

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

Evaluación de los métodos de beneficio mineral utilizados para la obtención de oro de las menas contenidas en la veta Margarita, yacimiento aurífero Sacachispas

PROYECTO DE TITULACIÓN

Previo la obtención del Título de:

**Magister En Minas Mención Mineralurgia y Metalurgia
Extractiva**

Presentado por:

Andrés Leonardo Cáceres León

GUAYAQUIL - ECUADOR

Año: 2023

DEDICATORIA

Dedicado a mi familia, a mi esposa Marina y mis hijos Andrés Joaquín, Juan Andrés y Nicolás por darme su ánimo, apoyo y sacrificio incondicional; a mis padres Georgina y Juan, y a mi abuela Esmeralda que siempre vivirán en mi corazón.

AGRADECIMIENTOS

Mi sincero agradecimiento a la Compañía minera Bursal S.A., por su apoyo para la consecución del presente proyecto; a la Empresa minera Somilor S.A. por las facilidades y la colaboración prestadas durante la ejecución de trabajos en sus instalaciones, en especial dentro de su planta de beneficio y laboratorio metalúrgico. A la Escuela Superior Politécnica del Litoral ESPOL, por la oportunidad brindada de cursar tan importante programa de postgrado.

DECLARACIÓN EXPRESA

“Los derechos de titularidad y explotación, me corresponde conforme al reglamento de propiedad intelectual de la institución; *Andrés Leonardo Cáceres León* y doy mi consentimiento para que la ESPOl realice la comunicación pública de la obra por cualquier medio con el fin de promover la consulta, difusión y uso público de la producción intelectual”

Andrés Leonardo
Cáceres León

EVALUADORES

PhD. Mauricio Cornejo

TUTOR

MSc. María Fernanda Ramírez

EVALUADOR

MSc. Kenny Escobar Segovia

EVALUADOR

RESUMEN

La caracterización física, química y mineralógica de la mena tiene como propósito principal determinar los mejores métodos de beneficio mineral para lograr una recuperación óptima de oro. El objetivo de esta investigación es evaluar los métodos de beneficio mineral utilizados para la obtención de oro contenido en el material de mena de la veta Margarita a través de métodos gráficos, numéricos y analíticos. La metodología empleada está conformada por tres fases. En la primera fase se reconocieron las propiedades físicas y químicas de la mena, posteriormente se tomaron las muestras en los diferentes procesos mineralúrgicos. En una tercera fase, se analizaron las muestras recolectadas a través de valoraciones de Oro (Au) obtenidos en los métodos analíticos como Gates-Gaudin-Schuhmann, Rosin Rammler, Análisis petrográficos y calcográficos, Ensayos Gravimétricos, Fluorescencia de rayos x (XRF), Absorción atómica y Ensayos al fuego para así evaluar correctamente cada uno de los procesos.

A partir del estudio realizado a la mena de la veta Margarita se determinó que los procesos mineralúrgicos de concentración mineral gravimétrica y de flotación poseen una eficiencia de 85.37 % y 86.00 % respectivamente; es importante recalcar que por cuestiones de privacidad y confidencialidad de la planta no se pudo obtener la eficiencia del proceso de lixiviación.

Palabras Clave: Evaluación, Mena, Caracterización física, Caracterización química, Caracterización mineralógica, Procesos mineralúrgicos.

ABSTRACT

The physical, chemical, and mineralogical characterization of ore is primarily intended to determine the best mineral processing methods to achieve optimal gold recovery. The purpose of this research is to evaluate the mineral processing methods used to obtain the gold contained in the ore material from the Margarita Lode through graphical, numerical, and analytical methods. The methodology used consists of three phases. In the first phase, the physical and chemical properties of the ore were recognized, and then samples were taken from the different mineral processing. In a third phase, the collected samples were analyzed through Gold (Au) valuations obtained from analytical methods such as Gates-Gaudin-Schuhmann, Rosin Rammler, petrographic and calcographic analysis, gravimetric tests, X-ray fluorescence (XRF), atomic absorption, and fire tests to properly evaluate each process.

Based on the study conducted on the ore from the Margarita Lode, it was determined that the mineral processing processes of gravimetric mineral concentration and flotation have an efficiency of 85.37 % and 86.00 % respectively; it is important to note that due to privacy and confidentiality issues of the plant, it was not possible to obtain the efficiency of the leaching process.

Keywords: Evaluate, Ore, Physical characterization, Chemical characterization, mineralogical characterization, Mineral Processing.

ÍNDICE GENERAL

CAPÍTULO 1	1
1. Introducción	1
1.1 Descripción del problema	1
1.2 Justificación del problema.....	1
1.3 Objetivos.....	2
1.3.1 Objetivo General.....	2
1.3.2 Objetivos Específicos	2
1.4 Marco teórico	2
1.4.1 Geología regional	2
1.4.2 Geología local	4
1.4.3 El proceso metalúrgico – Métodos de beneficio mineral	5
1.4.4 Técnicas de caracterización mineral.....	22
1.4.5 “Mineral Processing Technology”	23
1.4.6 Optimización de una operación minera (geometalurgia) – caso de estudio Minereicis S.A.	24
1.4.7 Validación del método para la determinación de oro por ensayo al fuego combinado con espectrometría de absorción atómica en muestras geológicas mineras metalúrgicas.	25
1.4.8 Equipos de trituración y clasificación. - Tecnología, Diseño y Aplicación. Leyes de la distribución granulométrica.....	27
1.4.9 Una revisión de la flotación de oro nativo y electrum	27
1.4.10 Estudio de hidrofobicidad del oro nativo.	28
CAPÍTULO 2	30
2. Metodología.....	30
2.1 Fase 1.....	30
2.2 Fase 2.....	31
2.2.1 Etapas de Molienda.....	31
2.2.2 Método de Concentración por Flotación	32
2.2.3 Método de Concentración por lixiviación	32
2.3 Fase 3.....	33
2.3.1 Ensayos granulométricos de la concentración de oro en molinos de rueda .	33
2.3.2 Ensayo al fuego.....	34
2.3.3 Espectroscopía de Absorción Atómica (AAS)	35
CAPÍTULO 3	37
3. Resultados Y Análisis	37

3.1	Propiedades físicas y químicas.....	37
3.1.1	Descripción calcográfica e interpretación	37
3.1.2	Resultados de análisis de Fluorescencia de rayos x (XRF).	45
3.2	Resultados de ensayos a muestras tomadas en fase de Molienda.	46
3.2.1	Ensayos Granulométricos en Molienda.	46
3.2.2	Resultados M-001	47
3.2.3	Resultados M-002	50
3.2.4	Resultados M-003	53
3.3	Resultados de ensayos a muestras tomadas en fase de Flotación.	55
3.3.1	Ensayos Granulométricos en Alimentación y Colas de Flotación.....	55
3.3.2	Resultados CAF001	57
3.3.3	Resultados CAF002	59
3.3.4	Resultados CAF003	61
3.3.5	Resultados COF001	63
3.3.6	Resultados COF002	65
3.3.7	Resultados COF003.....	67
3.4	Resultados de los procedimientos mineralúrgicos en planta para contraste de información.....	68
3.5	Consideraciones del proceso de lixiviación.....	69
CAPÍTULO 4		70
4.	Conclusiones Y Recomendaciones	70
	Conclusiones	70
	Recomendaciones.....	71
BIBLIOGRAFÍA		73
APÉNDICES		78

ABREVIATURAS

ESPOL	Escuela Superior Politécnica de Litoral
BCE	Banco Central del Ecuador
PIB	Producto Interno Bruto
MAPE	Minería Artesanal y de Pequeña Minería
MIBC	Metil Isobutil Carbinol
GGG	Gates – Gaudin – Schumann
LD	Límite de Detección
LC	Límite de Cuantificación
IIGE	Instituto de Investigación Geológico y Energético
ASTM	American Society for Testing and Materials
SEM	Scanning Electron Microscope
MBT	Mercaptobenzotiazol
TC	Tionocarbamato
DTP	Ditiofosfato
RR	Rosin Rammler

SIMBOLOGÍA

km	Kilómetros
Ma	Millones de años
K	Potasio
Ar	Argón
U	Uranio
Pb	Plomo
Sm	Samario
Nd	Neodimio
t	Toneladas
kW	Kilowatts
in.	Pulgadas
hp	Horsepower
ft	Pies
m	Metros
µm	Micrómetro
kg	Kilogramo
RPM	Revoluciones por minuto
V	Voltio
L	Litro
cm	Centímetro
Au	Oro
Cu	Cobre
Hg	Plata
Ni	Níquel
Fe	Hierro
g	Gramos
pH	Potencial de hidrógeno
°C	Grados centígrados
mg	Miligramos

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Dominios Litológicos del sur del Ecuador [Pilatasig et al., 2005]	3
Figura 1.2 Forma tridimensional de un dúplex extensional [Woodcock, 1986].....	5
Figura 1.3 Esquema de preparación de la mena. [Autor].....	7
Figura 1.4 Flujograma de procesos de planta de beneficio [Autor].	9
Figura 1.5 Modelo de molino chileno [Autor]	11
Figura 1.6 Zonas generadas en el interior de espesadores [Muñoz, 2018].....	14
Figura 1.7 Espesador Convencional [Gómez, 2012]	15
Figura 1.8 Tanque acondicionador Denver. [Wills et al., 2006].....	17
Figura 1.9 Celdas de flotación tipo Denver [Wills et al., 2006].	19
Figura 1.10 Tanque de lixiviación [Autor].....	20
Figura 1.11 Sistema ternario Oro-plata-cobre. [Allan & Woodcock, 2001]	27
Figura 2.1 Metodología empleada [Autor].....	30
Figura 3.1 Muestra GM-01 sección pulida (luz reflejada) [Autor]	38
Figura 3.2 Muestra GM-01 sección pulida (luz transmitida) [Autor].....	40
Figura 3.3 Micrografías de la sección pulida de la muestra GM-02 (Luz reflejada) [Autor]	42
Figura 3.4 Micrografías de la sección pulida de la muestra GM-02 (Luz transmitida) [Autor]	44
Figura 3.5 Comparativa F20 pasante de oro por los diferentes metodos utilizados en la muestra M-001. [Autor].....	48
Figura 3.6 Comparativa F20 pasante de oro por los diferentes métodos utilizados en la muestra M-002. [Autor].....	51
Figura 3.7 Comparativa F20 pasante de oro por los diferentes métodos utilizados en la muestra M-002. [Autor].....	54
Figura 3.8 Curvas Granulométricas CAF001 Experimental y Ajustada por RR y GGS .	57
Figura 3.9 Curvas Granulométricas CAF002 Experimental y Ajustada por RR y GGS .	59
Figura 3.10 Curvas Granulométricas CAF003 Experimental y Ajustada por RR y GGS	61
Figura 3.11 Curvas Granulométricas COF001 Experimental y Ajustada por RR y GGS	63

Figura 3.12 Curvas Granulométricas COF002 Experimental y Ajustada por RR y GGS	65
Figura 3.13 Curvas Granulométricas COF003 Experimental y Ajustada por RR y GGS	67
Figura 4.1 Clasificación y Conminución mineral en superficie. [Autor].....	78
Figura 4.2 Motorización y sistema de transmisión y alimentación manual de molinos [Autor]	80
Figura 4.3 Molino de ruedas, trapicheros o chilenos. [Autor]	80
Figura 4.4 Procesos gravimétricos [Autor].....	81
Figura 4.5 Implementos y equipos para ensayos granulométricos. [Autor].....	83
Figura 4.6 Proceso de tamizaje de muestra M-001. [Autor].....	83
Figura 4.7 Procedimiento ensayo granulométrico. [Autor]	84
Figura 4.8 Proceso ensayo granulométrico. [Autor].....	84
Figura 4.9 Proceso ensayo granulométrico. [Autor].....	84

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1 Unidades Litológicas del dominio Amotape-Tahuín [Pilatasig et al., 2005]	4
Tabla 1.2 Reactivos utilizados en la fase de flotación. [Autor]	18
Tabla 1.3 Resultados de parámetros utilizados. [Buitrón et al., 2021]	26
Tabla 1.4 Resultados de flotación [Oswaldo et al., 2012]	29
Tabla 2.1 Codificación de muestras según procesos y análisis de aplicación [Autor] ...	33
Tabla 2.2 Listado de tamices usados en ensayo granulométrico [Autor].	34
Tabla 3.1 Paragénesis propuesta para de la sección pulida de la muestra GM-01 [Autor]	38
Tabla 3.2 Resultados de análisis XRF para oro (Au), plata (Ag), cobre (Cu), Zinc (Zn) y níquel (Ni). [Autor]	45
Tabla 3.3 Resultados de análisis XRF para otros elementos, medidos en porcentaje de contenido en muestras GM-01 y GM02 [Autor].....	45
Tabla 3.4 Peso de las muestras usadas para los ensayos granulométricos en molienda [Autor].	46
Tabla 3.5 Fracciones retenidas según tamiz para las muestras de molienda [Autor]....	46
Tabla 3.6 Análisis granulométrico de Au para fracciones de muestra M-001 de materiales gruesos mediante el método Experimental [Autor]	47
Tabla 3.7 Estimación M001 de F20 pasante experimental, ajustado por RR y GGS [Autor]	47
Tabla 3.8 Porcentaje M001 de Au retenido \varnothing 250 μ m - Malla #60 [Autor].....	47
Tabla 3.9 Análisis granulométrico de Au para fracciones de muestra M-002 de materiales gruesos mediante el método Experimental por Interpolación lineal, y ajustado por Rosin Rammler y Gates Gaudin Schuhmann [Autor].....	50
Tabla 3.10 Porcentaje M002 de Au retenido \varnothing 250 μ m - Malla #60.	50
Tabla 3.11 Estimación M002 de F20 pasante experimental, ajustado por RR y GGS. .	50
Tabla 3.12 Análisis granulométrico de Au para fracciones de muestra M-003 de materiales gruesos mediante el método Experimental por Interpolación lineal, y ajustado por Rosin Rammler y Gates Gaudin Schuhmann [Autor].....	53
Tabla 3.13 M003 % de Au retenido por 60 mesh ASTM (250 μ m).....	53
Tabla 3.14 Estimación M003 de d20 pasante experimental y ajustado por RR y GGS.	53
Tabla 3.15 Peso de las muestras usadas para los ensayos granulométricos en flotación [Autor].	55

Tabla 3.16 Fracciones retenidas según tamiz para las muestras de flotación [Autor].	56
Tabla 3.17 Análisis granulométrico de Au para fracciones de muestra CAF001 de alimentación de flotación mediante el método experimental de Interpolación lineal, y ajustado por Rosin Rammler (RR) y Gates – Gaudin – Schuhmann (GGS). [Autor].	57
Tabla 3.18 Estimación CAF001 de F80 pasante experimental y ajustado	57
Tabla 3.19 Análisis granulométrico de Au para fracciones de muestra CAF002 de alimentación de flotación mediante el método experimental de Interpolación lineal y ajustado por Rosin Rammler (RR) y Gates – Gaudin – Schuhmann (GGS) [Autor].	59
Tabla 3.20 Estimación CAF002 de F80 pasante experimental y ajustado	59
Tabla 3.21 Análisis granulométrico de Au para fracciones de muestra CAF003 de alimentación de flotación mediante el método experimental de Interpolación lineal y ajustado por Rosin Rammler (RR) y Gates – Gaudin – Schuhmann (GGS) [Autor].	61
Tabla 3.22 Estimación CAF003 de F80 pasante experimental y ajustado	61
Tabla 3.23 Análisis granulométrico de Au para fracciones de muestra COF001 de colas de flotación mediante el método Experimental de Interpolación lineal y ajustado por Rosin Rammler (RR) y Gates – Gaudin – Schuhmann (GGS) [Autor].	63
Tabla 3.24 Estimación COF001 de F80 pasante experimental y ajustado	63
Tabla 3.25 Análisis granulométrico de Au para fracciones de muestra COF002 de colas de flotación mediante el método Experimental de Interpolación lineal y ajustado por Rosin Rammler (RR) y Gates – Gaudin – Schuhmann (GGS). [Autor]	65
Tabla 3.26 Estimación COF002 de F80 pasante experimental y ajustado	65
Tabla 3.27 Análisis granulométrico de Au para fracciones de muestra COF003 de colas de flotación mediante el método Experimental de Interpolación lineal y ajustado por Rosin Rammler (RR) y Gates – Gaudin – Schuhmann (GGS). [Autor]	67
Tabla 3.28 Estimación COF003 de F80 pasante experimental y ajustado	67
Tabla 3.29 Resultados de concentración del proceso mineralúrgico en planta [Autor]	68
Tabla 3.30 Resultados de lixiviación del proceso mineralúrgico en planta	69
Tabla 4.1 Elementos de la clasificación y conminación del mineral [Autor].	79
Tabla 4.2 Procedimiento Ensayo al fuego + Absorción atómica de llama (AAS) [Autor].	82
Tabla 4.3 Equipos de preparación de pulpa previos a flotación [Autor].	85
Tabla 4.4 Procesos de preparación de pulpa previos a flotación [Autor].	86

CAPÍTULO 1

1. INTRODUCCIÓN

El Banco Central del Ecuador (BCE), en los períodos entre enero y febrero del 2023, reportó un aumento del 6,60 % derivado de la exportación de productos mineros en comparación al mismo período del año anterior (Ministerio de Energía y Minas, 2023). Las actividades de extracción mineral dinamizan la economía, siendo fuente de empleo para las poblaciones de influencia aumentando el Producto Interno Bruto (PIB), mejorando así su calidad de vida (Leonardo & Andrade, 2015).

La minería es una actividad económica compleja en la que se busca aumentar la eficiencia, la rentabilidad y la capacidad de cumplir con las regulaciones más estrictas permitiendo el éxito económico y continuidad de los proyectos (Olvera, 2022). Dentro del ciclo minero la fase de beneficio mineral, que constituye la ejecución de procesos y técnicas dirigidas a la obtención de las sustancias minerales de interés es conocida como mineralurgia (Subba Rao, 2011). La caracterización física, química y mineralógica de las menas que contienen a las sustancias minerales objeto del ser de los proyectos mineros, dentro del proceso productivo permiten establecer y aplicar los métodos de mayor eficiencia económica.

1.1 Descripción del problema

Los procesos de beneficio mineral utilizados por las empresas mineras dedicadas a la extracción y producción de oro, que se ubican especialmente dentro del marco de minería artesanal y de pequeña minería (MAPE), no se desarrollan en base a la caracterización física, química y mineralógica de las menas metálicas, sino más bien, se basan en procesos tradicionales implementados, más por experiencia empírica, que por determinación técnica (Gaona, 2021), siendo así, los procesos de beneficio mineral utilizados en el tratamiento de los materiales de mena de la veta Margarita podrían no ser efectivos, en consecuencia la recuperación de oro podría no ser eficiente de acuerdo con la naturaleza de los minerales de mena que contienen el elemento de interés.

1.2 Justificación del problema

En el siglo XX, la caracterización mineralógica tuvo un gran desarrollo en las menas metalíferas, debido a que con base a esta se determina la correcta elección de los métodos mineralúrgicos a ser aplicados, de acuerdo con las características físico –

químicas en que se presentan los materiales sobre todo de depósitos minerales primarios, permitiendo establecer e implementar procesos de beneficio de minerales eficientes (Wills et al., 2006); por el contrario, el desconocimiento de las características físico – químicas y mineralógicas de los materiales conlleva a la aplicación de técnicas mineralurgias erróneas que podrían desembocar inclusive en el fracaso del proyecto.

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo General

Evaluar los métodos de beneficio mineral utilizados para la obtención del oro contenido en el material de mena de la veta Margarita, mediante la caracterización física, química y mineralógica de la mena, precisando si los procesos de beneficio mineral utilizados son los apropiados para la recuperación óptima de oro.

1.3.2 Objetivos Específicos

- ✓ Determinar las características físicas, químicas y mineralógicas de las partículas de oro contenidas en la veta Margarita mediante el uso de las técnicas analíticas de fluorescencia de rayos X y de microscopía óptica de luz reflejada.
- ✓ Determinar el contenido de oro de las colas finales, luego del proceso de beneficio mineral utilizado para el tratamiento del material de la veta Margarita, mediante los métodos de ensayo al fuego y absorción atómica.
- ✓ Evaluar mediante el uso de técnicas granulométricas, la eficiencia de concentración de oro de los procedimientos mineralúrgicos aplicados en el proceso de beneficio mineral.

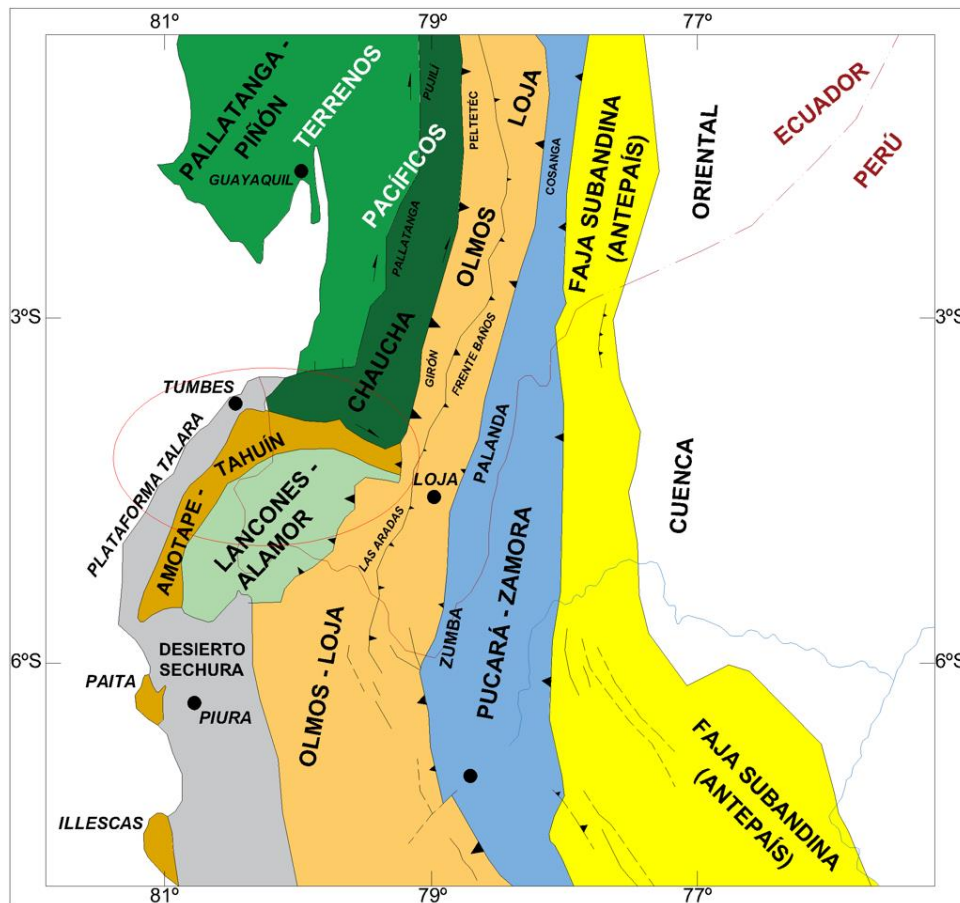
1.4 Marco teórico

1.4.1 Geología regional

El yacimiento mineral de oro Sacachispas se encuentra ubicado en el grupo Tahuín, parte del complejo metamórfico El Oro, en la provincia de El Oro, Ecuador. El grupo Tahuín está formado por las unidades El Tigre, La Victoria, La Bocana, Quera Chico y Limón Playa, que fueron intruidas por los plutones La Florida, El Prado y Marcabelí, de edad paleozoica. (Duque, 2000).

El cinturón metamórfico del Cisne está formado por rocas sedimentarias que van desde no metamórficas hasta granulitas de baja presión. El cinturón tiene una dirección E-W y un ancho de hasta 25 km. Se extiende por casi 80 km, desde la frontera con el Perú hasta el área del Cisne. (Aspden et al., 1995).

Figura 1.1 Dominios Litológicos del sur del Ecuador [Pilatasig et al., 2005]



1.4.1.1 Geología estructural

Las foliaciones que presentan las rocas metamórficas son definidas y bien marcadas, los rumbos que dominan son en dirección E-W con ligeros cambios hacia el norte y sur, asimismo los plunges, también fuertes, presentan cambios hacia el norte y sur (Hernández, 2017).

Los pliegues, cuyos ejes varían entre los 60° y 130° con buzamientos en el rango de 10° y 70° al oeste o noroeste. Se evidencia zonas con fallamiento fuerte y también las hay de carácter moderado a escaso. Existen dos fallas regionales, a saber: la de Portovelo, que marca el contacto entre las rocas volcánicas de la formación Célica con las rocas metamórficas; y la falla de La Palma cerca de la zona el Playón con rumbo E-W, que se relaciona estrechamente con el alineamiento de las rocas metamórficas y los cuerpos de

serpentinitas. La gran parte de las rocas presentan diaclasamientos perpendicular al rumbo de las estructuras, y es común que se encuentren rellenas de cuarzo (Villacis & Ñauta, 2018).

1.4.2 Geología local

El yacimiento se encuentra en la continuación de la unidad El Tigre cuyas rocas según Feininger, (1982) al aumentar paulatinamente su grado de metamorfismo da origen a la unidad La Victoria al norte, cuya edad relativa se ubica en el Paleozoico temprano tal como se muestra en la Tabla 1.1; está constituida de cuarcitas, filitas y esquistos.

Las filitas son típicas en esta unidad y se encuentran constituidas de pequeños porfiroblastos de micas finogranulares de origen presumible andalucita o cordierita. Más al norte, estas filitas se metamorfinizan en esquistos con tamaño de grano grueso. Los esquistos y pizarras son dominantes hacia el sur, la estratificación es aun claramente visible y se encuentran constituidos por biotita y moscovita (Aspden et al., 1995). Por otro lado, al norte presentan sillimanita, marcando una de los seis isógrados reconocidos por Feininger, (1982), y en la parte central se presentan con porfiroblastos de cordierita o andalucita de textura esponjosa.

Tabla 1.1 Unidades Litológicas del dominio Amotape-Tahuín [Pilatasig et al., 2005]

Grupo/Unidad/Formación	Litología	Edad Radiométrica	Edad Paleontológica	Edad Relativa	Ambiente
Moromoro	Granitoide, ortogneis y paragneis	193±13 - 221±6 Ma K/Ar (msc-bt) (4 edades) 219±22 Ma (Sm/Nd) 546±3.3 y 227±8 Ma U/Pb		Pérmico-Triásico	Continental-Anatexia
La Victoria	Esquistos		Devónico-Carbonífero?	Paleozoico	
El Tigre	Metagrawacas, filitas		Devónico-Carbonífero	Paleozoico	Turbidítico
Piedras	Anfibolitas	743±13 Ma, K/Ar (hnb) 647±37 y 224±3 Ma, K/Ar (hnb) 221±18 -16 Ma, U/Pb		Paleozoico	Oceánico

*La posición en tabla no implica posición cronoestratigráfica dentro de la era o período.

1.4.2.1 Geología estructural

Debido a que se encuentra en una zona donde la placa oceánica de Nazca se subduce bajo la placa continental sudamericana, esta zona está sometida a fuerzas de compresión y cizalla. (Pilatasig et al., 2005).

La geometría de buzamiento hacia adentro de las fallas bajo los dúplex de separación y de empuje hacia arriba advierte una posible convergencia en profundidad en una sola zona de cizalla (Woodcock, 1986) que controla la mineralización de la zona, esta teoría está reforzada por los resultados negativos al explorar en interior mina en distintos niveles tanto en bloque techo, como en bloque piso, lo que apunta a que se trate de un sistema dúplex positivo (Fig. 1.2)

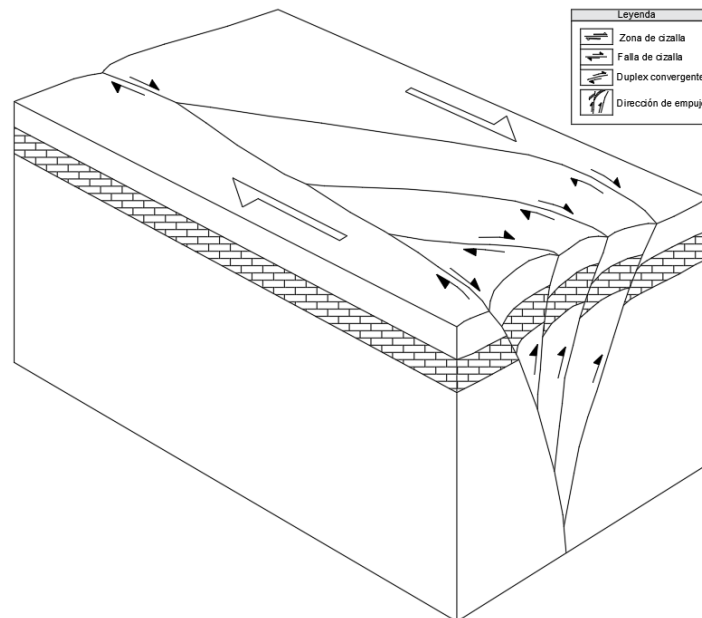


Figura 1.2 Forma tridimensional de un dúplex compresional [Woodcock, 1986]

Aspden et al., (1995), define el contacto entre las unidades La Victoria y El Tigre como complejo y además coincide con una importante zona tectónica, la falla Sacachispas y Puerto Balsas, de tendencia aproximada E-W, donde se encuentran vetas enriquecidas en oro, haciendo las veces de delimitante de la zona de mineralización.

Las vetas de mayor enriquecimiento y potencia generalmente tienen filitas y filitas esquistosas como roca encajante, no así, cuando se presenta esquisto, haciendo que su potencia y mineralización disminuya.

Las secuencias de bajo metamorfismo están fuertemente plegadas, ya que, en varios afloramientos, las capas de esquistos, cuarcitas y filitas se encuentran dobladas en la misma dirección que la foliación. (Hernández, 2017).

1.4.3 El proceso metalúrgico – Métodos de beneficio mineral

El desarrollo metalúrgico tuvo su auge en las décadas de 1980 y 1990, con varias alternativas y mejoras de procesos. La necesidad de tratar minerales de menor Ley con una mineralogía más compleja, a la par de crecientes requisitos ambientales a las

operaciones mineras impulsan el desarrollo de nuevas técnicas para la extracción de oro y otros minerales de interés económico (Marsden & House, 2006).

Para este proyecto se definieron cuatro fases o métodos de beneficio mineral que constituyen el proceso metalúrgico de los materiales de mena y que, a su vez, involucra preparación y procesamiento tanto en mina como en planta de beneficio, a saber:

- a) Fase de conminución y clasificación mineral
- b) Recuperación mineral en planta de beneficio.
 - i. Fase de molienda.
 - ii. Fase de flotación.
 - iii. Fase de lixiviación.

1.4.3.1 Fase de Conminución y clasificación mineral

Los pasos analíticos de la preparación de la mena tienen un impacto directo en la recuperación del mineral de interés. La conminución es uno de los pasos más esenciales y es a su vez el más sujeto a errores. Markert, (2005), se refiere a la conminución como la conversión de muestras sólidas con partículas grandes a partículas pequeñas de tamaño de grano tan fino como el polvo, sin cambiar el estado agregado del material a pesar de que sus características fisicoquímicas puedan verse afectados.

Inoue, (2009), define dos objetivos de este proceso, el primero se denomina “liberación”, que como su nombre indica tiene como fin separar las partículas más grandes de interés de las inertes que constituyen la muestra, y, el segundo es la “trituration” que busca ajustar el tamaño de las partículas hasta el deseado para su post-procesamiento.

- **Preparación de materiales en mina**

En este caso de estudio la preparación de la mena se la realiza como se muestra en la Fig. 1.3, y son descritos continuación.

Operaciones de Preparación de mena Fase N°1: Conminución y Clasificación en mina

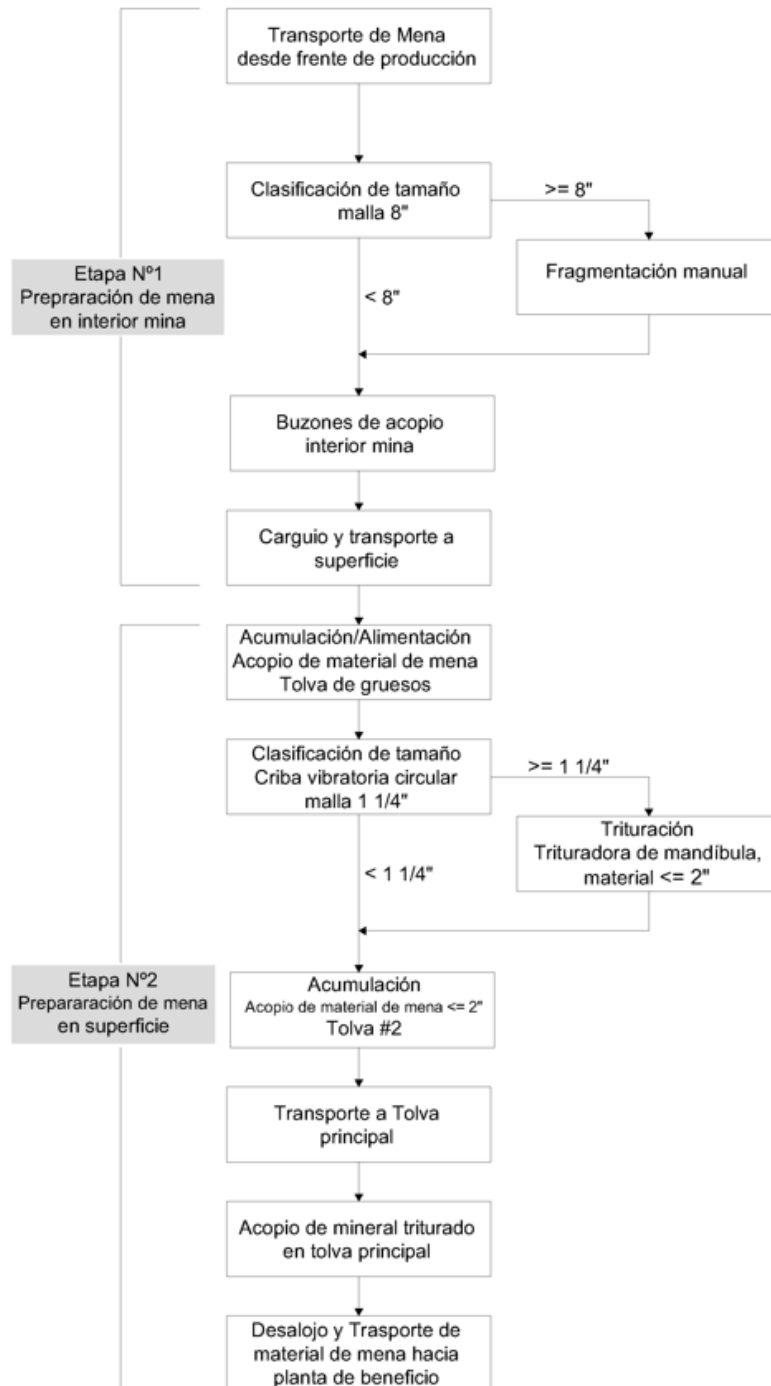


Figura 1.3 Esquema de preparación de la mena. [Autor]

Etapa N° 1: Preparación de mena en interior de mina.

Los materiales de mena extraídos del frente de producción Margarita son transportados en vagones de 1 t de capacidad por medio de una locomotora eléctrica de 7.50 kW y 12.00 t de capacidad de arrastre, hasta 2 buzones de acopio de mineral ubicados en

interior mina de 17.00 t de capacidad, que en la parte superior están provistos de una rejilla de hierro con abertura de luz de malla de 20.00 cm; el material menor que 20.00 cm de diámetro pasa y se deposita dentro de los buzones de acopio de mena, mientras que el material de diámetro mayor que 20.00 cm se somete a fragmentación manual para obtener el diámetro óptimo que le permita pasar por la malla y acumularse al interior de los buzones. El material contenido en los buzones de acopio es desalojado y transportado desde interior mina hasta una estación ubicada en superficie por medio de un balde de carga mineral vertical de 8.00 m³ de capacidad, el balde de carga es izado con la ayuda de un winche eléctrico provisto de un motor de 50 hp trifásico.

Etapas N°2: preparación de mena en superficie.

Llegado el balde de carga a la estación de superficie, el material de mena transportado es vaciado hacia una tolva de acopio N°1 para materiales gruesos de 20 t de capacidad, la tolva de materiales gruesos está provista en la parte inferior de una buzón de descarga con compuerta de apertura hidráulica, desde donde se vierte el material acumulado hacia una criba vibratoria circular provista de una malla con abertura de 3.17 cm, estos materiales se depositan en una tolva de acopio N°2, mientras que el material retenido se direcciona a través de un ducto canal inclinado hacia una trituradora de mandíbula con entrada para materiales menores que 20.00 cm y salida de materiales triturados menores que 5.00 cm de diámetro, el material de mena triturado se receipta en una tolva de acopio N°2, desde donde es transportado por medio de vagones mineros con capacidad para 1.00 t de peso hacia la tolva principal; la tolva principal posee capacidad de almacenamiento en volumen de 130 m³ y 200 t, el tonelaje está calculado de acuerdo con la densidad relativa de 1.52 para los materiales de la mena. Los materiales de mena acopiados en la tolva principal finalmente se desalojan por medio de volquetes con capacidad de carga de 12.00 m³, y transportados hasta las instalaciones de la planta de beneficio ubicada a 48.00 km de distancia. La clasificación y conminución de los materiales de mena en superficie se ejecuta en un castillete minero, el castillete es una estructura metálica vertical de 18.00 m de altura, en la parte superior se ubica la estación donde llega el balde de carga desde interior mina para descargar el mineral de mena a la tolva de materiales gruesos y bajo la tolva se encuentra montada toda la maquinaria que ejecuta la preparación del material de mena para su envío hacia la planta de beneficio.

1.4.3.2 Recuperación mineral en planta de beneficio

En esta fase, luego del proceso de conminución, el material pasa una serie de procesos y subprocesos que van desde la molienda hasta la refinación del mineral de interés mostrados en la Fig. 1.4 y son descritos a continuación.

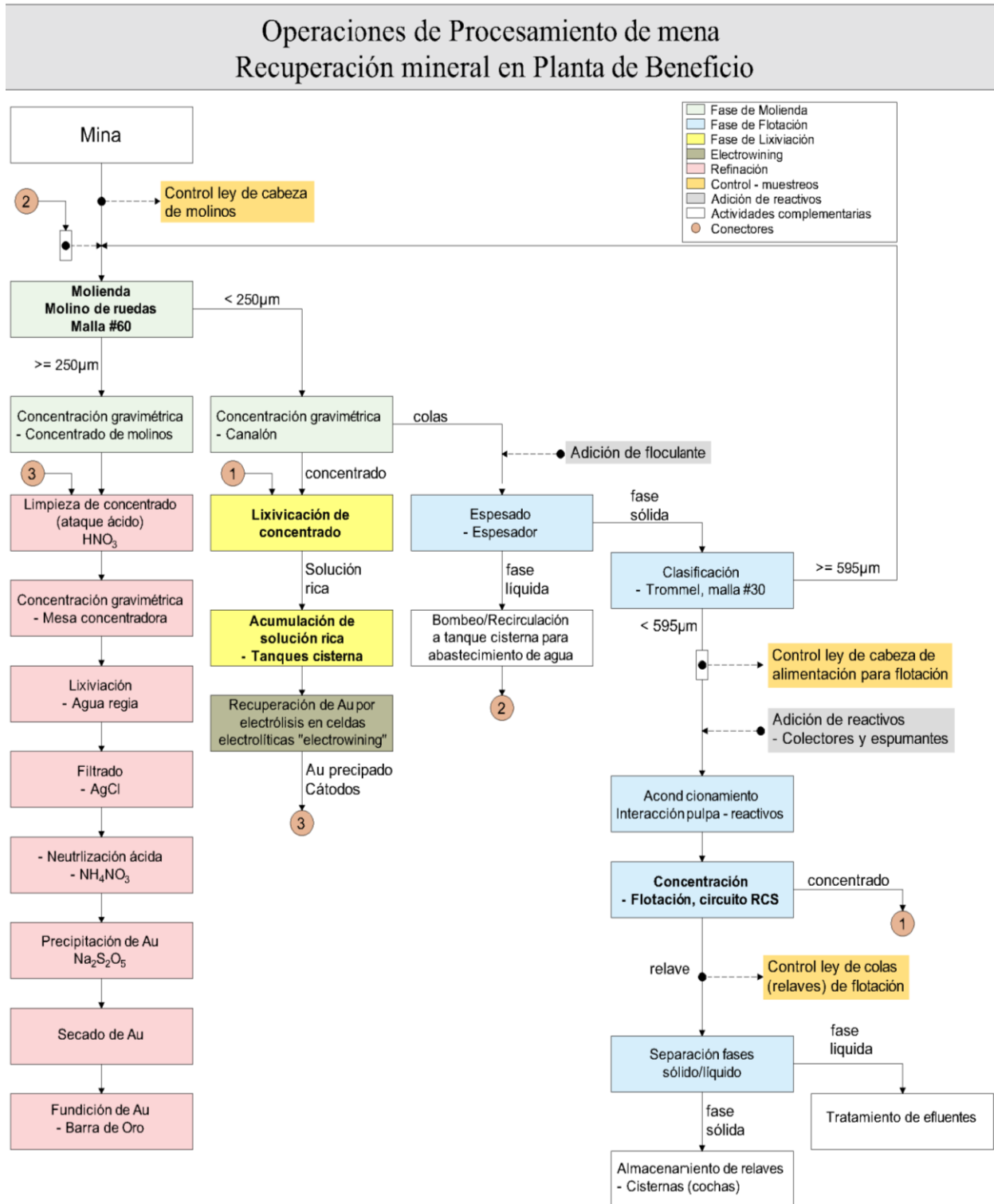


Figura 1.4 Flujo de procesos de planta de beneficio [Autor].

1.4.3.2.1 Fase de Molienda

En esta fase se vierte el material de mena previo a conminución y clasificación dentro de una tolva de acopio principal que da paso al molino, aquí las partículas de oro se liberan y son disminuidas hasta el tamaño de partícula deseado, por lo general debido a su gran densidad suele permanecer más tiempo en el circuito de molienda, esto para también eliminar incrustaciones de partículas de minerales duros (cuarzo), lo que pudiera derivar en una reducción de la densidad de las partículas de oro, así como su propiedad hidrofóbica, lo que resulta que procesos de concentración por gravedad y flotación sean menos eficientes (Marsden & House, 2006).

La capacidad de la tolva principal es de 450 m³ y está provista de una compuerta de descarga en la parte baja que a su apertura alimenta a los molinos, dando inicio a la fase de molienda. El material descargado se conduce por medio de un ducto canal inclinado que con ayuda manual de un operador alimenta a 3 molinos de ruedas o chilenos.

Los molinos están constituidos por un sistema de 4 ruedas de hierro, cada rueda está unida por medio de un brazo o eje horizontal a un eje vertical central de giro, que accionado por una operación motora permite que el sistema de ruedas moledoras gire sobre una base o pista, el material de mena se introduce al molino produciéndose la molienda del material y la concentración gravimétrica del oro. En su parte inferior los molinos chilenos están provistos de 4 aberturas rectangulares llamadas ventanillas, cada ventanilla posee una ranura en las que se coloca una rejilla con una malla de hierro #60, su función principal es retener las partículas de oro que tengan tamaño mayor que 250 µm, los materiales con granulometría menor a este tamaño pasan a través de las mallas del molino luego del proceso fragmentación constante al que son sometidos, hasta alcanzar el tamaño requerido para poder pasar a través de la luz de malla.

- **Molinos chilenos**

Son molinos de ruedas también conocidos como molinos trapicheros, son máquinas mecánicas accionadas por energía eléctrica en las que se desarrolla el proceso de trituración de mineral de mena (Fig. 1.5), su objetivo es fragmentar el material disminuyendo el tamaño de las partículas de tal manera que permitan la liberación del oro contenido.

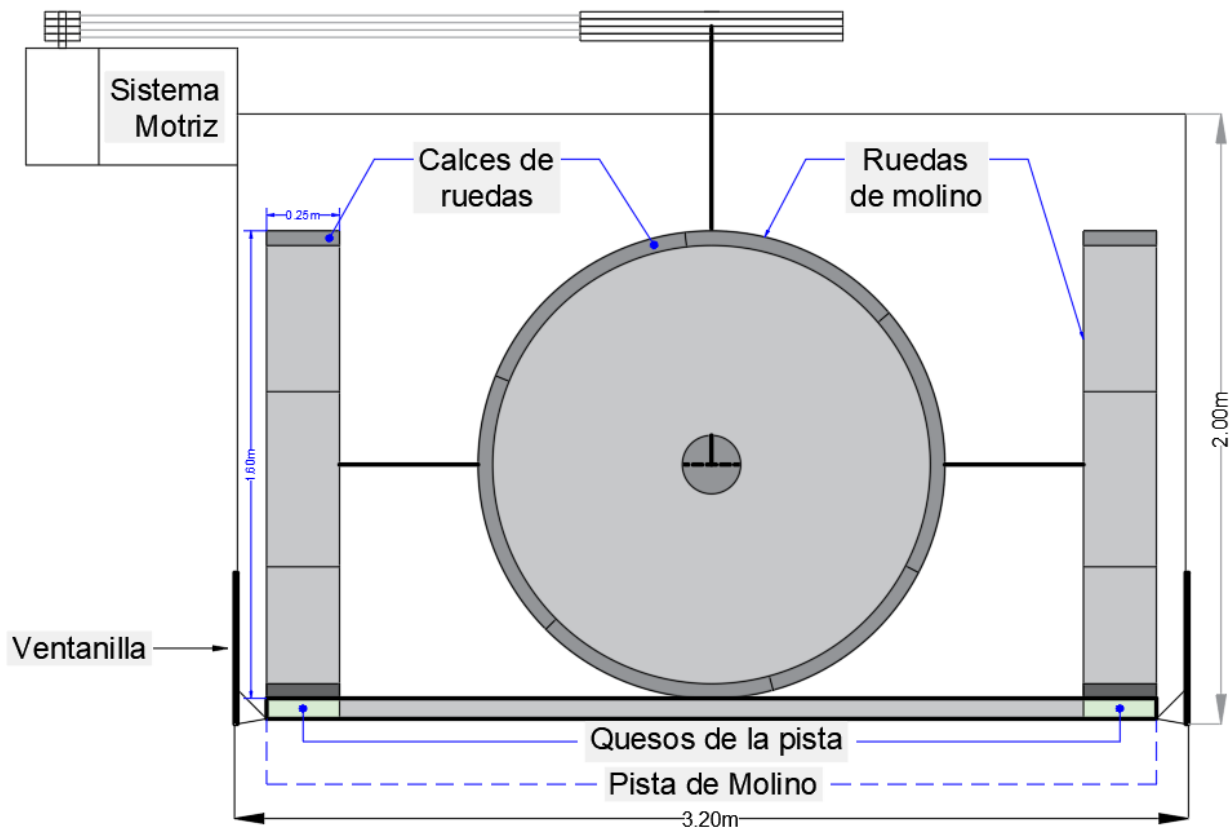


Figura 1.5 Modelo de molino chileno [Autor]

Las partes principales que constituyen un molino chileno se describen a continuación:

– **Ruedas**

Los molinos chilenos están provistos de 4 ruedas de hierro, con dimensión de 1.60 m de diámetro y 0.22 m de espesor y 801.50 kg, revestidas en su parte ancha por 6.50 calces.

– **Calces**

Planchas de hierro cóncavas con dimensión de 5.00 cm de espesor y 215,70 kg, los calces se adaptan a la curvatura de las ruedas cubriendo totalmente la parte ancha de su superficie, que es la zona de contacto con la pista circular sobre la que giran las ruedas y donde se da la trituración de la mena, los calces son piezas que se desgastan y son cambiables luego de un promedio de 3 meses de uso. Los calces se fijan a las ruedas por medio de soldadura.

– **Quesos**

Se conoce como quesos a las planchas de hierro que se ubican sobre la pista circular del molino sobre la que giran las ruedas, son piezas curvadas en su longitud de forma que permiten cubrir totalmente la pista del molino, los quesos y los calces las son piezas que se ponen en contacto durante la molienda y que se someten a fricción y por lo tanto

sufren desgaste en su superficie de contacto, siendo piezas que tienen una vida útil de 3 meses aproximadamente.

– **Eje horizontal o brazo de rueda**

Las ruedas se encuentran acopladas cada una a un eje horizontal, que les permite girar sobre la pista del molino.

– **Eje vertical central de giro**

Los ejes horizontales se encuentran acoplados a un eje central vertical denominado eje de transmisión, en la base se acopla a una mesa de rotación sobre la que gira, y en la parte superior posee una polea que forma parte de un mecanismo de transmisión.

– **Mecanismo de transmisión**

Está compuesto por una polea conducida de hierro que se ubica sobre el eje central, el diámetro de la polea es de 38.00 cm, provista de tres canales de 2.54 cm cada uno, en lo que se colocan 3 bandas de transmisión, y a su vez estas bandas de transmisión están conectadas a una polea conductora que está acoplada a un motorreductor.

– **Motorreductor**

Mecanismo que regula la velocidad de rotación de los motores eléctricos a los que se encuentran acoplados, el motorreductor mantiene constante la velocidad de giro del sistema de ruedas de los molinos a una velocidad angular constante de 22 RPM, con esta frecuencia el molino es capaz de procesar 20.00 t de mineral de mena por día.

– **Motores eléctricos**

Son los responsables de transmitir la energía requerida por el molino para su funcionamiento, estos motores se encuentran acoplados a los motorreductores por medio de un eje motor. Para el accionamiento de los motores se requiere de corriente eléctrica trifásica a razón de 146 V por fase (440 V), su capacidad de generación de potencia es 25 hp haciendo girar al motor a 1.750 RPM de frecuencia.

Las partículas de tamaño menor que 300 μm que pasaron a través de las mallas se receptan en artesas metálicas ubicadas bajo las ventanillas de los molinos en su parte exterior, la artesa en su parte baja poseen un orificio redondo de 10.00 cm de diámetro las cuales están conectados a un sistema de tuberías a través de las cuales se direccionan los materiales hacia una artesa principal desde la cual se distribuye el material para ser captado en 4 canalones.

- **Concentración gravimétrica en canalones.**

Los canalones están contruidos en concreto, son estructuras de 6.00 m de longitud, 0.60 m de ancho, limitados por 2 muros laterales de 0.10 m de altura y 0.25 m de ancho; poseen gradiente de -4.5% (-5°) en los que se desarrolla una segunda etapa de concentración gravimétrica de oro, que se define a continuación: sobre los canalones son colocadas bayetas (alfombras de vinilo en bucle abierta) de 9.00 m de largo por 0.70 m de ancho; las bayetas se colocan sobrepuestas en sus terminaciones en 0.10 m sobreponiendo la que antecede sobre la siguiente en el sentido de descenso del canalón cubriendo toda su longitud, este modo de colocar las bayetas crea un área convexa antes de su superposición, logrando la disminución de la velocidad de desplazamiento de las aguas en las que se transportan las partículas pasantes del molino y provocando la precipitación de partículas de las oro, las que son atrapadas junto a otras partículas de materiales de alta densidad (sulfuros) por las bayetas, mientras que partículas de material de menor densidad y tamaño continúan siendo transportadas, constituyendo el material de colas de molino. En periodos regulares de entre 15 y 20 minutos (depende de la concentración definida por observación humana) las bayetas son retiradas de los canalones manualmente, y el material colectado en estas es acumulado en artesas de cemento donde se concentra en material rico en oro (arenas).

Posteriormente el material concentrado con oro de las artesas, así como el concentrado de las pistas de los molinos trapicheros se direccionan a reactores en los que son sometidos a lixiviación.

1.4.3.2.2 Fase de flotación

Inoue, (2009) define a la flotación como un método de separación de minerales que se basa en las propiedades químicas superficiales de las partículas minerales. Marsden & House, (2006), describen una serie de alternativas de la separación del oro de minerales fácilmente flotantes resumidas a continuación:

- Flotación de oro libre y minerales de sulfuro con contenido de oro; el concentrado puede tratarse por cianuración, trituración y cianuración, cianuración intensiva, pretratamiento oxidativo y cianuración y también por fundición directa.
- Flotación de minerales de sulfuro libres de oro para producir relaves libres de sulfuro.
- Flotación de minerales de carbón, carbonatos u otros materiales que interfieran con el proceso.
- Flotación diferencial, por ejemplo, separación de oro, arsenopirita y pirita.

- **Preparación de la muestra para flotación.**

En esta fase, el material que constituye las colas de molinos aun después de haber sido sometido a procesos gravimétricos de concentración de oro sigue conteniendo partículas de material valioso (oro) de tamaño menor a 250 μm que puede ser aprovechado, con este propósito el material de las colas de molinos se direcciona por medio de un sistema de tuberías de 25.40 cm de diámetro hasta un tanque espesador, donde se efectúa su preparación previa antes de ser sometido a la fase de concentración por flotación.

- **Espesadores de relaves.**

Son estanques dentro de los cuales se da el proceso de sedimentación. A lo largo del proceso resultan marcadas zonas dentro del espesador (Fig. 1.6); la zona de clarificación, donde se encuentra el líquido claro se ubica en la parte superficial del espesador, mientras que, al fondo, se depositan los relaves con alta concentraciones de sólidos y se la denomina zona de compactación; entre ellas se encuentra una zona de transición (Muñoz, 2018).

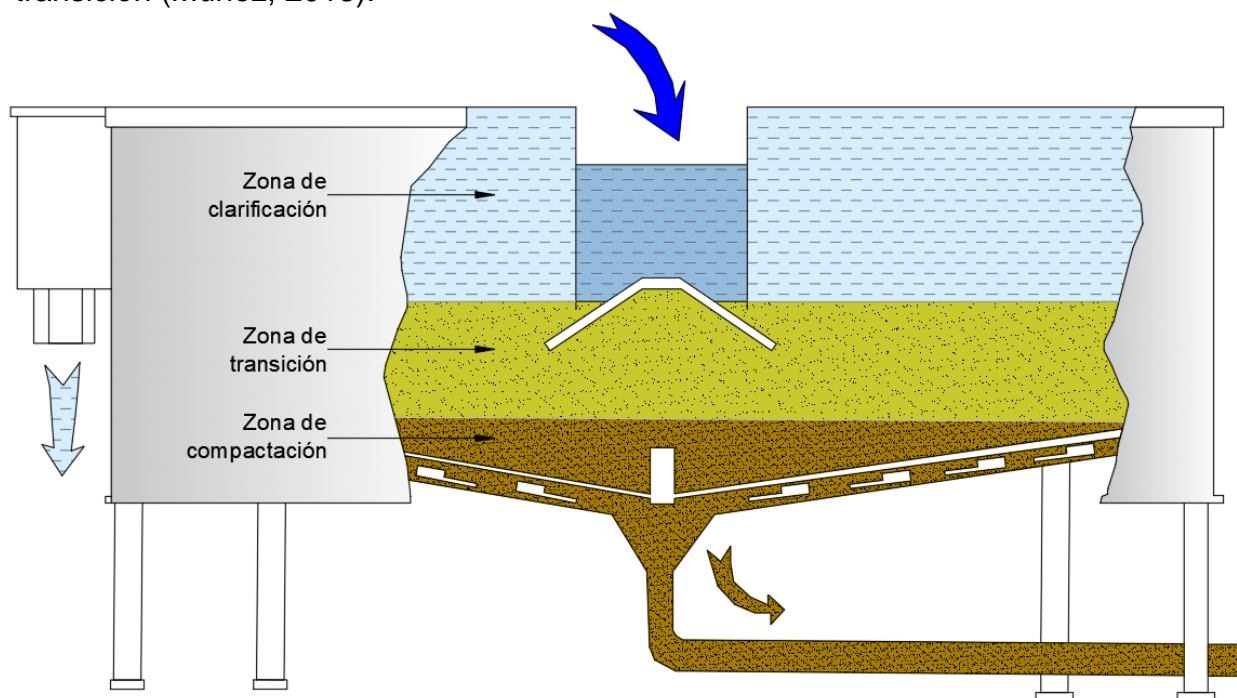


Figura 1.6 Zonas generadas en el interior de espesadores [Muñoz, 2018]

Los espesadores instalados en la planta de beneficio son en donde se provoca un proceso de sedimentación previo al inicio de la flotación de minerales (Fig. 1.7), en estos se realiza la separación de la fase sólida (pulpa) de la fase líquida que conforman el

material de las colas provenientes de la concentración gravimétrica en molinos y canalones.

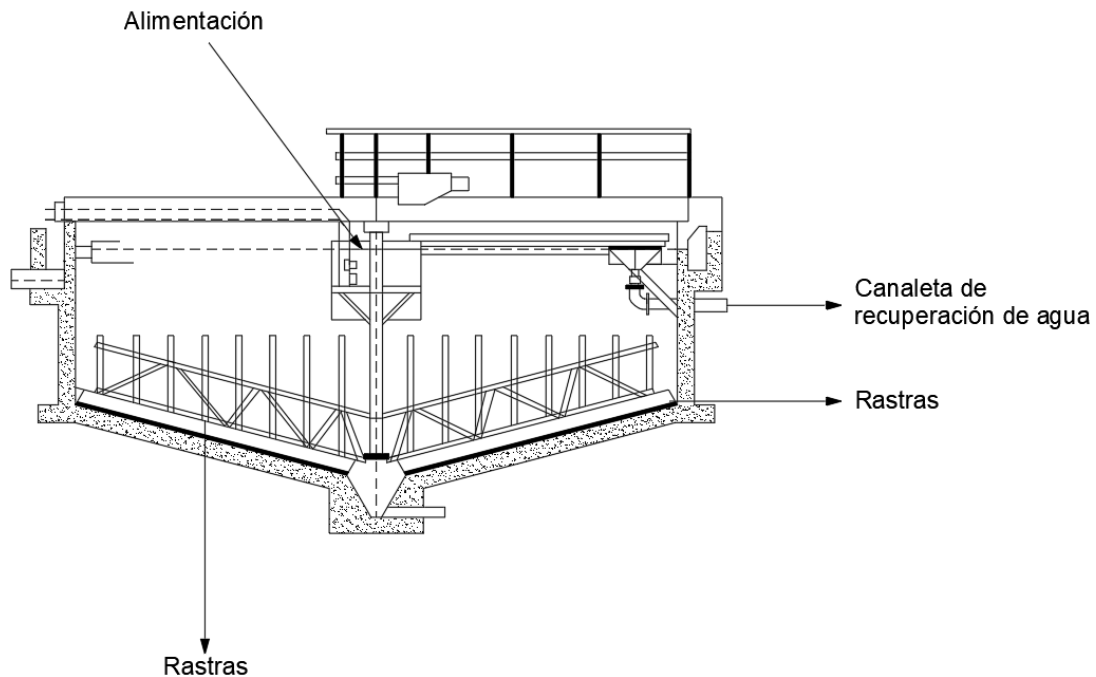


Figura 1.7 Espesador Convencional [Gómez, 2012]

Poseen base cónica que en el centro presentan una válvula de 10.00 cm de diámetro que se utiliza para la descarga de la pulpa cuando alcanza una concentración de sólidos entre 55 y 60%; cada espesador tiene por dimensión en su parte cilíndrica 4.00 m de diámetro y 3.00 m de altura, siendo su capacidad de 37.00 m³ aproximadamente. El material es captado y conducido por medio de canaletas que se conectan a una tubería de 10.00 cm de diámetro, esta tubería conduce el material mineralizado hasta el espesador donde descarga el material en la parte central superior del espesador, alrededor de la descarga de la tubería se ubica un tubo metálico de diámetro mayor, su función es evitar que la descarga del material ocasione la agitación de la parte sólida que se encuentra en la zona de transición y en la zona de compresión (Fig.1.5), en la parte superior posee una canaleta periférica que capta y evacua por rebalse la fase líquida luego de su separación de la pulpa (zona de clarificación), el líquido es conducido hacia un tanque cisterna desde donde por medio de bombas se reutiliza en el proceso de molienda. La base cónica del espesador tiene ángulo de caída de 25°; los espesadores están provistos de 2 rastras de hierro sujetas a un eje central que se encuentra conectado en la parte superior a un motor eléctrico trifásico de 10.00 hp acoplado a un motorreductor que origina que las rastras giren lentamente a razón de 1.00 RPM, el

movimiento de las rastras ocasionan que la pulpa que se ubica en la zona de compresión sea dirigida hacia la válvula inferior de descarga cuando ya ha alcanzado la concentración óptima.

Para acelerar y optimizar el proceso de sedimentación de las partículas suspendidas en la fase líquida se utiliza polímero aniónico de aluminio como floculante a razón de 0.50 l/m³, su preparación, previo a ser vertido al espesador se efectúa en un cilindro mezclador metálico provisto con un eje que en su parte inferior posee 1 hélice que homogeniza la mezcla, el eje de las aspas en la parte superior posee una polea de 12.00 cm de diámetro que se conecta mediante bandas a un motor eléctrico de 2 hp; la dimensión del cilindro es de 80.00 cm de diámetro y 100.00 cm de altura, siendo su capacidad de 0.50 m³, el floculante se adiciona de forma constante al espesador.

El control del porcentaje de sólidos de la pulpa se realiza mediante la toma de muestras de 500.00 cm³ en la descarga del espesador cada hora, en caso de obtenerse densidades superiores al 60 % de contenido de material sólido se corrige aumentando el flujo de descarga, por el contrario, en caso de obtener concentraciones inferiores al 50 % de sólidos se disminuye el flujo de descarga en la válvula de salida hasta obtener la densidad de sólidos requerida.

- **Trommels**

Los trommels son uno de los dispositivos de cribado más antiguos con una disposición cilíndrica, generalmente gira a una baja velocidad constante y están generalmente dispuestos en un pequeño ángulo con respecto a la horizontal (Wills et al., 2006).

La pulpa de la zona de compresión a su descarga es direccionada a la zona de trommels, estos se utilizan para captar y separar posibles partículas gruesas (mayores a 600 μm) que podrían haber ingresado en la solución durante el transporte del material hacia el espesador. Los trommels son cilindros de estructura metálica que en su parte central están provistos de ventanillas que contienen mallas #30 con tamaño de abertura de 600 μm, su disposición es sub horizontal con ángulo de inclinación de 20°, su parte inferior es cerrada a excepción de un ducto ubicado en la base, que a su vez se conecta a una tubería de 10.00 cm que se encarga de captar las partículas gruesas retenidas y transportarlas hacia un almacenamiento de cemento desde donde se envía este material por medio de una bomba de sólidos para incorporarse a la alimentación de los molinos de ruedas; en la parte inferior bajo cada cilindro se ubica una artesa metálica cóncava y concéntrica que capta el material pasante de la pulpa y lo direcciona hacia un ducto que

a su vez se conecta a una tubería de 10.00 cm que se encarga de transportar este material hasta tanques acondicionadores de pulpa, donde se dará un tratamiento de acondicionamiento de esta (pulpa) con agentes colectores y espumantes, previo al inicio del proceso de concentración por flotación. Cada trommel se acciona mediante un sistema motriz integrado por un motor eléctrico trifásico de 5 hp que conecta mediante 2 poleas a un eje central ubicado en la parte inferior del cilindro, que ocasiona su rotación al momento del cribado de la pulpa.

En la tubería de transporte de la pulpa, entre la zona de trommels y el acondicionador, se ubica una caja de control construida en concreto que permite la toma de muestras del material para la alimentación de flotación.

- **Tanque acondicionador.**

La pulpa luego de ser cribada es direccionada a un tanque acondicionador tipo Denver, dentro de este son adicionados a la pulpa los reactivos para flotación, produciendo una interacción reactivos/pulpa durante un tiempo de residencia determinado. El acondicionador es un tanque cilíndrico metálico provisto de 1,80 m de diámetro y 2,10 m de altura, posee un eje vertical central que en su parte inferior contiene una hélice que al girar produce la mezcla (interacción) de los reactivos con la pulpa, en la parte superior está acoplado a una polea que es activada por un motor eléctrico trifásico de 5 hp mediante 2 bandas de transmisión (Fig.1.8).

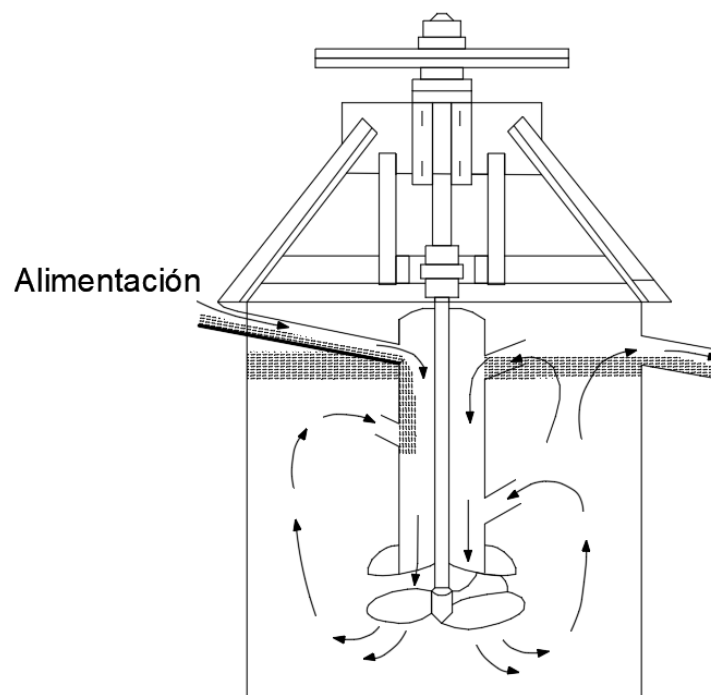


Figura 1.8 Tanque acondicionador Denver. [Wills et al., 2006]

Los reactivos aplicados al proceso se describen en la Tabla 1.2, como colectores son Amil Xantato de potasio (Z200) en combinación con Ditiofosfato de sodio 208, como espumante principal se utiliza Eter Monometil Polipropilenglicol (dowfroth 1012) y como espumante secundario Metil Isobutil Carbinol (MIBC); cabe recalcar que para la concentración de minerales por flotación para el material de mena de la veta Margarita no se utiliza reactivos modificantes.

Cumplido el tiempo de residencia requerido la pulpa se encuentra lista para el inicio de la fase de flotación.

Tabla 1.2 Reactivos utilizados en la fase de flotación. [Autor]

Reactivo	Tipo	Descripción	Usos
Amil Xantato de potasio z200	Floculante	Se considera el más fuerte y menos selectivo de los colectores. El rango de dosificación es de 20 – 160 g/t. (Pérez, 2012). No se emplean en circuitos demasiado ácidos debido a su tendencia a descomponerse en este medio. (Juncal, 2014).	Se lo utiliza normalmente en circuitos de flotación en los que se desea alta recuperación de varios metales como Au, Cu, Ni, Hg, Fe y Pb, función conocida desde el año 1934. Puede usarse en combinación con otros colectores. (Juncal, 2014; Pérez, 2012).
Ditiofosfato de sodio 208	Floculante	Es un promotor sólido (seco) que es soluble en agua, debido a su selectividad pueden usarse con menor alcalinidad que los xantatos. Es considerado dentro de los promotores como el más fuerte y entre los mejores desarrollado específicamente para metálicos. (Pérez, 2012).	Su aplicación se encuentra en la flotación de menas de Au, Hg y Cu. Combinado con el aeroflat 301 es ideal para menas de oro. También es eficaz como colector de calcopirita, bornita y covelina. (Pérez, 2012).
Eter Monometil Polipropilenglicol downfroth 1012	Espumante	Se trata de un espumante de flotación, estos se acumulan en la interfaz agua/gas e interactúan con las moléculas de los colectores absorbidas en partículas sólidas en la colisión y unión entre partículas y burbujas (Grau et al., 2005).	Se utilizan para facilitar la dispersión del aire en finas burbujas y a su vez estabilizar la espuma. Se lo utiliza en el proceso de flotación de minerales nativos (Au y Ag), el efecto de mayor importancia es la influencia directa en el tamaño de las burbujas (Grau et al., 2005).
Metil Isobutil Carbinol (MIBC)	Espumante	Es un espumante orgánico (alcohol alifático) incoloro con punto de ebullición medio, tiene una solubilidad moderada en agua (Gingell et al., 2003).	Entre sus principales aplicaciones se encuentra como espumador en proceso de flotación de minerales de cobre y carbón. Se usan también para la fabricación de aditivos para aceites lubricantes. (Gingell et al., 2003)

- **Concentración de mineral por flotación.**

El proceso se da en las celdas de flotación de la planta (Fig. 1.9a), se trata de celdas tipo Denver de forma cilíndrica conectadas en circuitos de 5 celdas dispuestas de la siguiente manera: 4 forman un banco y 1 celda que desarrolla la operación de limpieza. Las operaciones que se desarrollan en estas son rougher, cleaner y scavenger. La pulpa ingresa a las celdas de flotación para dar inicio al proceso de concentración mineral luego de haber sido preparada con la adición de aditivos floculantes y espumantes en el tanque

acondicionador. Es importante recalcar que previo al inicio del proceso se toma una muestra del material de la alimentación, esta toma se realiza en una caja de registro que se encuentra acoplada al ducto que conduce la pulpa desde el tanque acondicionador hasta las celdas de flotación, a esta muestra se le denomina muestra de alimentación o de cabeza de flotación, y se utiliza para controlar la cantidad de oro contenido por la pulpa que ingresa al proceso. El trabajo diario en la planta se desarrolla en 3 turnos, cada turno con duración de 8 horas. El circuito de flotación tiene capacidad de procesamiento de 80 t de pulpa por día, cada celda tiene capacidad efectiva de 4,83 m³ promedio.

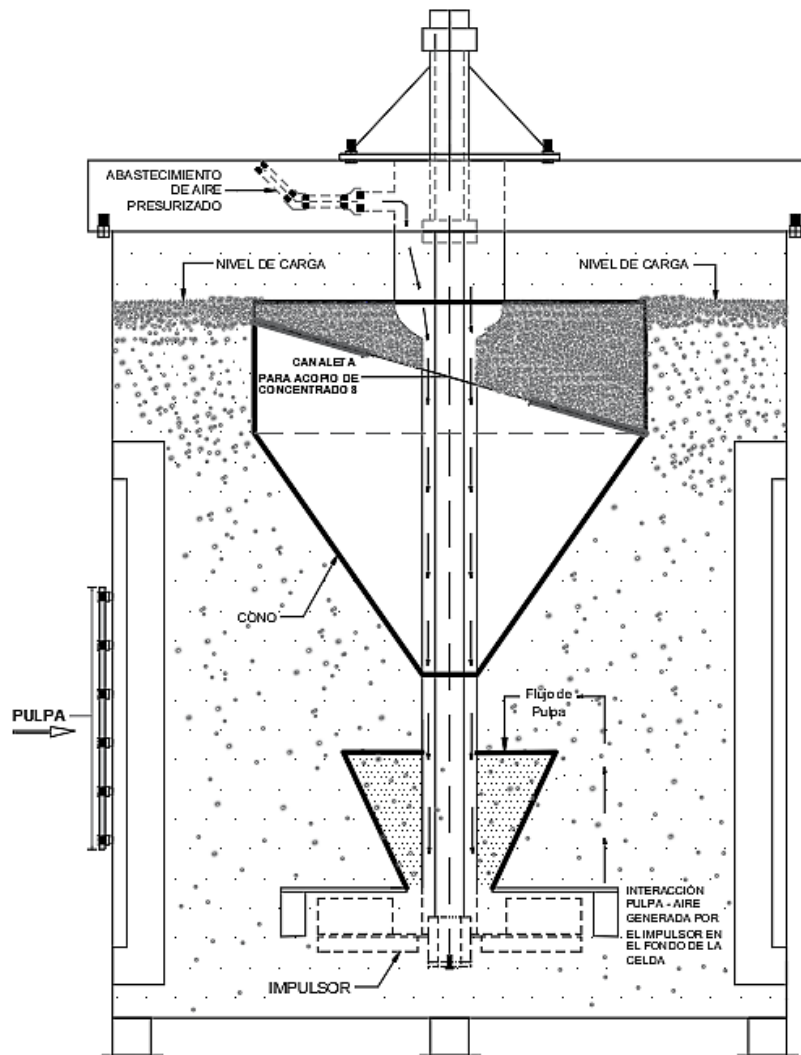


Figura 1.9 Celdas de flotación tipo Denver de la planta de beneficio [Autor].

1.4.3.2.3 Fase de Lixiviación.

Los concentrados obtenidos producto del proceso de flotación se someten a lixiviación, proceso hidrometalúrgico aplicado para extraer el oro contenido. El procedimiento se ejecuta en reactores cilíndricos de 3,50 m de diámetro y 5.00 m de altura, en la base cada reactor posee una estructura metálica cónica que en el centro tiene una tubería con

válvula de 10.00 cm de diámetro utilizada para la descarga de la fase sólida; en la parte lateral se ubica una columna de escotillas por donde es drenada la solución rica hacia tanques cisterna; en la parte interior central cada reactor contiene un agitador que se activa mediante un sistema de poleas accionadas por un motor eléctrico; también posee un cilindro interno que envuelve al eje del agitador este se encarga de generar la aireación requerida durante el proceso. Fig.1.10.

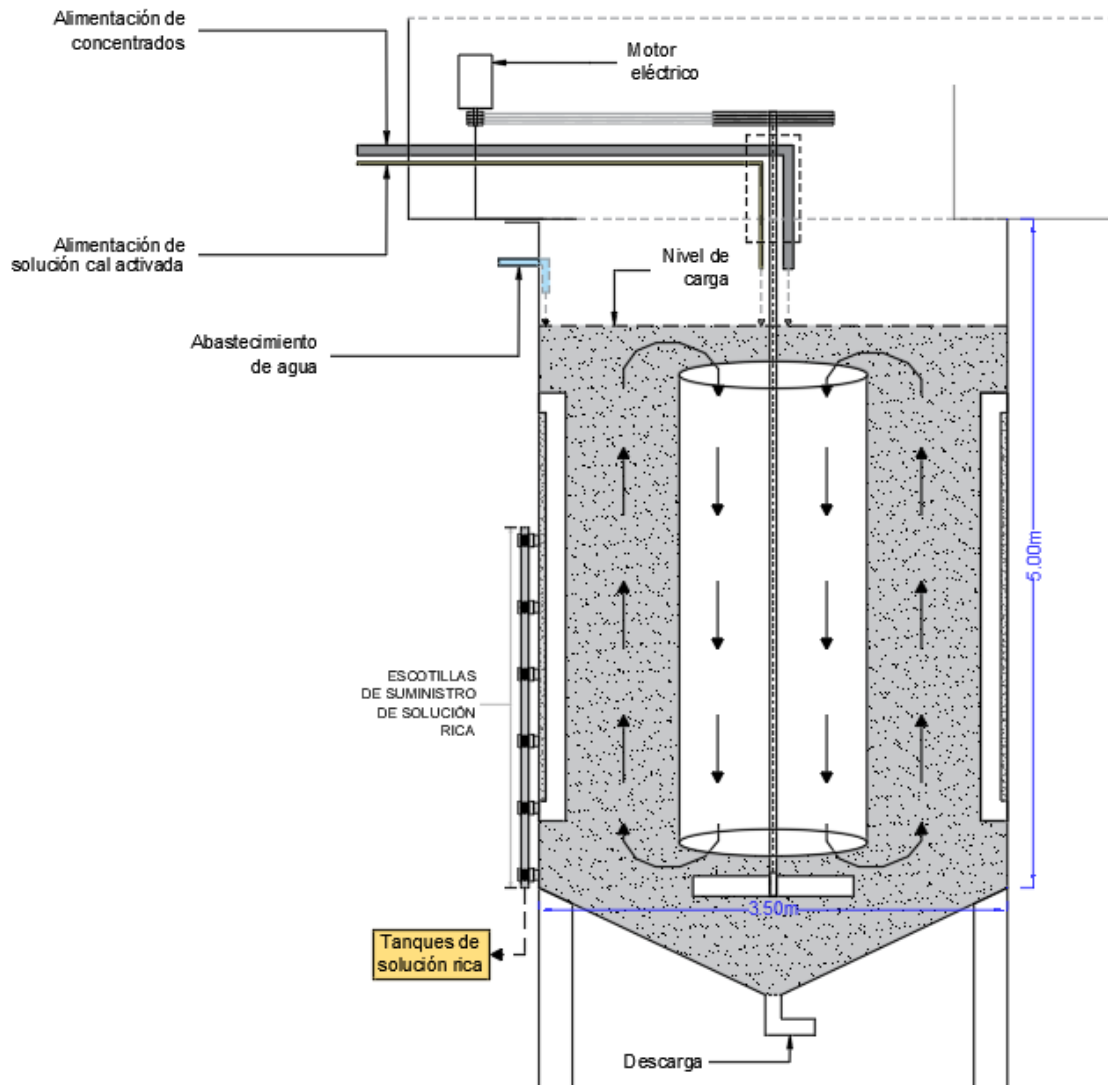


Figura 1.10 Tanque de lixiviación [Autor]

El proceso de lixiviación inicia con la carga de 30.00 m³ de agua al reactor y la activación del agitador, seguido de la adición de 3.00 a 3,50 t de concentrado; con el objeto de que la fase líquida alcance pH en el rango de 10.50 a 11.00 se adiciona 20 kg de cal activada diluida en agua; por 120 minutos se mantiene la agitación controlando que la alcalinidad se mantenga dentro del rango requerido; se adiciona 4 kg de cianuro de sodio por cada tonelada de concentrado. El tiempo de desarrollo del proceso es de 12 horas, en este

lapso cada hora se realiza el control de la “fuerza de cianuro”, así como de la concentración de oro en la solución valiéndose una curva cinética.

La solución rica se conduce hasta un tanque cisterna, en este se utilizan agentes coagulantes y floculantes para la separación de ultrafinos o lamas; a continuación, la solución rica se acumula a un segundo tanque de similares características.

1.4.3.2.4 Procesos complementarios.

- **Electroobtención**

El oro se obtiene de una solución rica mediante un proceso electroquímico llamado electroobtención. Esta solución es sometida a desorción mediante electrólisis, el proceso es relativamente limpio y el producto obtenido se caracteriza por ser de alta pureza a cambio de poco financiamiento (Marsden & House, 2006). La solución rica se bombea desde el tanque de almacenamiento hacia el área de electrodeposición, donde se acumula en 4 torres metálicas dispuestas en serie, por medio de un horno se eleva la temperatura de la solución hasta alcanzar 80° C; utilizando una bomba de caudal se genera un circuito en el que la solución rica circula desde los tanques de almacenamiento a través celdas electrolíticas, retornando a las torres para reiniciar el circuito. Las celdas electrolíticas están provistas de 11 ánodos de acero inoxidable perforados y 10 cátodos revestidos con lanas de hierro; mediante la inducción de corriente eléctrica de baja intensidad en la celda por el ánodo, se produce en la solución una reacción de óxido – reducción que provoca que el cátodo se impregne de oro. Al finalizar el proceso los cátodos impregnados con oro son retirados para someterse a refinación. La solución residual se conduce hasta un circuito de concentración provisto de 4 torres ubicadas en serie que en su interior contienen carbón activado; el carbón cumple con la función de captar el oro de la solución; posteriormente el carbón preñado se induce a desorción, obteniendo así una solución rica que se somete a electrodeposición. Las colas generadas se confinan en piscinas de relaves.

- **Refinación**

Los revestimientos de lo cátodos impregnados con oro producto del proceso de electrowinning son extraídos y sumergidos en agua regia, este ataque ácido se encarga de eliminar las impurezas contenidas consiguiendo que quede únicamente el oro en la solución, el tiempo de permanencia para que la reacción sea eficaz es de 120 minutos; transcurrido el período de reacción de la solución ácida se añade metabisulfito de potasio para generar la precipitación del oro; posteriormente se procede a evacuar la solución

acuosa, mientras que el oro precipitado se seca. Para finalizar el proceso, el oro obtenido se introduce en un crisol refractario adicionando bórax para someterlo a fundición utilizando un equipo oxiacetilénico; ya en forma líquida el oro se vierte en lingoteras para obtener barras de oro fino.

1.4.4 Técnicas de caracterización mineral

En ocasiones, al evaluar un yacimiento mineral, se centra en analizar las propiedades químicas de los elementos relevantes para el tipo de depósito, dejando de lado un análisis minucioso de las combinaciones minerales presentes. Es importante tener en cuenta que un estudio detallado de los minerales presentes en un yacimiento puede ser muy valioso para evaluar su potencial económico. Incluso, en algunos casos, puede ser suficiente para determinar si el yacimiento es económicamente viable. (Melgarejo et al., 2010)

1.4.4.1 Calcografía y petrografía

A través del estudio petrográfico de las rocas se logra identificar los tipos de minerales presentes. La clasificación de Streckeisen se emplea para asignar nombres a cada una de estas rocas. Este enfoque petrográfico desempeña un papel crucial en la caracterización de las propiedades ópticas de los minerales. Se utiliza un microscopio de luz polarizada y se cortan secciones de hasta 4 mm de grosor para su observación y identificación mineralógica. La técnica de calcografía a las muestras de roca implica la aplicación de resina en un portaobjetos y, una vez que la muestra de roca se seca, se procede a pulir una parte de su superficie para evaluar sus propiedades bajo luz reflejada. (Moreira, 2017)

1.4.4.2 Difracción de polvo de rayos X

La técnica de difracción de polvo es un enfoque de análisis estructural que posibilita la identificación de minerales basándose en su disposición cristalina. No se considera un método de análisis químico en sí mismo, sin embargo, ofrece la capacidad de estimar de manera indirecta la composición de la muestra analizada, proporcionando una aproximación sólida de los elementos principales presentes. (Melgarejo et al., 2010).

La espectrometría de rayos X es una técnica que utiliza rayos X para identificar y cuantificar los elementos o compuestos presentes en una muestra. La radiación generada durante el análisis se descompone en diferentes longitudes de onda, lo que permite identificar los elementos presentes en la muestra. Los rayos X fluorescentes, que

se generan como resultado, tienen longitudes de onda más largas que los rayos X iniciales y son una característica distintiva del material irradiado. Los fotoelectrones, que también se generan, tienen longitudes de onda independientes de la radiación inicial. (Martínez et al., 2006).

1.4.5 “Mineral Processing Technology”

Wills et al., (2006), en su libro, de la página 94 a 96 exponen la metodología para elaboración de ensayos granulométricos, aquí el análisis de tamaño de partícula juega un papel muy importante al estar directamente relacionado al rendimiento de los circuitos de molienda. El tamaño del producto generalmente se expresa en términos de un punto en la curva de subdimensión acumulada, que suele ser el 80% del tamaño pasante o retenido. Aunque esto no se contempla en la distribución general del tamaño, facilita el control rutinario del circuito de molienda. Por ejemplo, si el tamaño objetivo del 80% es - 250 μm , para el control de rutina, el operador sólo necesita cribar una fracción del producto del molino a este tamaño. Si se descubre que, digamos, el 50% de la muestra es -250 μm , entonces el producto es demasiado grueso y se pueden tomar medidas de control para corregir esto rápidamente. Se enuncia también que las curvas de acumulación granulométrica cuya gráfica frecuentemente tiene forma de S, representan tamaños muy grandes o extremadamente pequeños de partículas, lo que genera distorsión en los extremos del gráfico, y que, a pesar de conocerse más de una docena de métodos para trazar ajustes de las gráficas para tamaños no uniformes de las distribuciones, son dos métodos más utilizados, a saber, Gates-Gaudin-Schuhman (1940) y Rosin Rammler (1933-34). Estos métodos resultan de la aspiración de representar a través de ecuaciones las curvas de distribución, lo que da como resultado escalas que, en relación con una escala lineal, se expanden en algunas regiones y se contraen en otras. Ambos métodos fueron probados por Harris, (1971), donde advierte que el método de Rosin Rammler es el mejor para procesamiento mineral, además de ser práctico para supervisar operaciones de ajuste para distribuciones.

En la página 264, Tarjan, (1974) se refiere a la función de dos parámetros asintótica de 0 a 100 % es la función Rosin-Rammler, desarrollada originalmente para describir distribuciones de tamaño siendo esta:

$$P_i = 100 - 100\exp \left[- \left(\frac{\rho_i}{a} \right)^m \right] \quad 1.5$$

Esta ecuación también puede escribirse como:

$$Y_{(x)} = 100 \times \left[1 - \exp \left(- \left(\frac{x}{k} \right)^m \right) \right] \quad 1.6$$

Esta última expresión se utilizó en el presente trabajo para la determinación de curva de distribución para las muestras analizadas y se discutirá en los capítulos posteriores.

1.4.6 Optimización de una operación minera (geometalurgia) – caso de estudio Minereicis S.A.

Salazar & Lozada, (2018), presentaron un trabajo de investigación realizado en la empresa minera Minereicis S.A., ubicada en Ecuador en el distrito minero de Ponce Enríquez, en el que desarrollaron el estudio geometalúrgico a los materiales de las vetas explotadas por la empresa, y de los relaves o colas finales del proceso de beneficio mineral, con el objetivo de determinar un método alternativo que permita obtener la mayor recuperación posible de oro, y disminuir el contenido de minerales de arsénico presentes en los concentrados obtenidos en el proceso de flotación.

Para determinar las características físicas, químicas y mineralógicas de las menas de oro se utilizaron técnicas de microscopía óptica. Definieron dos fases y sus etapas las que conforman el proceso de beneficio mineral, la primera fase de trituración y molienda inicial y la segunda fase en la que las colas producto de la molienda se llevan a flotación. La observación al microscopio sirvió para determinar si el mineral útil se presenta como oro nativo y también como oro asociado en la estructura cristalina de sulfuros; la malla de liberación a 80 % es 163 μm , y que el d80 de salida del molino chileno se encuentra en 250 μm , concluyendo que la mayor liberación de partículas está comprendida entre las mallas #80 a #100, el tamaño de la malla de liberación fue corroborado mediante el uso de la ecuación 1.1 de Gates – Gaudin – Schumann (GGS), utilizado para describir la distribución de tamaño de partículas obtenidos mediante operaciones de conminución y molienda (Travníček, 2011) y se muestra a continuación:

$$f(X) = 100 \left(\frac{x}{k} \right)^m \quad (1.1)$$

Donde:

$f(X)=Y(x)$ =porcentaje en peso acumulado pasante (%).

x = abertura de malla.

k = tamaño máximo de distribución (μm).

m = pendiente.

Linealizando la ecuación de GGS se obtuvo:

$$Y(x) = m \times \log \log (X) + \log \log \left(\frac{100}{k^m} \right) \quad (1.2)$$

Los investigadores obtuvieron la función de distribución granulométrica:

$$y = \left(\frac{x}{214} \right)^{0.892} \quad (1.3)$$

Definieron que la etapa de concentración mineral se desarrolla por flotación bulk, donde todos los sulfuros son flotados y colectados; también determinaron que el contenido de arsénico en los concentrados de flotación se encuentra por encima del 1 %, ocasionando que los compradores de concentrados apliquen penalizaciones sobre el producto. Finalmente concluyeron en la necesidad de la elaboración de un estudio posterior que observe el desarrollo de procesos para la flotación selectiva con el objetivo de concentrar primero los sulfuros de arsénico separándolos de los concentrados de interés económico.

1.4.7 Validación del método para la determinación de oro por ensayo al fuego combinado con espectrometría de absorción atómica en muestras geológicas mineras metalúrgicas.

Buitrón et al., (2021), publicaron un documento de investigación que expuso el análisis realizado para la validación del método de ensayo al fuego combinado con espectrometría de absorción atómica para la determinación de oro, aplicado a sedimentos, rocas, concentrados y relaves para obtener resultados confiables. Para la validación consideraron como parámetros que se muestran en la Tabla 1.3 continuación:

Tabla 1.3 Resultados de parámetros utilizados. [Buitrón et al., 2021]

Parámetro	Objetivo
Selectividad/ Especificidad	Evaluar interferencia por presencia de sulfuros.
Intervalo de Trabajo	Desde el límite de cuantificación hasta 350 mg/kg (rango acorde a presencia de oro en muestras analizadas por el laboratorio).
Linealidad/ Función respuesta	Regresión lineal $R^2 \geq 0.995$.
LD y LC	Análisis de blancos y confirmación experimental.
Repetitividad y precisión intermedia	%CV < 19% Obtenido de la aplicación de Ecuación de Horwitz.
Veracidad	70% - 130% Criterio establecido por el método de referencia.
Incertidumbre	38%

Se evaluaron los parámetros del método de determinación de oro implementado por el laboratorio químico del IIGE. Para ello, analizaron datos experimentales y utilizaron criterios de aceptación y rechazo. Como resultado, se concluyó que el método es válido para muestras de sedimentos, rocas, concentrados y relaves.

Los métodos de trabajo analíticos aplicados se desarrollaron bajo estándares de la Sociedad Americana para Pruebas y Materiales (ASTM) por sus siglas en inglés referido a continuación: ASTM E1335 (ASTM International, 2017), así como también, aplicando el método 3111 de espectrometría de absorción atómica de llama descrito por APHA et al., (1989). Posterior a los ensayos realizados se logró concluir que el método para determinación de oro por ensayo al fuego que se evaluó se lo puede catalogar como selectivo, lineal y veraz en el intervalo de trabajo de 0,033 mg/kg a 353,30 mg/kg, ya que cumplió con todos los parámetros de validación, gracias a ello, se puede asegurar que existe una incertidumbre de medición U ($k=2$) de 27.6%. El método presenta interferencias cuando las muestras contienen sulfuros, lo que se traduce en fundiciones no homogéneas tamaño inferior a las esperadas; es decir afecta a la recuperación del oro de forma directa, efecto que quedó en evidencia en el estudio de selectividad y especificidad, todo esto llevó a la conclusión de que un proceso de tratamiento previo a

tostación es de suma importancia. A través del ensayo de aptitud se concluye que el método aplicado es correcto, esto apoyado con los resultados de z scores menor a 2.

1.4.8 Equipos de trituración y clasificación. - Tecnología, Diseño y Aplicación. Leyes de la distribución granulométrica.

Fueyo, (1999), en su libro, concretamente en la sección: “Leyes de la distribución granulométrica”, describe los fundamentos o leyes que rigen la distribución granulométrica para ejecución de análisis granulométricos que se determinan a partir de parámetros estadísticos; de la misma forma, muestra la curva granulométrica como herramienta para definir intervalos de tamaños de partículas pasantes y retenidas a través de sus características. Todo esto para lograr que los procesos se desarrollen de manera eficiente logrando así optimizar el resultado del producto deseado.

1.4.9 Una revisión de la flotación de oro nativo y electrum

Allan & Woodcock, (2001), utilizan el término “electrum” para referirse a las aleaciones naturales de oro, plata y cobre con análisis en las regiones ricas en oro y oro-plata del sistema ternario Au-Ag-Cu (Fig.1.11).

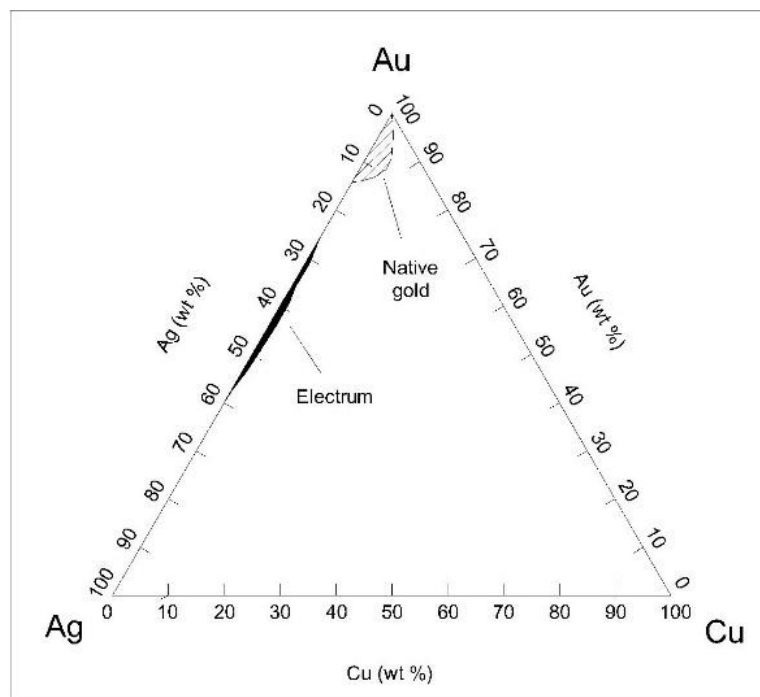


Figura 1.11 Sistema ternario Oro-plata-cobre. [Allan & Woodcock, 2001]

La literatura revisa la recuperación de oro y electrum por flotación haciendo poca mención de la recuperación de otros minerales de oro, haciendo comentarios sobre la flotación de minerales huéspedes (sulfuros de hierro y metales básicos), considerando que, en los minerales, la mayoría de las partículas a las que se las denomina oro, tienen composiciones en peso: Au (80-100 %); Ag (1-15 %) y Cu (0-5 %).

El oro y el electrum se encuentran en una amplia variedad de minerales y tamaño de partícula que van desde grandes grumos (pepitas) hasta partículas finas (0,10 μm) y tamaños aún más finos por debajo de la resolución de los microscopios ópticos, visibles únicamente bajo microscopios de barrido electrónico (SEM). El rango de aplicabilidad de la flotación es para tamaños de partículas de aproximadamente 200 μm a 1 μm .

Los parámetros físicos considerados para la flotación de oro incluyen: condición física, mineralogía general de mineral, mineral huésped específico para oro, minerales interferentes y materiales no minerales.

Las condiciones químicas generales involucradas en la flotación incluyen colectores, espumadores, activadores, depresores, modificadores de pH, atmósfera gaseosa, entre otros.

1.4.10 Estudio de hidrofobicidad del oro nativo.

Oswaldo et al., (2012) en su investigación sobre la hidrofobicidad en partículas de oro dentro del proceso de concentración mineral usando flotación espumante como método para recuperación mineral, se evaluó diferentes colectores: Mercaptobenzotiazol (MBT), Tionocarbamato (TC) y Ditiofosfato (DTP), y su efecto sobre superficies de oro nativo para cuantificar su hidrofobicidad inducida, mediante el cálculo de ángulo (θ) de contacto sobre las superficies.

El ángulo de contacto se determinó con la ecuación (1.4) determinada por Thomas Young que estableció la relación entre el ángulo de contacto y la energía interfacial.

$$\cos \theta = \frac{\gamma_{SG} - \gamma_{SL}}{\gamma_{LG}} \quad (1.4)$$

Si $\theta=0^\circ$ se produce una humectación completa y si $\theta>0$ ocurre la humectación parcial. Los resultados de los efectos de los diferentes colectores utilizados a un tiempo de acondicionamiento de 20 minutos se presentan en la tabla 1.4 a continuación.

Tabla 1.4 Resultados de flotación [Oswaldo et al., 2012]

Colector	Recuperación (%)
MBT	65,00
TC	67,50
DTP	95,00

Con esto se logró concluir que el mejor colector para realizar recuperación de oro por el método de flotación corresponde al ditiofosfato, mismo que es utilizado en la planta beneficio.

CAPÍTULO 2

Para cumplir con los objetivos propuesto se propones la siguiente metodología la cual se encuentra descrita dentro de la figura 2.1; esta misma se ha dividido en tres fases distintas que abarcan desde el reconocimiento inicial de las propiedades físicas y químicas de las muestras de la veta aurífera, pasando por la recolección de muestras de cabeza y cola de los procesos metalúrgicos utilizados, hasta la determinación de oro presente en dichas muestras.

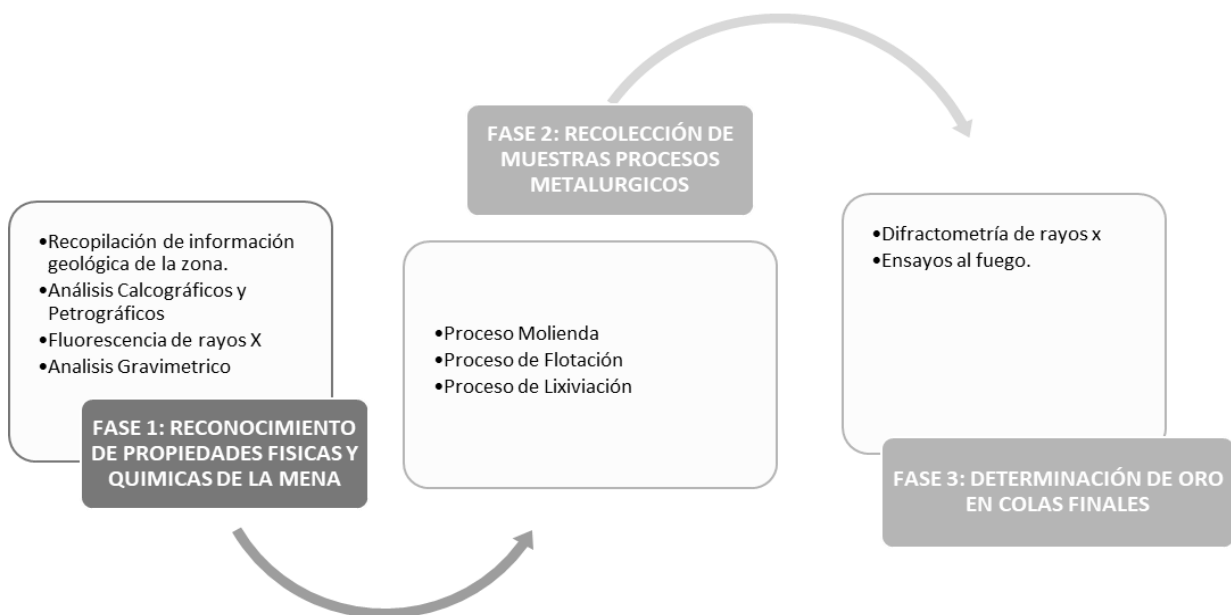


Figura 2.1 Metodología empleada [Autor]

2. METODOLOGÍA

Cada fase se describe a continuación:

2.1 Fase 1

En esta primera fase se realizó la revisión de fuentes bibliográficas obteniendo así una mayor visión acerca de la geología regional y local de la zona lo que nos permitiría entender de mejor manera la caracterización de las propiedades físicas y química de la veta “Margarita”. La descripción de las cualidades de la mena comprendió desde el muestreo representativo de la mena de la veta aurífera margarita para su posterior análisis con el uso de metodologías analíticas como la fluorescencia de rayos X, análisis calcográficos, análisis petrográficos y análisis gravimétricos.

Selección de Muestras: Se tomaron 3.00 muestras de la veta, una por cada nivel de producción, de 1.20, 1.50 y 1.60 kg en canal según la metodología de muestreo por canales aplicada por Alania en 2023; por cada muestra se seleccionaron fracciones representativas entre 5.00 y 10.00 g para la fabricación de secciones pulidas, briquetas y láminas delgadas. Las muestras obtenidas son enviadas al laboratorio.

Laboratorio Mineralúrgico: Las muestras se enviaron a un laboratorio mineralúrgico para análisis más detallados y pruebas especializadas:

- ✓ Análisis Calcográficos: Se obtuvo la distribución y morfología de los minerales presentes en las muestras, lo que permitió una observación inicial de la composición mineralógica; propiedades físicas y químicas.
- ✓ Análisis Gravimétricos: Se obtuvo la presencia y la distribución de minerales pesados en las muestras, con énfasis en oro.
- ✓ Fluorescencia de Rayos X: Se obtuvo la composición elemental cualitativa y cuantitativa, lo que permitió identificar minerales y elementos presentes.

2.2 Fase 2

En esta fase se recolectaron 12 muestras totales que corresponden a la cabeza y cola de los procesos de molienda, flotación y lixiviación utilizados en el beneficio de las menas auríferas con la finalidad de realizar la determinación de oro en la siguiente fase.

2.2.1 Etapa de Molienda

Al principio de la molienda se toman 3 muestras del material (muestras de cabeza) antes que ingrese a molienda a través de molinos chilenos, provistos de tres ruedas de hierro de 3,80 t, las cuales se encargaron de moler el material de la veta liberando partículas oro libre contenido; por diferencia de densidades el oro liberado se precipitó en el fondo de la pista sobre la que giran las ruedas. Los molinos también están provistos de tres ventanillas, cubierta cada una con malla de acero ASTM #60, las partículas de material con tamaños superiores a 250 μm fueron retenidas dentro de los molinos formando la pulpa, mientras que los materiales con tamaños inferiores que pasaron a través de las mallas constituyendo las colas de molinos y es aquí donde se procede a tomar las 3 muestras de cola. Es importante recalcar que la pulpa obtenida se sometió a concentración mediante una mesa concentradora, el concentrado de oro generado se funde para obtener barras de oro doré como producto final.

2.2.2 Método de Concentración por Flotación

Las colas de molinos cuyas partículas fueron inferiores a 250 μm con contenido de oro, se condujeron hasta el área de flotación. El material se colocó dentro de un tanque espesador, donde se efectuó la separación de la fase sólida y líquida, cuando la fase sólida alcanza entre 55 % a 60 % por m^3 , se descargó hacia un tanque acondicionador donde la fase sólida se mezcló mediante agitación con agentes reactivos colectores, espumantes y agua durante un tiempo de acondicionamiento de 15 minutos formando una pulpa con un máximo de 35 % de sólidos; la pulpa ingreso en un circuito de flotación Denver donde se inició del proceso de concentración de oro.

El circuito de flotación Denver está compuesto por 2 celdas primarias o roughers, 2 celdas agotativas o scavenger y una celda limpiadora o cleaner, de características similares pero que desarrollan distintas funciones; el circuito de celdas Denver generó concentrados de oro en forma de espumas, las que son captadas por rebalse en canaletas y llevadas hasta tanques donde se efectuó la eliminación de lamas previo a su tratamiento por lixiviación. Las colas de flotación fueron acumuladas en piscinas de relaves, es aquí donde se extraen 3 muestras más.

2.2.3 Método de Concentración por lixiviación

Los concentrados obtenidos del proceso de flotación fueron sometidos a la operación de lixiviación, ejecutada con el objetivo de obtener el mayor porcentaje de oro a partir de una solución cianurada. Los tanques de lixiviación de 25.00 m^3 fueron cargados con agua, seguido se incorporaron entre 3.00 a 3.50 toneladas de concentrados, posterior se agregó Hidróxido de calcio dejando reaccionar durante 2.00 horas para obtener pH superior a 10.50 evitando la generación de gas cianhídrico, transcurrido el tiempo de reacción se adicionó 3.00 kilogramos de CaCN por cada tonelada de concentrado, reaccionando la pulpa con la solución de cianuro de sodio que lixivio las partículas de oro de tamaños menores que 250 μm , este proceso se ejecutó durante 12 horas. El control del contenido de oro en solución se efectuó mediante la toma de 500 cm^3 de muestra en intervalos de una hora y su análisis con AAS; el proceso finalizó cuando los resultados de las 3 últimas muestras de cabeza de la solución fueron similares entre sí. La solución rica con oro producto del proceso de lixiviación pasó a un tanque en el que se procedió a separar por sedimentación las partículas de materiales ultrafinos que pudiese contener y que afectan al siguiente proceso, finalmente la solución limpia pasó

a un tanque de acumulación, quedando lista para someterse a electroobtención y refinación.

2.3 Fase 3

En esta fase se determinó la cantidad de oro contenido por fracción retenida del material de mena; se realizó sometiendo las muestras obtenidas a ensayos granulométricos, y las fracciones retenidas resultantes se analizaron mediante el método de ensayo al fuego combinado con espectroscopia de absorción atómica.

Tabla 2.1 Codificación de muestras según procesos y análisis de aplicación [Autor]

Codificación de muestras	Procedencia de muestra	Ensayos Aplicados
M001	Cabeza de molino	-Análisis granulométrico - Ensayo al fuego Y AAS
M002	Cabeza de molino	-Análisis granulométrico - Ensayo al fuego Y AAS
M003	Cabeza de molino	-Análisis granulométrico - Ensayo al fuego Y AAS
CAF001	Cabeza de concentración	-Ensayo al fuego - Ensayo al fuego Y AAS
CAF002	Cabeza de concentración	-Ensayo al fuego - Ensayo al fuego Y AAS
CAF003	Cabeza de concentración	-XRD -Ensayo al fuego Y AAS
COF001	Cola de concentración	-XRD -Ensayo al fuego Y AAS
COF002	Cola de concentración	-XRD -Ensayo al fuego Y AAS
COF003	Cola de concentración	-XRD -Ensayo al fuego Y AAS

2.3.1 Ensayos granulométricos de la concentración de oro en molinos de rueda

Para establecer la eficacia de concentración de oro realizada por los molinos de ruedas en el procesamiento del material de mena de la veta Margarita se desarrollaron ensayos granulométricos mediante análisis de material en la alimentación de molinos; para este propósito fueron colectadas 3 muestras (M001,M002,M003) del material de la alimentación (cabeza), estas fueron pesadas y sometidas a tamizaje utilizando un juego de 6 tamices de con diferente luz de malla, obteniendo fracciones granulométricas de partículas retenidas por cada tamiz; para conocer la cantidad de oro contenido en las muestras de las fracciones granulométricas obtenidas, estas se analizaron mediante el método analítico de ensayo al fuego y espectroscopía de absorción atómica (AAS), definiendo la malla de tamiz que mayor porcentaje de oro concentra, y comparando los

resultados con la malla #60 que corresponde a la utilizada por los molinos trapicheros, las características de la malla #60 son: diámetro de hilo de 0,20 mm, luz de malla 0,25 mm, filtrando partículas inferiores a 250 μm .

2.3.1.1 Implementos y materiales

Los implementos y materiales utilizados para determinar los ensayos granulométricos fueron:

- 1 balanza digital de 2 decimales de precisión.
- Fundas plásticas de 5" x 8" de 4 gramos.
- 1 brocha de 1".
- 1 paleta de 5 mililitros.
- 1 tamizadora eléctrica.
- Cepillo de cerdas suaves.
- Juego de tamices ASTM.
- Tapa de tamiz ASTM.
- Fondo de tamiz ASTM.

Tabla 2.2 Listado de tamices usados en ensayo granulométrico [Autor].

Tamiz N.º	Luz de malla (μm)
10	2000
50	300
100	150
150	98
200	75
325	45

2.3.2 Ensayo al fuego

El ensayo al fuego conocido también como método de vía seca, es el método utilizado en el laboratorio de la planta de beneficio en la que se procesa el material de la empresa Bursal S.A., para la determinación de contenido y control de recuperación de oro durante el desarrollo del proceso metalúrgico y sus fases de beneficio mineral. Para este ensayo se realizó el procedimiento descrito a continuación.

Las muestras pulverizadas de material de mena fueron sometidas a fusión por temperatura entre 1100° y 1150° C con óxido de plomo en un crisol de arcilla con una carga fundente o de flujo que contenía litargirio (PbO) bajo condiciones reductoras que

promueven la separación del oro y la plata, se utilizó plomo como colector efectuando colección simultánea, formando una aleación desde la ganga. Producto de esta fusión reductora se originan 2 fases: una fase compuesta por escoria líquida constituida por silicatos complejos, boratos y plumbitos de metales alcalinos, alcalinotérreos y otros; y otra fase metálica líquida con plomo de tamaño controlado (regulada mediante el uso de harina). La alta solubilidad en plomo fundido de los metales nobles como el oro y la plata, su alta densidad, peso específico e inmiscibilidad con la escoria permite su separación de esta (escoria) en forma de aleación de plomo como un régulo.

El litargirio se redujo químicamente mediante el uso de harina (de trigo) como agente reductor, esta reacción química provocó la formación y precipitación de diminutos glóbulos de plomo a manera de "llovizna", que en su recorrido hacia el fondo del crisol a través de la masa fundida colectan las partículas de oro y plata.

Luego, por fusión oxidante (copelación entre 900° y 950°C), permitió ingresar intermitentemente flujos de aire al interior del horno, el plomo de la aleación capta parte del oxígeno del aire y de otros metales presentes, oxidándose junto a otras impurezas metálicas, siendo eliminado en forma de litargirio (PbO) mediante absorción selectiva en una copela (magnesita). El 98,50 % de plomo fue absorbido por la copela, mientras el restante se volatiliza. Así al aislarse el oro y la plata forman un botón en la superficie denominado doré, el que se encuentra listo para su cuantificación analítica mediante espectroscopía de absorción atómica.

2.3.3 Espectroscopía de Absorción Atómica (AAS)

El equipo que se utilizó dentro del laboratorio químico de la planta de beneficio es un espectrómetro de absorción atómica de marca Agilent serie 200 AA, consta de 4 lámparas para medición de oro, plata, cobre y hierro, con software para manipulación de ensayos y entrega de información a partir de estos.

Previo al análisis del analito, se procedió a verificar la calibración del espectrómetro de absorción atómica de llama (AAS); esta verificación se efectuó por medio de la lectura de muestras con contenido de oro conocido denominadas estándares, las cuales son comercializadas por una casa comercial ubicada en la ciudad de Quito, que se encuentra acreditada y certificada por el fabricante de los equipos de AAS.

Luego de confirmar el correcto funcionamiento del equipo se procedió a realizar la lectura de cuantificación en contenido de oro de las muestras en el espectrómetro de absorción

atómica de llama, de acuerdo con la técnica luego del análisis cada 10 muestras, se procede a realizar la medición de los estándares con el objetivo de asegurar el correcto funcionamiento del equipo de AAS. El equipo de espectrometría de absorción atómica de llama utilizado por la planta de beneficio genera los resultados en ppm, mg/l, o g/m³, de acuerdo al tipo de prueba a analizar.

CAPÍTULO 3

3. RESULTADOS Y ANÁLISIS

3.1 Propiedades físicas y químicas

3.1.1 Descripción calcográfica e interpretación

Muestra GM-01

Sección pulida (luz reflejada)

Los minerales opacos corresponden aproximadamente al 1 % de la muestra. Bajo el microscopio petrográfico, la muestra GM-01 tiene oro como mineral principal, así como trazas de pirita y esfalerita. Note que los porcentajes de minerales opacos indicados en la sección pulida no están relacionados a la concentración total en la roca.

- **Oro 1%**

Los cristales de oro son de color amarillo brillante, sin pleocroísmo y con muy alta reflectancia (Figura 3.1 A, C y D). Los cristales son masivos o elongados (Figura 3.1 E). Bajo nícoles cruzados es isotrópico, pero puede presentar cierta anisotropía por finas líneas debido al pulido que produce colores de polarización verde (Figura 3.1 A y C). Las rayas debido al pulido es resultado de las características maleables del oro. El tamaño de los cristales de oro varía entre 10 y 500 μm , aunque pueden presentarse aglomerados milimétricos visibles a simple vista. El oro se encuentra libre y no en asociación con otros minerales. Los análisis XRF de la muestra indican concentraciones de oro entre 7 y 11 ppm (ver tabla 3.2).

- **Pirita (trazas)**

Esporádicos cristales de pirita de color blanco amarillento, sin pleocroísmo y alta reflectancia se encuentran presentes en la muestra. Los cristales presentan hábitos cúbicos característicos en este mineral (Figura 3.1 D y F). Bajo nícoles cruzados, los cristales son isotrópicos sin ninguna reflexión interna. Ciertos cristales de pirita presentan texturas de reemplazamiento por esfalerita (Figuras 3.1 D). El tamaño de los cristales de pirita varía desde 250 micras hasta 500 micras (Figuras 3.1 D y F).

- **Esfalerita (trazas)**

Los cristales de esfalerita son euhedrales de hábito cúbico de color gris medio con baja reflectancia (Figura 3.1 D). Bajo nícoles cruzados, los cristales son isotrópicos, pero

pueden presentar reflexiones internas de color rojo. Texturas de reemplazamiento como bordes convexos e islas sugieren que está reemplazando a la pirita.

Paragénesis

La presencia de texturas de reemplazamiento en la pirita como bordes convexos e islas residuales sugieren que está siendo reemplazada por la esfalerita (Figura 3.1 D). El oro se encuentra solo, por lo que no hay una clara relación de corte para ubicar en la secuencia paragenética. Basados en estas observaciones, la siguiente paragénesis es propuesta.

Tabla 3.1 Paragénesis propuesta para de la sección pulida de la muestra GM-01 [Autor]

Mineral	ETAPA 1	ETAPA 2
Pirita		
Oro		?
Esfalerita		

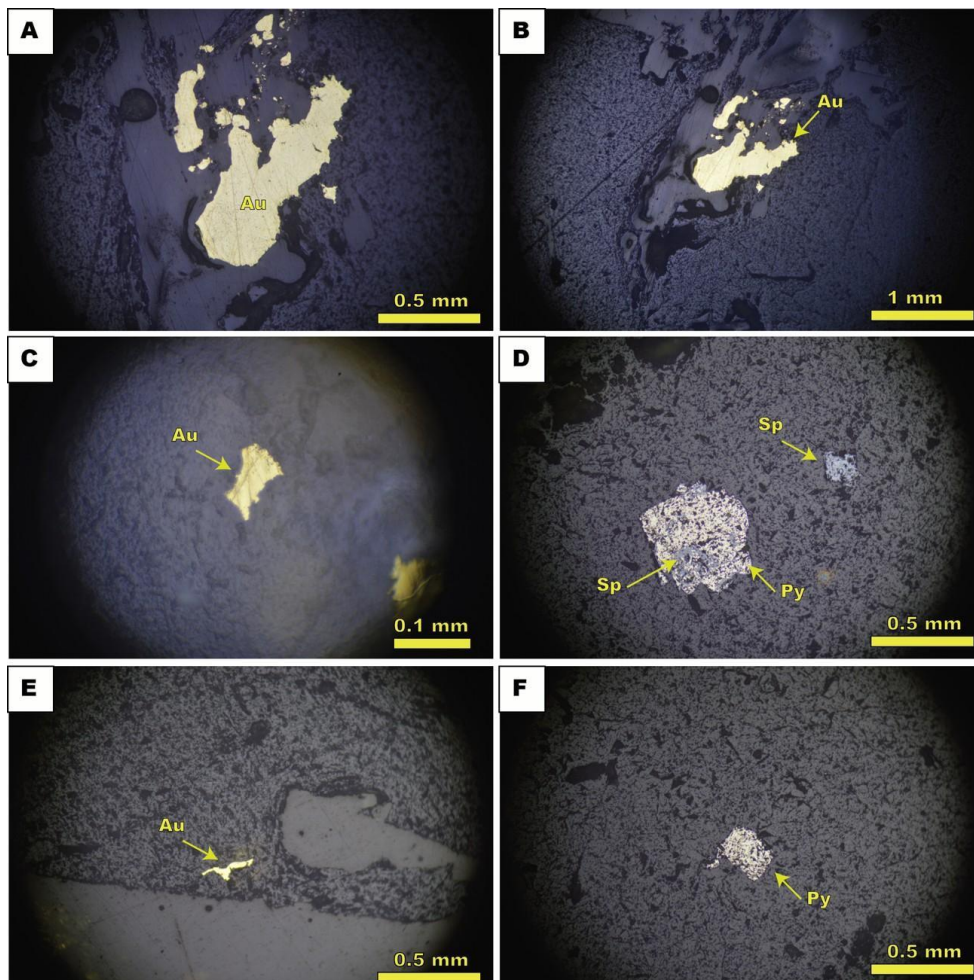


Figura 3.1 Muestra GM-01 sección pulida (luz reflejada) [Autor]

Descripción microscópica de la veta (luz transmitida)

- **Cuarzo 99%**

Son cristales incoloros de bajo relieve que no presentan alteración (Figura 3.2 E), bajo nicoles cruzados, los cristales presentan colores de interferencia grises de primer orden (Figura 3.2 F). El cuarzo se presenta como cristales euhedrales con hábito prismático, o como cristales anhedrales a subhedrales (Figura 3.2 G-H). Los cristales prismáticos pueden presentar tamaños mayores a 1 mm y corresponden a la veta principal (Figura 3.2 E-F). Mientras que los cristales anhedrales en general son menores a 500 μm , inclusive hay vetillas en las cuales los cristales de cuarzo tienen tamaños menores a 10 micras (Figura 3.2 C-D, G-H). La presencia de vetillas de cristales anhedrales de cuarzo cortando la veta principal sugiere varios eventos de fracturamiento y posterior relleno de cuarzo en las vetas (Figura 3.2 G-H).

- **Opacos (trazas)**

Son cristales de color negro bajo luz polarizada y cruzados nicoles. Los cristales son subhedrales a euhedrales (Figura 3.2 A y C).

- **Sericita (trazas)**

Son cristales incoloros de relieve bajo en forma de agregados escamosos (Figura 3.2 A y B). Bajo nicoles cruzados presentan birrefringencia fuerte con colores de interferencia de segundo grado (Figura 3.2 B y D). En general se las encuentra como agregados en *asociación con los* cristales anhedrales de cuarzo o relleno de vetillas (Figura 3.2 C-D y A-B respectivamente).

- **Clorita (trazas)**

Son cristales de colores verde amarillento anhedrales con hábito escamoso (Figura 3.2 C). Bajo nicoles cruzados, la clorita presenta birrefringencia débil (Figura 3.2 D). Se presenta como agregados en asociación con la sericita (Figura 3.2 C-D).

- **Textura**

La muestra corresponde a un fragmento de veta de cuarzo con cristales prismáticos elongados de cuarzo de veta.

- **Nombre de la roca**

En contexto general se aprecia que la muestra es una vetilla de cuarzo en una roca caja probablemente metasedimentaria. La presencia de cantidades apreciables de oro y la poca presencia de sulfuros sugiere que podría tratarse de vetas epitermales de sulfuración intermedia.

- **Alteraciones**

No se reportan minerales de alteración para esta muestra.

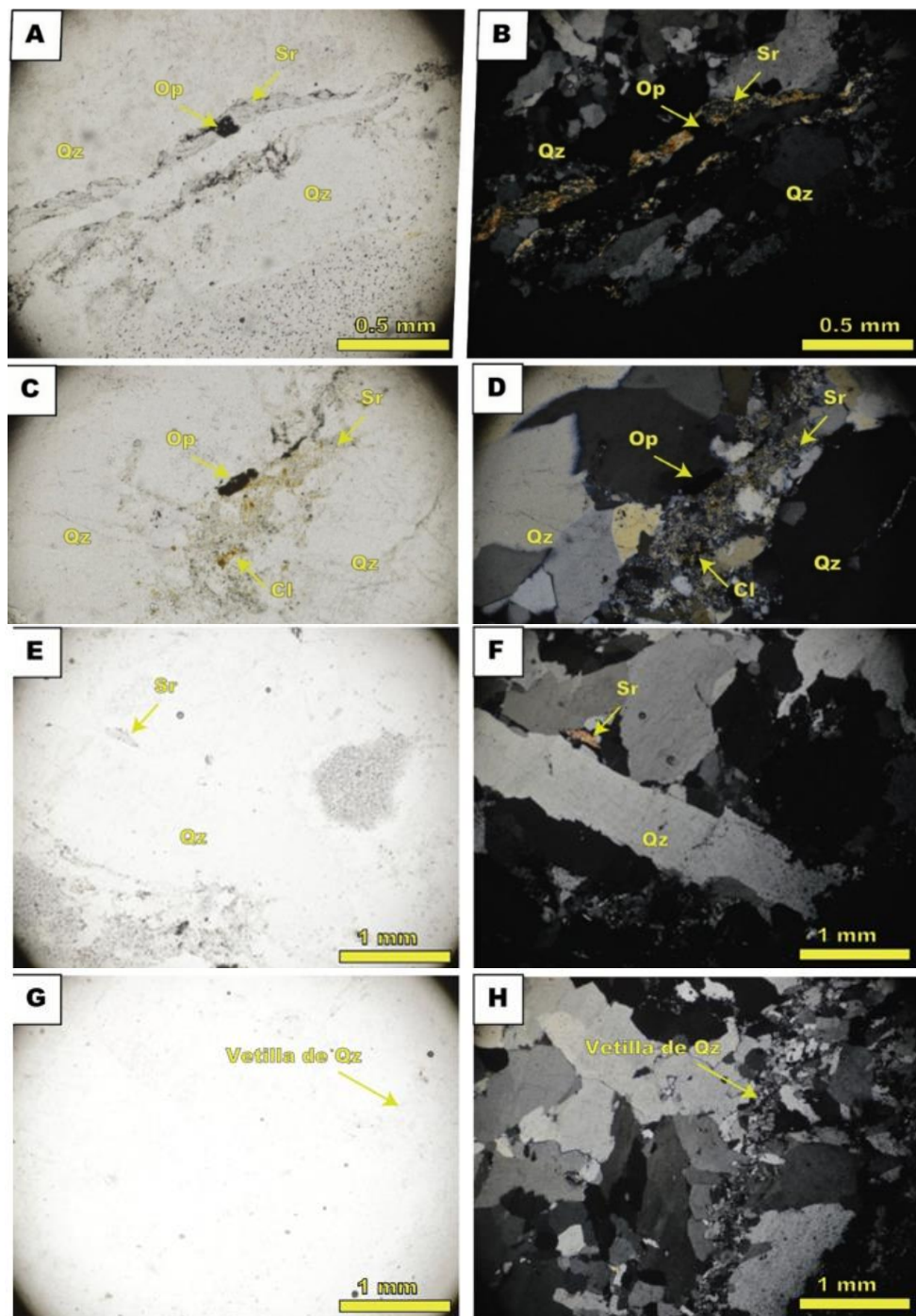


Figura 3.2 Muestra GM-01 sección pulida (luz transmitida) [Autor]

Muestra GM-02

Sección pulida (luz reflejada)

Los minerales opacos corresponden aproximadamente al 1% de la muestra. Bajo el microscopio petrográfico, la muestra GM-02 tiene oro como mineral principal, así como trazas de pirita y esfalerita. Note que los porcentajes de minerales opacos indicados en la sección pulida no están relacionados a la concentración total en la roca.

- **Oro 1%**

Los cristales de oro son de color amarillo brillante, sin pleocroísmo y con muy alta reflectancia (Figura 3.3 C). Bajo nicols cruzados, los cristales presentan anisotropía con colores de polarización verdes debido a finas líneas producto del pulido (Figura 3.3 B). El tamaño de los cristales de oro varía entre 10 y 500 μm . El oro se encuentra libre y no en asociación con otros minerales, el análisis XRF indica valores de oro entre 137 y 157 ppm para la muestra GM-02 (ver tabla 3.2).

- **Pirita (trazas)**

Esporádicos cristales de pirita de color blanco amarillento, sin pleocroísmo y alta reflectancia se encuentran presentes en la muestra. Los cristales presentan textura de caries característicos en de minerales que tienden a cristalizar con bordes cúbicos (Figura 3.3 E). Bajo nicols cruzados, los cristales son isotrópicos sin ninguna reflexión interna. El tamaño de los cristales de pirita varía desde 10 hasta 100 μm (Figuras 3.3 D y E).

- **Esfalerita (trazas)**

Ocasionalmente se presentan cristales de esfalerita de color gris medio, los cuales son euhedrales a subhedrales de hábito cúbico con baja reflectancia (Figura 3.3 F). Bajo nicols cruzados, los cristales son isotrópicos, pero pueden presentar reflexiones internas de color rojo.

- **Paragénesis**

Los minerales ubicados en la muestra no presentan claras relaciones de corte para proponer una secuencia paragenética.

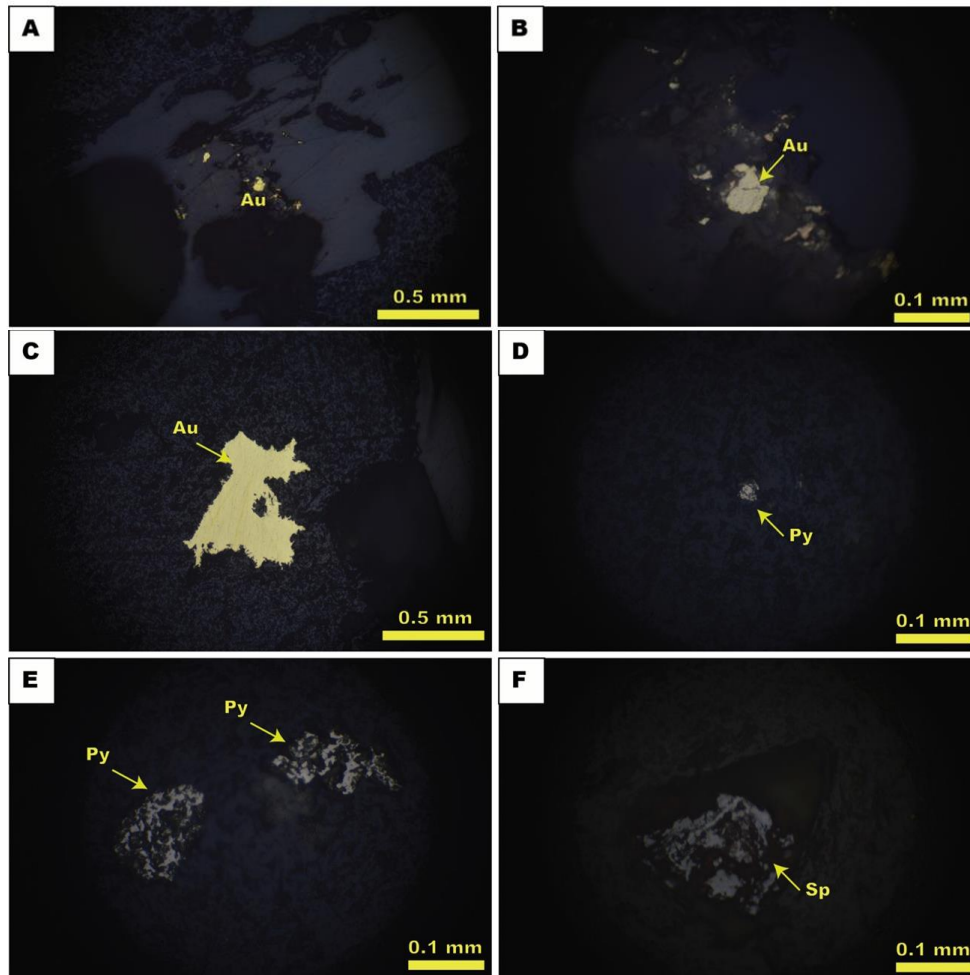


Figura 3.3 Micrografías de la sección pulida de la muestra GM-02 (Luz reflejada) [Autor]

Descripción microscópica de la veta (luz transmitida)

- **Cuarzo 99%**

Los cristales de cuarzo bajo luz polarizada plana son incoloros, con bajo relieve y no presentan alteración (Figura 3.4 C). Bajo nícoles cruzados, los cristales presentan baja birrefringencia con colores de interferencia de primer orden (Figura 3.4 D). El cuarzo se presenta como cristales euhedrales con hábito prismático, o como cristales anhedrales a subhedrales (Figura 3.4 E-F). Los cristales prismáticos pueden presentar tamaños mayores a 500 μm y corresponden a la veta principal (Figura 3.4 E-F). Mientras que los cristales anhedrales presentan dos poblaciones, la primera se presentan como agregados asociados con sericita y de tamaño menor a 10 μm (Figura 3.4 C-D) Mientras que la segunda tendencia son cristales menores a 500 μm (Figura 3.4 E-F). Los agregados finos asociados con sericita podrían representar parte de la roca caja silicificada.

- **Opacos (trazas)**

Son cristales de color negro bajo luz polarizada y cruzados nícoles. Los cristales son subhedrales a euhedrales (Figura 3.4 A y C).

- **Sericita (trazas)**

Son cristales incoloros de relieve bajo en forma de agregados escamosos alineados asociados a cuarzo microcristalino (Figura 3.4 D y H). Bajo nícoles cruzados presentan birrefringencia fuerte con colores de interferencia de segundo grado (Figura 3.4 B).

- **Fragmentos de roca (trazas)**

En la Figura 3.4 G-H, se puede apreciar un fragmento de una roca finogranular con abundante sericita. Este fragmento podría ser parte de la caja de la veta. La textura alineada de la sericita sugiere que se trata de metasedimentos.

- **Textura**

La muestra corresponde a un fragmento de veta de cuarzo con cristales elongados de cuarzo, típico de veta.

- **Nombre de la roca**

En contexto general se aprecia que la muestra es una vetilla de cuarzo, la roca caja probablemente es una roca metasedimentaria. La presencia de cantidades apreciables de oro y la casi nula presencia de sulfuros sugiere que podría tratarse de vetas epitermales de sulfuración intermedia.

- **Alteraciones**

No se reportan minerales de alteración para esta muestra.

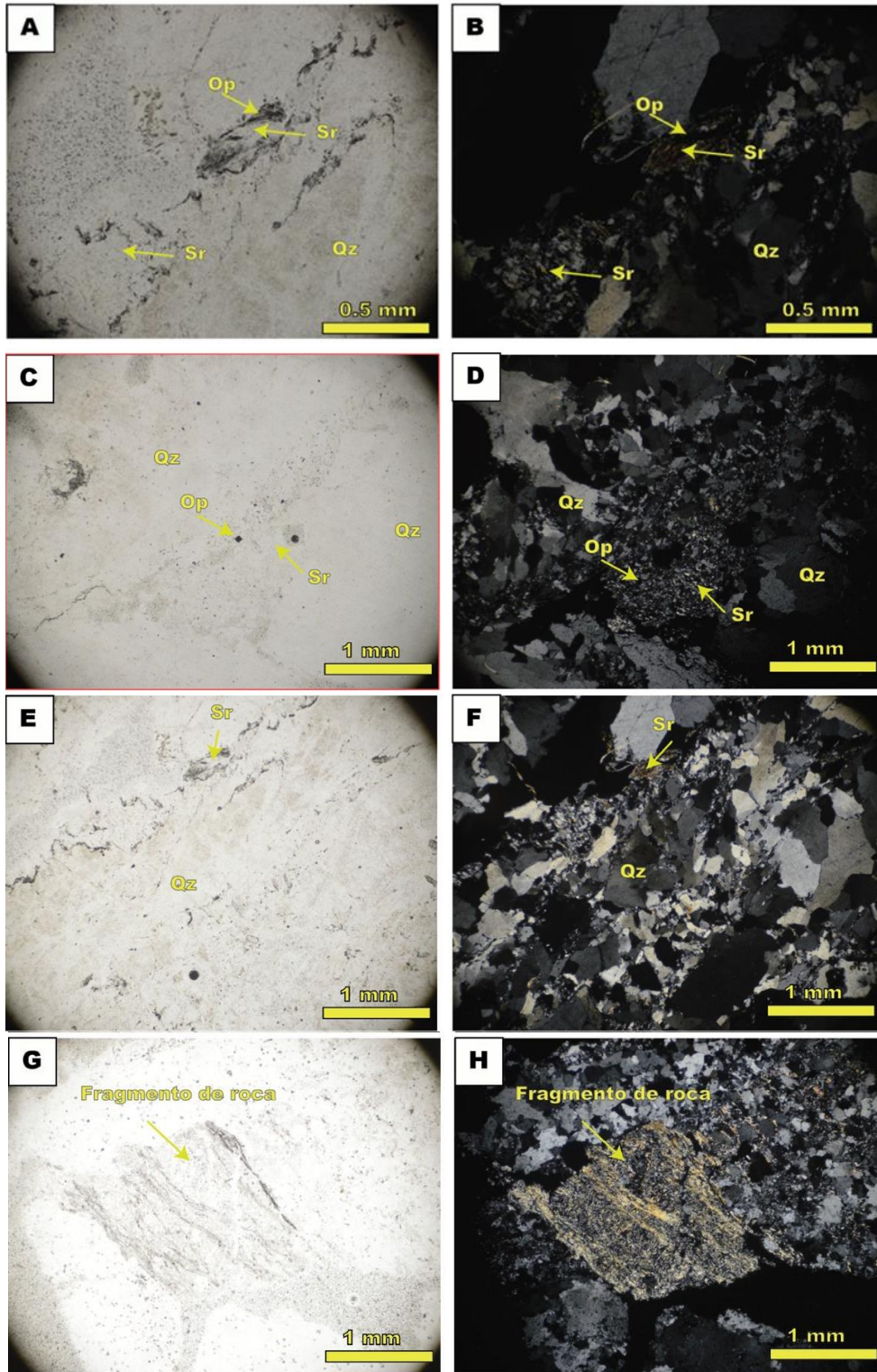


Figura 3.4 Micrografías de la sección pulida de la muestra GM-02 (Luz transmitida) [Autor]

3.1.2 Resultados de análisis de Fluorescencia de rayos x (XRF).

Tabla 3.2 Resultados de análisis XRF para oro (Au), plata (Ag), cobre (Cu), Zinc (Zn) y níquel (Ni). [Autor]

Retest Note	Au %	Au ppm	Ag %	Ag ppm	Cu %	Cu ppm	Zn %	Zn ppm	Ni %	Ni ppm
GM-1	0.00106	10.6	<LOD		<LOD		<LOD		<LOD	
GM-1	0.00071	7.1	<LOD		<LOD		0.00086	8.6	<LOD	
GM-2	0.01377	137.7	0.0017	17	0.00101	10.1	0.0009	9	<LOD	
GM-2	0.01574	157.4	0.00296	29.6	0.001	10	0.00171	17.1	<LOD	
GM-2	0.01368	136.8	0.00197	19.7	0.00106	10.6	<LOD		0.00091	9.1

Tabla 3.3 Resultados de análisis XRF para otros elementos, medidos en porcentaje de contenido en muestras GM-01 y GM02 [Autor].

Retest Note	Si %	K %	Al %	Ca %	Mg %	Fe %	S %	P %	Ti %	V %	Cr %	Mn %	Co %	As %	Se %	Rb %	Sr %	Y %
GM-1	40.68575	0.19355	0.7263	0.0636	<LOD	0.62511	<LOD	0.04841	0.04502	<LOD	<LOD	0.00816	<LOD	0.00044	<LOD	0.00079	0.00079	0.00043
GM-1	41.14554	0.21867	0.84196	0.07801	<LOD	0.70706	<LOD	0.05642	<LOD	<LOD	<LOD	0.0098	<LOD	0.0005	<LOD	0.00087	0.00079	0.00031
GM-2	40.71298	0.2291	1.00703	0.05397	0.13558	0.47197	<LOD	0.03727	<LOD	<LOD	<LOD	0.00783	<LOD	0.00076	<LOD	0.00093	0.00046	0.00057
GM-2	40.81676	0.22855	1.00478	0.0478	<LOD	0.44035	<LOD	0.03548	<LOD	<LOD	<LOD	0.00573	<LOD	0.00072	<LOD	0.00079	0.00057	0.00055
GM-2	40.76139	0.22831	1.0427	0.04482	<LOD	0.45951	<LOD	0.03651	0.04694	<LOD	<LOD	0.00874	<LOD	0.00089	<LOD	0.00079	0.00055	0.0007
Retest Note	Zr %	Nb %	Mo %	Cd %	Sn %	Sb %	Ba %	La %	Ce %	Pr %	Nd %	W %	Hg %	Pb %	Bi %	Th %	U %	LE %
GM-1	0.00167	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	57.5989
GM-1	0.00135	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	56.9371
GM-2	0.00148	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	0.00735	<LOD	0.01353	<LOD	0.02	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	57.2771
GM-2	0.00159	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	57.3949
GM-2	0.00153	<LOD	<LOD	<LOD	0.00299	<LOD	0.00617	0.00891	<LOD	<LOD	0.03	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	<LOD	57.3025

3.2 Resultados de ensayos a muestras tomadas en fase de Molienda.

3.2.1 Ensayos Granulométricos en Molienda.

Se obtuvieron los pesos de las fracciones retenidas por cada tamiz para cada muestra de alimentación de molienda según la tabla mostrada a continuación:

Tabla 3.4 Peso de las muestras usadas para los ensayos granulométricos en molienda [Autor].

COD. MUESTRA	PESO (g)
M-001	783.43
M-002	892.04
M-003	804.63

Tabla 3.5 Fracciones retenidas según tamiz para las muestras de molienda [Autor].

Tamiz N.º	Luz de malla (µm)	M-001 Peso (g) Fracción Retenida	M-002 Peso (g) Fracción Retenida	M-003 Peso (g) Fracción Retenida
50	300	332.46	382.36	360.17
100	150	67.07	82.46	76.06
150	98	20.11	27.59	26.70
200	75	19.94	21.27	23.60
325	45	19.85	22.93	22.15
<325	<45	59.41	59.72	62.91

3.2.2 Resultados M-001

Tabla 3.6 Análisis granulométrico de Au para fracciones de muestra M-001 de materiales gruesos mediante el método Experimental [Autor]

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO M-001																		
N° tamiz	Intervalo granulométrico (µm)	Ø Luz Malla (µm)	Partículas				GRANULOMETRÍA EXPERIMENTAL					RR AJUSTE GRANULOMÉTRICO				GGs AJUSTE GRANULOMÉTRICO		
			P. fracción retenida (g)	Fracción Retenida (%)	Fracción Ret. Acum. (%)	Fracción Pas. Acum. (%)	Au fracción retenida (g/T)	Au Dil. F. Ret. (g/T)	Au F. Ret. (%)	Au F. Ret. Acum. (%)	EXP. Pass Acum. (%)	RR Pass Ajust. (%)	y Log(Ln(100/(1-x))) % F. Pas. Ajust.	x Log(Ø)	GGs Pass Ajust. (%)	y Log[Y'(x)] % F. Pas. Ajust.	x Log(Ø)	
10	>2000	2000	264.59	33.77	33.77	66.23	6.25	2.11	27.20	27.20	72.80	66.19	0.11	3.30	66.15	1.86	3.30	
50	2000-300	300	332.46	42.44	76.21	23.79	10.89	4.62	59.55	86.75	13.25	17.07	-0.85	2.48	15.18	1.12	2.48	
100	300-150	150	67.07	8.56	84.77	15.23	5.16	0.44	5.69	92.45	7.55	9.38	-1.10	2.18	8.86	0.88	2.18	
150	150-98	98	20.11	2.57	87.34	12.66	2.60	0.07	0.86	93.31	6.69	6.43	-1.16	1.99	6.37	0.83	1.99	
200	98-75	75	19.94	2.55	89.88	10.12	2.84	0.07	0.93	94.24	5.76	5.05	-1.23	1.88	5.18	0.76	1.88	
325	75-45	45	19.85	2.53	92.42	7.58	6.45	0.16	2.11	96.35	3.65	3.18	-1.43	1.65	3.48	0.56	1.65	
Fondo	<45	-45	59.41	7.58			3.74	0.28	3.65									
Σ			783.43	100			7.76	100										

Observación: Muestra tomada del material en la alimentación de molinos al inicio de turno, el contenido de Au total por fracción retenida se determinó por medio de ensayo al fuego y espectrometría de absorción atómica AAS.

Tabla 3.7 Estimación M001 de F20 pasante experimental, ajustado por RR y GGS [Autor]

F20 pasante Experimental y ajustado por RR y GGS					
F20 Au Pasante EXPERIMENTAL					
Y ₀		2000		X ₀	72.80
Y		492.82 µm		X	20
Y ₁		300		X ₁	13.25
% F. Ret. Acum. Exp.		80.00			
F20 Au Pasante AJUSTADO RR					
m	0.926	b	-3.022	y	20.00
Int.	-3.022	k	1832.38	x	362.72 µm
% F. Ret. Acum. Ajust.		80.00			
F20 Au Pasante AJUSTADO GGS					
m	0.776	b	-0.74	y	20.00
Int.	-0.741	k	3406.66	X	428.07 µm
% F. Ret. Acum. Ajust.		80.00			

Tabla 3.8 Porcentaje M001 de Au retenido Ø 250 µm - Malla #60 [Autor]

% Au Pasante a 250µm - EXPERIMENTAL, ajustado por RR y GGS					
% tamaño Au Pasante EXPERIMENTAL					
Y ₀		300		X ₀	13.25
Y		250 µm		X	11.35
Y ₁		150		X ₁	7.55
% F. Ret. Acum. Exp.		88.65			
% de tamaño de Au Pasante AJUSTADO por RR					
m	0.926	b	-3.022	y	14.63
Int.	-3.022	k	1832.38	x	250 µm
% F. Ret. Acum. Ajust.		85.37			
% de tamaño de Au Pasante AJUSTADO por GGS					
m	0.776	b	-0.74	y	13.19
Int.	-0.741	k	3401.65	X	250 µm
% F. Ret. Acum. Ajust.		86.81			

**Concentración de oro por fracción granulométrica F20 pasante en alimentación de molinos.
Métodos Experimental - RR - GGS. Muestra M-001**

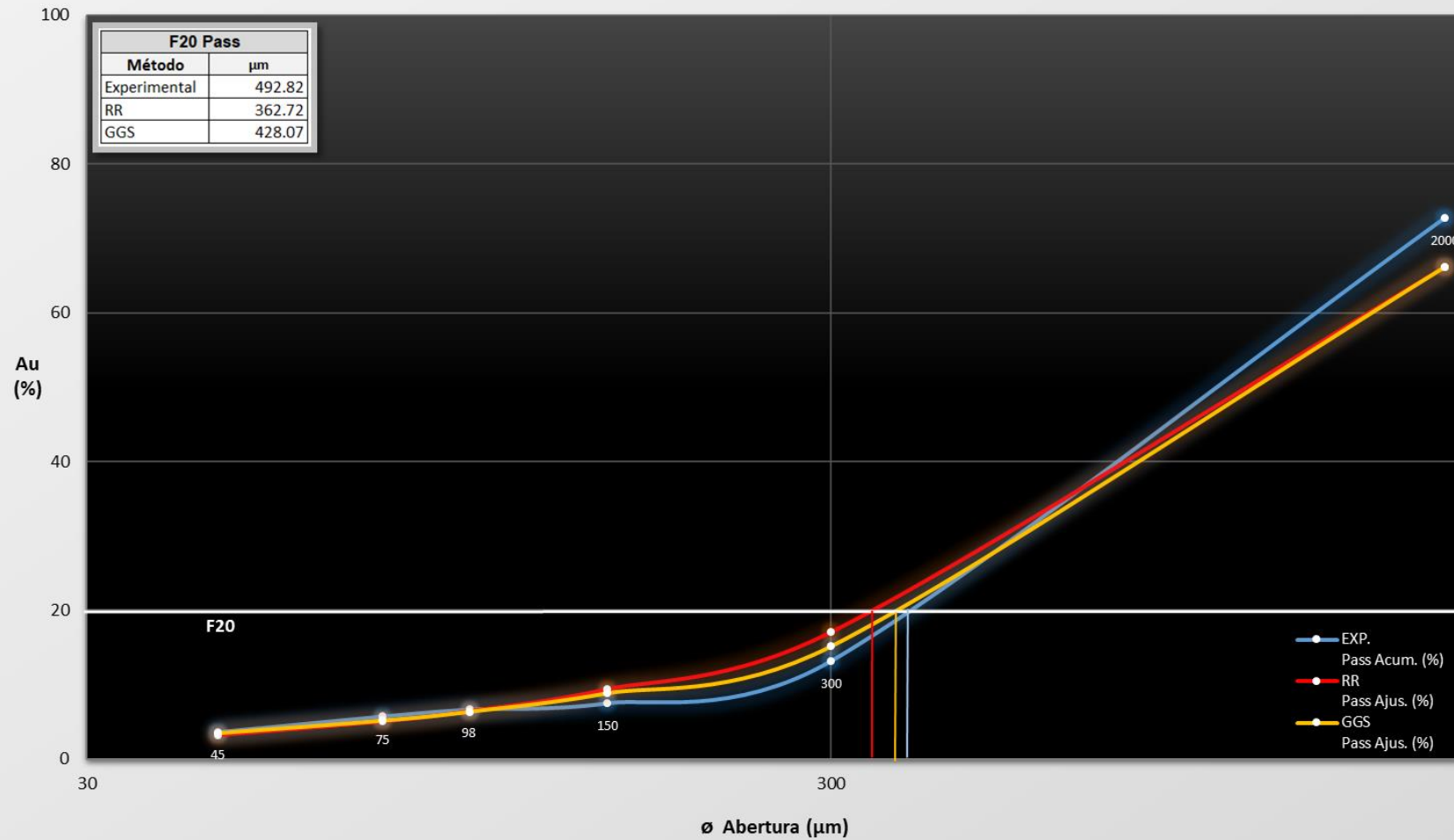


Figura 3.5 Comparativa F20 pasante de oro por los diferentes métodos utilizados en la muestra M-001. [Autor]

- **Interpretación de Resultados Muestra M-001**

De acuerdo con los resultados obtenidos del ensayo granulométrico aplicado para la muestra M-001, el F20 de oro pasante por el método de interpolación lineal se estableció a 492.82 μm , el método de ajuste RR precisó el F20 en tamaños menores a 362.72 μm , mientras que, con el método GGS se calculó el porcentaje pasante requerido con partículas de tamaño por debajo de 428.07 μm . El método gráfico permitió observar que el F20 de oro pasante resultó para tamaños menores a 420 μm , siendo así, el método RR tuvo de mejor ajuste a la curva granulométrica.

Los molinos de ruedas utilizan en sus ventanillas malla #60 ASTM cuya abertura es 250 μm , así entonces, para determinar los porcentajes de oro retenido para dicha abertura de malla se aplicó un análisis por iteración en los ensayos granulométricos mediante los métodos ya indicados, de esta manera se obtuvo como resultados que para el método experimental el porcentaje de oro retenido fue 88.65 %, mediante el ajuste por RR el valor calculado fue 85.37 %, mientras que por método GGS el resultado fue 86.81 %.

La gráfica de las curvas granulométricas experimental, y de ajuste por los métodos de Rosin Rammler y Gate Gaudin Schuhmann permitió observar que tanto para los finos como para gruesos el mejor ajuste se obtuvo por RR. Es importante destacar que los gráficos de las curvas de los métodos de ajuste por RR y GGS tendieron a converger hacia las partículas de mayor diámetro, no así la curva del método experimental que hacia los materiales gruesos se alejó.

3.2.3 Resultados M-002

Tabla 3.9 Análisis granulométrico de Au para fracciones de muestra M-002 de materiales gruesos mediante el método Experimental por Interpolación lineal, y ajustado por Rosin Rammler y Gates Gaudin Schuhmann [Autor].

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO M-002																	
N° tamiz	Intervalo granulométrico (µm)	Ø Luz Malla (µm)	Partículas				GRANULOMETRÍA EXPERIMENTAL					RR AJUSTE GRANULOMÉTRICO			GGS AJUSTE GRANULOMÉTRICO		
			P. fracción retenida (g)	Fracción Retenida (%)	Fracción Ret. Acum. (%)	Fracción Pas. Acum. (%)	Au fracción retenida (g/T)	Au Dil. F. Ret. (g/T)	Au F. Ret. (%)	Au F. Ret. Acum. (%)	EXP. Pass Acum. (%)	RR Pass Ajust. (%)	y Log(Ln(100/H(x)) % F. Pas. Ajust.	x Log(Ø)	GGS Pass Ajust. (%)	y Log[Y(x)] % F. Pas. Ajust.	x Log(Ø)
10	>2000	2000	295.71	33.15	33.15	66.85	5.70	1.89	15.81	15.81	84.19	83.35	0.27	3.30	91.50	1.93	3.30
50	2000-300	300	382.36	42.86	76.01	23.99	15.90	6.82	57.04	72.85	27.15	29.94	-0.50	2.48	26.58	1.43	2.48
100	300-150	150	82.46	9.24	85.26	14.74	10.80	1.00	8.36	81.21	18.79	17.89	-0.68	2.18	16.92	1.27	2.18
150	150-98	98	27.59	3.09	88.35	11.65	17.00	0.53	4.40	85.61	14.39	12.81	-0.81	1.99	12.82	1.16	1.99
200	98-75	75	21.27	2.38	90.73	9.27	20.00	0.48	3.99	89.60	10.40	10.34	-0.96	1.88	10.77	1.02	1.88
325	75-45	45	22.93	2.57	93.31	6.69	18.40	0.47	3.96	93.56	6.44	6.82	-1.18	1.65	7.72	0.81	1.65
Fondo	<45	-45	59.72	6.69			11.50	0.77	6.44	100.00							
Σ			892.04	100				11.95	100								

Observación: Muestra tomada del material en la alimentación de molinos al inicio de turno, el contenido de Au total por fracción retenida se determinó por medio de ensayo al fuego y espectrometría de absorción atómica AAS.

Tabla 3.10 Estimación M002 de F20 pasante experimental, ajustado por RR y GGS.

F20 pasante Experimental y ajustado por RR y GGS				
F20 Au F. Pasante EXPERIMENTAL				
Y ₀		300	X ₀	27.15
Y		171.67 µm	X	20
Y ₁		150	X ₁	18.79
% F. Ret. Acum. Exp.		80.00		
F20 Au Pasante AJUSTADO RR				
m	0.852	b	-2.56	y
Int.	-2.56	α	1008.30	x
% F. Ret. Acum. Ajust.		80.00		
F20 Au Pasante AJUSTADO GGS				
m	0.652	b	-0.19	y
Int.	-0.19	k	2291.95	X
% F. Ret. Acum. Ajust.		80.00		

Tabla 3.11 Porcentaje M002 de Au retenido Ø 250 µm - Malla #60.

% Au Pasante a 250µm - EXPERIMENTAL, ajustado por RR y GGS				
% tamaño Au Pasante EXPERIMENTAL				
Y ₀		2000	X ₀	84.19
Y		250 µm	X	25.47
Y ₁		300	X ₁	27.15
% F. Ret. Acum. Exp.		74.53		
% de tamaño de Au Pasante AJUSTADO por RR				
m	0.852	b	-2.557	y
Int.	-2.557	α	1000.17	x
% F. Ret. Acum. Ajust.		73.57		
% de tamaño de Au Pasante AJUSTADO GGS				
m	0.652	b	-0.194	y
Int.	-0.194	k	2328.60	X
% F. Ret. Acum. Ajust.		76.64		

**Concentración de oro por fracción granulométrica F20 pasante en alimentación de molinos.
Métodos Experimental - RR - GGS. Muestra M-002**

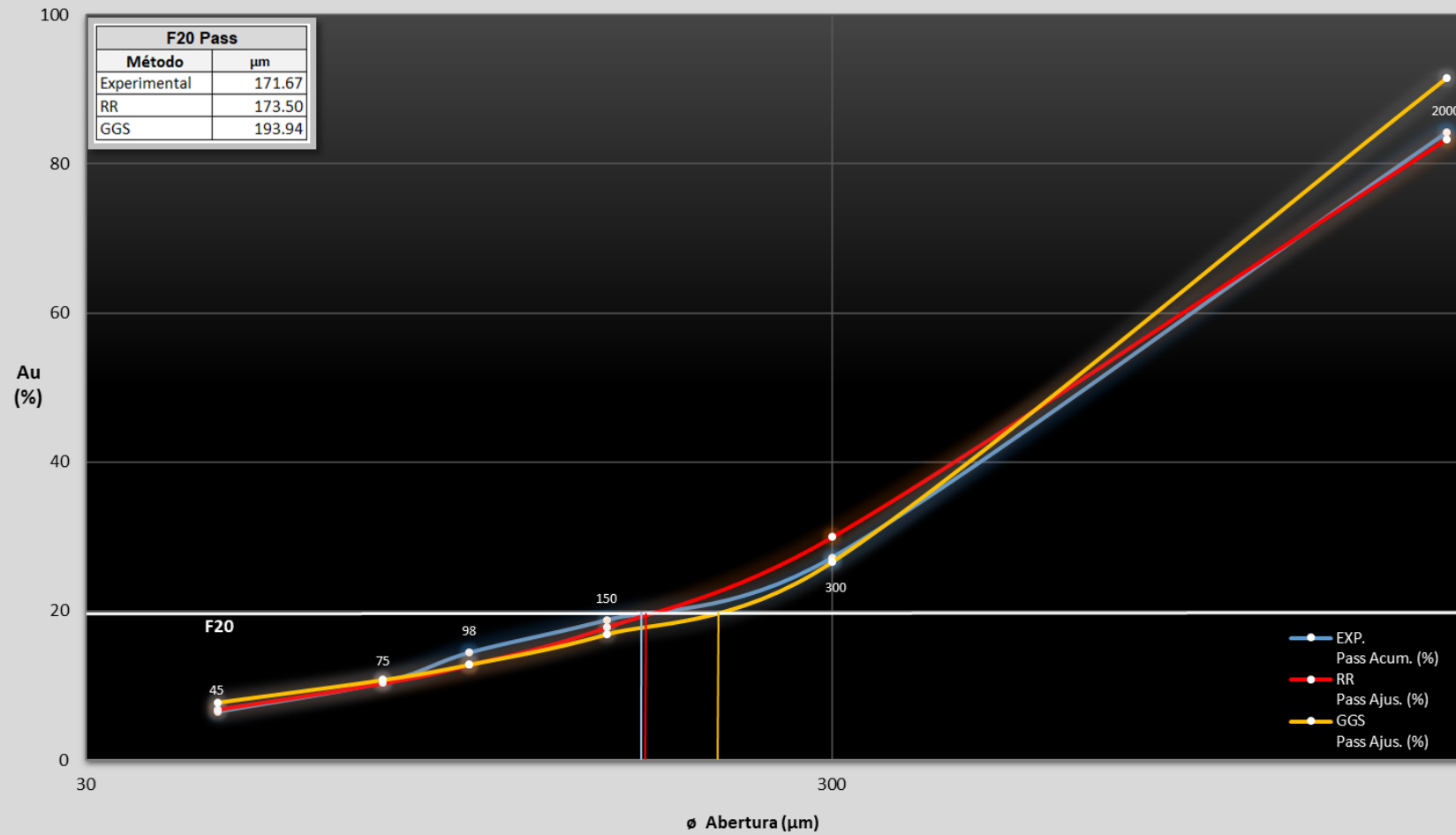


Figura 3.6 Comparativa F20 pasante de oro por los diferentes métodos utilizados en la muestra M-002. [Autor]

- **Interpretación de Resultados Muestra M-002**

Siguiendo el mismo procedimiento aplicado para la obtención de resultados de la muestra M-001, se determinó que el F20 de oro pasante calculado por el método experimental de interpolación lineal se produjo con partículas que no excedieron $171.67 \mu\text{m}$, para el método de ajuste RR el F20 pasante se logró con partículas de tamaño inferior a los $173.50 \mu\text{m}$, mientras que el ajuste por GGS, ubicó el F20 pasante por debajo de $193.94 \mu\text{m}$. El método gráfico señaló el F20 de oro pasante en $172 \mu\text{m}$. Para la abertura de malla de $250 \mu\text{m}$ utilizada en los molinos, el porcentaje de oro retenido calculado por los 3 métodos correspondieron a: 74.53 % para el método experimental de interpolación lineal, 73.57 % para el ajuste RR, mientras que por el método GGS resultó en 76.64 %.

La gráfica de las curvas granulométricas de los métodos experimental y de ajuste por Rosin Rammler y Gate Gaudin Schuhmann demostró que tanto para materiales finos como para gruesos el mejor ajuste se obtuvo del método de RR; la curva de GGS se ajustó para materiales finos, sin embargo, no para gruesos.

3.2.4 Resultados M-003

Tabla 3.12 Análisis granulométrico de Au para fracciones de muestra M-003 de materiales gruesos mediante el método Experimental por Interpolación lineal, y ajustado por Rosin Rammler y Gates Gaudin Schuhmann [Autor].

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO M-003																		
Nº tamiz	Intervalo granulométrico (µm)	Ø Luz Malla (µm)	Partículas				GRANULOMETRÍA EXPERIMENTAL					RR AJUSTE GRANULOMÉTRICO			GGS AJUSTE GRANULOMÉTRICO			
			P. fracción retenida (g)	Fracción Retenida (%)	Fracción Ret. Acum. (%)	Fracción Pas. Acum. (%)	Au fracción retenida (g/T)	Au Dil. F. Ret. (g/T)	Au F. Ret. (%)	Au F. Ret. Acum. (%)	EXP. Pass Acum. (%)	RR Pass Ajust. (%)	y Log(Ln(100/H(x)) % F. Pas. Ajust	x Log(Ø)	GGS Pass Ajust. (%)	y Log[Y(x)] % F. Pas. Ajust.	x Log(Ø)	
10	>2000	2000	233.04	28.96	28.96	71.04	15.20	4.40	34.86	34.86	65.14	66.70	0.02	3.30	71.09	1.81	3.30	
50	2000-300	300	360.17	44.76	73.72	26.28	11.12	4.98	39.41	74.27	25.73	25.26	-0.53	2.48	23.63	1.41	2.48	
100	300-150	150	76.06	9.45	83.18	16.82	10.70	1.01	8.01	82.27	17.73	16.41	-0.71	2.18	15.80	1.25	2.18	
150	250-98	98	26.70	3.32	86.50	13.50	17.36	0.58	4.56	86.84	13.16	12.45	-0.85	1.99	12.34	1.12	1.99	
200	98-75	75	23.60	2.93	89.43	10.57	13.40	0.39	3.11	89.95	10.05	10.44	-0.97	1.88	10.57	1.00	1.88	
325	75-45	45	22.15	2.75	92.18	7.82	14.54	0.40	3.17	93.12	6.88	7.42	-1.15	1.65	7.86	0.84	1.65	
Fondo	<45	-45	62.91	7.82			11.12		6.88									
Σ			804.63	100				12.63	100									

Observación: Muestra tomada del material en la alimentación de molinos al inicio de turno, el contenido de Au total por fracción retenida se determinó por medio de ensayo al fuego y espectrometría de absorción atómica AAS.

Tabla 3.13 Estimación M003 de d20 pasante experimental y ajustado por RR y GGS.

F20 pasante Experimental y ajustado por RR y GGS					
F20 Au F. Pasante EXPERIMENTAL					
Y ₀		300		X ₀	25.73
Y		192.60 µm		X	20
Y ₁		150		X ₁	17.73
% F. Ret. Acum. Exp.		80.00			
F20 Au Pasante AJUSTADO RR					
m	0.700	b	-2.271	y	20.00
Int.	-2.271	α	1746.16	x	205.16 µm
% F. Ret. Acum. Ajust.		80.00			
F20 Au Pasante AJUSTADO GGS					
m	0.581	b	-0.065	y	20.00
Int.	-0.065	k	3600.33	X	225.06 µm
% F. Ret. Acum. Ajust.		80.00			

Tabla 3.14 M003 % de Au retenido por 60 mesh ASTM (250 µm).

% Au Pasante a 250µm - EXPERIMENTAL, ajustado por RR y GGS					
% tamaño Au Pasante EXPERIMENTAL					
Y ₀		300		X ₀	25.73
Y		250 µm		X	23.07
Y ₁		150		X ₁	17.73
% F. Ret. Acum. Exp.		76.94			
% de tamaño de Au Pasante AJUSTADO por RR					
m	0.700	b	-2.271	y	22.61
Int.	-2.271	α	1746.16	x	250 µm
% F. Ret. Acum. Ajust.		77.39			
% de tamaño de Au Pasante AJUSTADO GGS					
m	0.581	b	-0.065	y	21.26
Int.	-0.065	k	3600.33	X	250 µm
% F. Ret. Acum. Ajust.		78.74			

**Concentración de oro por fracción granulométrica F20 pasante en alimentación de molinos.
Métodos Experimental - RR - GGS. Muestra M-003**

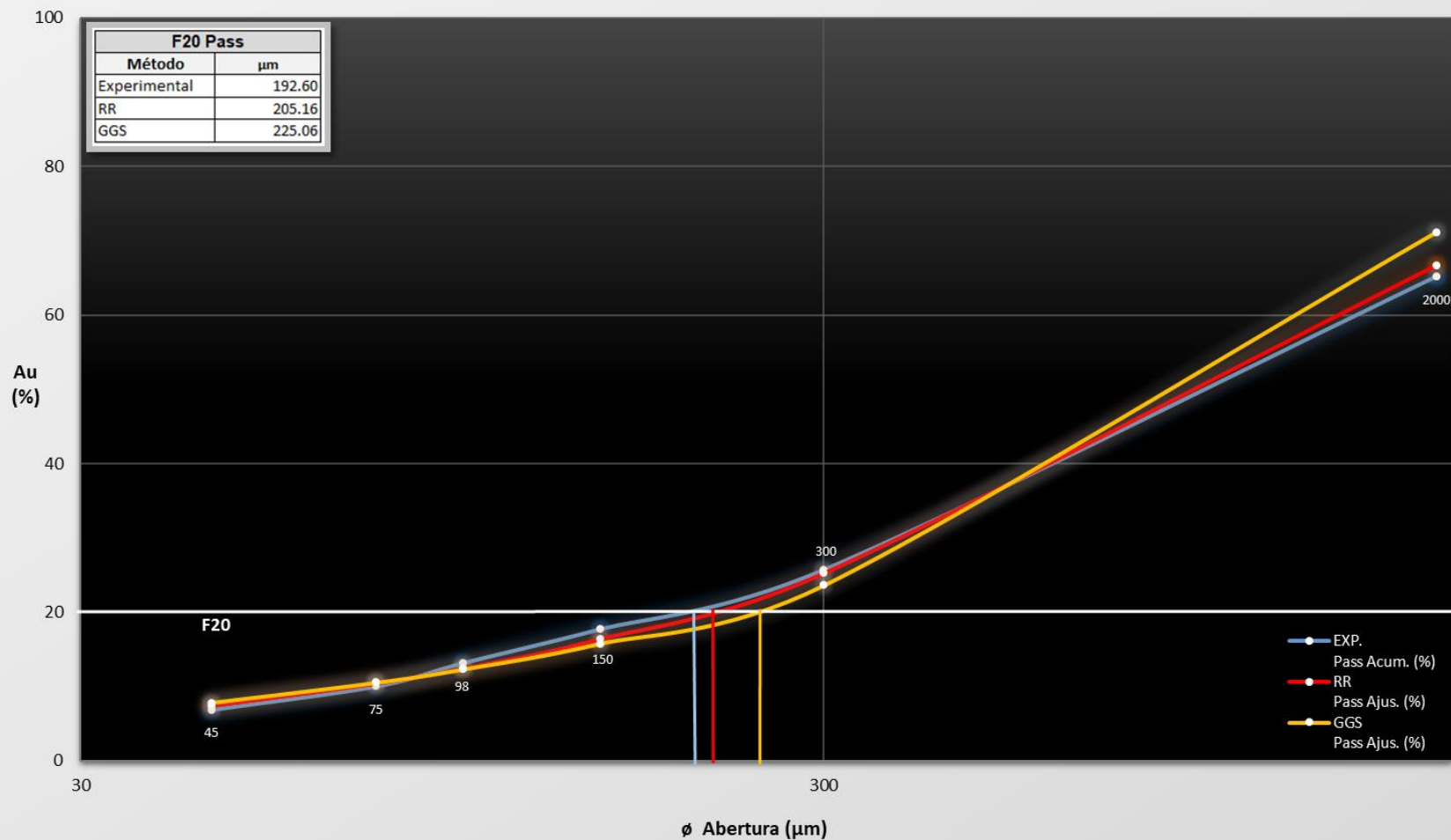


Figura 3.7 Comparativa F20 pasante de oro por los diferentes métodos utilizados en la muestra M-002. [Autor]

Interpretación de Resultados Muestra M-003

La prueba M-003 se realizó siguiendo los mismos procedimientos que para las muestras anteriores, buscando determinar el F20 de oro pasante; obteniéndose que: para método de interpolación lineal, el tamaño de partículas no es mayor que 192.60 μm , por el ajuste RR la condición se cumplió con partículas menores a 205.16 μm , el método de GGS determinó el F20 en 225.06 μm , y el método gráfico ubicó el F20 para partículas de tamaño inferior que 200 μm .

La retención de oro en molinos conforme la abertura de malla utilizada se da para partículas cuyo tamaño superan los 250 μm , calculado el porcentaje de oro retenido para los 3 métodos utilizados, a saber: el método experimental por interpolación lineal fijó el porcentaje de retenidos en 76.94 %, el ajuste por RR mostró como resultado el 77.39 %, mientras que el método de GGS determinó el oro retenido en 78.74 %.

La gráfica de las curvas granulométricas de los métodos experimental, y de ajuste por Rosin Rammler y Gate Gaudin Schuhmann permitió conocer que el mejor ajuste se obtuvo por RR para los finos y gruesos; la curva de GGS se ajustó hacia materiales finos, sin embargo, no a partículas gruesas para las que indicó distanciamiento.

3.3 Resultados de ensayos a muestras tomadas en fase de Flotación.

3.3.1 Ensayos Granulométricos en Alimentación y Colas de Flotación.

Se obtuvieron los pesos de las fracciones retenidas por cada tamiz para cada muestra tomadas en la alimentación y cola de flotación según la tabla mostrada a continuación:

Tabla 3.15 Peso de las muestras usadas para los ensayos granulométricos en flotación [Autor].

DIA	COD. MUESTRA	CABEZA (g)	COD. MUESTRA	COLA (g)
1	CAF 001	223.54	COF 001	180.03
2	CAF 002	205.00	COF 002	204.84
3	CAF 003	237.03	COF 003	255.61

MUESTRAS DE ALIMENTACIÓN				
Tamiz N.º	Luz de malla (µm)	CAF-001 Peso (g) Fracción Retenida	CAF-002 Peso (g) Fracción Retenida	CAF-003 Peso (g) Fracción Retenida
10	2000	0.00	0.00	0.00
50	300	0.20	0.21	0.29
100	150	14.65	19.23	22.13
150	98	38,33	43.95	42,30
200	75	47.99	38.46	40.89
325	45	37.13	33.12	42.81
<325	<45	85.24	70.03	89.49
Σ		223.54	205.00	237.91
MUESTRAS DE COLAS DE FLOTACIÓN				
Tamiz N.º	Luz de malla (µm)	COF-001 Peso (g) Fracción Retenida	COF-002 Peso (g) Fracción Retenida	COF-003 Peso (g) Fracción Retenida
10	2000	0.00	0.00	0.00
50	300	0.33	0.09	0.09
100	150	27.81	16.37	20.91
150	98	45.97	29.27	45.86
200	75	40.32	25.43	48.97
325	45	29.53	31.62	43.76
<325	<45	36.07	102.06	96,02
Σ		180.03	204.84	255.61

Tabla 3.16 Fracciones retenidas según tamiz para las muestras de flotación [Autor].

3.3.2 Resultados CAF001

Tabla 3.17 Análisis granulométrico de Au para fracciones de muestra CAF001 de alimentación de flotación mediante el método experimental de Interpolación lineal, y ajustado por Rosin Rammler (RR) y Gates – Gaudin – Schumann (GGS). [Autor]

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO CAF001 ALIMENTACIÓN DE FLOTACIÓN																				
Nº tamiz	Intervalo granulométrico	Ø Luz Malla	Partículas				GRANULOMETRIA EXPERIMENTAL					RR AJUSTE GRANULOMETRICO				GGS AJUSTE GRANULOMETRICO				
			P. fracción	Fracción	Fracción	Fracción	Au fracción	Au Dil.	Au	Au	EXP.	RR	y	x	x	GGS	y	x		
50	2000-300	300	0.80	0.45	0.45	99.55	0.16	0.00	0.02					99.98	99.98	0.92	2.48	110.43	2.00	2.48
100	300-150	150	13.70	7.73	8.18	91.82	0.87	0.07	2.25	2.28				97.72	97.59	0.58	2.18	91.98	1.99	2.18
150	150-98	98	26.50	14.95	23.12	76.88	1.38	0.21	6.91	9.19	90.81			89.50	89.50	0.38	1.99	82.22	1.96	1.99
200	98-75	75	38.70	21.83	44.95	55.05	1.67	0.36	12.21	21.40	78.60	80.67		80.67	80.67	0.19	1.88	76.62	1.90	1.88
325	75-45	45	33.00	18.61	63.56	36.44	3.03	0.56	18.90	40.30	59.70	59.32		59.32	59.32	-0.04	1.65	66.97	1.78	1.65
Fondo	<45	-45	64.60	36.44	100.00		4.89	1.78	59.70	100.00	0.00									
Σ			177.30	100				2.98	100											

Observación: Muestra tomada en la alimentación de Flotación, el contenido de Au total por fracción retenida se determinó por medio de ensayo al fuego y espectrometría de absorción atómica AAS.

Tabla 3.18 Estimación CAF001 de F80 pasante experimental y ajustado por RR y GGS [Autor].

F80 pasante Experimental y ajustado por RR y GGS					
F80 Au Pasante - EXPERIMENTAL					
Y0		98		X0	90.81
Y		77.64	µm	X	80
Y1		75		X1	78.60
F80 Au Pasante AJUSTADO RR					
m	1.180	b	-1.997	y	80
Int.	-1.997	k	49.22	x	73.67 µm
F80 Au Pasante AJUSTADO GGS					
m	0.264	b	1.39	y	80
Int.	1.39	k	205.94	x	88.34 µm

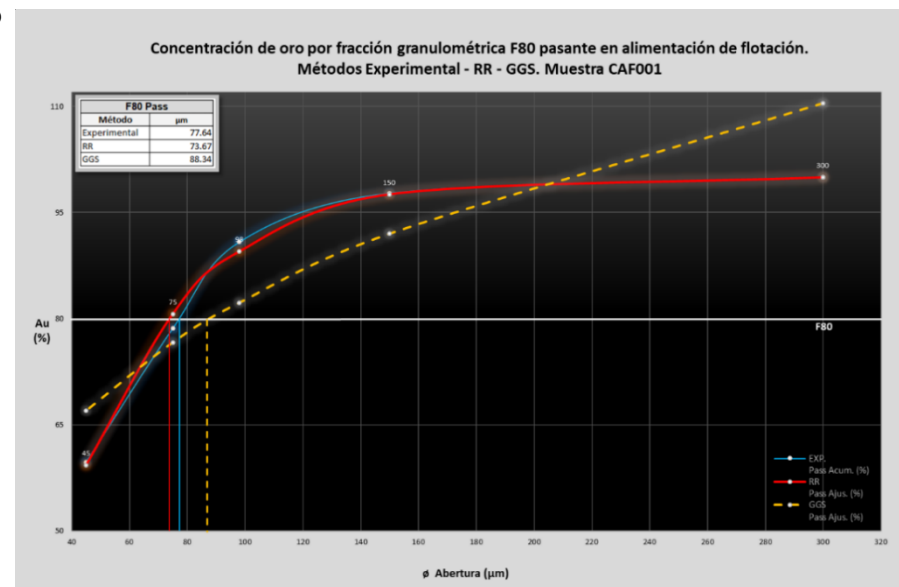


Figura 3.8 Curvas Granulométricas CAF001 Experimental y Ajustada por RR y GGS

- **Interpretación de Resultados Muestra CAF001**

En la muestra CAF001 tomada de la alimentación de flotación los resultados obtenidos de los ensayos granulométricos determinaron que el F80 de oro pasante calculado por el método experimental se obtuvo a partir de tamaños de partículas inferiores a 78.09 μm ; del ajuste granulométrico por Rosin Rammler el F80 pasante se obtuvo en el rango de partículas de tamaño menor que 72.40 μm , mientras que aplicando el método de ajuste por Gates Gaudin Schuhmann el F80 pasante se ubicó a partir de las partículas de oro de diámetro menor que a 81.51 μm , y el método gráfico permitió ubicar el F80 pasante para las partículas con tamaños por debajo de 75.00 μm .

El gráfico de las curvas granulométricas experimental y de ajustes por los métodos de Rosin Rammler y Gates Gaudin Schuhmann, señaló que el método RR tuvo ajuste hacia los finos y gruesos, no así la curva generada del método de GGS que no presentó ajuste hacia ninguna de las dos tendencias.

El peso de la muestra CAF001 de la alimentación de flotación para su análisis fue de 177.30 gramos y su contenido de oro total determinado mediante los métodos de ensayo al fuego y AAS presentó 2.98 g/t.

3.3.3 Resultados CAF002

Tabla 3.19 Análisis granulométrico de Au para fracciones de muestra CAF002 de alimentación de flotación mediante el método experimental de Interpolación lineal y ajustado por Rosin Rammler (RR) y Gates – Gaudin – Schuhmann (GGS) [Autor].

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO CAF002 ALIMENTACIÓN DE FLOTACIÓN																		
Nº tamiz	Intervalo granulométrico	Ø Luz Malla	Partículas				GRANULOMETRÍA EXPERIMENTAL					RR AJUSTE GRANULOMÉTRICO			GGS AJUSTE GRANULOMÉTRICO			
			P. fracción	Fracción	Fracción	Fracción	Au fracción	Au Dil.	Au	Au	EXP.	RR	y	x	GGS	y	x	
50	2000-300	300	0.6	0.27	0.27	99.73	0.12	0.00	0.01	0.01	99.99	99.98	0.97	2.48	109.07	2.00	2.48	
100	300-150	150	17.50	7.98	8.26	91.74	1.61	0.13	3.64	3.64	96.36	97.35	0.52	2.18	89.98	1.98	2.18	
150	150-98	98	37.60	17.15	25.41	74.59	1.51	0.26	7.33	10.97	89.03	88.17	0.34	1.99	79.95	1.95	1.99	
200	98-75	75	48.00	21.90	47.31	52.69	2.37	0.52	14.68	25.65	74.35	78.32	0.13	1.88	74.23	1.87	1.88	
325	75-45	45	35.60	16.24	63.55	36.45	3.35	0.54	15.39	41.03	58.97	55.44	-0.05	1.65	64.41	1.77	1.65	
Fondo	<45	-45	79.90	36.45	100.00	0.00	5.72	2.08	58.97	100.00	0.00							
Σ			219.20	100			3.54	100										

Observación: Muestra tomada en la alimentación de Flotación, el contenido de Au total por fracción retenida se determinó por medio de ensayo al fuego y espectrometría de absorción atómica AAS.

Tabla 3.20 Estimación CAF002 de F80 pasante experimental y ajustado por RR y GGS [Autor]

F80 pasante Experimental y ajustado por RR y GGS					
F80 Au Pasante - EXPERIMENTAL					
Y0		98		X0	89.03
Y		83.85	µm	X	80
Y1		75		X1	74.35
F80 Au Pasante AJUSTADO RR					
m	1.247	b	-2.155	y	80
Int.	-2.155	k	53.37	x	78.16 µm
F80 Au Pasante AJUSTADO GGS					
m	0.278	b	1.35	y	80
Int.	1.35	k	219.43	x	98.22 µm

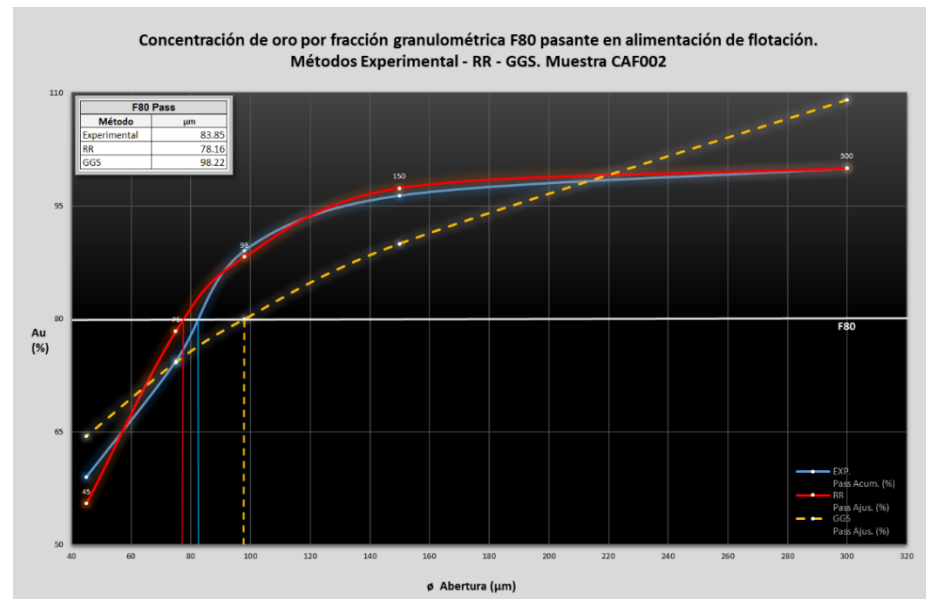


Figura 3.9 Curvas Granulométricas CAF002 Experimental y Ajustada por RR y GGS

- **Interpretación de Resultados Muestra CAF002**

La muestra CAF002 de la alimentación de flotación presentó como resultados del ensayo granulométrico que el F80 de oro pasante calculado por el método experimental se obtuvo a partir de tamaños de partículas menores que 83,85 μm ; por otra parte el ajuste granulométrico por Rosin Rammler se estimó el F80 de oro pasante para tamaños de partículas inferiores que 78,16 μm , el ajuste realizado el método de Gates Gaudin Schuhmann arrojó como resultado que el F80 pasante se obtuvo con diámetro de partículas inferior a 81,51 μm , y utilizando el método gráfico se estimó el P80 pasante en 85,00 μm .

Del gráfico de las curvas granulométricas de los métodos experimental y de ajuste por Rosin Rammler y Gates Gaudin Schuhmann, se demostró que la curva obtenida por RR consiguió mejor ajuste hacia los materiales gruesos mientras que para los finos presentó una ligera desviación, no así que la curva formada por GGS que no se ajustó hacia ninguna de las dos tendencias.

El peso de la muestra CAF002 tomada de la alimentación de flotación fue 219,20 g, aplicando las técnicas de ensayo al fuego y AAS se determinó su contenido de oro total en 3,54 g/t.

3.3.4 Resultados CAF003

Tabla 3.21 Análisis granulométrico de Au para fracciones de muestra CAF003 de alimentación de flotación mediante el método experimental de Interpolación lineal y ajustado por Rosin Rammler (RR) y Gates – Gaudin – Schuhmann (GGS) [Autor].

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO CAF003 ALIMENTACIÓN DE FLOTACIÓN																		
Nº tamiz	Intervalo granulométrico	Ø Luz Malla	Partículas				GRANULOMETRÍA EXPERIMENTAL					RR AJUSTE GRANULOMÉTRICO			GGS AJUSTE GRANULOMÉTRICO			
			P. fracción	Fracción	Fracción	Fracción	Au fracción	Au Dil.	Au	Au	EXP.	RR	y	x	GGS	y	x	
50	2000-300	300	0.30	0.14	0.14	99.86	0.12	0.00	0.00	0.00	100.00	99.99	1.00	2.48	105.72	2.00	2.48	
100	300-150	150	10.50	4.91	5.05	94.95	0.98	0.05	1.40	1.41	98.59	98.90	0.63	2.18	93.89	1.99	2.18	
150	250-98	98	22.90	10.72	15.77	84.23	1.09	0.12	3.40	4.80	95.20	94.10	0.48	1.99	87.29	1.98	1.99	
200	98-75	75	33.50	15.68	31.45	68.55	2.06	0.32	9.39	14.20	85.80	87.89	0.29	1.88	83.38	1.93	1.88	
325	75-45	45	34.00	15.91	47.36	52.64	3.12	0.50	14.44	28.64	71.36	70.06	0.10	1.65	76.40	1.85	1.65	
Fondo	<45	-45	112.50	52.64			4.66	2.45	71.36	100.00	0.00							
Σ			213.70	100			3.44	100										

Observación: Muestra tomada en la alimentación de Flotación, el contenido de Au total por fracción retenida se determinó por medio de ensayo al fuego y espectrometría de absorción atómica AAS.

Tabla 3.22 Estimación CAF003 de F80 pasante experimental y ajustado por RR y GGS [Autor]

F80 pasante Experimental y ajustado por RR y GGS					
F80 Au Pasante - EXPERIMENTAL					
Y0		75		X0	85.80
Y		62.94	µm	X	80
Y1		45		X1	71.36
F80 Au Pasante AJUSTADO RR					
m	1.096	b	-1.731	y	80
Int.	-1.731	k	37.94	x	58.56 µm
F80 Au Pasante AJUSTADO GGS					
m	0.171	b	1.60	y	80
Int.	1.60	k	216.83	x	58.88 µm

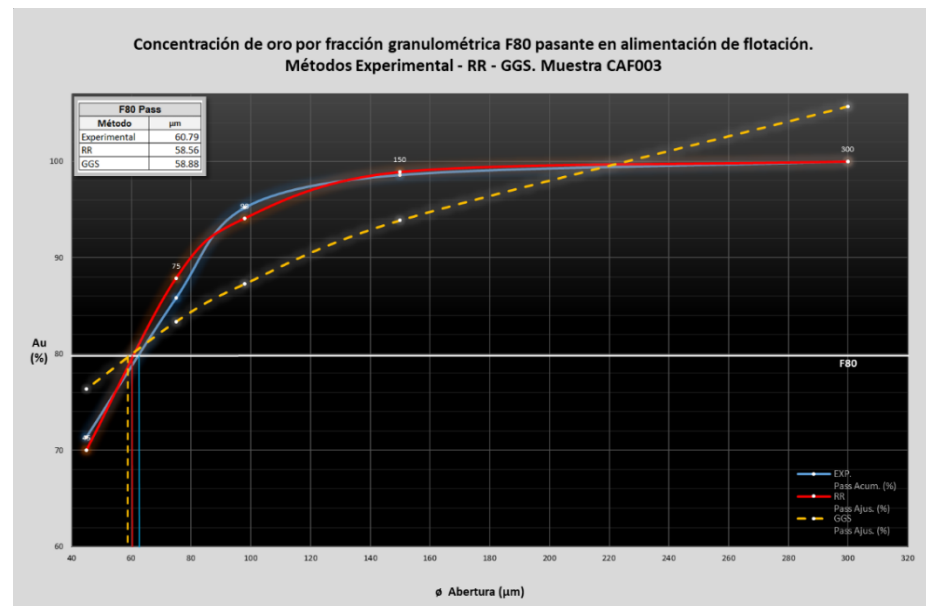


Figura 3.10 Curvas Granulométricas CAF003 Experimental y Ajustada por RR y GGS

- **Interpretación de Resultados Muestra CAF003**

El ensayo granulométrico aplicado a la muestra CAF003 tomada de la alimentación de flotación mostró que el F80 pasante calculado por método experimental de interpolación lineal el F80 pasante resultó para de partículas de oro con tamaños inferiores a 62,94 μm ; el ajuste granulométrico por el método de Rosin Rammler definió el F80 pasante de oro en tamaños menores que 58,56 μm , por su lado el método de ajuste por Gates Gaudin Schuhmann precisó que el F80 pasante de oro se generó a partir de tamaños de partículas por debajo de 58,88 μm .

La graficación de las curvas granulométricas de los métodos experimental, y de ajustes por Rosin Rammler y Gates Gaudin Schuhmann, expuso que la curva del método de RR se demostró ajuste tanto para los materiales gruesos y leve desvió para finos, mientras que el método de GGS no exhibió buen ajuste granulométrico. La muestra CAF003 pesó 213,70 g, siendo su contenido de oro de 3,44 g/t.

3.3.5 Resultados COF001

Tabla 3.23 Análisis granulométrico de Au para fracciones de muestra COF001 de colas de flotación mediante el método Experimental de Interpolación lineal y ajustado por Rosin Rammler (RR) y Gates – Gaudin – Schuhmann (GGG) [Autor].

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO COF001 COLAS DE FLOTACIÓN																		
Nº tamiz	Intervalo granulométrico (µm)	Ø Luz Malla (µm)	Partículas				GRANULOMETRÍA EXPERIMENTAL					RR AJUSTE GRANULOMÉTRICO			GGG AJUSTE GRANULOMÉTRICO			
			P. fracción retenida (g)	Fracción Retenida (%)	Fracción Ret. Acum. (%)	Fracción Pas. Acum. (%)	Au fracción retenida (g/T)	Au Dil. F. Ret. (g/T)	Au F. Ret. (%)	Au F. Ret. Acum. (%)	EXP. Pass Acum. (%)	RR Pass Ajust. (%)	y Log(Ln(100/H(x)) % F. Pas. Ajust.	x Log(Ø)	GGG Pass Ajust. (%)	y Log[Y(x)] % F. Pas. Ajust.	x Log(Ø)	
50	2000-300	300	0.20	0.11	0.11	99.89	0.05	0.00	0.01	0.01	99.99	99.96	0.97	2.48	106.91	2.00	2.48	
100	300-150	150	18.40	9.89	10.00	90.00	0.37	0.04	6.35	6.36	93.64	96.25	0.44	2.18	88.12	1.97	2.18	
150	150-98	98	28.50	15.32	25.32	74.68	0.37	0.06	9.84	16.21	83.79	85.65	0.26	1.99	78.26	1.92	1.99	
200	98-75	75	38.30	20.59	45.91	54.09	0.33	0.07	11.80	28.00	72.00	75.22	0.10	1.88	72.63	1.86	1.88	
325	75-45	45	32.20	17.31	63.23	36.77	0.42	0.07	12.62	40.63	59.37	52.41	-0.05	1.65	62.99	1.77	1.65	
Fondo	<45	45	68.40	36.77	100.00		0.93	0.34	59.37	100.00								
Σ			186.00	100			0.58	100										

Observación: Muestra tomada en descarga de Flotación, el contenido de Au total por fracción retenida se determinó por medio de ensayo al fuego y espectrometría de absorción atómica AAS.

Tabla 3.24 Estimación COF001 de F80 pasante experimental y ajustado por RR y GGS [Autor].

P80 pasante Experimental y ajustado por RR y GGS					
P80 Au F. Pasante EXPERIMENTAL					
Y0		98		X0	83.79
Y		90.60 µm		X	80
Y1		75		X1	72.00
P80 Au Pasante AJUSTADO RR					
m	1.23	b	-2.17	y	80
Int.	-2.17	k	57.27	x	84.20 µm
P80 Au Pasante AJUSTADO GGS					
m	0.279	b	1.338	y	80
	1.338	k	236.11	x	106.05 µm

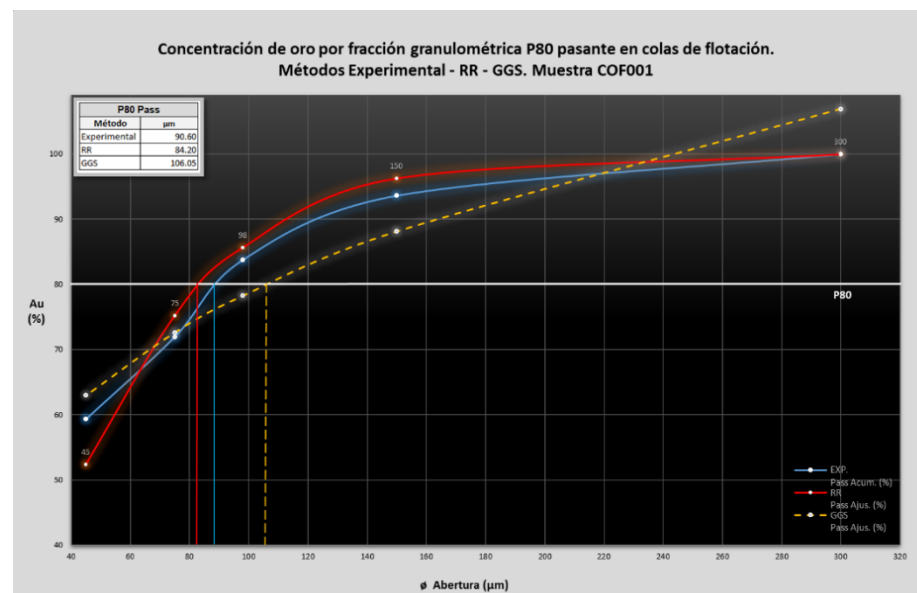


Figura 3.11 Curvas Granulométricas COF001 Experimental y Ajustada por RR y GGS

- **Interpretación de Resultados Muestra COF001**

El ensayo granulométrico practicado a la muestra COF001 que fue tomada de las colas de flotación, demostró que el P80 pasante de oro por el método experimental de interpolación lineal se formó a partir de diámetros menores que 90,60 μm ; el ajuste por Rosin Rammler precisó el P80 pasante cuando el tamaño de las partículas de oro fue menor que 84,20 μm , mientras la aplicación del ajuste por Gates Gaudin Schuhmann determinó el P80 pasante de oro desde tamaño de partículas inferiores a 106,05 μm , empleando el método gráfico se situó el P80 pasante en 85,00 μm .

El gráfico de las curvas granulométricas por los métodos experimental, y de ajuste por Rosin Rammler y Gates Gaudin Schuhmann mostró que el método GGS tiene mejor ajuste hacia las partículas finas no así para las gruesas, por otra parte, la curva que generó el método RR se ajustó mejor hacia las partículas gruesas. El peso de la muestra COF001 de las colas de flotación fue 186 g, y su contenido de oro 0,58 g/t. Los ultrafinos considerados así para tamaños de partículas inferiores a 100 μm , se encontraron en 0,34 g/t que corresponden al 58 % del oro contenido en la muestra.

3.3.6 Resultados COF002

Tabla 3.25 Análisis granulométrico de Au para fracciones de muestra COF002 de colas de flotación mediante el método Experimental de Interpolación lineal y ajustado por Rosin Rammler (RR) y Gates – Gaudin – Schuhmann (GGS). [Autor]

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO COF002 COLAS DE FLOTACIÓN																	
Nº tamiz	Intervalo granulométrico (µm)	Ø Luz Malla (µm)	Partículas				GRANULOMETRIA EXPERIMENTAL					RR AJUSTE GRANULOMÉTRICO			GGS AJUSTE GRANULOMÉTRICO		
			P. fracción retenida (g)	Fracción Retenida (%)	Fracción Ret. Acum. (%)	Fracción Pas. Acum. (%)	Au fracción retenida (g/T)	Au Dil. F. Ret. (g/T)	Au F. Ret. (%)	Au F. Ret. Acum. (%)	EXP. Pass Acum. (%)	RR Pass Ajust. (%)	y Log(Ln(100/H(x)) % F. Pas. Ajust.	x Log(ø)	GGS Pass Ajust. (%)	y Log[Y(x)] % F. Pas. Ajust.	x Log(ø)
50	2000-300	300	0.10	0.05	0.05	99.95	0.05	0.00	0.00	0.00	100.00	99.97	1.01	2.48	104.30	2.00	2.48
100	300-150	150	17.20	8.10	8.15	91.85	0.38	0.03	5.18	5.19	94.81	97.63	0.47	2.18	91.24	1.98	2.18
150	150-98	98	24.20	11.40	19.55	80.45	0.35	0.04	6.72	11.91	88.09	90.16	0.33	1.99	84.04	1.94	1.99
200	98-75	75	32.50	15.31	34.86	65.14	0.38	0.06	9.80	21.70	78.30	82.02	0.18	1.88	79.81	1.89	1.88
325	75-45	45	30.60	14.41	49.27	50.73	0.34	0.05	8.25	29.95	70.05	61.93	0.08	1.65	72.32	1.85	1.65
Fondo	<45	-45	107.70	50.73	100.00		0.82	0.42	70.05	100.00							
Σ			212.30	100			0.59	0.29	100								

Observación: Muestra tomada en descarga de Flotación, el contenido de Au total por fracción retenida se determinó por medio de ensayo al fuego y espectrometría de absorción atómica AAS.

Tabla 3.26 Estimación COF002 de F80 pasante experimental y ajustado por RR y GGS [Autor]

P80 pasante Experimental y ajustado por RR y GGS					
P80 Au F. Pasante EXPERIMENTAL					
Y0		98		X0	88.09
Y		79.00 µm		X	80
Y1		75		X1	78.30
P80 Au Pasante AJUSTADO RR					
m	1.13	b	-1.88	y	80
Int.	-1.88	k	46.41	x	70.85 µm
P80 Au Pasante AJUSTADO GGS					
m	0.193	b	1.540	y	80
Int.	1.540	k	241.26	X	75.92 µm

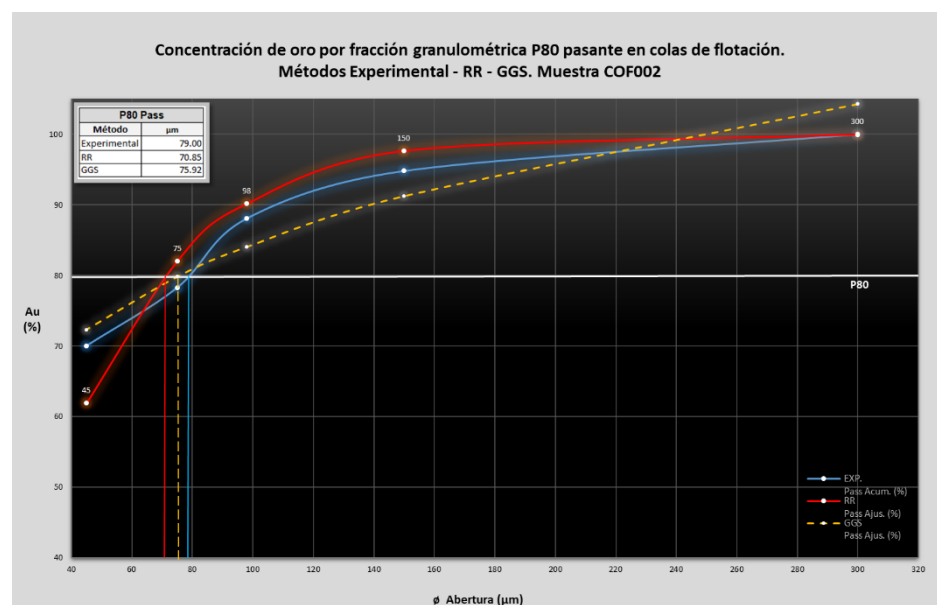


Figura 3.12 Curvas Granulométricas COF002 Experimental y Ajustada por RR y GGS

- **Interpretación de Resultados Muestra COF002**

Producto del ensayo granulométrico aplicado para la muestra COF002 de las colas de flotación, se obtuvo que el P80 pasante de oro calculado por el método experimental se generó con tamaño de partículas menores que 79.00 μm ; el ajuste por Rosin Rammler mostró que el P80 pasante se generó cuando el tamaño de las partículas de oro fue menor que 70.8 μm , mientras que al aplicar el ajuste por Gates Gaudin Schuhmann el P80 pasante se determinó a partir de los tamaños de partículas que se ubicaron por debajo de 75.92 μm , mediante el uso del método gráfico el P80 pasante se estableció en 88.00 μm .

La graficación de las curvas granulométricas por los métodos experimental, y de ajuste por Rosin Rammler y Gates Gaudin Schuhmann mostró que el método GGS se ajustó hacia las partículas finas sin embargo no hacia las gruesas, por su parte la curva obtenida del método RR se ajustó mejor hacia las partículas gruesas no así hacia las finas. El peso de la muestra COF002 de las colas de flotación fue 212.30 g, y su contenido de oro determinado por ensayo al fuego y AAS fue 0,59 g/t.

Los ultrafinos considerados así para tamaños de partículas inferiores a 100 μm , se encontraron en 0,42 g/t que corresponden al 71 % del oro contenido en la muestra.

3.3.7 Resultados COF003

Tabla 3.27 Análisis granulométrico de Au para fracciones de muestra COF003 de colas de flotación mediante el método Experimental de Interpolación lineal y ajustado por Rosin Rammler (RR) y Gates – Gaudin – Schuhmann (GGS). [Autor]

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO COF003 COLAS DE FLOTACIÓN																		
Nº tamiz	Intervalo granulométrico (µm)	Ø Luz Malla (µm)	Partículas				GRANULOMETRÍA EXPERIMENTAL					RR AJUSTE GRANULOMÉTRICO			GGS AJUSTE GRANULOMÉTRICO			
			P. fracción retenida (g)	Fracción Retenida (%)	Fracción Ret. Acum. (%)	Fracción Pas. Acum. (%)	Au fracción retenida (g/T)	Au Dil. F. Ret. (g/T)	Au F. Ret. (%)	Au F. Ret. Acum. (%)	EXP. Pass Acum. (%)	RR Pass Ajust. (%)	y Log(Ln(100/H(x)) % F. Pas. Ajust.	x Log(Ø)	GGS Pass Ajust. (%)	y Log[Y(x)] % F. Pas. Ajust.	x Log(Ø)	
50	2000-300	300	0.10	0.05	0.05	99.95	0.15	0.00	0.01	0.01	99.99	99.96	0.95	2.48	111.22	2.00	2.48	
100	300-150	150	20.10	10.07	10.12	89.88	0.40	0.04	7.39	7.41	92.59	94.88	0.42	2.18	84.29	1.97	2.18	
150	250-98	98	38.50	19.28	29.39	70.61	0.35	0.07	12.39	19.79	80.21	80.57	0.21	1.99	71.10	1.90	1.99	
200	98-75	75	52.60	26.34	55.73	44.27	0.36	0.09	17.41	37.20	62.80	67.59	0.00	1.88	63.88	1.80	1.88	
325	75-45	45	42.00	21.03	76.77	23.23	0.40	0.08	15.45	52.65	47.35	42.37	-0.19	1.65	52.08	1.68	1.65	
Fondo	<45	-45	46.40	23.23	100.00		1.11	0.26	47.35	100.00								
Σ			199.70	100			0.54	100										

Observación: Muestra tomada en descarga de Flotación, el contenido de Au total por fracción retenida se determinó por medio de ensayo al fuego y espectrometría de absorción atómica AAS.

Tabla 3.28 Estimación COF003 de F80 pasante experimental y ajustado por RR y GGS [Autor]

P80 pasante Experimental y ajustado por RR y GGS					
P80 Au F. Pasante EXPERIMENTAL					
Y0		98		X0	80.21
Y		97.73 µm		X	80
Y1		75		X1	62.80
P80 Au Pasante AJUSTADO RR					
m	1.40	b	-2.57	y	80
Int.	-2.57	k	68.88	x	96.77 µm
P80 Au Pasante AJUSTADO GGS					
m	0.400	b	1.056	y	80
Int.	1.055	k	229.98	X	131.63 µm

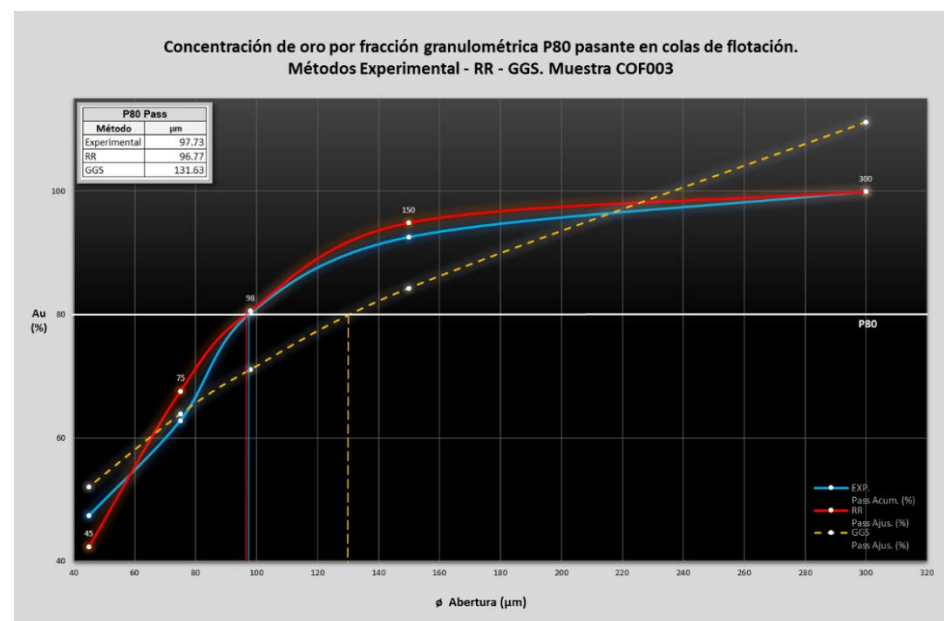


Figura 3.13 Curvas Granulométricas COF003 Experimental y Ajustada por RR y GGS

- **Interpretación de Resultados Muestra COF003**

El ensayo granulométrico de la muestra COF003 de las colas de flotación, expuso como resultados que: el P80 pasante oro obtenido por el método experimental se estableció desde diámetros menores que 97,73 μm ; el ajuste por Rosin Rammler señaló que el 80 % pasante se obtuvo cuando el tamaño de las partículas de oro fue menor que 96,77 μm , el empleo del método de ajuste por Gates Gaudin Schuhmann mostró que el P80 de oro pasante se generó a partir de partículas con tamaños inferiores que 131,63 μm , el método gráfico permitió ubicar el P80 pasante en 98 μm . El gráfico de las curvas granulométricas por los métodos experimental, y de ajuste por Rosin Rammler y Gates Gaudin Schuhmann mostró que el método GGS tuvo ajuste hacia los finos que para los gruesos, la curva del método RR por el contrario se ajustó mejor hacia los gruesos presentando desviación hacia los finos. El peso de la muestra COF003 de las colas de flotación fue 199,70 g, y su contenido de oro determinado por ensayo al fuego y AAS se determinó en 0,54 g/t.

Los ultrafinos considerados así para tamaños de partículas inferiores a 100 μm , se encontraron en 0,26 g/t que corresponden al 48 % del oro contenido en la muestra.

3.4 Resultados de los procedimientos mineralúrgicos en planta para contraste de información

Tabla 3.29 Resultados de concentración del proceso mineralúrgico en planta [Autor]

CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN									
Nº DÍA	ALIMENTACIÓN M		ALIMENTACIÓN - F		CONCENTRADOS Cc		COLAS - T		RATIO Cc - k
	Muestra	Au g/t	Muestra	Au g/t	Muestra	Au g/t	Muestra	Au g/t	
1	CM-M001	7.94	CAF-M001	3.03	CFL-M001	123.77	COF-M001	0.59	50
2	CM-M002	11.86	CAF-M002	3.49	CFL-M002	126.13	COF-M002	0.53	42
3	CM-M003	12.49	CAF-M003	3.56	CFL-M003	88.36	COF-M003	0.58	29

Los datos contenidos en la tabla que precede corresponden a los tenores de las muestras tomadas en la alimentación, colas y muestras de concentrados finales obtenidos. Así, en el proceso del día 1 se obtuvo que la alimentación de flotación presentó 2,98 g/t, el contenido de oro en las colas de flotación fue 0,58 g/t,

consiguiendo concentrados de 123,77 g/t de oro; la relación de concentración se determinó en 51:1.

En la corrida del día 2 se dio como resultados que la alimentación de flotación fue 3,54 g/t, las colas finales tuvieron 0,59 g/t, el contenido de oro en los concentrados fue 126,13 g/t, y la relación de concentración se ubicó en 43:1.

Para el día 3 la ley de oro obtenida en la alimentación fue 3,44 g/t, la muestra de colas finales resulta fue 0,54 g/t, el tenor de oro en los concentrados fue 88,36 g/t, indicando que la relación en proporción tonelaje de material – concentrados se ubicó 30:1.

3.5 Consideraciones del proceso de lixiviación

A pesar de ser un área restringida se permitió el acompañamiento durante el desarrollo del proceso de lixiviación, así como en la toma y análisis de las muestras. Debido a que se considera al procedimiento de lixiviación como parte del proceso de obtención final de oro a partir de los concentrados de flotación más que como un proceso de concentración como tal, conforme el acuerdo de confidencialidad y manejo de información sensible adquirido con la planta de beneficio y según las políticas de la empresa se tuvo acceso a los de resultados de: muestras de alimentación y colas de lixiviación, además de los tres resultados finales de contenido de oro en la solución de cada corrida, para poder evaluar la eficiencia del proceso, datos expuestos en la tabla 3.30. A saber, los procedimientos considerados como parte del proceso de obtención de oro además de lixiviación son electroobtención y refinación. Resulta importante señalar que los resultados de las muestras de los concentrados obtenidos de la fase de flotación corresponden a la alimentación de lixiviación.

Tabla 3.30 Resultados de lixiviación del proceso mineralúrgico en planta [Autor]

Alimentación Lixiviación		Tiempo de muestreo - hora			Colas de Lixiviación		Recuperación Au
Muestra	Au g/t	10 h	11 h	12 h	Muestra	Au g/t	%
CFL-M001	123.77	123.03	123.08	123.07	CLX-M001	1.03	99.16
CFL-M002	126.13	125.52	125.51	125.46	CLX-M002	1.05	99.16
CFL-M003	88.36	87.39	87.40	87.48	CLX-M003	0.86	99.02

CAPÍTULO 4

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

- Los métodos aplicados para la evaluación del proceso de beneficio mineral para la obtención de oro de las menas contenidas en la veta Margarita, se enfocaron en determinar las características físicas, químicas y mineralógicas del elemento de interés, su abundancia relativa en la veta, así como su concentración granulométrica respecto a diferentes tamaños de malla, apoyado con análisis de contenido de oro mediante métodos determinísticos en las distintas etapas de trabajo, información que permitió obtener parámetros válidos para medir y determinar la eficacia de los procedimientos mineralúrgicos utilizados.
- Los análisis calcográficos determinan que el oro se encuentra libre y en partículas de tamaños gruesos en mayor porcentaje, que varía entre 10 y 500 μm , no encontrándose asociado a otros minerales. El material de la veta presenta como minerales opacos principales oro, esfalerita, pirita y calcopirita en trazas. La mineralización se hospeda en vetas de cuarzo ricas en oro y se relacionan a un sistema de vetas epitermales de sulfuración media. Los análisis de XRF indican concentraciones de oro que varían entre 8 y 150 g/t. El oro se encuentra solo, por lo que no existe una clara relación de corte para ubicarlo dentro de una secuencia para genética.
- La concentración gravimétrica que se obtiene con los molinos de ruedas es eficaz para los materiales de la veta Margarita; afirmación que se sostiene basada en los resultados de los ensayos granulométricos de la alimentación de molinos, donde se obtuvo que el tamaño de las partículas de oro sobre las que retiene el 80 % es 173.50 μm , y que el menor porcentaje de oro retenido con la malla #60 ASTM utilizada en los molinos de ruedas es 73.57 %, llegando incluso a alcanzar efectividad de concentración de 85.37 %.
- Por su parte la evaluación del proceso de flotación determina resultados satisfactorios en la concentración de oro contenido en la veta, esto se establece conforme los análisis de granulometría efectuados, que muestran que el 80 %

de oro pasante se encuentra en tamaños de partículas inferiores que 58.56 μm , diámetro con el cual el proceso de flotación se da de manera eficaz; los resultados de las muestras de concentrados reflejan contenidos de oro sobre 88.36 g/t con ratio de concentración de 29:1. La eficiencia del proceso también se comprueba por el análisis de las colas de flotación efectuado por el método analítico de ensayo al fuego con AAS cuyo contenido de oro en las colas de flotación resulta inferior a 0.59 g/t. Es importante mencionar que el análisis por el método de XRD no detectó contenido de oro en las muestras, lo que indica que el método de análisis que mayor sensibilidad presenta para las colas de estos materiales es el de ensayo al fuego y AAS.

- El procedimiento de lixiviación al que se sometieron los concentrados de flotación, de acuerdo con las relaciones cabeza – cola, evidencia niveles de eficiencia de concentración de oro superiores al 99%; sin embargo, el contenido de oro en las colas presentó tenores superiores a 1.00 g/t para dos pruebas.
- De lo expuesto se concluye que una vez evaluados los procesos mineralúrgicos de concentración gravimétrico, flotación y lixiviación estos presentan eficiencia para el tratamiento y obtención del oro contenido en las menas de la veta Margarita.

Recomendaciones

- Conociendo que existe la posibilidad de que a mayor profundidad podrían variar las condiciones físicas, químicas y mineralógicas en las que se presenta el oro contenido en la veta Margarita, resulta importante caracterizar los materiales de la veta en distintos niveles desarrollados en el frente de producción.
- De los resultados obtenidos en las pruebas granulométricas realizadas a los materiales de colas de flotación, donde el porcentaje de partículas ultrafinas alcanza un máximo de 71 % se recomienda evaluar alternativas que pudiesen permitir optimizar la recuperación de oro.
- Considerar la posibilidad de cambio de los equipos gravimétricos de molinos de ruedas a la implementación de molinos S.A.C. que utilizan malla #150 ASTM, evaluando su factibilidad técnico-económica de aplicación, bajo la hipótesis de que permitirían la reducción del tamaño de partícula, lo que se traduce en una mejora en la concentración de oro de la veta Margarita.

- Desarrollar y evaluar nuevos colectores y espumantes en comprensión de la química y electroquímica del oro en los procesos de flotación, siempre que exista un beneficio económico y de rendimiento entre los ya tradicionales xantatos y ditiofosfatos utilizados en este proceso, lo que resultaría en grandes beneficios en la industria minera.
- Realizar un trabajo de investigación orientado a identificación y separación de elementos que inciden negativamente en las diferentes fases del proceso de beneficio mineral y los posibles métodos de tratamiento para minimizar su afectación.
- Las políticas de privacidad de la información de la empresa, así como el acuerdo de confidencialidad de información sensible realizado con la planta de beneficio previo al inicio de esta tesis no permiten exponer cierta información, sin embargo, resulta importante se considere la posibilidad de permitir su uso y publicación para la fundamentación de resultados del proceso de obtención del oro.
- La difracción de rayos X solo permite detectar oro cristalino, por lo que se recomienda ensayar con otras metodologías que permitan ampliar el espectro de medición de contenido de oro.
- Los resultados de los muestreos finales del proceso de lixiviación indican que a partir de las 10 horas de proceso la liberación de oro es constante, no obstante, esto solo puede verificarse construyendo la curva cinemática tiempo – concentración contando con todos los resultados de las pruebas ejecutadas.

BIBLIOGRAFÍA

Alania Martínez Deivis Eduardo (2023) *Implementación de un sistema de control de calidad QA/QC aplicado al proceso de preparación y análisis de muestras geológicas, para mejorar el nivel de confiabilidad de los resultados de laboratorio y sirva en la estimación de recursos de la Veta Principal y Veta Andalucía 120-Mina Chungar-2015*, Pp 56, Repositorio Institucional UNDAC, <http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/3125>.

Allan, G. C., & Woodcock, J. T. (2001). A REVIEW OF THE FLOTATION OF NATIVE GOLD AND ELECTRUM. *Minerals Engineering*, 14(9), 931–962.

APHA, AWWA, & WPCF. (1989). 3111 DETERMINACIÓN DE METALES POR ESPECTROMETRÍA DE ABSORCIÓN ATÓMICA DE LLAMA. In M. Franson (Ed.), *Métodos Normalizados para el análisis de aguas potables y residuales* (pp. 14–21). Diaz de Santos S.A.

Aspden, J. A., Bonilla, W., Duque, P., & British Geological Survey. (1995). *The El Oro metamorphic complex, Ecuador: geology and economic mineral deposits* (British Geological Survey, Ed.).

ASTM International. (2017). *Standard Test Methods for Determination of Gold in Bullion by Assay Cupellatio Analysis* (p. 7). ASTM International.

Buitrón, D., Barona, D., Iturra, F., & León, J. (2021). VALIDACIÓN DEL MÉTODO PARA LA DETERMINACIÓN DE ORO POR ENSAYO AL FUEGO COMBINADO CON ESPECTROMETRÍA DE ABSORCIÓN ATÓMICA EN MUESTRAS GEOLÓGICAS MINERAS METALÚRGICAS. *Instituto de Investigación Geológico y Energético*, 9(1), 119–136. <https://doi.org/10.26807/ia.v9i1.188>

Duque, P. (2000). Breve Léxico Estratigráfico del Ecuador. In *UCP Prodeminca*.

Feininger, T. (1982). The metamorphic ' basement' of Ecuador. *Geological Society of America Bulletin*, 93(1), 87–92. [https://doi.org/10.1130/0016-7606\(1982\)93<87:TMBOE>2.0.CO;2](https://doi.org/10.1130/0016-7606(1982)93<87:TMBOE>2.0.CO;2)

Fueyo, L. (1999). *Equipos de Trituración, Molienda y Clasificación: Tecnología, Diseño y Aplicación*. (Rocas y Minerales, Ed.).

Gaona Boixader, R. (2021). *CARACTERIZACIÓN DEL ORO OROGÉNICO DE BOLIVIA*. Universitat Politècnica de Catalunya.

Gingell, R., Régnier, J.-F., Wilson, D. M., Guillaumat, P.-O., & Appelqvist, T. (2003). Comparative metabolism of methyl isobutyl carbinol and methyl isobutyl ketone in male rats. *Toxicology Letters*, 136, 199–204. www.elsevier.com/locate/toxlet

Gómez, P. (2012). *EVALUACIÓN PRUEBAS DE ESPESAMIETO DE RELAVES EN PLANTA PILOTO*. Pontificia Universidad Católica de Valparaíso.

Grau, R. A., Laskowski, J. S., & Heiskanen, K. (2005). Effect of frothers on bubble size. *International Journal of Mineral Processing*, 76(4), 225–233. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2005.01.004>

Harris, C. (1971). Graphical presentation of size distribution data: an assessment of current practice. *Trans. IMMC*, 80, 133–139.

Hernández, H. (2017). *CONTROL GEOLÓGICO-ESTRUCTURAL EN LABORES SUBTERRÁNEAS DEL ÁREA MINERA SACACHISPAS*. Universidad de Guayaquil.

Inoue, T. (2009). Mineral Comminution and Separation Systems. In K. Horikawa & Q. Guo (Eds.), *Civil Engineering: Vol. II* (pp. 249–274). EOLSS Publications.

Juncal, L. (2014). *Preparación, caracterización y estudio de las propiedades de compuestos xantatos y xantógenos con potenciales aplicaciones farmacológicas*. Universidad Nacional de la Plata.

Leonardo, J., & Andrade, C. (2015). *Calidad de vida relacionada con la salud en población minera de Boyacá*. Universidad Nacional de Colombia.

Markert, B. (2005). Comminution of Samples. *SAMPLE HANDLING*, 163–169. <https://doi.org/https://doi.org/10.1016/B0-12-369397-7/00543-4>

Marsden, J., & House, C. Iain. (2006). *Chemistry of Gold Extraction*. SME.

Martínez B., D.; Gil Novoa, O. D.; Barón González, A. J. (2006). *ESPECTROMETRIA DE FLUORESCENCIA DE RAYOS X.*, p790-793. 4p. Recuperado en 2006 en <https://web.s.ebscohost.com/abstract?direct=true&profile=ehost&scope=site&authtype=crawler&jrnl=01202650&AN=36304458&h=cFBiWre%2bCxaXpNv3MMtTO8%2bs eJKuEeqDCbomZ1DVN4Gm9hkUUrGDd1eamRIYIOQThA2IDz2v0ADedeCWsK9QL Q%3d%3d&crl=c&resultNs=AdminWebAuth&resultLocal=ErrCrlNotAuth&crlhashurl=login.aspx%3fdirect%3dtrue%26profile%3dehost%26scope%3dsite%26authtype%3dcrawler%26jrnl%3d01202650%26AN%3d36304458>

Melgarejo, Joan Carles, Proenza, Joaquín A., Galí, Salvador, & Llovet, Xavier. (2010). *Técnicas de caracterización mineral y su aplicación en exploración y explotación minera*. *Boletín de la Sociedad Geológica Mexicana*, 62(1), 1-23. Recuperado en 01 de octubre de 2023, de http://www.scielo.org.mx/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S1405-33222010000100002&lng=es&tlng=es.

Ministerio de Energía y Minas. (2023). *Exportaciones mineras alcanzan, aproximadamente, USD 543 millones entre enero y febrero del 2023*.

Moreira Chuya Alfredo Rolando (2017). *CARACTERIZACIÓN PETROGRÁFICA Y CALCOGRÁFICA DEL AFLORAMIENTO ÍGNEO, ASIGNADO AL JURÁSICO, UBICADO EN LA PERIMETRAL DEL CANTÓN NOBOL, ECUADOR*, PP 2, Recuperado en <http://repositorio.ug.edu.ec/handle/redug/22496>

Muñoz, G. (2018). *FLUIDO DINÁMICA EN MINERÍA. SIMULACIÓN CFD DE FEEDWELL DE ESPESADORES DE RELAVES*. Universidad de Chile.

Olvera, B. C. (2022). Innovation in mining: what are the challenges and opportunities along the value chain for Latin American suppliers? *Mineral Economics*, 35, 35–51. <https://doi.org/10.1007/s13563-021-00251-w>/Published

Oswaldo, M., Rúa, B., Mercedes, C., Suárez, T., María, D., & Gómez, N. (2012). ESTUDIO DE HIDROFOBICIDAD DEL ORO NATIVO. *Dyna, Edición Especial*, 79, 48–52.

Pérez, A. (2012). *OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE FLOTACIÓN DE CALCOPIRITA CON METABISULFITO DE SODIO Y CARBÓN ACTIVADO A NIVEL LABORATORIO EN LA EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C.* Universidad Nacional del Centro del Perú.

Pilatasig, L. M., Gordon, D. P., Palacios, O., & Sánchez, J. (2005). *PROYECTO MULTINACIONAL ANDINO: GEOCIENCIAS PARA LAS COMUNIDADES ANDINAS*. www.pdfactory.com

Salazar, A., & Lozada, D. (2018). Optimization of mining operation (geometalurgia) - case study - Minereicis S.A. *FIGEMPA*, 1(1), 5.

Subba Rao, D. V. (2011). *MINERAL BENEFICIATION A CONCISE BASIC COURSE*. CRC Press.

Tarjan, G. (1974). APPLICATION OF DISTRIBUTION FUNCTIONS TO PARTITION CURVES. *International Journal of Mineral Processing*, 1, 261–265. [https://doi.org/https://doi.org/10.1016/0301-7516\(74\)90019-2](https://doi.org/https://doi.org/10.1016/0301-7516(74)90019-2)

Travníček, V. (2011). PARTICLE SIZE DISTRIBUTION OF A WASTE SAND FROM A WASTE WATER TREATMENT PLANT WITH USE OF ROSIN-RAMMLER AND GATES-GAUDIN-SCHUMANN MATHEMATICAL MODEL. *ACTA UNIVERSITATIS*

AGRICULTURAE ET SILVICULTURAE MENDELIANAE BRUNENSIS, LIX(3), 197–202.

Villacis, H., & Ñauta, V. (2018). *AUDITORÍA AMBIENTAL PARA EL CUMPLIMIENTO DEL PLAN DE MANEJO AMBIENTAL, DE LA PLANTA DE BENEFICIO ENINSATCH S.A.* Universidad de las Fuerzas Armadas.

Wills, B. A., Napier-Munn, Tim., & Wills, B. A. (Barry A. (2006). *Mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery.* Elsevier Science & Technology Books.

Woodcock, N. (1986). Strike-slip duplexes. *Journal of Structural Geology*, 8(7), 725–735.

APÉNDICES

APÉNDICE A

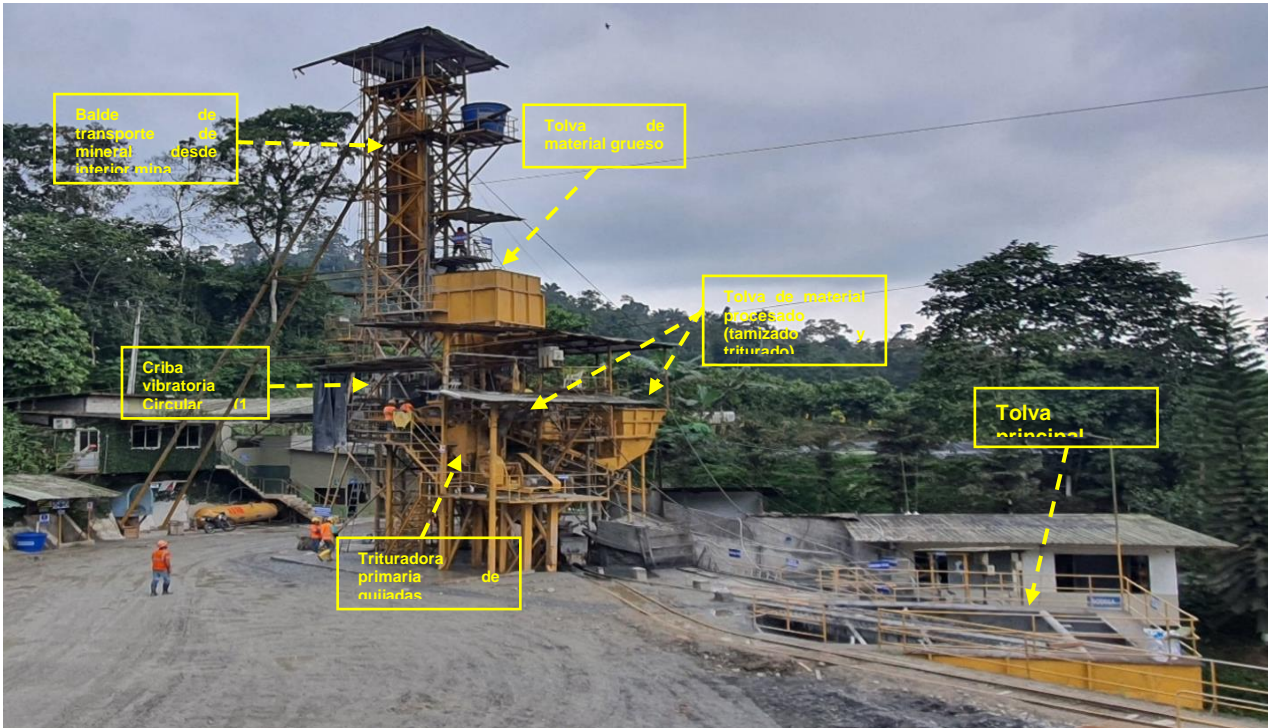


Figura 4.1 Clasificación y Conminución mineral en superficie. [Autor]

Tabla 4.1 Elementos de la clasificación y conminación del mineral [Autor].

	<p>Balde de transporte de mineral y tolva de acopio de material grueso.</p>
	<p>Criba vibratoria circular, canal de clasificación mineral y de transporte hacia trituradora de quijadas primaria.</p>
	<p>Trituradora de quijadas primaria.</p>
	<p>Carga y transporte de mineral hacia tolva principal.</p>
	<p>Tolva principal de acopio de mineral para transporte hacia la planta de beneficio.</p>
	<p>Tamaño de material al final de la fase de conminución.</p>

APÉNDICE B

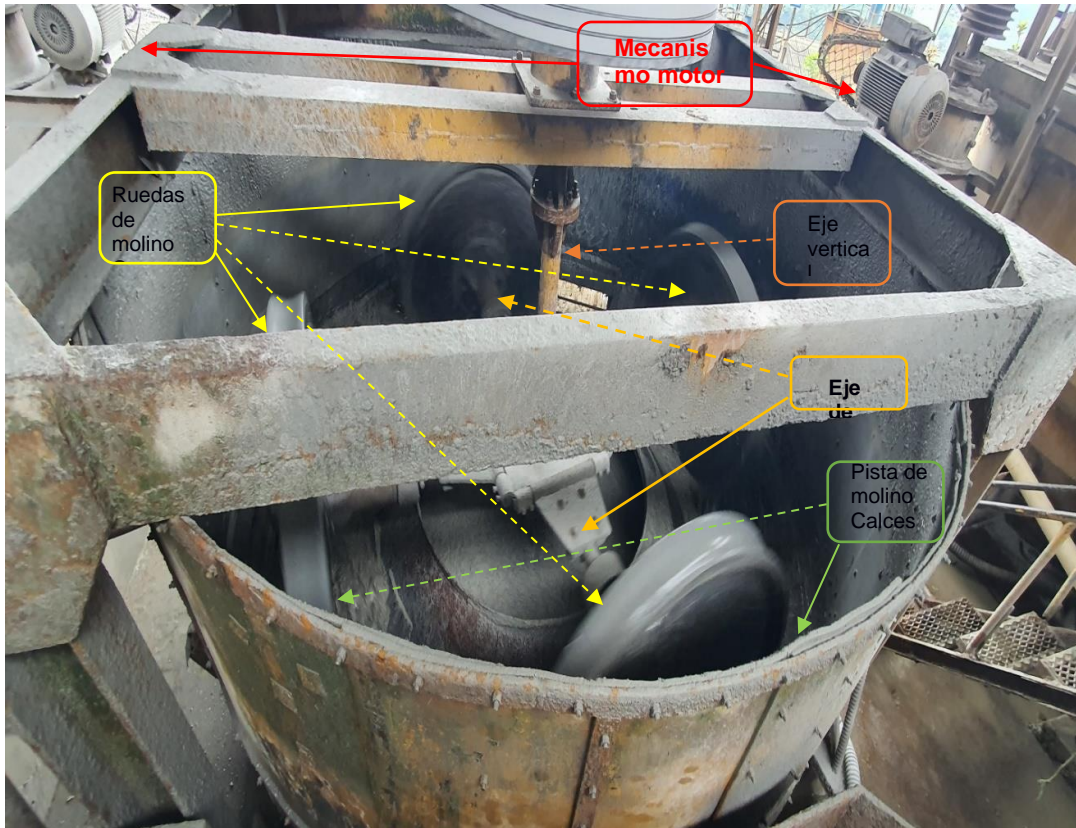


Figura 4.2 Molino de ruedas, trapicheros o chilenos. [Autor]



Figura 4.3 Motorización y sistema de transmisión y alimentación manual de molinos [Autor]

APÉNDICE C



Figura 4.4 Procesos gravimétricos [Autor]

A) tolva de mena. B) Molino trapichero. C) Artesas de metal y ventanillas de molino (malla #60 mesh). D) Artesa de molino. E) Canalones. F) Artesas de cemento. G) Bayetas. H) Canal de colección y transporte de colas de molino.

APÉNDICE D

Tabla 4.2 Procedimiento Ensayo al fuego + Absorción atómica de llama (AAS) [Autor].

	<p>Fundido de muestras en horno a temperatura entre 1100°C y 1150°C.</p>
	<p>Regulo o botón de plomo.</p>
	<p>Espectrofotómetro de Absorción Atómica de llama.</p>
	<p>Lectura de concentración de oro en la muestra.</p>

APÉNDICE E



Figura 4.5 Implementos y equipos para ensayos granulométricos. [Autor]

A) Tamices bajo norma ASTM. B) Tamizadora eléctrica. C) Balanza digital de precisión. D) Cepillo, brocha, espátula, funda para colección de muestras, base de látex negro.

APÉNDICE F

Molienda



Figura 4.6 Proceso de tamizaje de muestra M-001. [Autor]

A) Encuarte de muestra. B) Peso de muestra M-001. C) Tamizaje manual, tamiz N°10. D) Fracción $<2000\ \mu\text{m}$. E) Procesamiento en tamizadora eléctrica de fracción pasante $<2000\ \mu\text{m}$ (tamiz N°10) en serie de tamices N°50, 100, 150, 200 y 325. G-L) Pesos

APÉNDICE G



Figura 4.7 Procedimiento ensayo granulométrico. [Autor]

A) Muestra de material de alimentación de molino. B) Preparación de muestra. C) Muestra encuartada. D) Muestra lista para tamizaje



Figura 4.8 Proceso ensayo granulométrico. [Autor]

A) Muestra previo a tamizaje. B) Tamiz de malla #60 ASTM. C y D) Proceso de tamizaje de muestra. E: Muestra de fracción retenida por tamiz de malla #50 ASTM (en el fondo de tamiz esta colectada la muestra de fracción pasante)







Figura 4.9 Proceso ensayo granulométrico. [Autor]

A) Muestra de la fracción retenida en tamiz malla #50 ASTM, granulometría superior a $300\ \mu\text{m}$. B) Muestra de la fracción pasante (granulometría inferior a $300\ \mu\text{m}$)

APÉNDICE H

Tabla 4.3 Equipos de preparación de pulpa previos a flotación [Autor].

	<p>Canal de captación y transporte de colas de molinos.</p>
	<p>Tanque espesador de pulpa mineral.</p>
	<p>Trommels de cribado de pulpa mineral.</p>
	<p>A: Bomba de sólidos, material grueso (mayor a 600 μm) obtenido en trommel.</p>
	<p>A: Tanque de preparación de floculante (polímero aniónico de aluminio). B: Tanque de mezcla de preparación de reactivos (colectores y espumantes).</p>
	<p>Tanque para acondicionamiento (interacción) de pulpa mineral y reactivos (colectores y espumantes).</p>

APÉNDICE I

Tabla 4.4 Procesos de preparación de pulpa previos a flotación [Autor].

	<p>Tanque acondicionador.</p>
	<p>Banco de celdas de flotación.</p>
	<p>Celda de operación cleaner.</p>
	<p>Celda cleaner, operación de limpieza de concentrado rougher y scavenger.</p>

CERTIFICACIÓN DE REVISIÓN DE PROYECTO DE TITULACIÓN

Por medio de la presente, Yo **David Ricardo Altamirano Moran, M.Sc.**, Coordinador del Programa de **Maestría en Minas Mención Mineralurgia y Metalurgia Extractiva** de la Escuela Superior Politécnica del Litoral (ESPOL), certifico que:

Con fecha 04 de septiembre de 2023, el estudiante **Cáceres León Andrés Leonardo, C.I: 0916028681**, de la **Cohorte 1**, presentó la propuesta de su tema de titulación al Comité Académico del programa. Posteriormente, con fecha 19 de septiembre de 2023, el Comité revisó y aprobó la propuesta mediante la resolución RES.CA. Maestría en Minas.005A2023 cumpliendo con los requisitos establecidos para la aprobación del tema.

A partir de dicha aprobación, el estudiante mantuvo reuniones periódicas con el tutor designado, **Mauricio Heriberto Cornejo Martínez, PhD.**, para la elaboración y desarrollo de su proyecto de titulación, siguiendo los lineamientos establecidos por el programa. Con fecha 03 de noviembre de 2023, el estudiante presentó y sustentó su proyecto de titulación ante el tribunal evaluador asignado, cumpliendo con el proceso formal de evaluación académica.

Por lo tanto, en calidad de Coordinador del Programa de Maestría en Minas Mención Mineralurgia y Metalurgia Extractiva, certifico que el trabajo de titulación denominado **“Evaluación de los métodos de beneficio mineral utilizados para la obtención de oro de las menas contenidas en la veta Margarita, yacimiento aurífero Sacachispas”** realizado por el estudiante Cáceres León Andrés Leonardo, C.I: 0916028681; ha sido revisado y evaluado conforme a los lineamientos y estándares establecidos por el programa.

Debido a circunstancias externas, no ha sido posible obtener las firmas de los involucrados (estudiante, tutor(es) y/o evaluadores). No obstante, en calidad de Coordinador del Programa, certifico que el proyecto cumple con los requisitos académicos y ha sido revisado para su presentación y archivo institucional.

Atentamente,



Firmado electrónicamente por:
**DAVID RICARDO
ALTAMIRANO MORAN**

David Ricardo Altamirano Moran, M.Sc.
Coordinador de la Maestría en Minas Mención Mineralurgia y Metalurgia Extractiva
FICT-ESPOL