.**

Colector usado principalmente para minerales sulfurados de oro, además de ser excelente para relaves de cianuración.

➤ **Colector Flominec GP 012 Oil.**

Colector principalmente para recuperación de oro libre, también usado para minerales de oro en cuarzo.

➤ **Espumante Flominec Flo – 65S.**

Espumante utilizado para minerales sulfurados y/o alterados, entre sus características tenemos: densidad de espuma persistente y alta eficiencia de recuperación bulk.

➤ **Silicato de sodio (Na_2SiO_3).**

Se usa para dispersar lamas silicosas y de óxido de hierro, y a su vez actúa como un depresor de ganga silicosa en la flotación de sulfuros y de no metálicos. El silicato de sodio se encuentra en el mercado usualmente en forma de líquido viscoso, que es una solución acuosa de SiO_2 y Na_2O (Perry, 2001).

➤ **Cal (CaO).**

La cal es un controlador y ajustador de la alcalinidad (pH), factor muy importante a la hora de realizar una flotación.

4.5. Variables operacionales

4.5.1. Granulometría.

Es uno de los principales factores en el proceso de flotación, debido a que si las partículas son muy pequeñas estas no suelen ser recuperadas durante el proceso y si son muy grandes su peso dificulta que puedan ser atrapadas por las burbujas, normalmente se trabaja con un D80 de 200 mallas.

4.5.2. Tipos de reactivos.

Para que la eficiencia del proceso sea la adecuada dependerá en gran medida de la selección correcta de los reactivos, como se describió anteriormente los reactivos se clasifican en: colectores, modificadores y espumantes.

4.5.3. Dosis de reactivos.

La cantidad de reactivos requerida en el proceso dependerá de las pruebas metalúrgicas preliminares y del balance económico desprendido de la evaluación de los consumos.

4.5.4. Densidad de la pulpa.

Existe un porcentaje de sólidos para el proceso (33%) que tiene influencia en el tiempo de residencia del mineral en los circuitos.

4.5.5. Aireación.

La aireación permitirá aumentar o retardar la flotación en beneficio de la recuperación o de la ley, respectivamente. El aire es uno de los tres elementos imprescindibles en el proceso de flotación, junto con el mineral y el agua.

4.5.6. Control de pH.

Mantener el control del pH durante el proceso es muy importante debido a que se cambian las propiedades electroquímicas de la pulpa, logrando una mejor utilidad de los espumantes y colectores, obteniendo por lo tanto un mejor resultado.

4.5.7. Calidad del agua.

En las plantas la disponibilidad de agua es un problema. Normalmente se utiliza agua de recirculación de espesadores, que contiene cantidades residuales de reactivos y sólidos en suspensión, con las consecuencias respectivas derivadas por este flujo de recirculación.

4.5.8. Tiempo de residencia.

El tiempo de residencia dependerá de la cinética de flotación de los minerales de la cinética de acción de reactivos, del volumen de las celdas, del porcentaje de sólidos, de las pulpas en las celdas y de las cargas circulantes.

CAPÍTULO V

METODOLOGÍA Y EQUIPOS

5.1 Homogenización y cuarteo de las muestras

La homogenización y cuarteo tiene el fin de obtener en forma adecuada y con el menor error posible, la porción de un “todo” que tendrá la responsabilidad de representar a la cantidad total de la muestra en estudio. El método de homogenización y cuarteo utilizado en la presente investigación es: El roleo, este procedimiento se realizó en el laboratorio, sobre un plástico dado que el mineral a procesar fue de aproximadamente 40 kg. El proceso a seguir es el siguiente:

- Colocar todo el material sobre un plástico extendido y previamente limpio en una superficie totalmente plana (imagen 6).
- Mover cada esquina del plástico hacia el centro, con el fin de que todo el material quede totalmente homogenizado, se aconseja realizar 20 repeticiones para obtener resultados confiables.
- Con una espátula se extendió todo el material hasta que alcance una potencia aproximada de 1,5 cm de espesor; se realiza un mallado el cual servirá como referencia a la hora de tomar una pequeña porción de cada malla (imagen 7).
- Finalmente se obtuvo compósitos de 1 kg para los posteriores análisis. Se aconseja tomar muestras con la espátula desde el fondo del material para así evitar la segregación de finos.



Imagen 6.- Homogenización.
Fuente: Rojas, R. 2016.



Imagen 7.- Cuarteo.
Fuente: Rojas, R. 2016.

5.2. Molienda

La molienda se efectúa con el fin de obtener el tamaño de grano deseado para el proceso posterior de recuperación; los valores aproximados en los cuales trabajamos fueron: a 170, 200 y 230 mallas; el equipo utilizado es un molino de bolas Batch MIM con bolas de acero, sus dimensiones de 9,8” por 7,2” el equipo utiliza un motor eléctrico de ½ Hp (imagen 8).



Imagen 8.- Molino de bolas.
Fuente: Rojas. R, 2016.

Los parámetros de molienda utilizados son:

- Peso del material: 1000 gr
- Volumen de agua: 1000 ml
- Dilución s/l: 1/1
- Carga de molienda: 11,3 kg
- Velocidad crítica: 68 rpm

El procedimiento a seguir se describe a continuación:

- Antes de usar el molino de bolas, lavar cuidadosamente el cilindro para evitar presencia de materiales contaminantes.
- Colocar la carga molturante o bolas de acero una vez cuantificadas.
- Agregar los 1000 gr de material y 1000 ml de agua.
- Colocar la tapa, asegurar con el crucero lo más posible para evitar el derramamiento de pulpa.
- Encender el motor por el tiempo que se tenga previsto realizar la molienda.

5.3. Análisis granulométrico

El análisis granulométrico se realiza con el fin de conocer las proporciones relativas de los diferentes tamaños de grano del material que vamos a analizar; para lograr esto se analiza la cantidad del material pasante por cada tamiz en relación al peso total de la muestra pasada por el juego de tamices. Cabe recalcar que este análisis no provee información de la forma de los granos, si son redondeados o angulares.

Para el ensayo utilizamos: vibrotamiz, juego de tamices estandarizados, todo el conjunto pertenecientes a la marca RESTCH, una balanza electrónica y un limpiador de ultrasonido.

El procedimiento a seguir es el siguiente:

- Pesar 250 gr de muestra.
- Realizar granulometría en húmedo o deslamado (imagen 9) con los tamices: #35; #120; #200; #230; #325 y #400. Los parámetros utilizados en el ensayo granulométricos fueron: amplitud de 1,6 con intervalos de 5 segundos, duración total de 10 minutos y adición de agua, para deslamar el mineral.
- El material pasante de la malla -400# se dejó sedimentar por 24 horas, luego se retiró el exceso de agua en una mufa por un lapso de 12 horas con temperatura de 105 °C, seguido a esto se procedió a pesar las lamas.
- El mineral retenido en los tamices, se procedió a retirarlos con precaución y se derivó a secarlos durante 24 horas para posteriormente realizar la granulometría en seco.
- Se procede a pesar los tamices vacíos, los utilizados fueron: 10#; 18#; 35#; 60#; 120#; 200#; 230#; 325#; 400# y -400# luego se realiza la prueba granulométrica en sí, posteriormente se pesan las mallas con el material retenido (imagen 10). y así con la diferencia se obtuvo el peso de cada muestra retenida en los diferentes tamices; con estos datos se obtuvieron los porcentajes del material retenido con lo cual mediante la utilización del software Molicop-Tools realizamos la curva granulométrica, determinando el D80.



Imagen 9.-Deslamado.
Fuente: Rojas. R, 2016.



Imagen 10.- Granulometría en seco.
Fuente: Rojas. R, 2016.

5.4. Peso específico

Para determinar el peso específico utilizamos el método del picnómetro, para desarrollar este método utilizamos: picnómetro, agua destilada, muestra de cabeza y balanza electrónica.

El procedimiento a seguir es el siguiente: primeramente se procede a pesar el picnómetro (P1), luego se pesa el picnómetro añadiéndole un volumen de muestra (P2), seguido a esto aforamos con agua y pesamos (P4) (imagen 11), finalmente limpiamos el picnómetro, llenamos con agua y volvemos a pesar (P3).



Imagen 11.-Determinación del peso específico.
Fuente: Rojas. R, 2016.

Obtenidos todos los datos se procede a calcular el peso específico con la siguiente fórmula:

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

Dónde:

γ_e : Peso específico.

P1: Peso del picnómetro vacío.

P2: Peso del picnómetro mas muestra.

P3: Peso del picnómetro mas agua.

P4: Peso del picnómetro mas muestra y agua.

5.5. Análisis químico

5.5.1. Fusión-copelación.

Fire assay (análisis al fuego) es el método más sencillo y fiable en cuanto a resultados para determinar oro y plata a partir de minerales y concentrados a través de la intervención de altas temperaturas y reactivos fundentes.

5.5.1.1. Fusión.

Su principio se basa en la separación de los metales de valor económico del resto de los otros componentes de la mena, mediante la ayuda de un metal colector (plomo), exponiéndolos a 1000°C de temperatura durante 1 hora.

El procedimiento a seguir es el siguiente:

- Pesar 10 a 30 gramos de muestra previamente triturada, pulverizada y homogenizada (ver imagen 12); el peso de la muestra varía si es cabeza, concentrado o relave.
- Pesar 90 gramos de Flux básico sea para cabeza, concentrado o relave (ver composición anexo 3).
- Agregar 4 gramos de nitrato de potasio (solo para concentrado y cabeza).
- Agregar 2,5 gramos de harina sólo para relave y cabeza (la cual sirve como agente reductor).
- Mezclar en un crisol y colocar una capa de flux y bórax al final.
- Fundir en una mufla a 1000°C por un periodo de una hora (ver imagen 13).

- Una vez concluida la fundición se retiran los crisoles y el contenido se lo coloca en las lingoteras previamente etiquetadas.
- Se procede a separar el régulo de plomo de la escoria con la ayuda de un martillo.
- Para terminar se da una forma cúbica al régulo de plomo.



Imagen 12.- Peso de la carga fundente.
Fuente: Rojas. R, 2016.



Imagen 13.- Fundición.
Fuente: Rojas. R, 2016.

5.5.1.2. Copelación.

La copelación se encarga de separar el colector (plomo) de los metales preciosos a 900°C.

El procedimiento a seguir es el siguiente:

- Colocar el régulo de plomo en una copela.
- Introducir la copela en una mufla por un periodo de 2 a 3 horas a una temperatura de 900°C (imagen 14).
- El resultado final es el dore que está compuesta de oro y plata (imagen 15).
- Finalmente se procede a laminar el dore con el objetivo de aumentar su superficie, para facilitar su digestión y pesado.



Imagen 14.- Copelas en el horno.
Fuente: Rojas. R, 2016.



Imagen 15.- Copelas con el dore.
Fuente: Rojas. R, 2016.

5.5.1.3. Digestión y cuantificación del oro.

La digestión se realiza con la finalidad de separar la plata del oro.

El procedimiento a seguir se describe a continuación:

- Obtener el peso del dore en una micro balanza.
- Realizar un ataque químico con ácido nítrico (HNO_3), en crisoles de porcelana, sobre una plancha térmica con temperatura aproximada a 150°C .
- El ataque se realiza con 3 concentraciones de ácido nítrico diferentes (1:7, 1:3 y 1:1), que contienen una parte de ácido por siete, tres y una de agua destilada respectivamente. Cada dore permanece por un periodo de 10 a 15 minutos con cada una de las concentraciones (imagen 16).
- Para finalizar se lava con agua destilada para no perder el oro y se procede a secar a temperatura para luego pesar.



Imagen 11.- Digestión.
Fuente: Rojas. R, 2016.

5.5.1.4. Refogado.

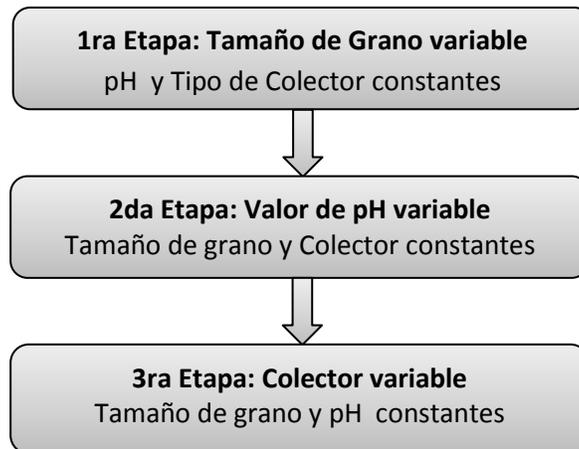
Una vez finalizado el ataque químico al dore, se procede a enjuagar el oro con agua destilada para evitar que quede alguna cantidad de ácido nítrico en el crisol, posterior a esto se lleva el crisol que contiene el oro a la mufla a una temperatura aproximada de 500°C por un tiempo de 10 minutos, transcurrido este tiempo se extrae el crisol, se espera unos momentos hasta que se haya enfriado de esta manera poder pesar el oro y realizar el posterior cálculo de leyes. Este proceso se realiza con el fin de evaporar el plomo existente en el oro, para que así pueda llegar a tomar su color característico (imagen 17).



Imagen 12.- Oro luego de ser sometido a refogado.
Fuente: Rojas. R, 2016.

5.6. Flotación

5.6.1. Metodología.



Se procedió a realizar ensayos de flotación divididos en 3 etapas (ver tablas 2 – 4), en cada ensayo se elaboraron los cálculos correspondientes en cuanto a dosificación de reactivos y disoluciones.

En la primera etapa se determinó el tamaño de grano adecuado para la flotación del mineral de cabeza proveniente de la planta JD ubicada en el distrito minero de Chinapintza, los tamaños de grano correspondientes a: 87 μm , 73 μm y 61 μm para cada ensayo. En esta etapa se mantuvieron estables el pH y el tipo de colector. Experimentando se pudo seleccionar el tamaño de grano correspondiente a 73 μm el cual fue el que mejor recuperación de oro brindó. Para

establecer el porcentaje de recuperación de oro se realizaron balances metalúrgicos. Se realizaron 2 repeticiones con los mismos parámetros de flotación.

En la segunda etapa se determinó el pH adecuado para la flotación del mineral de cabeza proveniente de la planta JD ubicada en el distrito minero de Chinapintza, los pH utilizados corresponden al valor de: 9,5; 10,5 y 11,5 el tamaño de grano empleado fue de 73 μm y manteniendo el mismo colector. Finalmente el pH que mayor recuperación de oro brindó corresponde a 10,5. Para establecer el porcentaje de recuperación de oro se realizaron balances metalúrgicos. Se realizaron 2 repeticiones con los mismos parámetros de flotación.

En la tercera etapa se determinó el tipo de colector adecuado para la flotación del mineral de cabeza proveniente de la planta JD ubicada en el distrito minero de Chinapintza. El primer colector utilizado fue “orex – 550” y el segundo “gp 012 oil”. El tamaño de grano utilizado fue 73 μm mientras que el valor de pH fue de 10,5 ambos valores fueron los que mejor concentración brindaron en sus respectivos ensayos. El colector con el cual mejores resultados se obtuvo fue el denominado “orex-550”. Para establecer el porcentaje de recuperación de oro se realizarán balances metalúrgicos. Se realizaron 2 repeticiones con los mismos parámetros de flotación.

Al final de las 3 etapas se determinaron las condiciones correctas tales como: tamaño de grano adecuado equivalente a 73 μm ; pH con valor de 10,5 y colector “orex-550” para elaborar la flotación del mineral de cabeza de la planta JD ubicada en el distrito minero de Chinapintza.

➤ Equipo.

Para realizar los ensayos de flotación se empleó el equipo de laboratorio de Beneficio de Minerales; el dispositivo es de DENVER, modelo D-12, consta de un motor de 1 hp de potencia, el sistema de agitación permite emplear varias medidas cambiando los difusores, además por medio del paso de aire a través de su parte interior permite la formación de burbujas, para el momento de la flotación, posee un sistema de levantamiento y de bajada, tacómetro integral con indicador visual de la velocidad y regulación de la aireación, control para aumentar o disminuir las rpm, sistema de encendido y apagado, brazo y columna de acero fundido y consta de su respectiva base, posee diferentes celdas de acero inoxidable para ensayos de flotación de hasta 3 kg.(ver imagen 18).



Imagen 13.-Celda de flotación.
Fuente: Rojas. R, 2016.

El proceso a seguir es el siguiente:

- Pesar 750 gramos de muestra previamente molidos de acuerdo al tamaño de grano requerido.
- Preparar los reactivos de acuerdo a la dosificación programada en g/t de mineral, luego llevar a disolución en un balón de aforo con 100 ml de agua destilada (imagen 19).
- El peso de los reactivos se toma de acuerdo a cálculos previamente realizados (anexo 5).
- Una vez listos los reactivos se procede a realizar el ensayo de flotación.
- En la celda de flotación agregamos 750 gr de mineral y 1500 ml de agua (dilución de la pulpa $\frac{1}{2}$), se toma el pH inicial y se lo regula hasta tener un pH requerido (9,5; 10,5 y 11,5) mediante la adición de cal.
- Se realiza el primer acondicionamiento (ver tabla 1), el cual consiste en agregar silicato de sodio ($\text{Na}_2\text{O}_3\text{Si}$).

- Once minutos después se realiza el segundo acondicionamiento, en el cual de acuerdo a la dosificación de los reactivos (ver tabla 1) se agrega el colector, xantato (z-11) y el espumante (Flo-65S).
- Cuatro minutos después del segundo acondicionamiento se abre el paso de aire durante 3 minutos, tiempo por el cual se realiza la primera flotación, recogiendo el mineral concentrado en una bandeja (imagen 20).
- Luego de la primera flotación se realiza un tercer acondicionamiento con los mismos reactivos del acondicionamiento anterior.
- Se acondiciona los reactivos por 3 minutos y se abre el paso de aire por el mismo tiempo, se lleva a cabo la flotación recogiendo el mineral concentrado.
- Acabada la segunda flotación se realiza un último acondicionamiento el cual dura 2 minutos.
- Luego del último acondicionamiento se abre el paso de aire, realizando así una última flotación durante 3 minutos.
- Al final del ensayo se recoge el mineral que queda en la celda (relaves), y este al igual que los concentrados son secados en una estufa. Una vez secos se los pesa, homogeniza y se toma la cantidad adecuada para el posterior análisis al fuego.

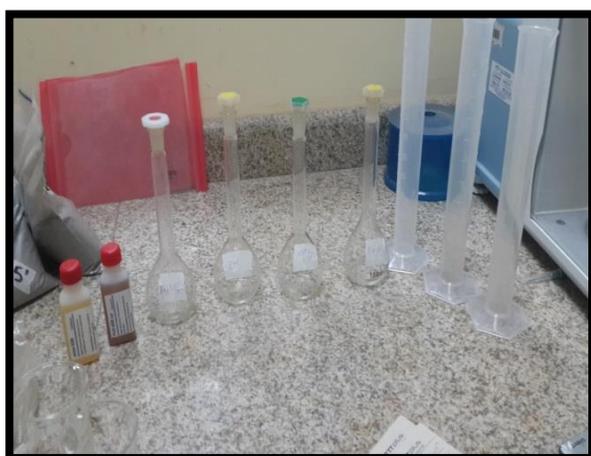


Imagen 14.- Reactivos y balones de aforo.
Fuente: Rojas. R, 2016.



Imagen 20.- Flotación.
Fuente: Rojas. R, 2016.

Tabla 1: Dosificación de reactivos para flotación.

Operación	Tiempo	Reactivos en g/t de cabeza		
		Colector (50*)	Flo-65S (75*)	Na ₂ SiO ₃ (250*)
Acondicionamiento	11'			250
Acondicionamiento	4'	25	50	
Flotación A	3'			
Acondicionamiento	3'	15	15	
Flotación B	3'			
Acondicionamiento	2'	10	10	
Flotación C	3'			

*→ **Dosificación.****Fuente:** Rojas. R, 2016.

a) Etapa 1, colector y pH constantes; granulometría variable.

Colector: orex-550.

pH: 10,5.

D80: $\left\{ \begin{array}{l} 87 \mu\text{m} \\ 73 \mu\text{m} \\ 61 \mu\text{m} \end{array} \right.$
Tabla 2: Adición de reactivos primera etapa.

Operación	Tiempo	Reactivos en g/t de cabeza		
		orex-550 (50*)	Flo-65S (75*)	Na ₂ SiO ₃ (250*)
Acondicionamiento	11'			100 ml
Acondicionamiento	4'	50 ml	66,6 ml	
Flotación A	3			
Acondicionamiento	3'	30 ml	20 ml	
Flotación B	3'			
Acondicionamiento	2'	20 ml	13,3 ml	
Flotación C	3'			

*→ **Dosificación.****Fuente:** Rojas. R, 2016.

b) Etapa 2, tamaño de grano y colector constantes; pH variable.

Colector: orex-550.

D80: 73 μm .

pH: $\left\{ \begin{array}{l} 9,5 \\ 10,5 \\ 11,5 \end{array} \right.$

Tabla 3: Adición de reactivos segunda etapa.

Operación	Tiempo	Reactivos en g/t de cabeza		
		orex-550 (50*)	Flo-65S (75*)	Na ₂ SiO ₃ (250*)
Acondicionamiento	11'			100 ml
Acondicionamiento	4'	50 ml	66,6 ml	
Flotación A	3			
Acondicionamiento	3'	30 ml	20 ml	
Flotación B	3'			
Acondicionamiento	2'	20 ml	13,3 ml	
Flotación C	3'			

*→ **Dosificación.**

Fuente: Rojas. R, 2016.

c) Etapa 3, pH y tamaño de grano constantes; colector variable.

pH:10,5.

D80: 73 μm .

Colector: $\left\{ \begin{array}{l} \text{Orex 550} \\ \text{GP 012 Oil} \end{array} \right.$

Tabla 4: Adición de reactivos tercera etapa.

Operación	Tiempo	Reactivos en g/t de cabeza		
		Gp 012 oil (50*)	Flo-65S (75*)	Na ₂ SiO ₃ (250*)
Acondicionamiento	11'			100 ml
Acondicionamiento	4'	50 ml	66,6 ml	
Flotación A	3			
Acondicionamiento	3'	30 ml	20 ml	
Flotación B	3'			
Acondicionamiento	2'	20 ml	13,3 ml	
Flotación C	3'			

*→ **Dosificación.**

Fuente: Rojas. R, 2016.

5.7. Fluorescencia de Rayos X

La Fluorescencia de rayos X es una técnica que permite una emisión secundaria generada por medio de la excitación de una muestra; de un estado básico elemental a un estado excitado con el fin de determinar su composición elemental.

Este ensayo se realizó para determinar los contenidos metálicos de las diferentes fracciones (A, B y C) y relave productos de los diferentes ensayos de flotación realizados en la presente investigación.

➤ Equipo

El equipo utilizado para realizar la fluorescencia de rayos x es de la marca “BRUKER S1” (imagen 21) el cual es un analizador portátil. El método para la lectura de los elementos fue: Mining Light Elements.



Imagen 21.-Pistola de fluorescencia de Rayos X “BRUKER S1”.
Fuente: Rojas. R, 2016.

El proceso a seguir es el siguiente:

- Homogenizar el material previamente secado perteneciente a las fracciones (A, B y C) y relave de cada flotación, cada lectura se hace por separado.

- Limpiar los recipientes de cualquier tipo de material que se haya analizado anteriormente para evitar falsas lecturas.
- Agregar entre 2 a 4 gramos de muestra en cada recipiente.
- El método a usar es Mining Light Elements; se cierra la muestra con la placa de seguridad de plomo; se dispara y se anota su contenido.

CAPÍTULO VI

RESULTADOS Y ANÁLISIS

6.1. Peso específico

Se llevaron a cabo 3 ensayos para determinar el peso específico, de los cuales se tomó un promedio y así tener un valor más confiable, la tabla 5 refleja los valores obtenidos.

Tabla 5. Valores obtenidos de Peso Específico.

Número de Ensayo	Y (g/cm ³)
Ensayo 1	3,025
Ensayo 2	2,914
Ensayo 3	3
Promedio	2,979

Fuente: Rojas. R, 2016.

Los valores obtenidos son similares a los de Romero (2015) y Aguirre (2016) debido a que el material utilizado en la presente investigación proviene del mismo sector (La Herradura), el procedimiento se detalla en el anexo 1.

6.2. Análisis granulométricos y tiempos óptimos de molienda

6.2.1. Tiempos de molienda.

Una vez establecidos los tamaños de grano para llevar a cabo las flotaciones se realizaron diferentes moliendas hasta encontrar los tiempos que brinden los tamaños de grano previamente requeridos (ver tabla 6).

Tabla 6. Tamaños de grano en función del tiempo de molienda.

Curva	Tiempos de molienda	D80
	15 min	116 µm
	25 min	87 µm
	30 min	73 µm
	35 min	71 µm
	39 min	58 µm

Fuente: Rojas. R, 2016.

6.2.2. Análisis granulométrico.

En la tabla 6 se presentan los datos obtenidos a distintos tiempos de molienda y en la ilustración 3 se grafican los D80 obtenidos, se puede observar claramente que a mayor tiempo

al que se somete al mineral al proceso de molienda, el tamaño de grano disminuye progresivamente; uno de los fines de este proceso es liberar el mineral de interés. La graficación del D80 se realiza gracias a la ayuda del software “Moly-Cop Tools” versión 3.0.

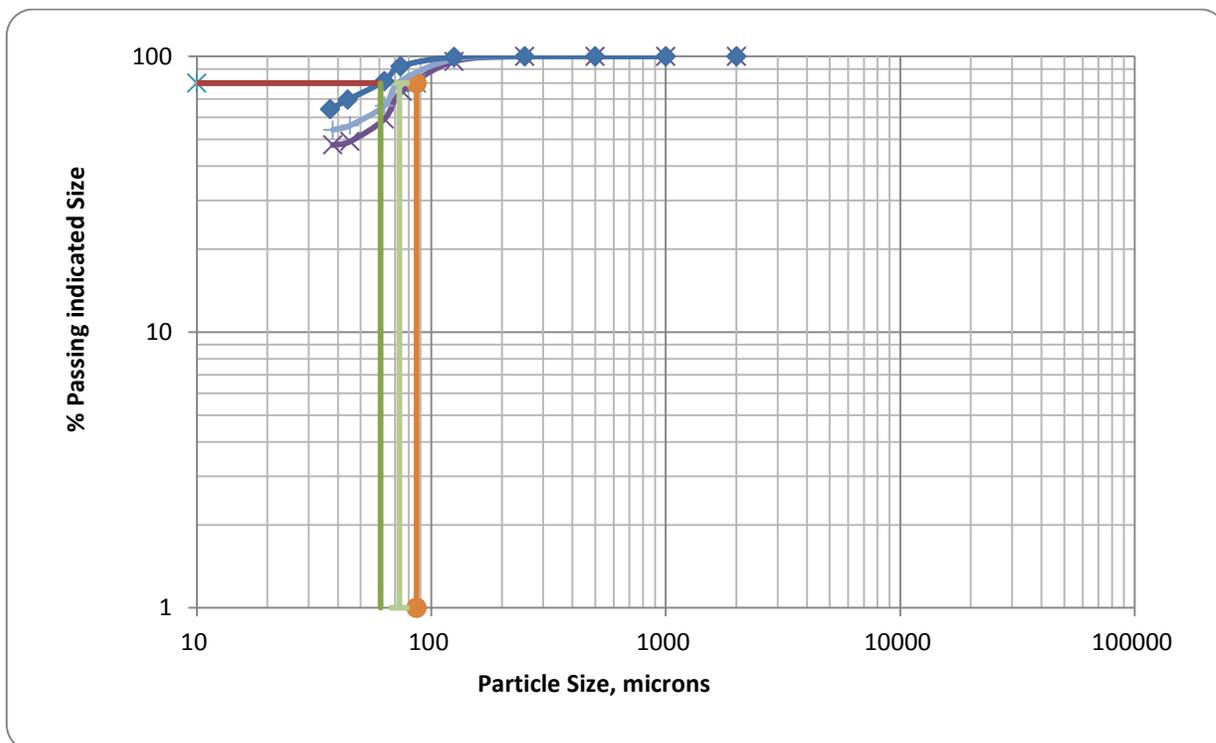


Ilustración 3.- Curvas granulométricas a distintos tiempos de molienda con el programa Moly-Cop Tools. Fuente: Rojas. R, 2016.

6.3. Análisis químico de cabeza

Las leyes de cabeza para oro y plata se determinaron a través del ensayo denominado “fire assay” o análisis al fuego, en el cual se realiza fusión y copelación, posterior a esto se procede a la digestión del dore por medio de ataques químicos para así tener las leyes (gr/ton) de cada mineral. Se realizaron 3 ensayos para determinar con mayor precisión la ley de cabeza. El promedio para oro fue de 8,99 ppm y para plata fue de 149,77 ppm; los cálculos para llegar a estas leyes se describen en el anexo 4.

Tabla 7. Ley de cabeza para oro y plata.

LEY DE ORO (ppm)			LEY DE PLATA (ppm)		
ENSAYOS	LEY	PROMEDIO	ENSAYOS	LEY	PROMEDIO
1	7,33	8,99	1	156,7	149,77
2	11,33		2	143,7	
3	8,33		3	149	

Fuente: Rojas, R. 2016.

6.4. Flotación

Los ensayos de flotación fueron divididos en 3 etapas: variación de tamaño de grano, pH y colector constantes (tabla 2); variación de pH, tamaño de grano y colector constantes (tabla 3); variación de colector, tamaño de grano y pH constantes (tabla 4). De esta forma se llegó a obtener las mejores variantes que permitan tener la mayor recuperación de oro, para llegar a una decisión final de que factores eran los mejores se utilizaron los datos complementarios de la recuperación de plata.

Debido a la presencia de sulfuros en el material de cabeza la recuperación fue dividida en fracciones: A, B y C. Los datos de la recuperación, peso y ley de cada fracción y de los relaves se describen en el anexo 7.

6.4.1. Primera etapa (variación de tamaño de grano).

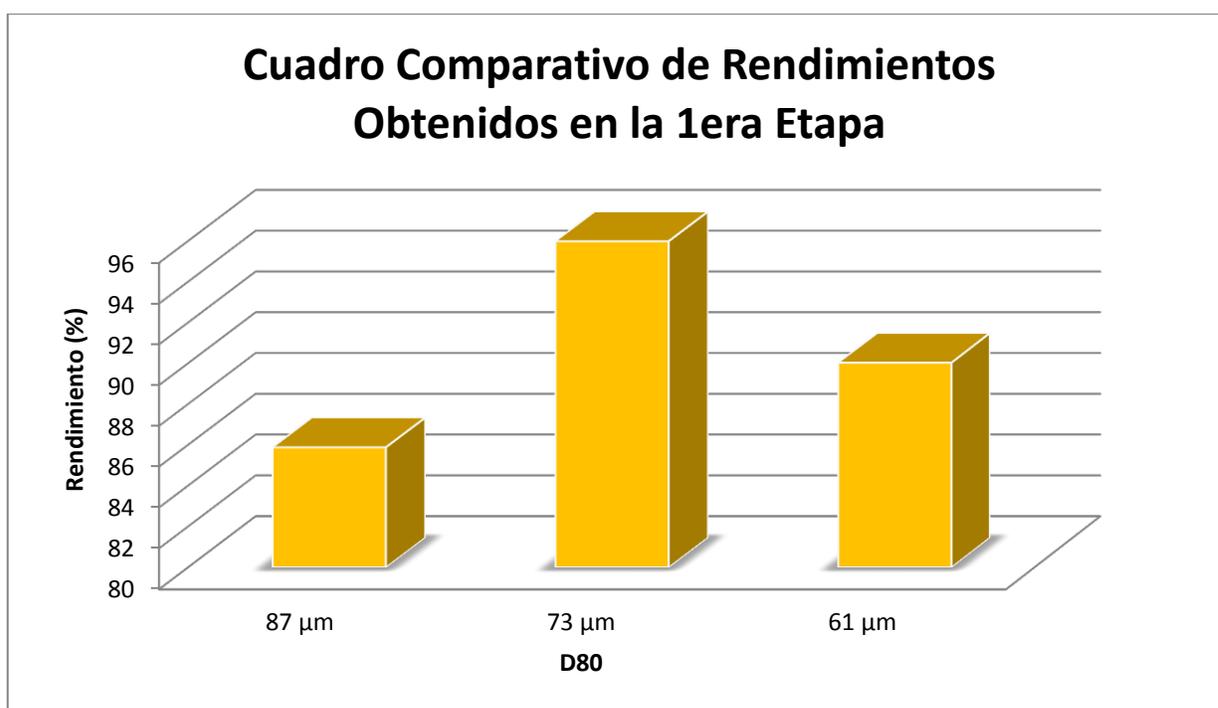


Ilustración 4.- Cuadro comparativo de rendimientos obtenidos en la 1era Etapa.

Fuente: Rojas. R, 2016.

Con los datos obtenidos en las diferentes flotaciones correspondientes a la primera etapa, se puede observar que la mayor recuperación de oro se consigue con el tamaño de grano correspondiente a 73 µm, sumando en sus tres fracciones un total del 95,99%. Los datos de los

rendimientos acumulados para cada una de las flotaciones pertenecientes a la primera etapa se describen en la ilustración 4. Estos porcentajes de rendimiento son muy buenos comparados con un estudio realizado en el mismo distrito de Chinapintza, elaborado por Castillo (2015), de 31,76% de rendimiento de oro, la cual en su investigación fue el que mejor resultados obtuvo utilizando un tamaño de grano de 74 μm , similar al obtenido como óptimo para la etapa de arranque. La diferencia podría estar en los reactivos y pH utilizados en la presente investigación.

La investigación hecha por Alulima (2009) en el distrito minero Portovelo – Zaruma utiliza como tamaño de grano 75 μm con el cual obtiene su mejor rendimiento correspondiente al 83,93% de oro.

En ambas investigaciones el tamaño de grano que mejor resultados arrojó fue similar al que utilizamos en esta investigación, correspondiente a 73 μm .

6.4.2. Segunda etapa (variación de pH).

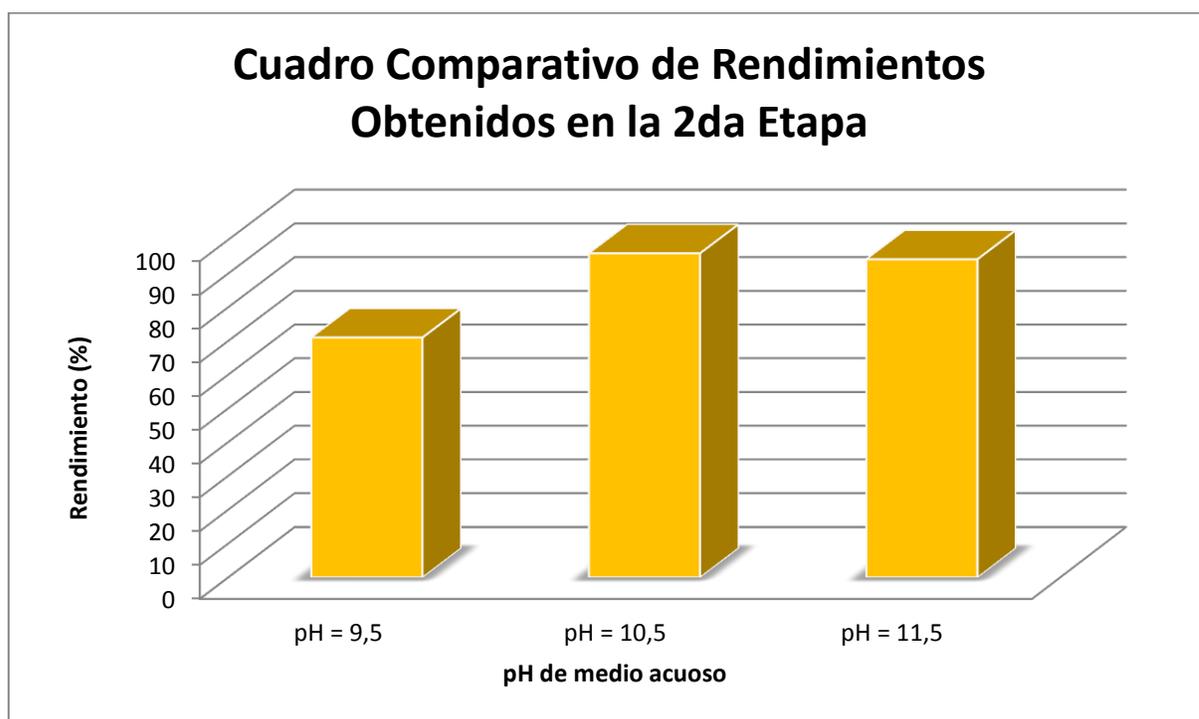


Ilustración 5.- Cuadro comparativo de los rendimientos obtenidos en la 2da Etapa.
Fuente: Rojas. R, 2016.

La mayor recuperación de oro se logró con el pH 10,5 por lo tanto el porcentaje de recuperación corresponde a 95,99% tomando el total de las fracciones (A, B y C). La ilustración 5 muestra

una comparativa de los rendimientos acumulados para cada una de las flotaciones realizadas en la segunda etapa. El estudio realizado por Naranjo (2012) llega a tener su mejor recuperación con un total del 98,1% utilizando un pH de 10,5, al igual que el estudio realizado por Valdivieso (2013) en el cual su mejor recuperación correspondiente al 53,97% en Nambija (Condominio Sur) lo logra con un pH de 10,5. Alulima (2009) utiliza un pH con un valor a 9, para la recuperación de oro por el método de flotación en los Distritos Mineros de Portovelo – Zaruma, Bella Rica y San Gerardo, de igual manera Jiménez – Prieto (2011) realiza su investigación en Nambija (Condominio Sur) con el mismo valor de pH, en los 4 trabajos de investigación se concluye que el mejor pH para el método de flotación corresponde a un pH alcalino.

Debido a los resultados obtenidos el pH seleccionado para continuar con la tercera etapa es el correspondiente a 10,5.

6.4.3. Tercera etapa (variación de colector).

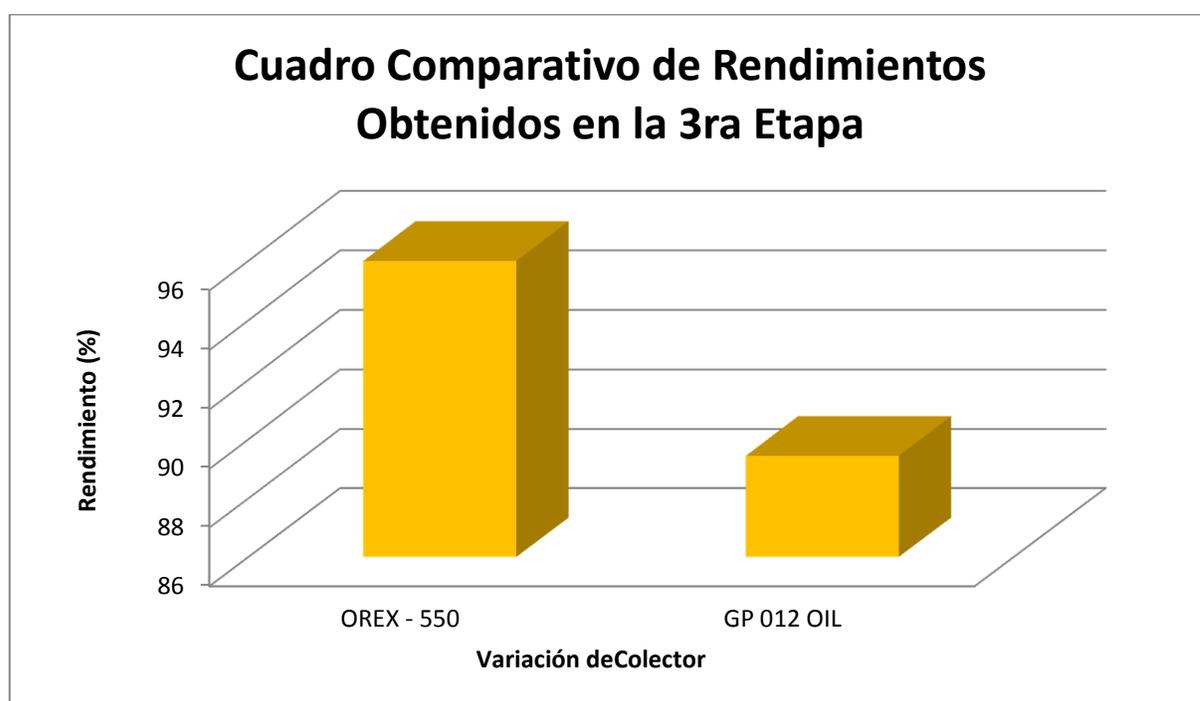


Ilustración 6.- Cuadro comparativo de rendimientos obtenidos en la 3ra Etapa.
Fuente: Rojas. R, 2016.

La ilustración 6 muestra que el colector que mejores datos nos brindó fue el “orex – 550” con un total del 95,99% mientras que con el colector “gp 012 oil” obtuvimos un total del 89,44% de

recuperación debido a que el primer colector es usado principalmente para minerales sulfurados de oro mientras que el segundo es ideal para oro libre.

Los porcentajes de rendimiento alcanzados son óptimos y contrastan con los resultados obtenidos en el estudio de Castillo (2015) en el cual su mejor rendimiento fue de 33,76% con material similar puesto que corresponden al mismo distrito, en este trabajo utilizó como colector Aerofloat 25-31.

El estudio realizado por Navas (2014) selecciona como colector Aerofloat 25-31 con el cual alcanza su mejor rendimiento correspondiente a 54,4%, el material utilizado corresponde al distrito minero de Chinapintza, contrastando así con los resultados obtenidos en nuestra investigación.

6.5. Fluorescencia de Rayos X

Una vez concluidas las 3 etapas de flotación, se procedió a realizar el análisis a cada uno de los concentrados o fracciones (A, B y C) y a los relaves productos de los distintos ensayos.

Haciendo un promedio general de los concentrados y relaves de todas las flotaciones realizadas en la presente investigación, se puede observar que la principal diferencia entre fracciones y relaves es el contenido de SiO_2 (principal constituyente de la ganga), en el concentrado se tiene un promedio de 29,79% mientras que en los relaves es de 52,43%. Además se puede observar un amplio porcentaje de alúmina (Al_2O_3) con un promedio de 14,99% en los relaves, que junto con el SiO_2 son los principales componentes de limos y arcillas, también se muestran cantidades de S, Fe, Zn y Pb; los cuales son componentes pertenecientes a sulfuros, adicionalmente hay otros componentes que están presentes como elementos traza, todos los elementos se encuentran en el anexo 8.

Los resultados obtenidos a través del método de fluorescencia son similares a los obtenidos por Romero (2015) y Aguirre (2016) ya que en ambas investigaciones se utilizó material proveniente del mismo sector (La Herradura). Cabe recalcar que esta investigación se realizó con una mezcla del material utilizado en los dos trabajos antes mencionados.

Tabla 8. Resultados de FRX a los concentrados (A, B y C) y relaves productos de la primera etapa.

CONCENTRADO		RELAVE	
Concentración promedio (%)		Concentración promedio (%)	
Primera Etapa 87 µm		Primera Etapa 87 µm	
Elemento	%	Elemento	%
Al ₂ O ₃	13,66	MgO	2,85
SiO ₂	29,23	Al ₂ O ₃	15,55
S	13,63	SiO ₂	50,55
K ₂ O	3,45	S	8,99
MnO	2,85	K ₂ O	3,90
Fe ₂ O ₃	16,52	MnO	3,39
ZnO	12,08	Fe ₂ O ₃	12,40
PbO	4,33	Otros	2,38
Otros	4,27		

Fuente: Rojas, R. 2016

Tabla 9. Resultados de FRX a los concentrados (A, B y C) y relaves productos de la primera etapa.

CONCENTRADO		RELAVE	
Concentración promedio (%)		Concentración promedio (%)	
Primera Etapa 73 µm		Primera Etapa 73 µm	
Elemento	%	Elemento	%
Al ₂ O ₃	13,77	Al ₂ O ₃	15,25
SiO ₂	29,63	SiO ₂	52,9
S	13,33	S	9,02
K ₂ O	3,41	K ₂ O	3,99
MnO	2,85	MnO	3,37
Fe ₂ O ₃	14,87	Fe ₂ O ₃	12,85
ZnO	13,75	Otros	2,63
PbO	4,85		
Otros	3,56		

Fuente: Rojas, R. 2016

Tabla 10. Resultados de FRX a los concentrados (A, B y C) y relaves productos de la primera etapa.

CONCENTRADO		RELAVE	
Concentración promedio (%)		Concentración promedio (%)	
Primera Etapa 61 µm		Primera Etapa 61 µm	
Elemento	%	Elemento	%
Al ₂ O ₃	13,22	Al ₂ O ₃	14,2
SiO ₂	30,63	SiO ₂	53,85
S	12,88	S	9,23
K ₂ O	3,40	K ₂ O	3,74
MnO	2,75	MnO	3,34
Fe ₂ O ₃	14,55	Fe ₂ O ₃	13,30
ZnO	13,82	Otros	2,35
PbO	4,89		
Otros	3,87		

Fuente: Rojas, R. 2016

Tabla 11. Resultados de FRX a los concentrados (A, B y C) y relaves productos de la segunda etapa.

Concentrado		Relave	
Concentración promedio (%)		Concentración promedio (%)	
Segunda Etapa pH 9,5		Segunda Etapa pH 9,5	
Elemento	%	Elemento	%
Al ₂ O ₃	13,21	Al ₂ O ₃	14,9
SiO ₂	28,75	SiO ₂	51,5
S	13,45	S	9,42
K ₂ O	3,48	K ₂ O	3,92
MnO	2,86	MnO	3,17
Fe ₂ O ₃	15,40	Fe ₂ O ₃	12,95
ZnO	13,67	Otros	4,16
PbO	5,24		
Otros	3,94		

Fuente: Rojas, R. 2016

Tabla 12. Resultados de FRX a los concentrados (A, B y C) y relaves productos de la segunda etapa.

CONCENTRADO		RELAVE	
Concentración promedio (%)		Concentración promedio (%)	
Segunda Etapa pH 10,5		Segunda Etapa pH 10,5	
Elemento	%	Elemento	%
Al ₂ O ₃	13,77	Al ₂ O ₃	15,25
SiO ₂	29,63	SiO ₂	52,90
S	13,33	S	9,02
K ₂ O	3,41	K ₂ O	3,99
MnO	2,85	MnO	3,37
Fe ₂ O ₃	14,87	Fe ₂ O ₃	12,85
ZnO	13,75	Otros	2,63
PbO	4,85		
Otros	3,56		

Fuente: Rojas, R. 2016

Tabla 13. Resultados de FRX a los concentrados (A, B y C) y relaves productos de la segunda etapa.

CONCENTRADO		RELAVE	
Concentración promedio (%)		Concentración promedio (%)	
Segunda Etapa pH 11,5		Segunda Etapa pH 11,5	
Elemento	%	Elemento	%
Al ₂ O ₃	14,51	Al ₂ O ₃	14,75
SiO ₂	30,10	SiO ₂	51,2
S	11,77	S	9,02
K ₂ O	3,73	K ₂ O	3,99
MnO	3,46	MnO	3,37
Fe ₂ O ₃	14,16	Fe ₂ O ₃	12,85
ZnO	13,74	Otros	4,83
PbO	5,44		
Otros	3,10		

Fuente: Rojas, R. 2016

Tabla 14. Resultados de FRX a los concentrados (A, B y C) y relaves productos de la tercera etapa.

CONCENTRADO		RELAVE	
Concentración promedio (%)		Concentración promedio (%)	
Tercera Etapa Ores - 550		Tercera Etapa Ores - 550	
Elemento	%	Elemento	%
Al ₂ O ₃	13,77	Al ₂ O ₃	15,25
SiO ₂	29,63	SiO ₂	52,90
S	13,33	S	9,02
K ₂ O	3,41	K ₂ O	3,99
MnO	2,85	MnO	3,37
Fe ₂ O ₃	14,87	Fe ₂ O ₃	12,85
ZnO	13,75	Otros	2,63
PbO	4,85		
Otros	3,56		

Fuente: Rojas, R. 2016

Tabla 15. Resultados de FRX a los concentrados (A, B y C) y relaves productos de la tercera etapa.

CONCENTRADO		RELAVE	
Concentración promedio (%)		Concentración promedio (%)	
Tercera Etapa Gp 012 Oil		Tercera Etapa Gp 012 Oil	
Elemento	%	Elemento	%
Al ₂ O ₃	14,05	Al ₂ O ₃	14,8
SiO ₂	30,47	SiO ₂	53,1
S	12,68	S	9,37
K ₂ O	3,49	K ₂ O	3,99
MnO	2,77	MnO	3,44
Fe ₂ O ₃	13,95	Fe ₂ O ₃	12,90
ZnO	14,03	Otros	2,41
PbO	4,75		
Otros	3,82		

Fuente: Rojas, R. 2016

CONCLUSIONES

- ✓ El peso específico del lote estudiado perteneciente al distrito minero Chinapintza, sector la Herradura corresponde a $2,979 \text{ g/cm}^3$.
- ✓ Las leyes de cabeza tanto como para oro y plata corresponden a $8,99 \text{ g/t}$ y $149,77 \text{ g/t}$ respectivamente.
- ✓ De acuerdo a los resultados obtenidos en la investigación, el tamaño de grano apropiado para lograr la mayor recuperación de oro es de $73 \mu\text{m}$, con un porcentaje de recuperación del $95,99\%$.
- ✓ El mejor valor de pH es de: $10,5$ debido a que con este valor se obtiene una recuperación de: $95,99\%$.
- ✓ El colector con el que mejores resultados se obtuvo fue el: OREX – 550 (Flominec) con una recuperación total del $95,99\%$; esto es debido a que este colector es ideal para minerales sulfurados de oro.
- ✓ Cabe recalcar: que en la primera etapa de la investigación realizada se logró obtener la mejor recuperación; por motivo que en un inicio se utilizaron los parámetros que posteriormente arrojaron los mejores resultados.
- ✓ Los parámetros óptimos para la presente investigación se presentan como: densidad de pulpa del 33% de sólido y la agitación de la celda correspondiente a: 750 rpm .
- ✓ Con tamaño de grano de $73 \mu\text{m}$, pH $10,5$ y colector OREX – 550 (Flominec) se obtuvo una recuperación final de $95,99\%$.
- ✓ Los parámetros con menor recuperación fueron: tamaño de grano de $73 \mu\text{m}$, pH $9,5$ y colector OREX – 550 (Flominec) obteniendo una recuperación final del $71,02\%$.
- ✓ Mediante los datos de fluorescencia podemos determinar la efectividad de los reactivos (depresores) utilizados en el proceso, debido a que la cantidad de sílice aumenta

considerablemente en relación concentrado-relave obteniendo porcentajes de crecimiento del 29% al 51% respectivamente.

RECOMENDACIONES

- ✓ Luego de cada ensayo granulométrico, realizar la limpieza con ultrasonido, tener cuidado en el limpiado de los tamices, con mayor énfasis sobretodo desde la malla 200 en adelante, puesto que al realizar la granulometría su peso varía debido a la humedad de la malla, por tanto el D80 obtenido puede presentar alteración.
- ✓ Limpiar adecuadamente el molino de bolas y los cuerpos molturantes antes de realizar la molienda del mineral, ya que la presencia de minerales ajenos al utilizado en la investigación podrían dar resultados erróneos; además de realizar controles constantes del peso y el número de cuerpos molturantes.
- ✓ Nunca se debe pasar por alto la homogenización del material antes de cualquier ensayo, debido a que los minerales pesados tienden a asentarse en el fondo.
- ✓ Se recomienda la utilización de otros reactivos tales como: colectores, depresores, espumantes, acondicionadores de medio; para la experimentación de otros resultados, los cuales podrían ser mejores o en su defecto inferiores a los obtenidos.
- ✓ Se recomienda la utilización de un pH alcalino entre 10 a 11 al momento de realizar la flotación, debido que a menor pH la recuperación disminuye por la disminución de la hidrofobicidad del oro y a mayor pH aumenta el consumo de reactivos por lo tanto el costo del ensayo es mayor.
- ✓ Probar diferentes concentraciones de colector en investigaciones a futuro, debido a que en la presente investigación la concentración utilizada fue de 75 g/t, probando concentraciones de 100g/t se podrían obtener mejores recuperaciones o en su defecto podrían disminuir, por ende la recomendación.
- ✓ Recomiendo que se debe realizar pruebas a escala industrial con los parámetros descritos con el mejor resultado de experimentación como:
 - D80: 73 μ m
 - pH: 10,5
 - Concentración de colector (OREX – 550 Flominec): 75 g/ton

- Dilución de pulpa: 33%
 - Velocidad de agitación: 750 rpm
- ✓ Dado que el precio del Zinc hasta la fecha se encuentra en 1,75 USD/lb; sería importante realizar pruebas de flotación con este mineral, debido a que se presentan porcentajes de hasta el 14% $\pm 0,01$ en los concentrados obtenidos en la presente investigación.

BIBLIOGRAFÍA

- Aguirre González, E. (2016). *Evaluación de los Procesos en la Planta JD, sector La Herradura, distrito Minero Chinapintza, provincia de Zamora Chinchipe.*(Ingeniero en Geología y Minas), UTPL, Loja, Ecuador.
- Al Maynard and Associates Pty Ltd (2012). *Technical Report on the Condor Gold Project located in Zamora, Ecuador.*
- Alulima Morocho, J. (2009). *Rendimiento de la Flotación para Concentrar Sulfuros Minerales de los Relaves en los Distritos Mineros de Portovelo – Zaruma, Bella Rica y San Gerardo.* (Ingeniero en Geología y Minas), UTPL, Loja, Ecuador.
- Baldock, W. J. (1982). Geología del Ecuador. *Instituto de Ciencias Geológicas, Consejo de Investigación del Medio Ambiente Natural*, Londres, Reino Unido. División de Investigación Geológica y Minera.
- Black Birch Capital Acquisition II Corp. (2013). *NI 43-101 TECHNICAL REPORT ON THE CHINAPINTZA GOLD PROJECT LOCATED IN ZAMORA, ECUADOR.* Zamora, Ecuador.
- Castillo A. (2015). *Recuperación de oro por flotación y gravimetría de los relaves provenientes de la industria minera artesanal de La Herradura – Chinapintza.* (Ingeniero en Geología y Minas), UTPL, Loja, Ecuador.
- Castro, S., y García, J., (s.f.). *Flotación Fundamentos y Aplicaciones.* Universidad de Concepción Facultad de Ingeniería Departamento Ingeniería Metalurgia. Concepción, Chile.
- Cuenca Gualan, D. (2016). *Flotación del mineral del sector La Pangui, en el distrito minero Chinapintza.* (Ingeniero en Geología y Minas), UTPL, Loja, Ecuador.

- Duque, P. *Breve Léxico Estratigráfico del Ecuador*. Quito, Ecuador. Unidad de coordinación del Proyecto Prodeminca Proyecto MEMBIRF 36-55 Ec. Quito, Octubre del 2000. 1ª Edición.
- Evaluación de Distritos Mineros del Ecuador (PRODEMINCA). *Depósitos Porfídicos y Epi-Mesotermales Relacionados con Intrusiones de las Cordilleras Cóndor*. Unidad de coordinación del Proyecto Prodeminca Proyecto MEMBIRF 36-55 Ec. Quito, Junio del 2000. 1ª Edición.
- Guartán, J. A., & Tamay, J. V. (2003). *Optimización del Proceso de Recuperación de oro contenido en los Relaves de Molienda de la Planta Vivanco por el Método de Flotación*. (Ingeniero en Geología y Minas), UTPL, Loja, Ecuador.
- Jiménez, M., y Prieto, I. (2011). *Determinar el rendimiento de recuperación de oro y plata aplicando un proceso combinado de flotación y cianuración a los relaves provenientes de las plantas de tratamiento gravimétrico del Condominio Sur Nambija*. (Ingeniero en Geología y Minas), UTPL, Loja, Ecuador.
- Litherland M., Aspend J. y Jemielita R.; *The metamorphic belts of Ecuador*. Key worth, UK.: British Geological Survey. Overseas Memoir 11, Quito 1994.
- Naranjo D. (2012). *Flotación Directa De Oro Nativo Grueso, Como Substituto De La Amalgamación Tradicional*. (Ingeniero en Minas), Universidad Nacional de Colombia, Medellín, Colombia.
- Navas S. (2014). *Recuperación de oro por gravimetría centrífuga y flotación de los relaves provenientes de la industria minera artesanal de La Pangui – Chinapintza*. (Ingeniero en Geología y Minas), UTPL, Loja, Ecuador.
- Paladines, A., & Soto, J. (2010). Distrito Chinapintza, *Geología y Yacimientos Minerales del Ecuador* (pp. 169-170). (UTPL Ed.).

- Perry, R. (2001). *Manual de Ingeniero Químico (6ª Ed.)*. Sección: Sistema de clasificación de sólido-sólido y líquido-líquido. México. McGraw-Hill/Interamericana editores S.A. Tomo 1.
- Romero W. (2015). *Prueba metalúrgica para determinar el factor E-ORG (oro recuperado gravimétricamente) en el equipo Knelson (KC-MD3) con un material de mina del distrito minero Chinapintza sector La Herradura*. (Ingeniero en Geología y Minas), UTPL, Loja, Ecuador.
- Santana, J., Torres, J., Carrillo, C., Verdejo, T., y Pérez, G., (s.f.). from <http://es.slideshare.net/savalfaro/flotacin>
- Sutulov, A. (1963). *Flotación de Minerales*, Instituto de Investigaciones Tecnológicas. Concepción, Chile.
- Valdivieso D. (2013). *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 Nambija*. (Ingeniero en Geología y Minas), UTPL, Loja, Ecuador.

ANEXOS

ANEXO 1. ENSAYOS DEL PICNÓMETRO.

Dónde:

γ_e : Peso específico.

P1: Peso del picnómetro vacío.

P2: Peso del picnómetro mas muestra.

P3: Peso del picnómetro mas agua.

P4: Peso del picnómetro mas muestra y agua.

Ensayo 1:

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

$$\gamma_e = \frac{(14,44 - 13,26)}{(23,54 - 13,26) - (24,33 - 14,44)}$$

$$\gamma_e = 3,025 gr/cm^3$$

Ensayo 2:

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

$$\gamma_e = \frac{(14,28 - 13,26)}{(23,54 - 13,26) - (24,21 - 14,28)}$$

$$\gamma_e = 2,914 gr/cm^3$$

Ensayo 3:

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

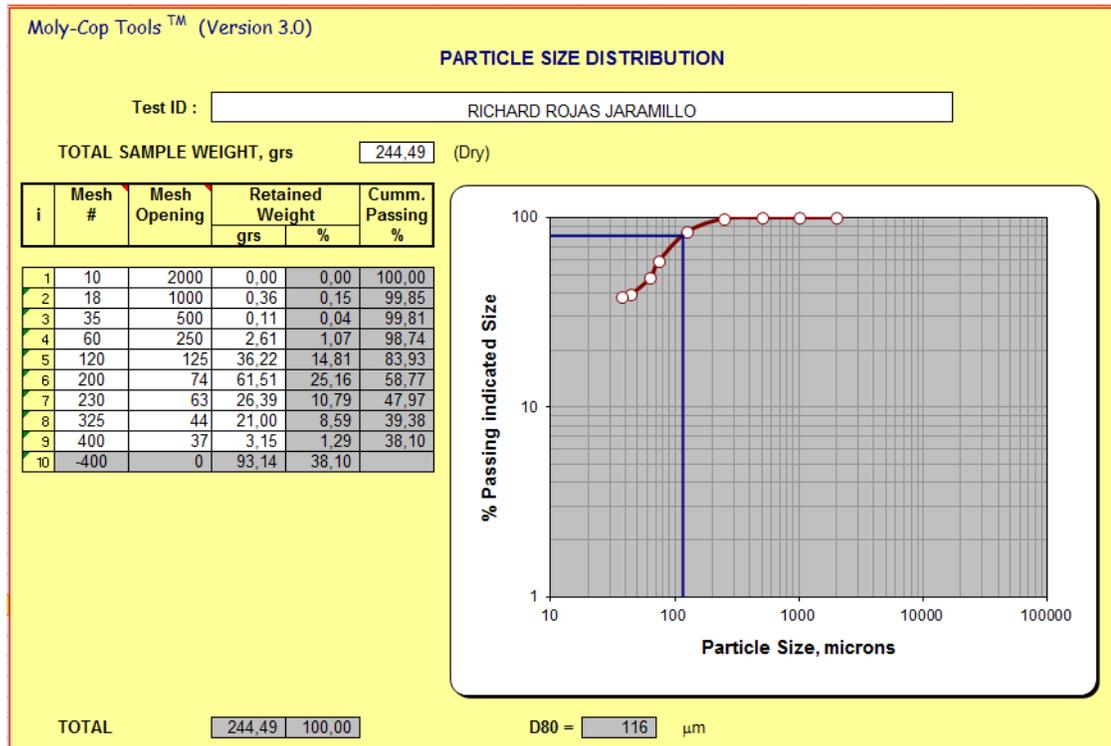
$$\gamma_e = \frac{(15,12 - 13,26)}{(23,54 - 13,26) - (24,78 - 15,12)}$$

$$\gamma_e = 3 gr/cm^3$$

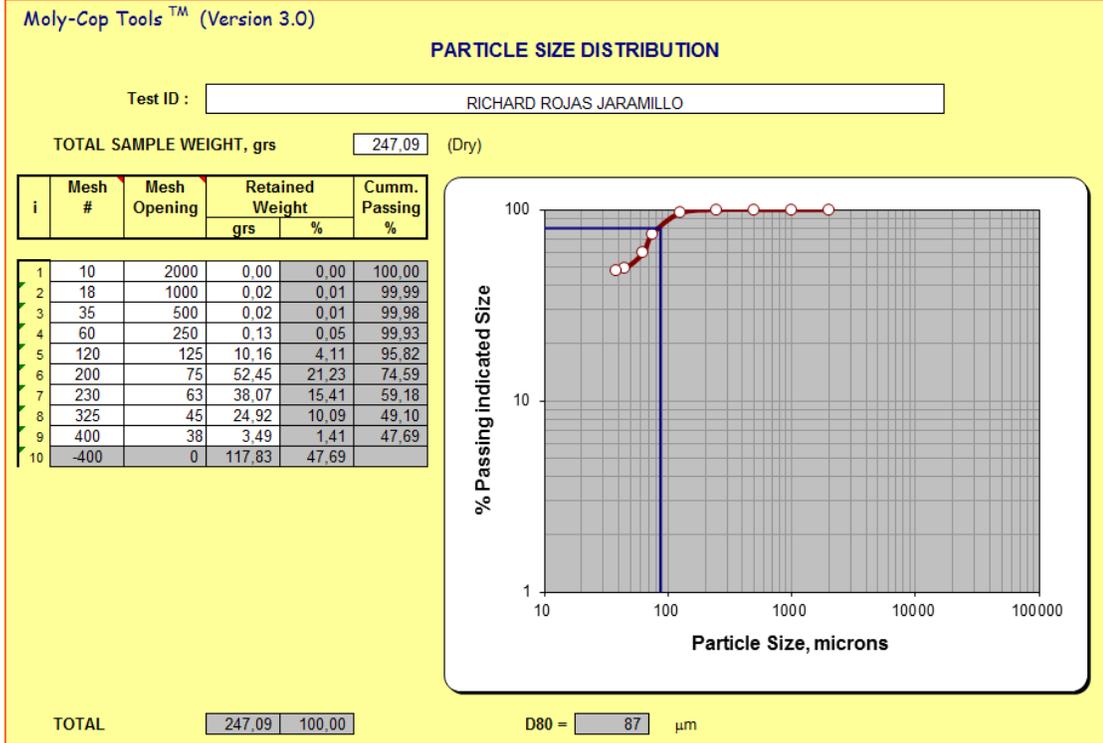
ANEXO 2. TIEMPOS DE MOLIENDA, CURVAS GRANULOMÉTRICAS Y D80 DETERMINADOS CON EL SOFTWARE MOLY-COP TOOLS 3.0.

Tiempos de molienda		15 min	25 min	30 min	35 min	39 min
# de malla	Abertura	% Pasante				
10	2000	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
18	1000	99,85	99,99	99,99	99,99	100,00
35	500	99,81	99,98	99,95	99,96	100,00
60	250	98,74	99,93	99,88	99,92	99,98
120	125	83,93	95,82	97,65	98,56	99,49
200	74	58,77	74,59	81,33	84,31	92,07
230	63	47,97	59,18	66,09	71,62	81,26
325	45	39,38	49,1	56,12	58,92	69,57
400	38	38,09	47,68	54,13	56,13	64,22
-400	0					

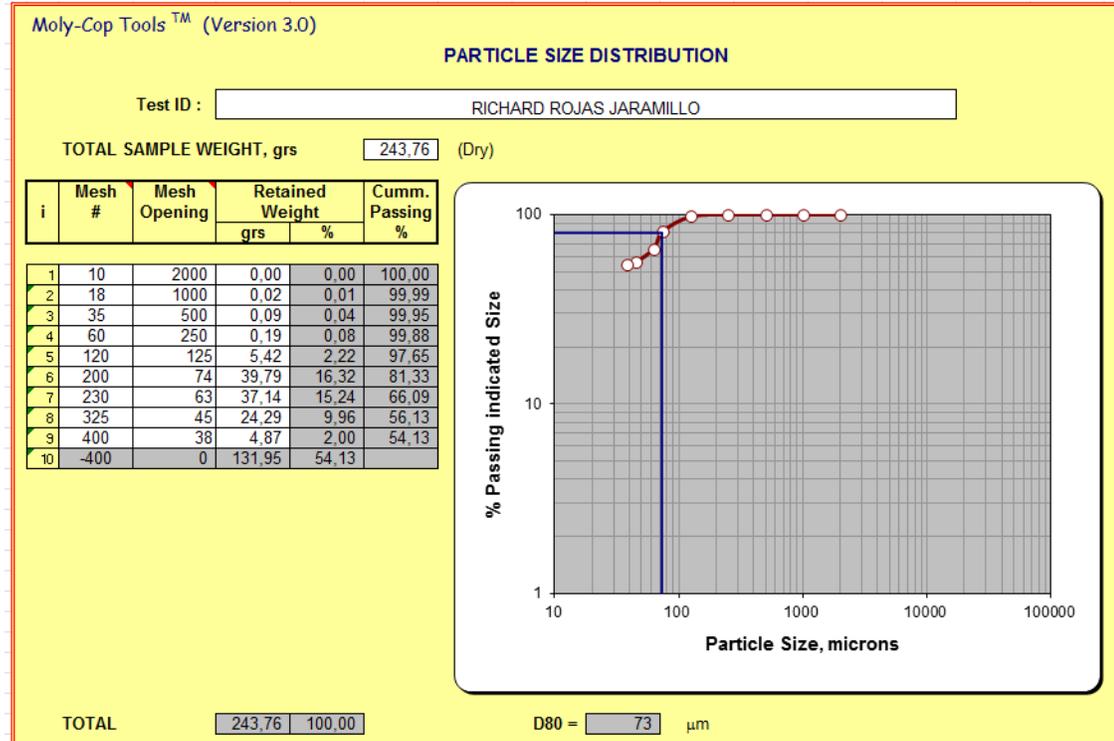
15 minutos de molienda



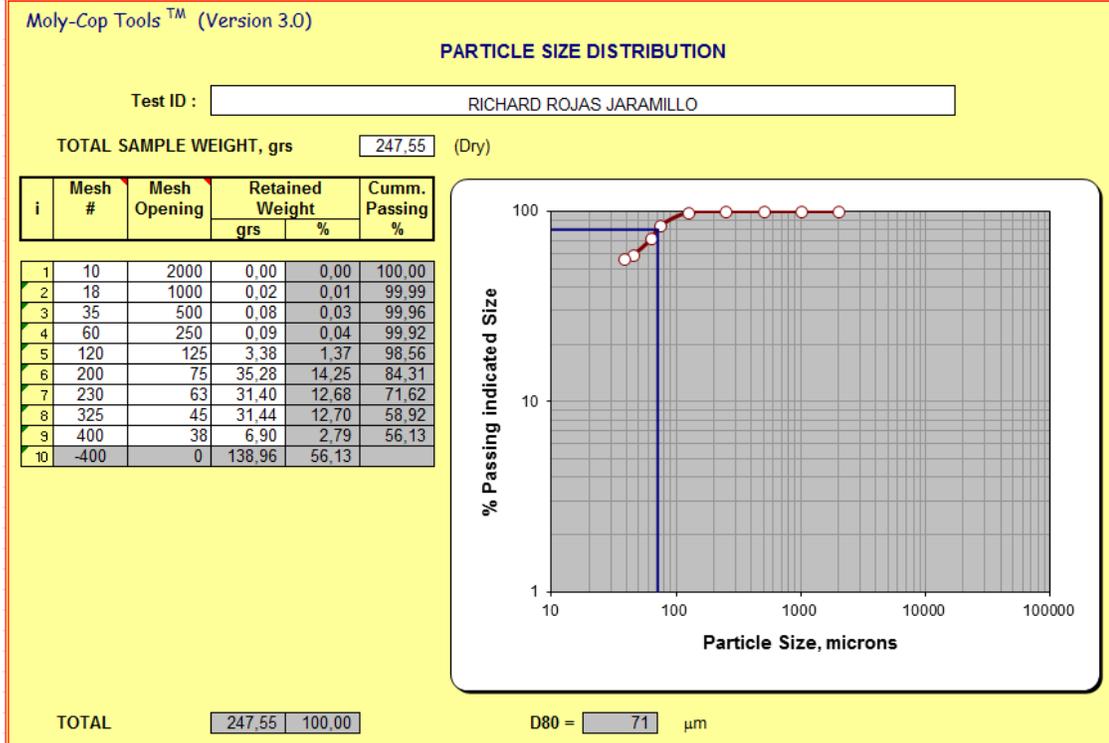
25 minutos de molienda



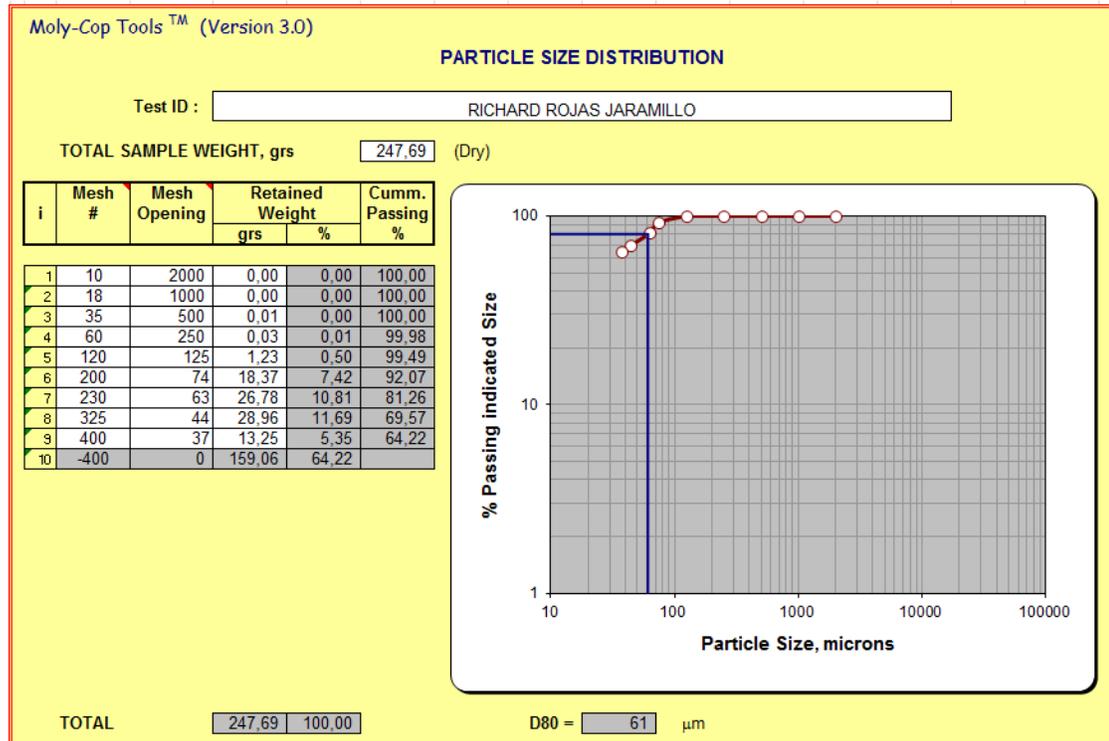
30 minutos de molienda



35 minutos de molienda



39 minutos de molienda



ANEXO 3. COMPOSICIÓN DE FLUX BÁSICO.

<i>Flux Básico</i>	
Componentes	Porcentajes
PbO (litargirio)	61.30 %
CO ₃ Na ₂ (Carbonato)	24.90 %
Na ₂ B ₄ O ₇ (Bórax)	9.95 %
SiO ₂ (Sílice)	3.85 %

ANEXO 4. CÁLCULO DE LA LEY DE CABEZA.

$$\text{Ley g/t Au} = \frac{10^6 * \text{Peso Au}}{\text{PM (g)}}$$

$$\text{Ley g/t de Au (G1)} = \frac{10^6 * 0,00022}{30} = 7,33^*$$

$$\text{Ley g/t de Au (G2)} = \frac{10^6 * 0,00034}{30} = 11,33^*$$

$$\text{Ley g/t de Au (G3)} = \frac{10^6 * 0,00025}{30} = 8,33^*$$

*→se tomó un promedio de los tres valores, el cual equivale a 8,99 g/t

$$\text{Ley g/t Ag} = \frac{10^6 * (\text{DORE} - \text{Peso Au})}{\text{PM(g)}}$$

$$\text{Ley g/t de Ag (G1)} = \frac{10^6 * (0,00492 - 0,00022)}{30} = 156,7^* \quad \text{Ley g/t de Ag (G2)} = \frac{10^6 * (0,00465 - 0,00034)}{30} = 143,7^*$$

$$\text{Ley g/t de Ag (G3)} = \frac{10^6 * (0,00472 - 0,00025)}{30} = 149^*$$

*→se tomó un promedio de los tres valores, el cual equivale a 149,7 g/t

ANEXO 5. DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS PARA FLOTACIÓN.

$$\text{Reactivo} = \frac{X * P * f}{p}$$

Donde:

X → dosificación del reactivo

P → peso de la muestra a flotar

f → factor de disolución

p → pureza del reactivo

Los gramos obtenidos son aforados a 100 ml para la adición programada en cada flotación (anexo 6).

➤ Xantato Z-11 = $\frac{75 \cdot 750 \cdot 10^{-6}}{1} = 0,05625 \text{ g}$

➤ Espumante Flo – 65S = $\frac{75 \cdot 750 \cdot 10^{-6}}{1} = 0,05625 \text{ g}$

➤ $\text{Na}_2\text{SiO}_3 = \frac{250 \cdot 750 \cdot 10^{-6}}{1} = 0,1875 \text{ g}$

➤ Ores - 550 = $\frac{50 \cdot 750 \cdot 10^{-6}}{1} = 0,0375 \text{ g}$

➤ GP 012 Oil = $\frac{50 \cdot 750 \cdot 10^{-6}}{1} = 0,0375 \text{ g}$

ANEXO 6. DILUCIÓN DE REACTIVOS PARA FLOTACIÓN EN 100 ML.

- Ores-550 y GP 012 Oil (colectores)

25 g ⇒ 50 ml

15 g ⇒ 30 ml

10 g ⇒ 20 ml

- Xantato Z-11

50 g ⇒ 66,6 ml

15 g ⇒ 20 ml

10 g ⇒ 13,3 ml

- Espumante Flo-65S

50 g ⇒ 66,6 ml

15 g ⇒ 15 ml

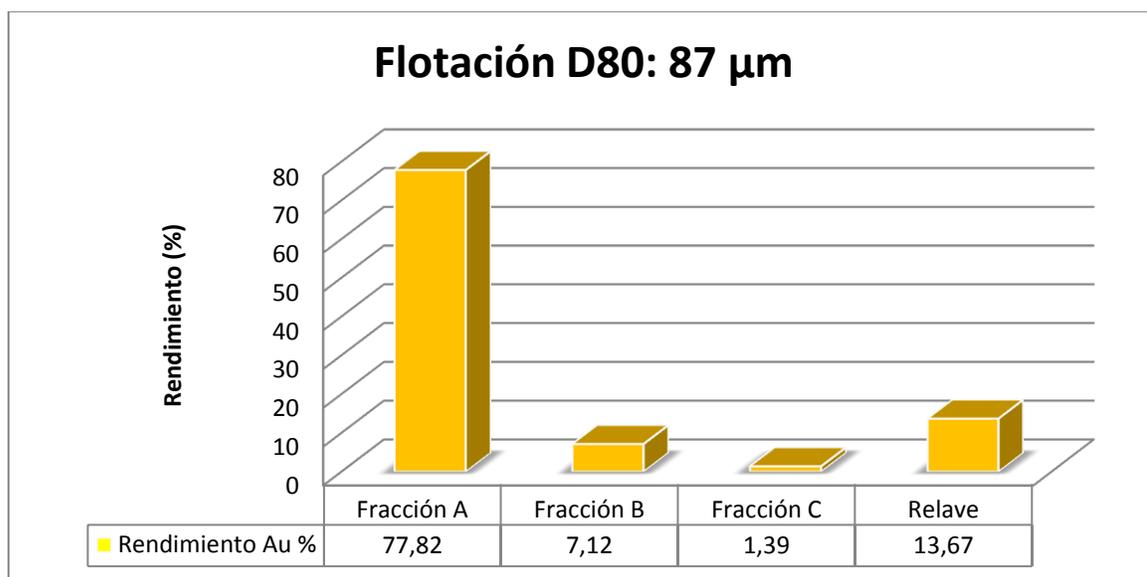
10 g ⇒ 10 ml

- Na_2SiO_3

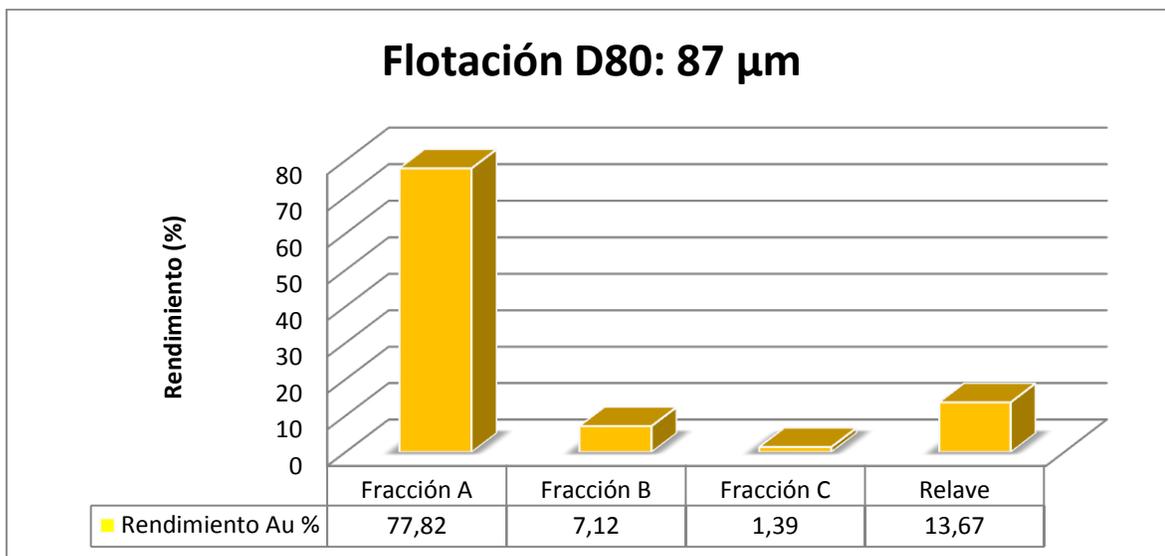
250 g ⇒ 100 ml

ANEXO 7. RENDIMIENTOS DE ORO PERTENECIENTES A TODAS LAS FLOTACIONES.

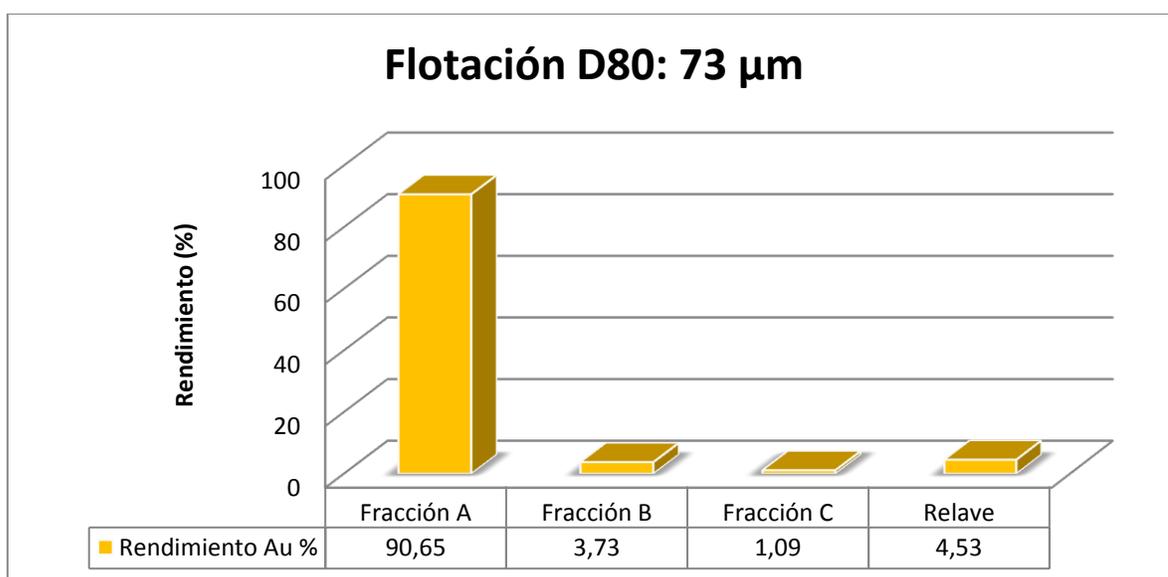
PRIMERA ETAPA DE FLOTACIÓN – FLOTACIÓN (1)				
VARIABLES: D80 87 μm - pH CONSTANTE - COLECTOR CONSTANTE				
Operaciones	Peso (g)	mg Au	Ley Au	Rendimiento %
A	111,31	5,12	46	76,88
B	19,6	0,49	25	7,36
A+B	130,91	5,61	42,86	84,24
C	11,31	0,08	7	1,19
A+B+C	142,22	5,69	40	85,42
R	606,74	0,97	1,6	14,58
A+B+C+R	748,96	6,66	8,89	100



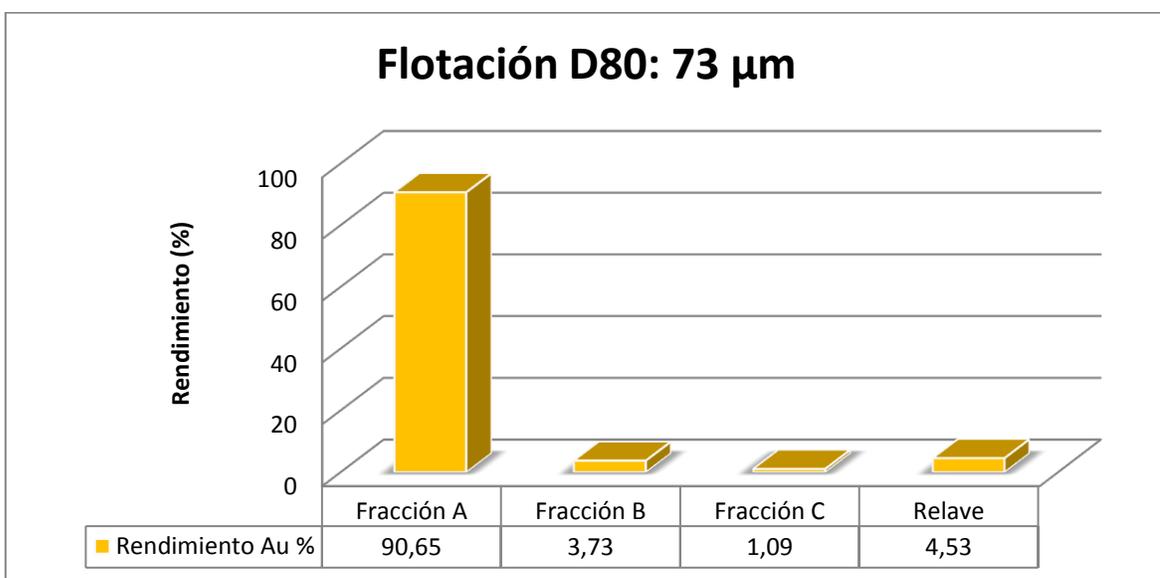
PRIMERA ETAPA DE FLOTACIÓN – FLOTACIÓN (2)				
VARIABLES: D80 87 μm - pH CONSTANTE - COLECTOR CONSTANTE				
Operaciones	Peso (g)	mg Au	Ley Au	Rendimiento %
A	128,98	5,16	40	77,82
B	31,46	0,47	15	7,12
A+B	160,44	5,63	35,09	84,94
C	23,12	0,09	4	1,39
A+B+C	183,56	5,72	31,18	86,33
R	566,34	0,91	1,6	13,67
A+B+C+R	749,9	6,63	8,84	100



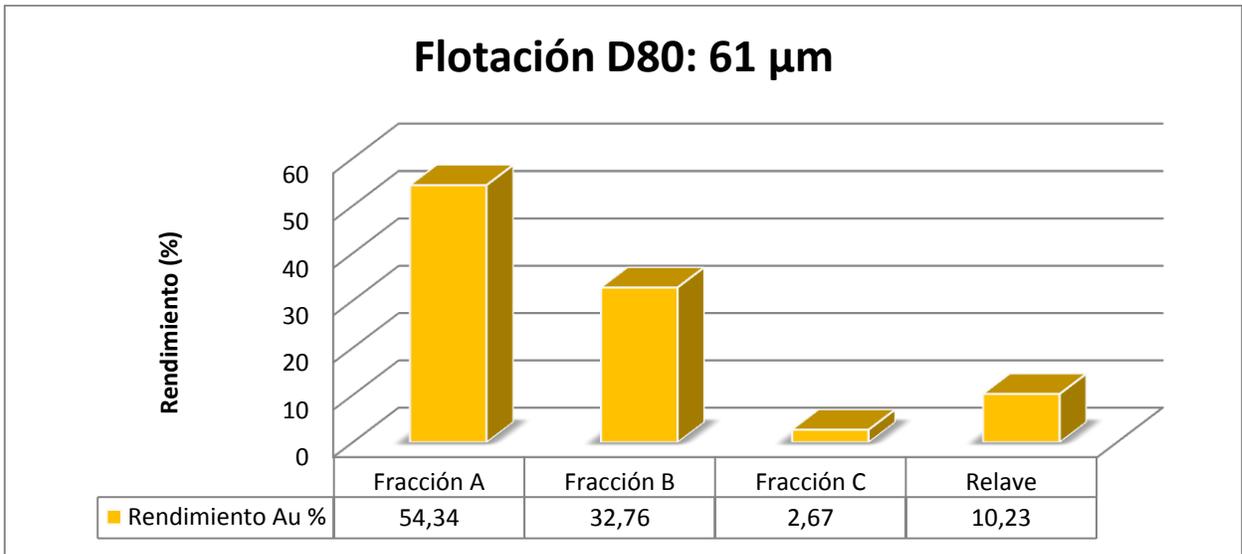
PRIMERA ETAPA DE FLOTACIÓN – FLOTACIÓN (1)				
VARIABLES: 73 μm - pH CONSTANTE - COLECTOR CONSTANTE				
Operaciones	Peso (g)	mg Au	Ley Au	Rendimiento %
A	154,28	5,86	38	89,43
B	12,61	0,35	28	5,39
A+B	166,89	6,22	37,24	94,82
C	12,4	0,11	9	1,70
A+B+C	179,29	6,32	35,29	96,52
R	570,63	0,23	0,4	3,48
A+B+C+R	749,92	6,56	8,74	100



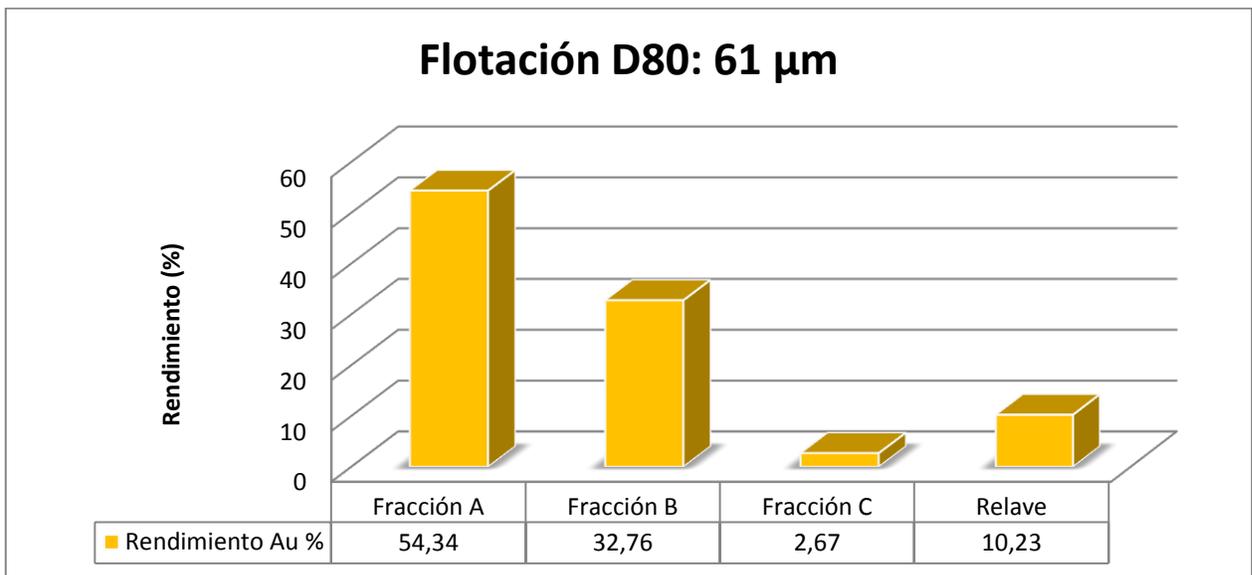
PRIMERA ETAPA DE FLOTACIÓN – FLOTACIÓN (2)				
VARIABLES: 73 μm - pH CONSTANTE - COLECTOR CONSTANTE				
Operaciones	Peso (g)	mg Au	Ley Au	Rendimiento %
A	157,98	5,69	36	90,65
B	14,61	0,23	16	3,73
A+B	172,59	5,92	34,31	94,38
C	7,58	0,07	9	1,09
A+B+C	180,17	5,99	33,24	95,47
R	568,89	0,28	0,5	4,53
A+B+C+R	749,06	6,27	8,38	100



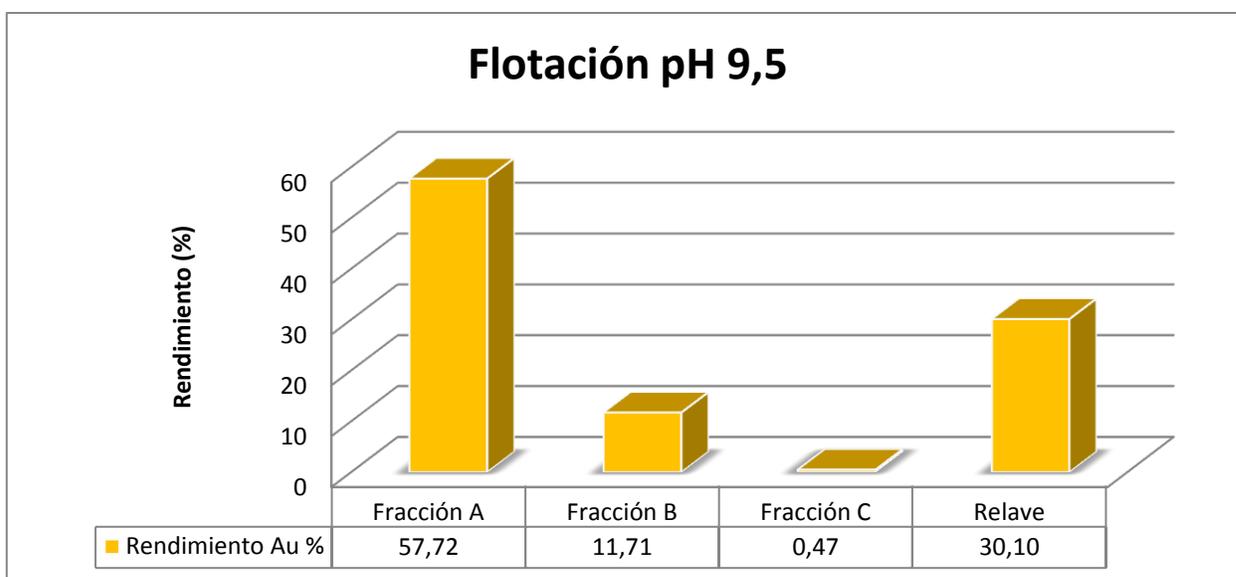
PRIMERA ETAPA DE FLOTACIÓN – FLOTACIÓN (1)				
VARIABLES: 61 μm - pH CONSTANTE - COLECTOR CONSTANTE				
Operaciones	Peso (g)	mg Au	Ley Au	Rendimiento %
A	128,52	4,63	36	77,77
B	22,9	0,66	29	11,16
A+B	151,42	5,29	34,94	88,93
C	20,4	0,08	4	1,37
A+B+C	171,82	5,37	31,27	90,30
R	577,18	0,58	1	9,70
A+B+C+R	749	5,95	7,94	100



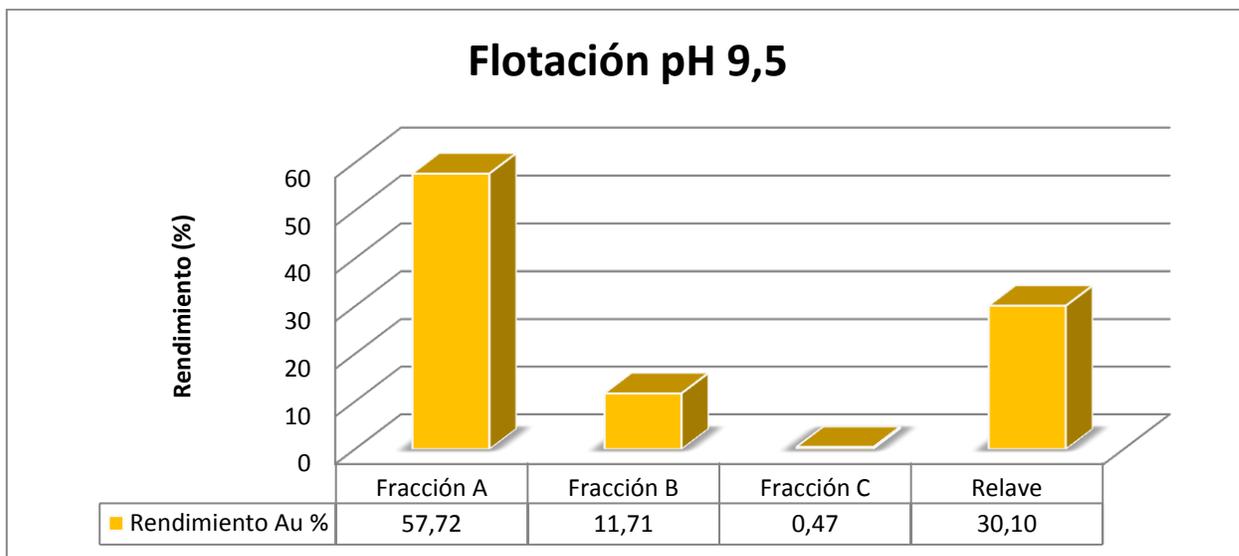
PRIMERA ETAPA DE FLOTACIÓN – FLOTACIÓN (2)				
VARIABLES: 61 μm - pH CONSTANTE - COLECTOR CONSTANTE				
Operaciones	Peso (g)	mg Au	Ley Au	Rendimiento %
A	76,86	3,074	40	54,34
B	56,16	1,853	33	32,76
A+B	133,02	4,928	37,045	87,09
C	37,83	0,151	4	2,67
A+B+C	170,85	5,079	29,728	89,77
R	578,99	0,579	1	10,23
A+B+C+R	749,84	5,658	7,546	100



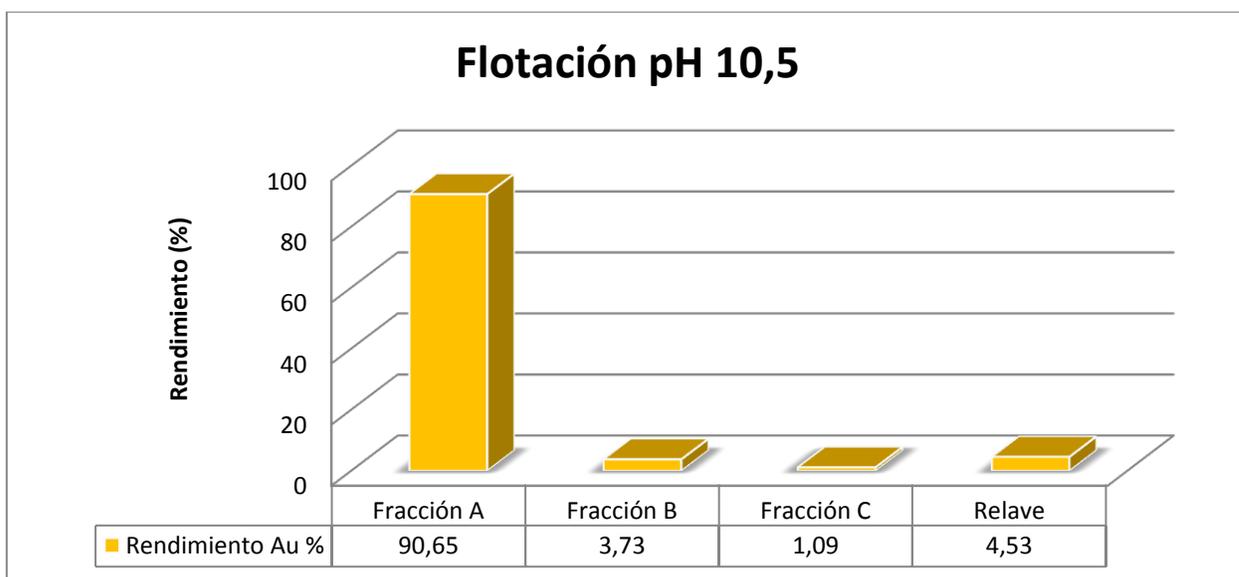
SEGUNDA ETAPA DE FLOTACIÓN – FLOTACIÓN (1)				
VARIABLES: pH 9,5 – D80 CONSTANTE - COLECTOR CONSTANTE				
Operaciones	Peso (g)	mg Au	Ley Au	Rendimiento %
A	111,01	4,11	37	63,52
B	21,04	0,53	25	8,13
A+B	132,05	4,63	35,09	71,65
C	15,71	0,03	2	0,49
A+B+C	147,76	4,67	31,57	72,14
R	600,52	1,80	3	27,86
A+B+C+R	748,28	6,47	8,64	100



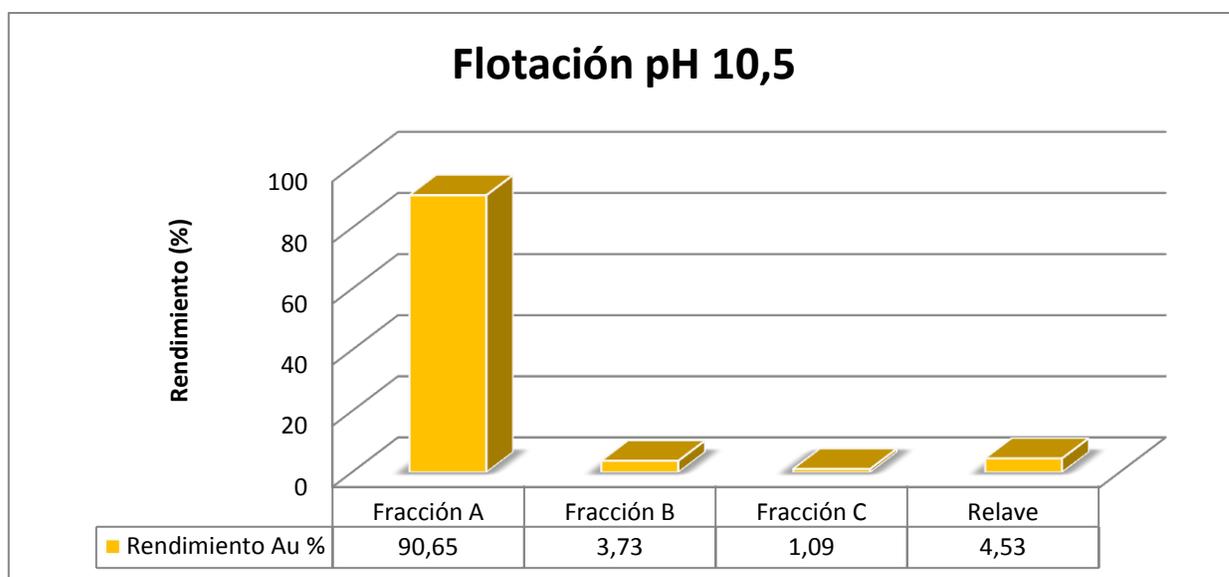
SEGUNDA ETAPA DE FLOTACIÓN – FLOTACIÓN (2)				
VARIABLES: pH 9,5 – D80 CONSTANTE - COLECTOR CONSTANTE				
Operaciones	Peso (g)	mg Au	Ley Au	Rendimiento %
A	106,08	3,819	36	57,72
B	28,69	0,775	27	11,71
A+B	134,77	4,594	34,084	69,43
C	15,56	0,031	2	0,47
A+B+C	150,33	4,625	30,763	69,90
R	598,12	1,992	3,33	30,10
A+B+C+R	748,45	6,616	8,840	100



SEGUNDA ETAPA DE FLOTACIÓN – FLOTACIÓN (1)				
VARIABLES: pH 10,5 – D80 CONSTANTE - COLECTOR CONSTANTE				
Operaciones	Peso (g)	mg Au	Ley Au	Rendimiento %
A	154,28	5,86	38	89,43
B	12,61	0,35	28	5,39
A+B	166,89	6,22	37,24	94,82
C	12,4	0,11	9	1,70
A+B+C	179,29	6,33	35,29	96,52
R	570,63	0,23	0,4	3,48
A+B+C+R	749,92	6,56	8,74	100

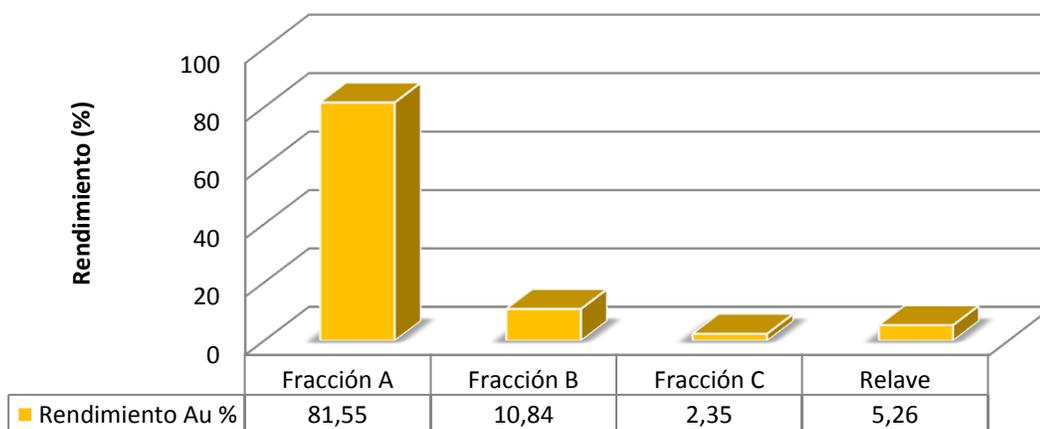


SEGUNDA ETAPA DE FLOTACIÓN – FLOTACIÓN (2)				
VARIABLES: pH 10,5 – D80 CONSTANTE - COLECTOR CONSTANTE				
Operaciones	Peso (g)	mg Au	Ley Au	Rendimiento %
A	157,98	5,69	36	90,65
B	14,61	0,23	16	3,73
A+B	172,59	5,92	34,31	94,38
C	7,58	0,07	9	1,09
A+B+C	180,17	5,99	33,24	95,47
R	568,89	0,28	0,5	4,53
A+B+C+R	749,06	6,27	8,38	100



SEGUNDA ETAPA DE FLOTACIÓN – FLOTACIÓN (1)				
VARIABLES: pH 11,5 – D80 CONSTANTE - COLECTOR CONSTANTE				
Operaciones	Peso (g)	mg Au	Ley Au	Rendimiento %
A	108,67	4,89	45	79,97
B	41,6	0,67	16	10,88
A+B	150,27	5,56	36,97	90,85
C	19,62	0,18	9	2,89
A+B+C	169,89	5,73	33,74	93,74
R	580,09	0,38	0,66	6,26
A+B+C+R	749,98	6,12	8,15	100

Flotación pH 11,5

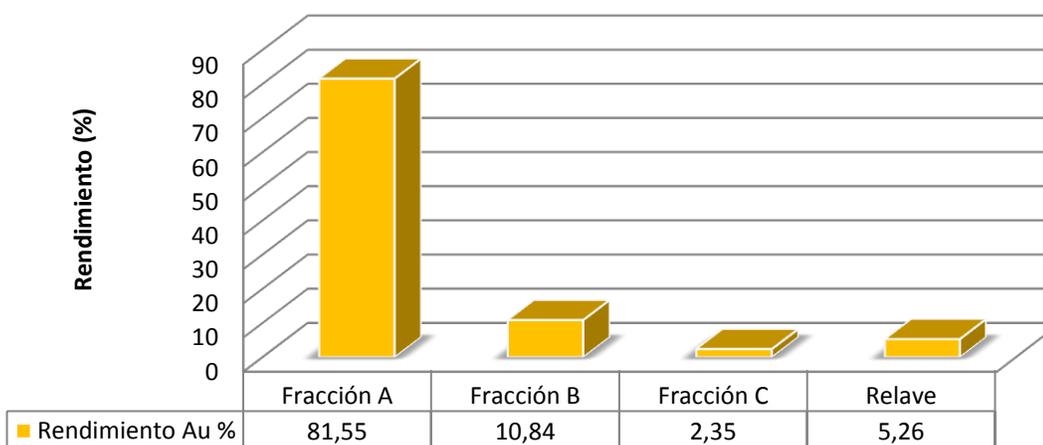


SEGUNDA ETAPA DE FLOTACIÓN – FLOTACIÓN (2)

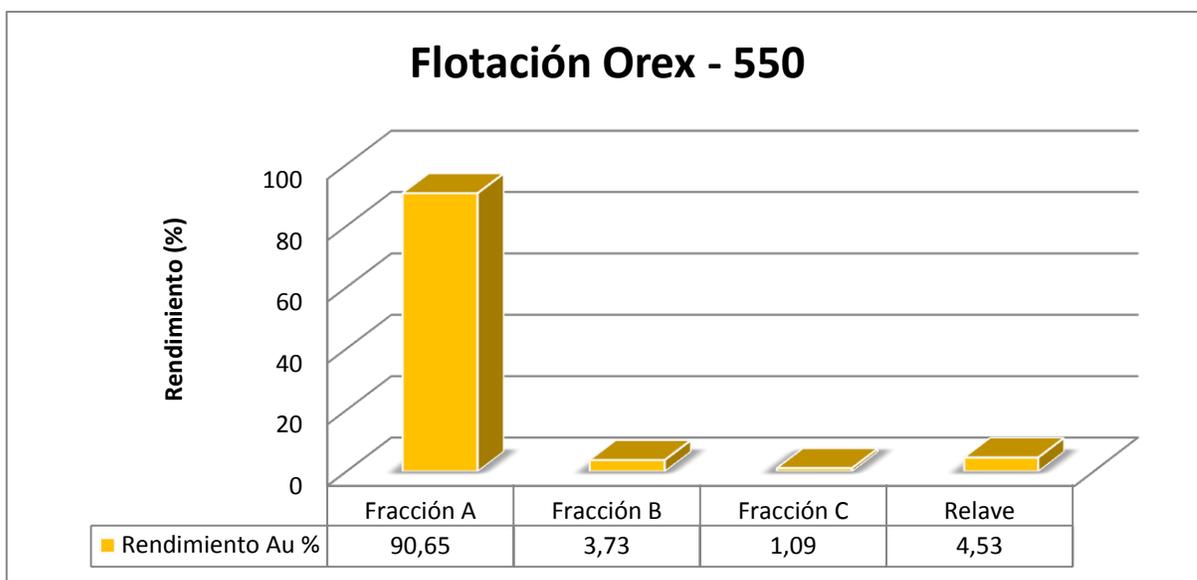
VARIABLES: pH 11,5 – D80 CONSTANTE - COLECTOR CONSTANTE

Operaciones	Peso (g)	mg Au	Ley Au	Rendimiento %
A	129,64	5,96	46	81,55
B	24,01	0,79	33	10,84
A+B	153,65	6,76	43,97	92,39
C	13,21	0,17	13	2,35
A+B+C	166,86	6,93	41,52	94,74
R	583,1	0,39	0,66	5,26
A+B+C+R	749,96	7,31	9,75	100

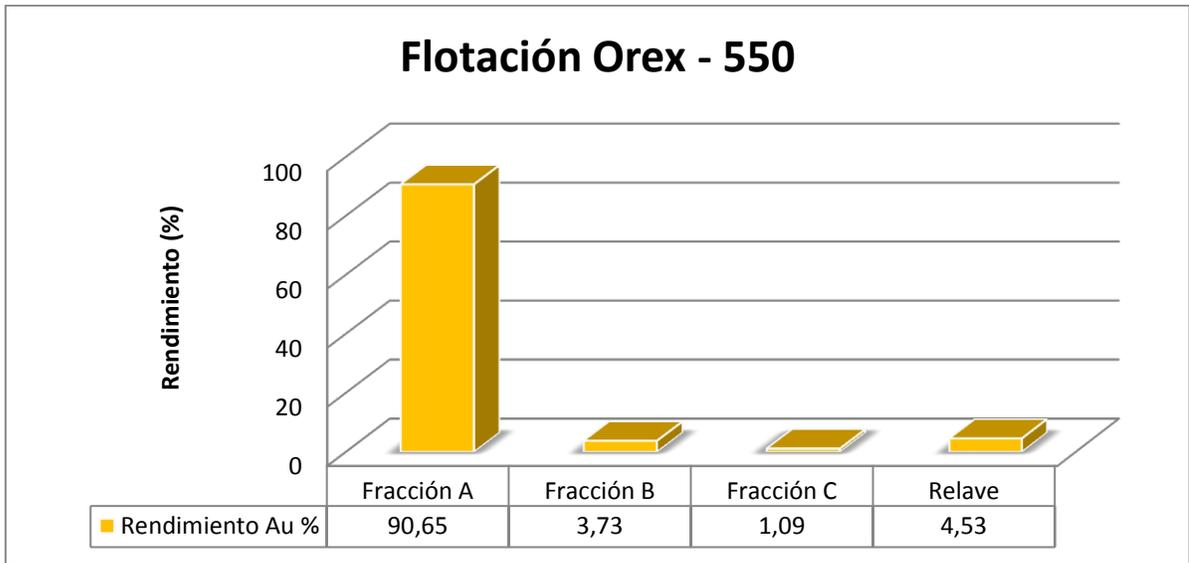
Flotación pH 11,5



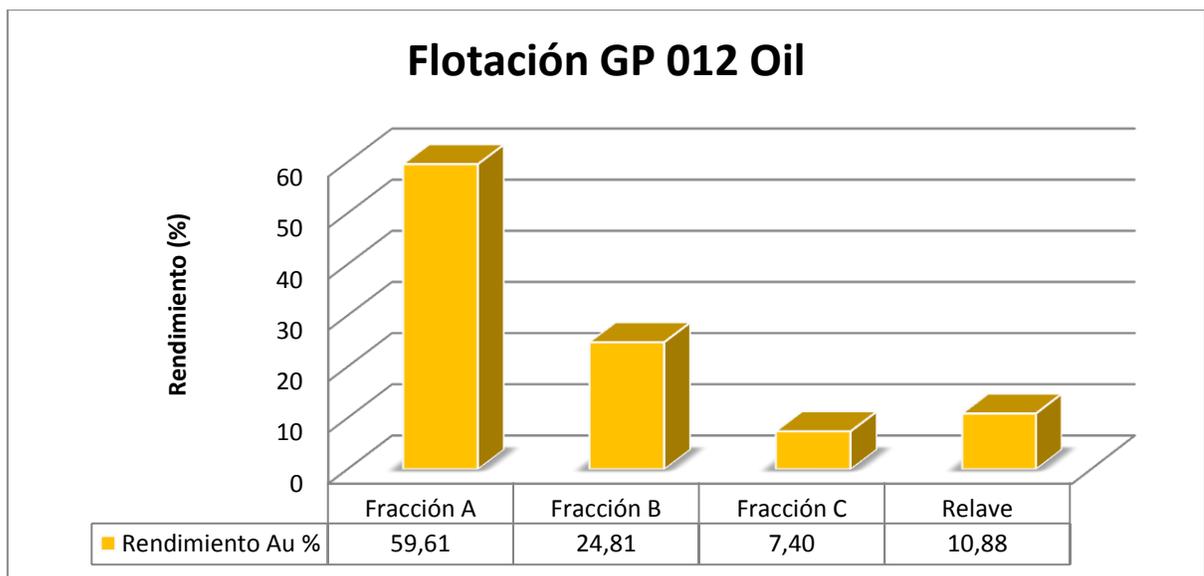
TERCERA ETAPA DE FLOTACIÓN – FLOTACIÓN (1)				
VARIABLES: COLECTOR OREX - pH CONSTANTE – D80 CONSTANTE				
Operaciones	Peso (g)	mg Au	Ley Au	Rendimiento %
A	154,28	5,86	38	89,43
B	12,61	0,35	28	5,39
A+B	166,89	6,22	37,24	94,82
C	12,4	0,11	9	1,70
A+B+C	179,29	6,33	35,29	96,52
R	570,63	0,23	0,4	3,48
A+B+C+R	749,92	6,56	8,74	100



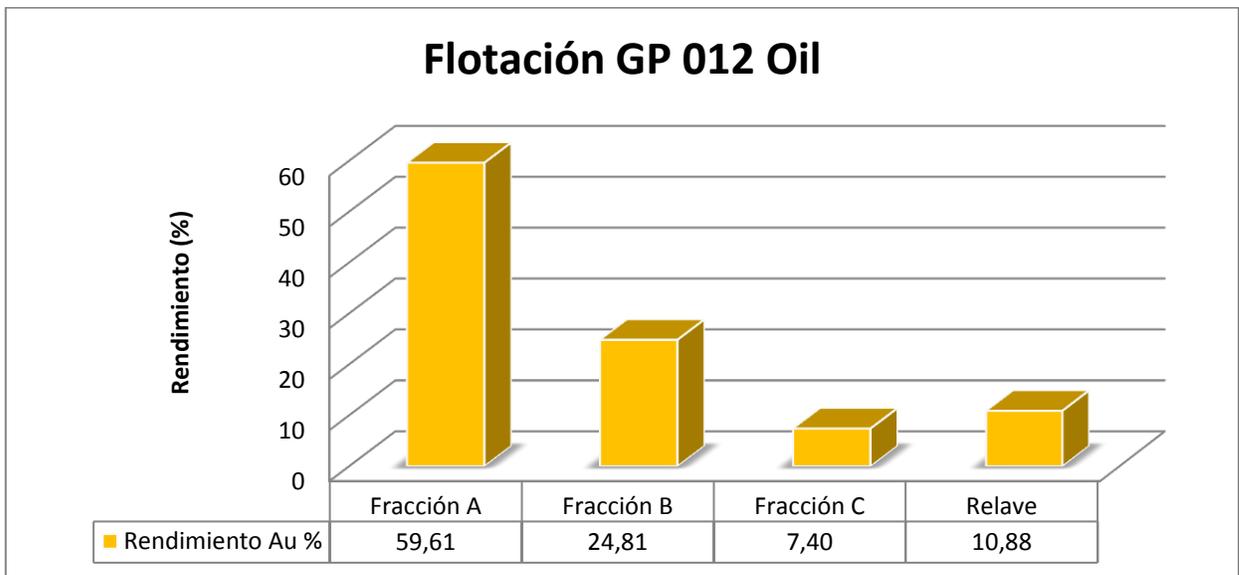
TERCERA ETAPA DE FLOTACIÓN – FLOTACIÓN (2)				
VARIABLES: COLECTOR OREX - pH CONSTANTE – D80 CONSTANTE				
Operaciones	Peso (g)	mg Au	Ley Au	Rendimiento %
A	157,98	5,69	36	90,65
B	14,61	0,23	16	3,73
A+B	172,59	5,92	34,31	94,38
C	7,58	0,07	9	1,09
A+B+C	180,17	5,99	33,24	95,47
R	568,89	0,28	0,5	4,53
A+B+C+R	749,06	6,27	8,38	100



TERCERA ETAPA DE FLOTACIÓN – FLOTACIÓN (1)				
VARIABLES: COLECTOR GP 012 - pH CONSTANTE – D80 CONSTANTE				
Operaciones	Peso (g)	mg Au	Ley Au	Rendimiento %
A	120,32	5,41	45	77,79
B	22,24	0,73	33	10,54
A+B	142,56	6,15	43,13	88,34
C	14,23	0,10	7	1,43
A+B+C	156,79	6,25	39,85	89,77
R	593,42	0,71	1,2	10,23
A+B+C+R	750,21	6,96	9,28	100



TERCERA ETAPA DE FLOTACIÓN – FLOTACIÓN (2)				
VARIABLES: COLECTOR GP 012 - pH CONSTANTE – D80 CONSTANTE				
Operaciones	Peso (g)	mg Au	Ley Au	Rendimiento %
A	86,84	3,734	43	56,91
B	44	1,628	37	24,81
A+B	130,84	5,362	40,982	81,72
C	24,27	0,485	20	7,40
A+B+C	155,11	5,848	37,699	89,12
R	594,82	0,714	1,2	10,88
A+B+C+R	749,93	6,561	8,749	100



ANEXO 8. RESULTADOS DEL ANÁLISIS DE FLUORESCENCIA DE RAYOS X DE LOS CONCENTRADOS Y RELAVES PERTENECIENTES A TODAS LAS FLOTACIONES.

1era Etapa D80: 87 µm	
Flotación 1 - Fracción A	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	10,9
SiO ₂	15,2
S	15,3
K ₂ O	2,58
CaO	0,698
TiO ₂	0,153
Cr ₂ O ₃	0,0677
MnO	2,27
Fe ₂ O ₃	13,2
Co ₃ O ₄	0,172
NiO	0,0958
CuO	1,93
ZnO	27
As ₂ O ₃	0,294
ZrO ₂	0,0733
Nb ₂ O ₅	0,0594
HfO ₂	0,0514
Ta ₂ O ₅	0,509
WO ₃	0,774
PbO	8,56

1era Etapa D80: 87 µm	
Flotación 1 - Fracción B	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	14,6
SiO ₂	31,8
P ₂ O ₅	0,522
S	12,7
K ₂ O	3,59
CaO	1
TiO ₂	0,185
Cr ₂ O ₃	0,132
MnO	3,11
Fe ₂ O ₃	16,1
Co ₃ O ₄	0,184
NiO	0,0605
CuO	1,3
ZnO	10
As ₂ O ₃	0,172
Rb	0,0047
MoO ₃	0,0264
SnO ₂	0,163
HfO ₂	0,0213
Ta ₂ O ₅	0,193
WO ₃	0,287
PbO	3,81

1era Etapa D80: 87 µm	
Flotación 1 - Fracción C	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	15,6
SiO ₂	37,4
S	12,2
K ₂ O	4,19
CaO	1,17
TiO ₂	0,247
V ₂ O ₅	0,0098
Cr ₂ O ₃	0,148
MnO	3,37
Fe ₂ O ₃	18,2
Co ₃ O ₄	0,197
NiO	0,0684
CuO	0,6
ZnO	3,76
As ₂ O ₃	0,166
Rb	0,0044
SnO ₂	0,195
Ta ₂ O ₅	0,114
WO ₃	0,0827
PbO	2,19

1era Etapa D80: 87 µm	
Flotación 1 - Relave	
Elemento	%
MgO	5,7
Al ₂ O ₃	16
SiO ₂	47
S	9,24
K ₂ O	3,86
CaO	0,803
TiO ₂	0,257
V ₂ O ₅	0,0159
Cr ₂ O ₃	0,0862
MnO	3,27
Fe ₂ O ₃	12,6
NiO	0,0499
CuO	0,0647
ZnO	0,181
As ₂ O ₃	0,106
Rb	0,008
SnO ₂	0,261
CeO ₂	0,137
PbO	0,316

1era Etapa D80: 87 µm	
Flotación 2 - Fracción A	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	9,63
SiO ₂	15,1
S	16,6
K ₂ O	2,43
CaO	0,655
TiO ₂	0,157
Cr ₂ O ₃	0,0763
MnO	2,32
Fe ₂ O ₃	14,9
Co ₃ O ₄	0,212
NiO	0,122
CuO	1,9
ZnO	25,6
As ₂ O ₃	0,289
Rb	0,0023
ZrO ₂	0,075
Nb ₂ O ₅	0,0745
HfO ₂	0,118
Ta ₂ O ₅	0,594
WO ₃	0,861
PbO	8,27

1era Etapa D80: 87 µm	
Flotación 2 - Fracción B	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	15,5
SiO ₂	37,1
S	12,8
K ₂ O	3,9
CaO	1,06
TiO ₂	0,241
V ₂ O ₅	0,007
Cr ₂ O ₃	0,13
MnO	3,06
Fe ₂ O ₃	17,8
Co ₃ O ₄	0,178
NiO	0,0691
CuO	0,567
ZnO	4,8
As ₂ O ₃	0,139
Rb	0,0042
SnO ₂	0,141
CeO ₂	0,156
HfO ₂	0,019
WO ₃	0,0979
PbO	2,13

1era Etapa D80: 87 µm	
Flotación 2 - Fracción C	
Elemento	%
MgO	2,86
Al2O3	15,7
SiO2	38,8
S	12,2
K2O	4,05
CaO	1,1
TiO2	0,247
V2O5	0,0115
Cr2O3	0,123
MnO	2,96
Fe2O3	18,9
NiO	0,0639
CuO	0,239
ZnO	1,35
As2O3	0,156
Rb	0,0041
SnO2	0,189
CeO2	0,186
PbO	0,932

1era Etapa D80: 87 µm	
Flotación 2 - Relave	
Elemento	%
Al2O3	15,1
SiO2	54,1
S	8,73
K2O	3,93
CaO	0,987
TiO2	0,235
V2O5	0,0155
Cr2O3	0,0802
MnO	3,51
Fe2O3	12,2
NiO	0,0284
CuO	0,0525
ZnO	0,191
As2O3	0,106
Rb	0,015
SnO2	0,284
CeO2	0,174
PbO	0,26

1era Etapa D80: 73 µm	
Flotación 1 - Fracción A	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	13,5
SiO ₂	29,2
S	12,8
K ₂ O	3,1
CaO	0,915
TiO ₂	0,183
Cr ₂ O ₃	0,0955
MnO	2,61
Fe ₂ O ₃	12,9
Co ₃ O ₄	0,127
NiO	0,0636
CuO	1,26
ZnO	16,7
As ₂ O ₃	0,108
ZrO ₂	0,0597
SnO ₂	0,0866
HfO ₂	0,0497
Ta ₂ O ₅	0,275
WO ₃	0,399
PbO	5,62

1era Etapa D80: 73 µm	
Flotación 1 - Fracción B	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	12,1
SiO ₂	21,9
P ₂ O ₅	0,573
S	14,8
K ₂ O	3,03
CaO	1,26
TiO ₂	0,16
Cr ₂ O ₃	0,125
MnO	2,89
Fe ₂ O ₃	15,4
Co ₃ O ₄	0,172
NiO	0,0896
CuO	1,43
ZnO	18,7
ZrO ₂	0,0743
SnO ₂	0,049
HfO ₂	0,0154
Ta ₂ O ₅	0,355
WO ₃	0,467
PbO	6,49

1era Etapa D80: 73 µm	
Flotación 1 - Fracción C	
Elemento	%
Al2O3	14,2
SiO2	28,5
S	13,7
K2O	3,47
CaO	1,28
TiO2	0,189
Cr2O3	0,143
MnO	3,23
Fe2O3	16,6
Co3O4	0,164
NiO	0,0778
CuO	0,913
ZnO	11,9
As2O3	0,0586
Rb	0,0039
MoO3	0,0217
SnO2	0,0587
Ta2O5	0,215
WO3	0,302
PbO	4,99

1era Etapa D80: 73 µm	
Flotación 1 - Relave	
Elemento	%
Al2O3	14,4
SiO2	53,8
S	9,09
K2O	3,95
CaO	0,886
TiO2	0,282
V2O5	0,0147
Cr2O3	0,0925
MnO	3,46
Fe2O3	12,8
NiO	0,0367
CuO	0,0662
ZnO	0,258
As2O3	0,12
Rb	0,0071
SnO2	0,245
CeO2	0,159
PbO	0,334

1era Etapa D80: 73 µm	
Flotación 2 - Fracción A	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	11,5
SiO ₂	19,5
S	15,4
K ₂ O	2,62
CaO	0,666
TiO ₂	0,133
Cr ₂ O ₃	0,0777
MnO	2,01
Fe ₂ O ₃	13,3
Co ₃ O ₄	0,143
NiO	0,0758
CuO	1,94
ZnO	23,7
ZrO ₂	0,0775
Nb ₂ O ₅	0,0464
HfO ₂	0,0169
Ta ₂ O ₅	0,407
WO ₃	0,59
PbO	7,85

1era Etapa D80: 73 µm	
Flotación 2 - Fracción B	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	15,2
SiO ₂	37,6
S	12
K ₂ O	3,98
CaO	1,16
TiO ₂	0,21
Cr ₂ O ₃	0,134
MnO	3,09
Fe ₂ O ₃	15,1
NiO	0,0663
CuO	0,532
ZnO	7,65
As ₂ O ₃	0,141
Rb	0,0042
ZrO ₂	0,0326
SnO ₂	0,202
CeO ₂	0,0857
Ta ₂ O ₅	0,109
WO ₃	0,16
PbO	2,49

1era Etapa D80: 73 µm	
Flotación 2 - Fracción C	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	16,1
SiO ₂	41,1
S	11,3
K ₂ O	4,24
CaO	1,27
TiO ₂	0,251
V ₂ O ₅	0,0063
Cr ₂ O ₃	0,141
MnO	3,26
Fe ₂ O ₃	15,9
NiO	0,0782
CuO	0,297
ZnO	3,82
As ₂ O ₃	0,14
Rb	0,0043
SnO ₂	0,189
CeO ₂	0,129
WO ₃	0,068
PbO	1,65

1era Etapa D80: 73 µm	
Flotación 2 - Relave	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	16,1
SiO ₂	52
P ₂ O ₅	0,417
S	8,95
K ₂ O	4,02
CaO	0,831
TiO ₂	0,309
V ₂ O ₅	0,0082
Cr ₂ O ₃	0,0873
MnO	3,27
Fe ₂ O ₃	12,9
NiO	0,0415
CuO	0,0545
ZnO	0,265
As ₂ O ₃	0,114
SnO ₂	0,235
HfO ₂	0,0224
PbO	0,392

1era Etapa D80: 61 µm	
Flotación 1 - Fracción A	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	10,3
SiO ₂	18,8
S	14,5
K ₂ O	2,71
CaO	0,656
TiO ₂	0,148
Cr ₂ O ₃	0,0803
MnO	2,28
Fe ₂ O ₃	13,2
Co ₃ O ₄	0,117
NiO	0,0914
CuO	1,63
ZnO	24,9
As ₂ O ₃	0,229
Rb	0,0029
SnO ₂	0,0741
HfO ₂	0,0783
Ta ₂ O ₅	0,427
WO ₃	0,516
PbO	9,34

1era Etapa D80: 61 µm	
Flotación 1 - Fracción B	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	14,7
SiO ₂	33,8
S	12,7
K ₂ O	3,81
CaO	1,13
TiO ₂	0,203
Cr ₂ O ₃	0,162
MnO	3,18
Fe ₂ O ₃	17
Co ₃ O ₄	0,132
NiO	0,0833
CuO	1,44
ZnO	8,2
As ₂ O ₃	0,184
Rb	0,0042
SnO ₂	0,176
CeO ₂	0,123
HfO ₂	0,0187
WO ₃	0,111
PbO	2,9

1era Etapa D80: 61 µm	
Flotación 1 - Fracción C	
Elemento	%
Al2O3	15,4
SiO2	42,8
S	11,1
K2O	4,17
CaO	1,27
TiO2	0,244
V2O5	0,0108
Cr2O3	0,168
MnO	3,39
Fe2O3	17,1
NiO	0,0706
CuO	0,535
ZnO	1,98
As2O3	0,175
Rb	0,0046
ZrO2	0,0191
SnO2	0,213
CeO2	0,165
PbO	1,23

1era Etapa D80: 61 µm	
Flotación 1 - Relave	
Elemento	%
Al2O3	15,2
SiO2	52,6
S	9,04
K2O	3,93
CaO	0,883
TiO2	0,261
V2O5	0,0149
Cr2O3	0,102
MnO	3,44
Fe2O3	13,4
NiO	0,0427
CuO	0,0719
ZnO	0,178
As2O3	0,132
Rb	0,0056
SnO2	0,284
HfO2	0,0227
PbO	0,362

1era Etapa D80: 61 µm	
Flotación 2 - Fracción A	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	10,3
SiO ₂	15,2
P ₂ O ₅	0,613
S	15,3
K ₂ O	2,41
CaO	0,964
Cr ₂ O ₃	0,0804
MnO	1,95
Fe ₂ O ₃	12,6
Co ₃ O ₄	0,161
NiO	0,145
CuO	2
ZnO	26,7
As ₂ O ₃	0,193
ZrO ₂	0,0764
Nb ₂ O ₅	0,0974
SnO ₂	0,0779
HfO ₂	0,141
Ta ₂ O ₅	0,56
WO ₃	0,643
PbO	9,7

1era Etapa D80: 61 µm	
Flotación 2 - Fracción B	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	13,9
SiO ₂	31,7
S	12,8
K ₂ O	3,34
CaO	1,39
TiO ₂	0,169
Cr ₂ O ₃	0,0976
MnO	2,59
Fe ₂ O ₃	13,2
NiO	0,0697
CuO	1,29
ZnO	14,5
As ₂ O ₃	0,069
ZrO ₂	0,0514
MoO ₃	0,0225
SnO ₂	0,129
HfO ₂	0,0294
Ta ₂ O ₅	0,162
WO ₃	0,249
PbO	4,21

1era Etapa D80: 61 µm	
Flotación 2 - Fracción C	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	14,7
SiO ₂	41,5
S	10,9
K ₂ O	3,93
CaO	1,39
TiO ₂	0,234
Cr ₂ O ₃	0,121
MnO	3,08
Fe ₂ O ₃	14,2
Co ₃ O ₄	0,108
NiO	0,0644
CuO	0,587
ZnO	6,64
As ₂ O ₃	0,126
ZrO ₂	0,0271
SnO ₂	0,118
CeO ₂	0,102
Ta ₂ O ₅	0,0881
WO ₃	0,0842
PbO	1,97

1era Etapa D80: 61 µm	
Flotación 2 - Relave	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	13,2
SiO ₂	55,1
S	9,41
K ₂ O	3,54
CaO	0,69
TiO ₂	0,2
Cr ₂ O ₃	0,11
MnO	3,24
Fe ₂ O ₃	13,2
CuO	0,06
ZnO	0,36
As ₂ O ₃	0,15
PbO	0,48

2da Etapa pH: 9,5	
Flotación 1 - Fracción A	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	8,64
SiO ₂	11,7
S	16,3
K ₂ O	2,33
CaO	0,67
TiO ₂	0,13
Cr ₂ O ₃	0,07
MnO	2,11
Fe ₂ O ₃	13,4
NiO	0,14
CuO	2,06
ZnO	29,7
As ₂ O ₃	0,26
ZrO ₂	0,1
Nb ₂ O ₅	0,08
SnO ₂	0,04
HfO ₂	0,16
Ta ₂ O ₅	0,3
WO ₃	0,26
PbO	11,5

2da Etapa pH: 9,5	
Flotación 1 - Fracción B	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	13,7
SiO ₂	32,9
S	13,7
K ₂ O	3,74
CaO	1,25
TiO ₂	0,2
Cr ₂ O ₃	0,15
MnO	3,14
Fe ₂ O ₃	16,9
NiO	0,08
CuO	1,49
ZnO	8,64
As ₂ O ₃	0,15
SnO ₂	0,29
HfO ₂	0,05
Ta ₂ O ₅	0,1
WO ₃	0,1
PbO	3,47

2da Etapa pH: 9,5	
Flotación 1 - Fracción C	
Elemento	%
Al2O3	16,2
SiO2	40,9
S	11,9
K2O	4,19
CaO	1,2
TiO2	0,25
Cr2O3	0,15
MnO	3,36
Fe2O3	17,8
NiO	0,07
CuO	0,53
ZnO	1,65
As2O3	0,15
SnO2	0,25
PbO	1,42

2da Etapa pH: 9,5	
Flotación 1 - Relave	
Elemento	%
MgO	3,27
Al2O3	15,1
SiO2	50
S	9,43
K2O	3,88
CaO	0,82
TiO2	0,29
Cr2O3	0,1
MnO	3,15
Fe2O3	12,9
NiO	0,03
ZnO	0,17
As2O3	0,11
Rb	0,01
SnO2	0,13
HfO2	0,02
PbO	0,32

2da Etapa pH: 9,5	
Flotación 2 - Fracción A	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	10,4
SiO ₂	15,6
S	15,1
K ₂ O	2,74
CaO	0,75
TiO ₂	0,15
Cr ₂ O ₃	0,08
MnO	2,17
Fe ₂ O ₃	12,7
Co ₃ O ₄	0,2
NiO	0,13
CuO	1,81
ZnO	26,9
As ₂ O ₃	0,28
Ta ₂ O ₅	0,7
WO ₃	1,06
PbO	9,13

2da Etapa pH: 9,5	
Flotación 2 - Fracción B	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	14,6
SiO ₂	32,9
S	12,5
K ₂ O	3,63
CaO	1,16
TiO ₂	0,22
Cr ₂ O ₃	0,13
MnO	2,98
Fe ₂ O ₃	14,6
Co ₃ O ₄	0,18
NiO	0,06
CuO	1,25
ZnO	11,3
As ₂ O ₃	0,14
ZrO ₂	0,02
Ta ₂ O ₅	0,26
WO ₃	0,41
PbO	3,57

2da Etapa pH: 9,5	
Flotación 2 - Fracción C	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	15,7
SiO ₂	38,5
P ₂ O ₅	0,52
S	11,2
K ₂ O	4,26
CaO	1,28
TiO ₂	0,24
Cr ₂ O ₃	0,15
MnO	3,39
Fe ₂ O ₃	17
NiO	0,07
CuO	0,76
ZnO	3,82
As ₂ O ₃	0,14
CeO ₂	0,16
WO ₃	0,09
PbO	2,36

2da Etapa pH: 9,5	
Flotación 2 - Relave	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	14,7
SiO ₂	53
P ₂ O ₅	0,47
S	9,4
K ₂ O	3,95
CaO	0,88
TiO ₂	0,3
Cr ₂ O ₃	0,09
MnO	3,18
Fe ₂ O ₃	13
Co ₃ O ₄	0,14
NiO	0,03
ZnO	0,17
As ₂ O ₃	0,12
Rb	0,01
SnO ₂	0,15
PbO	0,34

2da Etapa pH: 10,5	
Flotación 1 - Fracción A	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	13,5
SiO ₂	29,2
S	12,8
K ₂ O	3,1
CaO	0,915
TiO ₂	0,183
Cr ₂ O ₃	0,0955
MnO	2,61
Fe ₂ O ₃	12,9
Co ₃ O ₄	0,127
NiO	0,0636
CuO	1,26
ZnO	16,7
As ₂ O ₃	0,108
ZrO ₂	0,0597
SnO ₂	0,0866
HfO ₂	0,0497
Ta ₂ O ₅	0,275
WO ₃	0,399
PbO	5,62

2da Etapa pH: 10,5	
Flotación 1 - Fracción B	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	12,1
SiO ₂	21,9
P ₂ O ₅	0,573
S	14,8
K ₂ O	3,03
CaO	1,26
TiO ₂	0,16
Cr ₂ O ₃	0,125
MnO	2,89
Fe ₂ O ₃	15,4
Co ₃ O ₄	0,172
NiO	0,0896
CuO	1,43
ZnO	18,7
ZrO ₂	0,0743
SnO ₂	0,049
HfO ₂	0,0154
Ta ₂ O ₅	0,355
WO ₃	0,467
PbO	6,49

2da Etapa pH: 10,5	
Flotación 1 - Fracción C	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	14,2
SiO ₂	28,5
S	13,7
K ₂ O	3,47
CaO	1,28
TiO ₂	0,189
Cr ₂ O ₃	0,143
MnO	3,23
Fe ₂ O ₃	16,6
Co ₃ O ₄	0,164
NiO	0,0778
CuO	0,913
ZnO	11,9
As ₂ O ₃	0,0586
Rb	0,0039
MoO ₃	0,0217
SnO ₂	0,0587
Ta ₂ O ₅	0,215
WO ₃	0,302
PbO	4,99

2da Etapa pH: 10,5	
Flotación 1 - Relave	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	14,4
SiO ₂	53,8
S	9,09
K ₂ O	3,95
CaO	0,886
TiO ₂	0,282
V ₂ O ₅	0,0147
Cr ₂ O ₃	0,0925
MnO	3,46
Fe ₂ O ₃	12,8
NiO	0,0367
CuO	0,0662
ZnO	0,258
As ₂ O ₃	0,12
Rb	0,0071
SnO ₂	0,245
CeO ₂	0,159
PbO	0,334

2da Etapa pH: 10,5	
Flotación 2 - Fracción A	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	11,5
SiO ₂	19,5
S	15,4
K ₂ O	2,62
CaO	0,666
TiO ₂	0,133
Cr ₂ O ₃	0,0777
MnO	2,01
Fe ₂ O ₃	13,3
Co ₃ O ₄	0,143
NiO	0,0758
CuO	1,94
ZnO	23,7
ZrO ₂	0,0775
Nb ₂ O ₅	0,0464
HfO ₂	0,0169
Ta ₂ O ₅	0,407
WO ₃	0,59
PbO	7,85

2da Etapa pH: 10,5	
Flotación 2 - Fracción B	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	15,2
SiO ₂	37,6
S	12
K ₂ O	3,98
CaO	1,16
TiO ₂	0,21
Cr ₂ O ₃	0,134
MnO	3,09
Fe ₂ O ₃	15,1
NiO	0,0663
CuO	0,532
ZnO	7,65
As ₂ O ₃	0,141
Rb	0,0042
ZrO ₂	0,0326
SnO ₂	0,202
CeO ₂	0,0857
Ta ₂ O ₅	0,109
WO ₃	0,16
PbO	2,49

2da Etapa pH: 10,5	
Flotación 2 - Fracción C	
Elemento	%
Al2O3	16,1
SiO2	41,1
S	11,3
K2O	4,24
CaO	1,27
TiO2	0,251
V2O5	0,0063
Cr2O3	0,141
MnO	3,26
Fe2O3	15,9
NiO	0,0782
CuO	0,297
ZnO	3,82
As2O3	0,14
Rb	0,0043
SnO2	0,189
CeO2	0,129
WO3	0,068
PbO	1,65

2da Etapa pH: 10,5	
Flotación 2 - Relave	
Elemento	%
Al2O3	16,1
SiO2	52
P2O5	0,417
S	8,95
K2O	4,02
CaO	0,831
TiO2	0,309
V2O5	0,0082
Cr2O3	0,0873
MnO	3,27
Fe2O3	12,9
NiO	0,0415
CuO	0,0545
ZnO	0,265
As2O3	0,114
SnO2	0,235
HfO2	0,0224
PbO	0,392

2da Etapa pH: 11,5	
Flotación 1 - Fracción A	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	13,2
SiO ₂	22,8
S	11,9
K ₂ O	3,64
CaO	1,28
TiO ₂	0,18
Cr ₂ O ₃	0,09
MnO	2,66
Fe ₂ O ₃	13,6
Co ₃ O ₄	0,16
NiO	0,1
CuO	1,61
ZnO	19,1
Ta ₂ O ₅	0,47
WO ₃	0,67
PbO	8,44

2da Etapa pH: 11,5	
Flotación 1 - Fracción B	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	13,3
SiO ₂	23,7
P ₂ O ₅	0,39
S	13,2
K ₂ O	3,28
CaO	1,21
TiO ₂	0,17
Cr ₂ O ₃	0,09
MnO	2,34
Fe ₂ O ₃	12,7
Co ₃ O ₄	0,16
NiO	0,06
CuO	1,22
ZnO	21,8
Ta ₂ O ₅	0,47
WO ₃	0,67
PbO	8,44

2da Etapa pH: 11,5	
Flotación 1 - Fracción C	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	15,9
SiO ₂	34,4
S	10,7
K ₂ O	4,02
CaO	1,49
TiO ₂	0,22
Cr ₂ O ₃	0,14
MnO	3,03
Fe ₂ O ₃	14,1
Co ₃ O ₄	0,15
NiO	0,06
CuO	0,78
ZnO	10,5
As ₂ O ₃	0,14
ZrO ₂	0,03
CeO ₂	0,1
Ta ₂ O ₅	0,25
WO ₃	0,35
PbO	3,45

2da Etapa pH: 11,5	
Flotación 1 - Relave	
Elemento	%
MgO	4,03
Al ₂ O ₃	15
SiO ₂	48,8
S	9,25
K ₂ O	3,77
CaO	0,98
TiO ₂	0,28
Cr ₂ O ₃	0,09
MnO	3,35
Fe ₂ O ₃	12,9
Co ₃ O ₄	0,13
NiO	0,04
CuO	0,06
ZnO	0,27
As ₂ O ₃	0,12
Rb	0,01
SnO ₂	0,18
CeO ₂	0,17
PbO	0,49

2da Etapa pH: 11,5	
Flotación 2 - Fracción A	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	12,2
SiO ₂	20,6
S	13,8
K ₂ O	2,86
CaO	0,91
TiO ₂	0,15
Cr ₂ O ₃	0,09
MnO	2,31
Fe ₂ O ₃	12,6
Co ₃ O ₄	0,17
NiO	0,1
CuO	1,61
ZnO	23,2
ZrO ₂	0,06
Ta ₂ O ₅	0,5
WO ₃	0,76
PbO	7,54

2da Etapa pH: 11,5	
Flotación 2 - Fracción B	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	15,7
SiO ₂	37,1
S	11
K ₂ O	4,17
CaO	1,6
TiO ₂	0,23
Cr ₂ O ₃	0,15
MnO	3,41
Fe ₂ O ₃	15,7
Co ₃ O ₄	0,17
NiO	0,07
CuO	0,97
ZnO	6,2
As ₂ O ₃	0,16
ZrO ₂	0,02
SnO ₂	0,13
Ta ₂ O ₅	0,16
WO ₃	0,17
PbO	2,79

2da Etapa pH: 11,5	
Flotación 2 - Fracción C	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	16,8
SiO ₂	42
S	10
K ₂ O	4,43
CaO	1,72
TiO ₂	0,25
Cr ₂ O ₃	0,17
MnO	3,48
Fe ₂ O ₃	16,3
Co ₃ O ₄	0,15
NiO	0,05
CuO	0,48
ZnO	1,65
As ₂ O ₃	0,18
SnO ₂	0,19
CeO ₂	0,15
PbO	1,95

2da Etapa pH: 11,5	
Flotación 2 - Relave	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	14,5
SiO ₂	53,6
S	9,13
K ₂ O	3,96
CaO	0,96
TiO ₂	0,28
V ₂ O ₅	0,01
Cr ₂ O ₃	0,09
MnO	3,5
Fe ₂ O ₃	13
Co ₃ O ₄	0,13
NiO	0,03
CuO	0,06
ZnO	0,14
As ₂ O ₃	0,12
Rb	0,01
SnO ₂	0,14
HfO ₂	0,02
PbO	0,35

3era Etapa Colector: OREX - 550	
Flotación 1 - Fracción A	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	13,5
SiO ₂	29,2
S	12,8
K ₂ O	3,1
CaO	0,915
TiO ₂	0,183
Cr ₂ O ₃	0,0955
MnO	2,61
Fe ₂ O ₃	12,9
Co ₃ O ₄	0,127
NiO	0,0636
CuO	1,26
ZnO	16,7
As ₂ O ₃	0,108
ZrO ₂	0,0597
SnO ₂	0,0866
HfO ₂	0,0497
Ta ₂ O ₅	0,275
WO ₃	0,399
PbO	5,62

3era Etapa Colector: OREX - 550	
Flotación 1 - Fracción B	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	12,1
SiO ₂	21,9
P ₂ O ₅	0,573
S	14,8
K ₂ O	3,03
CaO	1,26
TiO ₂	0,16
Cr ₂ O ₃	0,125
MnO	2,89
Fe ₂ O ₃	15,4
Co ₃ O ₄	0,172
NiO	0,0896
CuO	1,43
ZnO	18,7
ZrO ₂	0,0743
SnO ₂	0,049
HfO ₂	0,0154
Ta ₂ O ₅	0,355
WO ₃	0,467
PbO	6,49

3era Etapa Colector: OREX - 550	
Flotación 1 - Fracción C	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	14,2
SiO ₂	28,5
S	13,7
K ₂ O	3,47
CaO	1,28
TiO ₂	0,189
Cr ₂ O ₃	0,143
MnO	3,23
Fe ₂ O ₃	16,6
Co ₃ O ₄	0,164
NiO	0,0778
CuO	0,913
ZnO	11,9
As ₂ O ₃	0,0586
Rb	0,0039
MoO ₃	0,0217
SnO ₂	0,0587
Ta ₂ O ₅	0,215
WO ₃	0,302
PbO	4,99

3era Etapa Colector: OREX - 550	
Flotación 1 - Relave	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	14,4
SiO ₂	53,8
S	9,09
K ₂ O	3,95
CaO	0,886
TiO ₂	0,282
V ₂ O ₅	0,0147
Cr ₂ O ₃	0,0925
MnO	3,46
Fe ₂ O ₃	12,8
NiO	0,0367
CuO	0,0662
ZnO	0,258
As ₂ O ₃	0,12
Rb	0,0071
SnO ₂	0,245
CeO ₂	0,159
PbO	0,334

3era Etapa Colector: OREX - 550	
Flotación 2 - Fracción A	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	11,5
SiO ₂	19,5
S	15,4
K ₂ O	2,62
CaO	0,666
TiO ₂	0,133
Cr ₂ O ₃	0,0777
MnO	2,01
Fe ₂ O ₃	13,3
Co ₃ O ₄	0,143
NiO	0,0758
CuO	1,94
ZnO	23,7
ZrO ₂	0,0775
Nb ₂ O ₅	0,0464
HfO ₂	0,0169
Ta ₂ O ₅	0,407
WO ₃	0,59
PbO	7,85

3era Etapa Colector: OREX - 550	
Flotación 2 - Fracción B	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	15,2
SiO ₂	37,6
S	12
K ₂ O	3,98
CaO	1,16
TiO ₂	0,21
Cr ₂ O ₃	0,134
MnO	3,09
Fe ₂ O ₃	15,1
NiO	0,0663
CuO	0,532
ZnO	7,65
As ₂ O ₃	0,141
Rb	0,0042
ZrO ₂	0,0326
SnO ₂	0,202
CeO ₂	0,0857
Ta ₂ O ₅	0,109
WO ₃	0,16
PbO	2,49

3era Etapa Colector: OREX - 550	
Flotación 2 - Fracción C	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	16,1
SiO ₂	41,1
S	11,3
K ₂ O	4,24
CaO	1,27
TiO ₂	0,251
V ₂ O ₅	0,0063
Cr ₂ O ₃	0,141
MnO	3,26
Fe ₂ O ₃	15,9
NiO	0,0782
CuO	0,297
ZnO	3,82
As ₂ O ₃	0,14
Rb	0,0043
SnO ₂	0,189
CeO ₂	0,129
WO ₃	0,068
PbO	1,65

3era Etapa Colector: OREX - 550	
Flotación 2 - Relave	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	16,1
SiO ₂	52
P ₂ O ₅	0,417
S	8,95
K ₂ O	4,02
CaO	0,831
TiO ₂	0,309
V ₂ O ₅	0,0082
Cr ₂ O ₃	0,0873
MnO	3,27
Fe ₂ O ₃	12,9
NiO	0,0415
CuO	0,0545
ZnO	0,265
As ₂ O ₃	0,114
SnO ₂	0,235
HfO ₂	0,0224
PbO	0,392

3era Etapa Colector: GP 012 Oil	
Flotación 1 - Fracción A	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	11,9
SiO ₂	21,2
S	14
K ₂ O	2,82
CaO	0,79
TiO ₂	0,14
Cr ₂ O ₃	0,08
MnO	2,25
Fe ₂ O ₃	12,5
Co ₃ O ₄	0,17
NiO	0,1
CuO	1,66
ZnO	23,4
ZrO ₂	0,07
SnO ₂	0,03
Ta ₂ O ₅	0,48
WO ₃	0,72
PbO	7,65

3era Etapa Colector: GP 012 Oil	
Flotación 1 - Fracción B	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	15,3
SiO ₂	32,6
S	12,3
K ₂ O	3,74
CaO	1,19
TiO ₂	0,21
Cr ₂ O ₃	0,13
MnO	2,99
Fe ₂ O ₃	14,7
Co ₃ O ₄	0,16
NiO	0,08
CuO	1,19
ZnO	11
As ₂ O ₃	0,13
CeO ₂	0,09
Ta ₂ O ₅	0,23
WO ₃	0,31
PbO	3,61

3era Etapa Colector: GP 012 Oil	
Flotación 1 - Fracción C	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	16,7
SiO ₂	41,8
S	9,99
K ₂ O	4,34
CaO	1,35
TiO ₂	0,25
Cr ₂ O ₃	0,15
MnO	3,4
Fe ₂ O ₃	15
Co ₃ O ₄	0,14
NiO	0,06
CuO	0,53
ZnO	3,85
As ₂ O ₃	0,13
SnO ₂	0,19
CeO ₂	0,16
WO ₃	0,09
PbO	1,78

3era Etapa Colector: GP 012 Oil	
Flotación 1 - Relave	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	14,7
SiO ₂	52,5
S	9,72
K ₂ O	4,02
CaO	0,97
TiO ₂	0,24
V ₂ O ₅	0,01
Cr ₂ O ₃	0,09
MnO	3,39
Fe ₂ O ₃	13,2
Co ₃ O ₄	0,13
NiO	0,03
CuO	0,07
ZnO	0,22
As ₂ O ₃	0,12
Rb	0,01
SnO ₂	0,17
PbO	0,37

3era Etapa Colector: GP 012 Oil	
Flotación 2 - Fracción A	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	10,2
SiO ₂	15,5
S	16,1
K ₂ O	2,29
CaO	0,81
TiO ₂	0,13
Cr ₂ O ₃	0,06
MnO	1,94
Fe ₂ O ₃	12,3
Co ₃ O ₄	0,14
NiO	0,09
CuO	1,95
ZnO	28,2
As ₂ O ₃	0,28
Ta ₂ O ₅	0,49
WO ₃	0,75
PbO	8,6

3era Etapa Colector: GP 012 Oil	
Flotación 2 - Fracción B	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	13,6
SiO ₂	30
S	13,2
K ₂ O	3,46
CaO	1,2
TiO ₂	0,18
Cr ₂ O ₃	0,1
MnO	2,73
Fe ₂ O ₃	14,2
Co ₃ O ₄	0,12
NiO	0,06
CuO	1,4
ZnO	13,9
As ₂ O ₃	0,06
ZrO ₂	0,06
Ta ₂ O ₅	0,25
WO ₃	0,31
PbO	5,03

3era Etapa Colector: GP 012 Oil	
Flotación 2 - Fracción C	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	16,6
SiO ₂	41,7
S	10,5
K ₂ O	4,26
CaO	1,53
TiO ₂	0,24
Cr ₂ O ₃	0,14
MnO	3,29
Fe ₂ O ₃	15
Co ₃ O ₄	0,14
NiO	0,07
CuO	0,54
ZnO	3,83
As ₂ O ₃	0,13
SnO ₂	0,19
WO ₃	0,08
PbO	1,81

3era Etapa Colector: GP 012 Oil	
Flotación 2 - Relave	
Elemento	%
Al ₂ O ₃	14,9
SiO ₂	53,7
S	9,01
K ₂ O	3,97
CaO	1,02
TiO ₂	0,26
V ₂ O ₅	0,01
Cr ₂ O ₃	0,09
MnO	3,48
Fe ₂ O ₃	12,6
NiO	0,04
CuO	0,06
ZnO	0,26
As ₂ O ₃	0,13
Rb	0,01
SnO ₂	0,13
PbO	0,4