



UNIVERSIDAD DEL AZUAY

FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA

ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

“Análisis del proceso de flotación variando colectores, fracción de sólidos y tamaño de partícula en un material aurífero proveniente de la planta Asopromin, Zaruma - El Oro.”

Trabajo previo a la obtención del grado académico de:

INGENIERO EN MINAS

Autores:

BYRON GEOVANNY CALERO ROMÁN

JOSÉ ESTEBAN SANMARTÍN PACHECO

Director:

ING. EDUARDO ANDRÉS LUNA MÉNDEZ

CUENCA – ECUADOR

2023

DEDICATORIAS

Este trabajo va dedicado principalmente a Martín Calero, mis hermanos, mis padres, mi pareja, abuelos y todas aquellas personas quienes aportaron su granito de arena para mi formación, tanto académica, como personal.

También dedico este logro a Dios, ya que gracias a él existo y puedo disfrutar de estos momentos tan hermosos en mi vida, además de muchos más momentos bellos que él ya me ha regalado.

Byron Calero R.

A mis padres y hermana, José Raúl, Marcia y Michelle por haber sido el apoyo más grande que he tenido en mi vida, por estar siempre en los momentos que más les he necesitado y ser parte fundamental de mi vida. A mi tía Sole, quien ha sido como una segunda madre para mí y un gran apoyo en mi vida.

José Sanmartín P.

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, agradezco a los pilares de mi vida, mi hijo Martín Calero, mi motor, quién me enseñó a valorar cada minuto del día a día, a tomar la vida con mayor responsabilidad, a ordenar mis prioridades y a entender que siempre puedes ser una mejor versión de la persona que eres, también quiero agradecer a mis hermanos y mi pareja, personitas que Dios puso en mi vida y a quienes adoro y por último a mi padre y mi madre, por su inagotable fortaleza para criarme, por siempre dar lo mejor de sí, por los valores que me han inculcado y sus innumerables enseñanzas.

Además, quiero agradecer a los compañeros y docentes que me acompañaron a lo largo de la carrera, especialmente a mi compañero de tesis José Sanmartín y a mi tutor de tesis Eduardo Luna, quién más allá de un tutor, fue un gran amigo, agradezco su paciencia, su dedicación y profesionalismo.

Byron Calero R.

A mis padres primeramente ya que gracias a sus valores y experiencias compartidas soy la persona que soy hoy en día, y gracias a todas las herramientas que me han brindado he logrado cumplir muchas metas importantes en mi vida. Toda mi gratitud hacia ellos, a mi tía Sole por sus desinteresados actos de gratitud y a mi hermana Michelle por darme siempre su apoyo y ser más que una hermana una gran amiga. Un agradecimiento a mis profesores que supieron impartir sus conocimientos de la mejor manera para formarme como profesional. Y un agradecimiento especial al Ingeniero Eduardo Luna por haber sido un gran tutor y haber brindado la ayuda necesaria para la realización de este proyecto.

José Sanmartín P.

“ANÁLISIS DEL PROCESO DE FLOTACIÓN VARIANDO COLECTORES, FRACCIÓN DE SÓLIDOS Y TAMAÑO DE PARTÍCULA EN UN MATERIAL AURÍFERO PROVENIENTE DE LA PLANTA ASOPROMIN, ZARUMA - EL ORO.”

RESUMEN

El objetivo principal de la presente investigación, es determinar las variables óptimas para una flotación espumante, realizada en una celda convencional Denver a escala de laboratorio, buscando la mayor recuperación del material aurífero proveniente de la compañía minera “ASOPROMIN S.A.”. Para el proyecto se utilizaron dos tipos de granulometrías (pasante malla 100 y pasante malla 200), adicionalmente se trabajó con dos tipos de colectores (Z-6 y Z-11), utilizando fracciones de sólidos al 15% y al 30%. Al analizar los resultados de los 8 ensayos de flotación se obtuvo que la mayor recuperación fue del 88,06% cuando se usó colector Z-11, al 15% de sólidos y con un tamaño de granulometría pasante malla 100 y la menor recuperación que fue del 63.27%, se dio cuando se utilizó colector Z-6, con una fracción de sólidos del 15% y con material pasante malla 100.

Palabras claves: celda convencional, colector, flotación, fracción de sólidos, recuperación.

**“ANALYSIS OF THE FLOTATION PROCESS VARYING COLLECTORS,
FRACTION OF SOLIDS AND PARTICLE SIZE IN A GOLD MATERIAL
FROM THE PLANT ASOPROMIN, ZARUMA - EL ORO.”**

ABSTRACT

The main objective of this research was to determine the optimal variables for foaming flotation, carried out in a conventional Denver cell at a laboratory scale, seeking the greatest recovery of gold material from the mining Company “ASOPROMIN S.A.”. Two types of granulometries were used for the project (100 mesh passing material and 200 mesh passing material), additionally, we worked with two types of collectors (Z-6 and Z-11), using solids fractions at 15% and 30%. When analyzing the results of the 8 flotation trials, it was obtained that the highest recovery was 88.06% when collector Z-11 was used, at 15% solids and with a granulometry size of 100 mesh passing material and the lowest recovery was 63.27% and occurred when Z-6 collector was used, with a fraction of solids of 15% and 100 mesh passing material.

Keywords: conventional cell, collector, flotation, fraction of solids, recovery.



ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIAS	i
AGRADECIMIENTOS.....	ii
RESUMEN	iii
ABSTRACT	iv
ÍNDICE DE CONTENIDOS	v
ÍNDICE DE TABLAS	viii
ÍNDICE DE FIGURAS	x
ÍNDICE DE ANEXOS.....	xii
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO 1 ASPECTOS GENERALES Y MARCO TEÓRICO	3
1.1 Aspectos generales.....	3
1.1.1 Antecedentes.....	3
1.1.2 Coordenadas del Área minera.....	4
1.1.3 Ubicación.....	4
1.1.4 Geología local.....	5
1.2 Marco teórico	8
1.2.1 Oro	8
1.2.2 Minerales auríferos sulfurados	8
1.2.3 Beneficio mineral	8
1.2.4 Concentración de minerales sulfurados por flotación	9
1.2.5 Partículas hidrofóbicas	10

1.2.6	Partículas Hidrofílicas	10
1.2.7	Flotación en celda convencional.....	10
1.2.8	Índices metalúrgicos	11
1.2.9	Colectores	11
1.2.10	Espumantes.....	13
1.2.11	Acondicionamiento.....	14
1.2.12	Tamaño de partícula	15
1.2.13	Fracción de sólidos	15
1.2.14	Efecto del pH.....	15
1.2.15	Activadores	16
1.2.16	Tiempo de residencia.....	16
1.2.17	Descripción de la celda Denver	17
1.2.18	Flotación Rougher	18
1.2.19	Flotación Scavenger	19
1.2.20	Flotación Cleaner.....	19
1.2.21	Factores influyentes en el proceso de flotación convencional	20
1.2.22	Modelo Rosin-Rammler	20
CAPÍTULO 2 METODOLOGÍA Y ENSAYO EXPERIMENTAL		21
2.1	Metodología aplicada.....	21
2.1.1	Recolección de muestra	21
2.1.2	Secado del material.....	23
2.1.3	Molienda.....	23

2.1.4	Cuarteo.....	23
2.1.5	Caracterización del material	24
2.1.6	Dispositivos y materiales.....	24
2.1.7	Ensayos de laboratorio.....	27
2.1.8	Proyecto experimental	41
2.1.9	Resultados de los ensayos.....	51
CAPÍTULO 3 ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE DATOS.....		52
3.1	Resultados conseguidos	52
3.1.1	Resultados de concentración	52
3.1.2	Resultados de recuperación	52
3.1.3	Análisis de mejores recuperaciones por granulometría.....	57
3.1.4	Análisis general de recuperaciones.....	58
3.1.5	Análisis y discusión de resultados	60
CONCLUSIONES		63
RECOMENDACIONES		65
LISTA DE REFERENCIAS		66
ANEXOS.....		69

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 <i>Coordenadas Área minera</i>	4
Tabla 2 <i>Formaciones geológicas y depósitos superficiales</i>	7
Tabla 3 <i>Estándar de flotación</i>	27
Tabla 4 <i>Cálculos de masa de la pulpa, sólidos y líquidos para flotación en celda convencional</i>	31
Tabla 5 <i>Tamices Tyler Standard</i>	32
Tabla 6 <i>Análisis granulométrico de la muestra usando Rosin Rammler</i>	33
Tabla 7 <i>Porcentaje de pérdidas primer ensayo</i>	39
Tabla 8 <i>Porcentaje de pérdidas segundo ensayo</i>	39
Tabla 9 <i>Porcentaje de pérdidas tercer ensayo</i>	39
Tabla 10 <i>Porcentaje de pérdidas cuarto ensayo</i>	40
Tabla 11 <i>Porcentaje de pérdidas quinto ensayo</i>	40
Tabla 12 <i>Porcentaje de pérdidas sexto ensayo</i>	40
Tabla 13 <i>Porcentaje de pérdidas séptimo ensayo</i>	41
Tabla 14 <i>Porcentaje de pérdidas octavo ensayo</i>	41
Tabla 15 <i>Descripción de ensayos</i>	42
Tabla 16 <i>Leyes de concentrado de los ensayos proporcionados por laboratorio JV Metals</i>	43
Tabla 17 <i>Peso y ley de concentrado en pasante malla 100 y fracción de sólidos al 15%</i>	43
Tabla 18 <i>Peso y ley de concentrado en pasante malla 200 y fracción de sólidos al 15%</i>	43
Tabla 19 <i>Peso y ley de concentrado en pasante malla 100 y fracción de sólidos al 30%</i>	44

Tabla 20 <i>Peso y ley de concentrado en pasante malla 200 y fracción de sólidos al 30%</i>	44
Tabla 21 <i>Peso y ley de alimentación</i>	45
Tabla 22 <i>Masa de colas en pasante malla 100 y fracción de sólidos al 15%</i>	48
Tabla 23 <i>Masa de colas en pasante malla 200 y fracción de sólidos al 15%</i>	48
Tabla 24 <i>Masa de colas en pasante malla 100 y fracción de sólidos al 30%</i>	49
Tabla 25 <i>Masa de colas en pasante malla 200 y fracción de sólidos al 30%</i>	50
Tabla 26 <i>Resultados de los ensayos de flotación</i>	51
Tabla 27 <i>Leyes de concentración de cada ensayo</i>	52
Tabla 28 <i>Recuperación pasante malla 100 al 15% de sólidos</i>	53
Tabla 29 <i>Recuperación pasante malla 200 al 15% de sólidos</i>	54
Tabla 30 <i>Recuperación pasante malla 100 al 30% de sólidos</i>	55
Tabla 31 <i>Recuperación pasante malla 200 al 30% de sólidos</i>	56
Tabla 32 <i>Recuperaciones de todos los ensayos</i>	59

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 <i>Ortofoto del área minera</i>	3
Figura 2 <i>Ubicación Área minera</i>	4
Figura 3 <i>Distribución geográfica cantón Zaruma</i>	7
Figura 4 <i>Diagrama de Flujo de Beneficio de minerales</i>	9
Figura 5 <i>Adsorción en interfases</i>	10
Figura 6 <i>Adsorción de un colector en el área de un mineral</i>	12
Figura 7 <i>Adsorción del espumante a la partícula de aire</i>	13
Figura 8 <i>Estructura de los espumantes</i>	14
Figura 9 <i>Potencial zeta vs pH</i>	16
Figura 10 <i>Concentración de mineral vs tiempo</i>	17
Figura 11 <i>Celda de flotación Denver</i>	18
Figura 12 <i>Circuito rougher convencional</i>	18
Figura 13 <i>Circuito Scavenger</i>	19
Figura 14 <i>Esquema de los tamices con su respectiva malla y tamaño en micrones</i>	22
Figura 15 <i>Material decantado de la prueba 1</i>	28
Figura 16 <i>Material decantado de la prueba 2</i>	29
Figura 17 <i>Material decantado de la prueba 3</i>	29
Figura 18 <i>Gráfica de análisis granulométrico aplicando Rosin Rammler</i>	34
Figura 19 <i>Preparación de la pulpa agregando el material aurífero</i>	36
Figura 20 <i>Adición del colector Xantato amílico de potasio (Z-6)</i>	37
Figura 21 <i>Adición de espumante</i>	37
Figura 22 <i>Obtención del concentrado en un recipiente para luego proceder a su secado</i>	38
Figura 23 <i>Recuperación del pasante malla 100 al 15% de sólidos con cada colector</i> .	53

Figura 24	<i>Recuperación del pasante malla 200 al 15% de sólidos con cada colector.</i>	54
Figura 25	<i>Recuperación del pasante malla 100 al 30% de sólidos con cada colector.</i>	55
Figura 26	<i>Recuperación del pasante malla 200 al 30% de sólidos con cada colector.</i>	56
Figura 27	<i>Análisis de mejores recuperaciones con malla 100.....</i>	57
Figura 28	<i>Análisis de mejores recuperaciones con malla 200.....</i>	58
Figura 29	<i>Análisis de mejores recuperaciones.....</i>	59
Figura 30	<i>Análisis de recuperaciones más bajas</i>	60

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1 Tamices Humboldt laboratorio de minas.....	69
Anexo 2 Material secando de forma natural	69
Anexo 3 Preparación del material para trituración en el laboratorio de minas	70
Anexo 4 Trituración del material en el laboratorio de minas.....	70
Anexo 5 Pasante malla 100, preparación del material para su tamizaje en el laboratorio de minas.....	71
Anexo 6 Pulverización del material en el laboratorio de minas.....	71
Anexo 7 Pesado de muestras.....	72
Anexo 8 Utilización de probetas	72
Anexo 9 Maquina Absorción atómica.....	73
Anexo 10 Balanza de precisión.....	73
Anexo 11 Probetas utilizadas	74
Anexo 12 Bandejas para separación de material.....	74
Anexo 13 Colectores utilizados.....	75
Anexo 14 Espumante utilizado.....	75
Anexo 15 Bolsas herméticas	76
Anexo 16 Tiras de ph	76
Anexo 17 Resultados del análisis en el laboratorio JV Metals.	77
Anexo 18 Secado de concentrado y colas	77

Byron Geovanny Calero Román

José Esteban Sanmartín Pacheco

Trabajo de Titulación

Ing. Eduardo Luna

Julio, 2023

**“ANÁLISIS DEL PROCESO DE FLOTACIÓN VARIANDO COLECTORES,
FRACCIÓN DE SÓLIDOS Y TAMAÑO DE PARTÍCULA EN UN MATERIAL
AURÍFERO PROVENIENTE DE LA PLANTA ASOPROMIN, ZARUMA - EL
ORO.”**

INTRODUCCIÓN

La actividad minero-metalúrgica en el Ecuador se ha caracterizado por la explotación y el tratamiento de mineral aurífero, lo que ha dado paso a la implementación de técnicas para la extracción de este mineral, siendo una de ellas la flotación espumante. Sin embargo, el proceso de flotación en el país, especialmente en la provincia de El Oro, en el cantón Zaruma, se ha venido realizando de una manera empírica; es decir, sin realizar una evaluación técnica, previo a la optimización de este proceso, ya que muy comúnmente se utiliza la misma dosificación de reactivos, el mismo tamaño de partícula y la misma fracción de sólidos, sin diferenciar los tipos de minerales que ingresan a la planta de tratamiento, lo que conlleva a un alto consumo de reactivos y por consecuencia pérdidas económicas del mineral aurífero que se deposita en los relaves.

Por esta razón, se decidió realizar una recuperación de mineral aurífero de la mina Asopromin del cantón Zaruma, utilizando la técnica de flotación espumante variando colectores, fracción de sólidos y tamaño de partícula; de manera que se determine si estas variaciones mejorarán la recuperación de oro.

Este proceso se llevó a cabo a escala de laboratorio, usando una celda convencional tipo Denver, donde se varió la cantidad de colectores z6 y z11, la fracción de sólidos en 15% y 30% y el tamaño de partículas en el que se usará material pasante malla 100 y malla 200.

Ya obtenidos los resultados, se analizaron detalladamente para determinar qué variación indica una mejor recuperación del mineral aurífero y de esta forma, aplicar este método de manera más eficiente en futuros tratamientos minerales de la planta.

CAPÍTULO 1

ASPECTOS GENERALES Y MARCO TEÓRICO

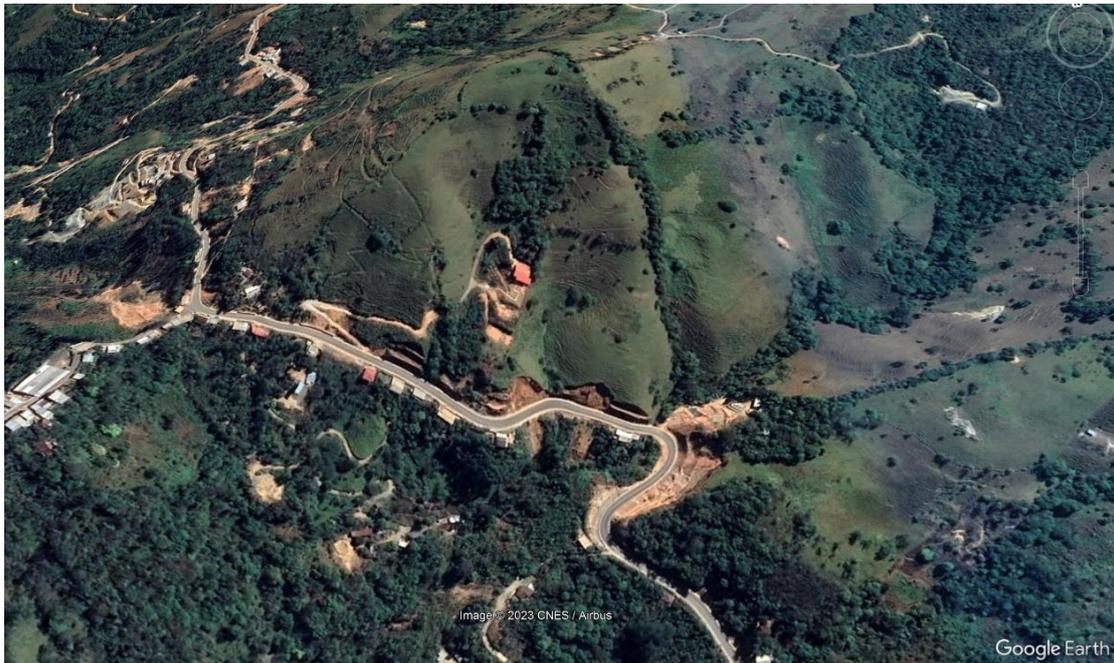
1.1 Aspectos generales

1.1.1 Antecedentes

Las muestras fueron tomadas de la compañía minera ASOPROMIN S.A, titular minera del área “O NIVEL”, con código “277”, cuenta con fecha de inscripción del 14/08/2001. Se encuentra ubicada la parroquia Huertas, cantón Zaruma, provincia El Oro, la concesión tiene un área de 13 hectáreas y se encuentra en un régimen de pequeña minería.

Figura 1

Ortofoto del área minera



Fuente: (Google Earth, 2023)

1.1.2 Coordenadas del Área minera

Tabla 1

Coordenadas Área minera

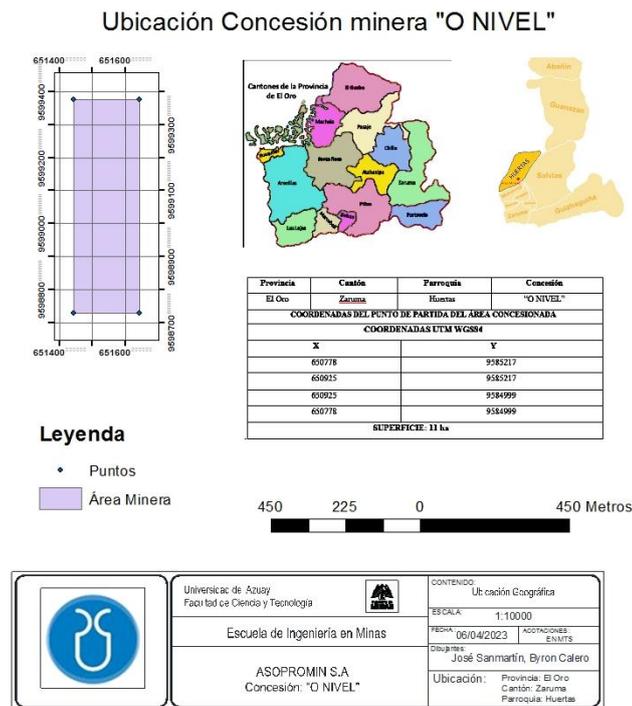
Provincia	Cantón	Parroquia	Concesión
El Oro	Zaruma	Huertas	“O NIVEL”
Coordenadas del punto de partida del área concesionada			
Coordenadas UTM WGS84			
X		Y	
650778		9585217	
650925		9585217	
650925		9584999	
650778		9584999	
Superficie: 11 ha			

Fuente: Elaboración propia. Basado en (Google Earth, 2023)

1.1.3 Ubicación

Figura 2

Ubicación Área minera



Fuente: Elaboración propia. Basado en (Google Earth, 2023)

1.1.4 Geología local

El cantón Zaruma tiene una extensión total de 655 km², se sitúa en la región sierra y presenta alturas de entre 600 hasta 3800 metros.

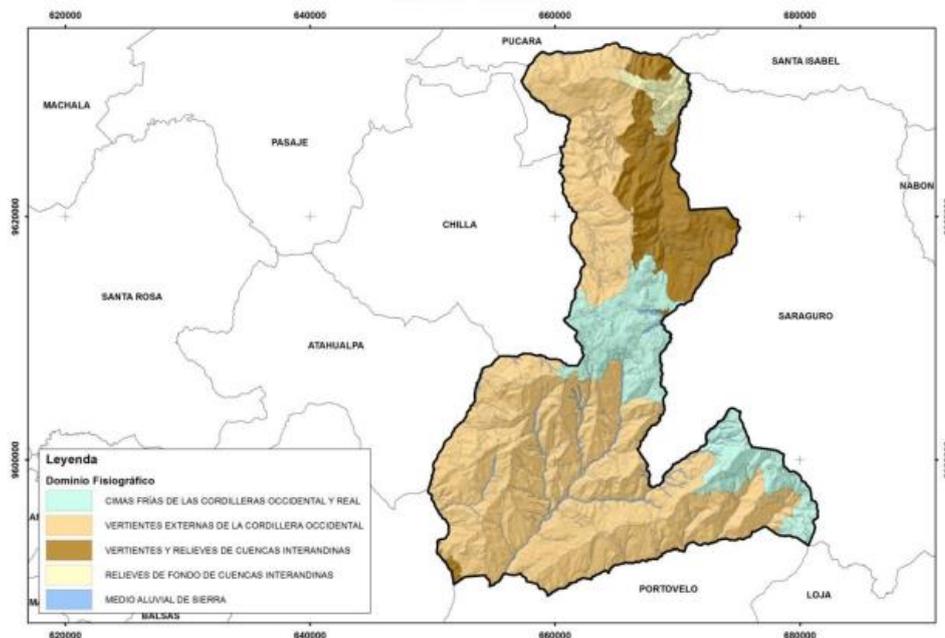
En él se pueden distinguir 5 dominios fisiográficos:

- **Cimas frías de las Cordilleras Occidental y Real:** Presenta una extensión en el cantón, de 99 km² aproximadamente, correspondientes al 15,2% del total, se localizan en la parte central y el extremo suroriental del cantón. Este dominio fisiográfico contiene, en el territorio estudiado, tres contextos morfológicos: i) Paisajes glaciares; ii) Paisajes de páramo con modelado periglacial y huellas glaciares poco marcadas; y iii) Relieves de los márgenes de las cimas frías.
- **Vertientes externas de la Cordillera Real:** Es el dominio fisiográfico más extenso del cantón, ocupando casi un 66,5% del territorio analizado, con un total de 435 km² aproximadamente. De forma general está desarrollado sobre los piroclastos (tobas y aglomerados gruesos con bloques de lava) y lavas (andesitas porfíricas) alternantes de la Formación Saraguro. En el cantón se presentan cuatro contextos morfológicos, denominados: i) Relieves diversificados sobre materiales volcánicos antiguos, sin cobertura piroclástica (Cordillera Occidental); ii) Vertientes homogéneas sobre granitos y granodioritas, sin cobertura piroclástica (Cordillera Occidental); iii) Relieves escarpados sobre rocas metamórficas, sin cobertura piroclástica (Cordillera Occidental); y iv) Zonas deprimidas o abrigadas y primeras estribaciones de la vertiente occidental, sin cobertura piroclástica (Cordillera Occidental).

- **Vertientes y relieves de Cuencas Interandinas:** Presenta una extensión en el cantón de 90 km², equivalente al 13,8% del total. Se ubica en la zona noroeste del mismo. Este dominio fisiográfico se desarrolla principalmente sobre piroclastos y lavas alternantes de la Formación Saraguro. El cantón está representado por dos contextos morfológicos: Vertientes y relieves superiores de las cuencas interandinas, sin cobertura piroclástica (Sierras Central y Meridional) y Vertientes y relieves inferiores de las cuencas interandinas, sin cobertura piroclástica (Sierra Sur).
- **Relieves de fondo de Cuencas Interandinas:** Es el dominio fisiográfico menos extenso del área de estudio, inferior a 14 km², donde corresponde el 2,2% del total. Se desarrolló sobre el contexto morfológico, relieves de fondo de cuencas interandinas sin cobertura piroclástica. Las geoformas con más extensión dentro de este dominio son las vertientes heterogéneas y las vertientes abruptas; es también significativa la existencia, dentro del modelado fluvial, de un número destacado de barrancos.
- **Medio aluvial de Sierra:** Con una extensión de 16 km², equivalentes al 2,4% del total. Este dominio se corresponde con el contexto morfológico homónimo. Casi todas sus geoformas son de génesis fluvial y, en el cantón, aparecen asociadas a los sistemas fluviales de los ríos Jubones y Chillayacu en el norte, de los ríos Pilincay, Salado y La Calera en occidente y de los ríos Amarillo y Luis en el sur. Las geoformas identificadas son: valle fluvial-llanura de inundación, terraza baja y cauce actual (sobreeexcavación del cauce en la llanura de inundación), valle en V, encañonamiento y barranco. (Consortio Tracasa/Nipsa, 2015)

Tabla 2*Formaciones geológicas y depósitos superficiales*

Formación geológica o depósitos superficial	Símbolo	Edad	Litología	Km² (aprox.)
Grupo Tahuín	PzTr _{Th}	Paleozoico – Triásico	Areniscas grises, intercaladas con limolitas y lutitas gris oscuras, ligeramente metamorfizadas en algunos sectores	4
Serie Zamora	Pz _Z	Paleozoico	Granitoides y rocas metamórficas (filitas, cuarcitas, esquistos y gneises)	2
Riolitas de Zaruma Urcu	IN R _{ZU}	Sin asignación de edad	Diques, stocks y otras intrusiones riolíticas	9
Granodiorita, diorita, cuarzdiorita	IN Gd-D-Cd	Sin asignación de edad	Granodiorita, diorita, cuarzdiorita	77

Fuente: (Consorcio Tracasa/nipsa, 2015)**Figura 3***Distribución geográfica cantón Zaruma***Fuente:** (Consorcio Tracasa/nipsa, 2015)

1.2 Marco teórico

1.2.1 Oro

El oro se describe como un metal precioso blando, muy denso y de un color amarillo vivo. Es clasificado como un metal pesado y noble; es considerado el más común de los metales preciados en el comercio.

Entre sus usos destacamos la joyería y sus aplicaciones en la industria como en la electrónica en la que se usa un entre un 10 y 15%. El resto se usa en medicina, odontología y para las reservas gubernamentales de los países.

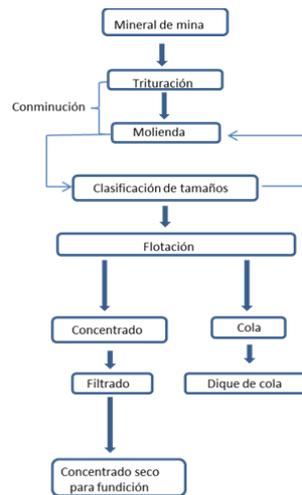
Cuando se encuentra acompañado forma fácilmente enlaces y la tendencia a formarlos es muy grande y estable (Emsley, 2003).

1.2.2 *Minerales auríferos sulfurados*

Los minerales auríferos en flotación, se encuentran junto a los minerales sulfurados como la pirita, pirrotina aurífera, arsenopirita, los cuáles son minerales sulfurados que contienen oro. Para separar los metales se necesitan aplicar estrategias metalúrgicas de concentración como la flotación, ya que en la misma se consigue la separación de los minerales de interés gracias a la acción de los colectores que hidrofobizan estas partículas y por las burbujas que son inyectadas con aire conducidas hasta la superficie permitiéndonos clasificar la pulpa y obtener un concentrado (Cobos, 2018).

1.2.3 *Beneficio mineral*

El beneficio o refinamiento de un mineral, se constituye como un acumulado de procesos por los cuales el mineral atraviesa y en el que ocurren reacciones tanto físicas como químicas, con el fin de alcanzar la disociación de la mena y la ganga, constituida por carbonatos, óxidos, silicatos y compuestos sulfúricos de los cuales se recupera el concentrado metálico de utilidad económica (Servicio Geológico Mexicano, 2020).

Figura 4*Diagrama de Flujo de Beneficio de minerales***Fuente:** (Servicio Geológico Mexicano, 2020)

1.2.4 Concentración de minerales sulfurados por flotación

Inicialmente los procesos que implicaban el uso de la flotación se aplicaron en la industria de la metalurgia, comúnmente en la concentración del cobre mismo que se encontraba dentro de los sulfuros, posteriormente este método fue aplicado en metales con un mayor valor económico como es el caso del oro. La flotación es el proceso más utilizado en la concentración de minerales dentro de las plantas de beneficio, en donde su objetivo es la separación de metales que se encuentran dentro de la roca y que tienen presencia de sulfuros, en donde se requiere un análisis complejo de variables que son fundamentales para un correcto desempeño entre colectores y minerales sulfurados (Sutulov, 1963).

La flotación es un método físico-químico, que permite la concentración de minerales en suspensiones acuosas, hidrofobizando selectivamente el mineral de interés. El proceso se basa en separar las partículas sólidas hidrofóbicas de partículas hidrofílicas, con la ayuda de una inyección de burbujas de aire para lograrlo (Bustamante et al., 2008).

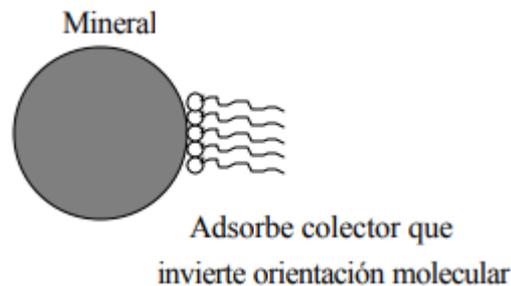
Este proceso sucede cuando el mineral hidrofóbico repele y desplaza agua de la superficie de las partículas, logrando que las burbujas se adhieran a la partícula y las desplacen hacia la superficie por medio de una espuma (Bustamante & Gaviria, 2011).

1.2.5 *Partículas hidrofóbicas*

La hidrofobización, se da gracias a la acción de los reactivos colectores, los cuales modifican las propiedades superficiales. A este proceso se lo conoce como transición selectiva inducida mediante colectores (Castro & García, 2000).

Figura 5

Adsorción en interfases



Fuente: (Castro & García, 2000)

La hidrofobicidad, es considerada como un elemento de importancia en la flotación, por lo que se ha necesitado desarrollar medios que permitan inducirla químicamente.

1.2.6 *Partículas Hidrofílicas*

El proceso de flotación se realiza basándose principalmente en las características de las partículas, estas pueden ser hidrofóbicas o hidrofílicas, las hidrofílicas en este caso se refieren a aquellas partículas que tienen afinidad con el agua (Abarca, 2011).

1.2.7 *Flotación en celda convencional*

La primera fase que se aplica en la concentración de minerales para aumentar su recuperación es la flotación en celda convencional (Rougher). Es importante mantener un buen control de la operación y dosificación en esta etapa, ya que estos parámetros

afectan directamente en la eficiencia del proceso. (Bustamante et al., 2008).

El monitoreo de operación en flotación es complicado, por su naturaleza no directa, la presencia de sublevaciones en el operar de las sustancias, la falta de herramientas y otros elementos que han llevado a la exploración de metodologías de inspección más complejas, como es el monitoreo técnico y productivo mediante pruebas a escala de laboratorio empleando índices metalúrgicos (Bustamante et al., 2008).

1.2.8 Índices metalúrgicos

Con base en las definiciones establecidas por Bustamante et al. (2008) los índices metalúrgicos son aquellos que relacionan la calidad de concentración con los índices del circuito.

Los índices más importantes son:

- **Recuperación mineral:** es el proceso en el cual hay una relación entre el peso del material útil o de interés que se encuentra en el concentrado y su fracción que se encuentra en la alimentación la cual entra al proceso de concentración.
- **Enriquecimiento mineral:** corresponde a la correlación entre las leyes que se encuentran en el mineral concentrado y de alimentación de manera similar a la recuperación.
- **Razón de concentración:** está definida por la razón resultante del flujo másico de sólidos en la alimentación respecto al flujo de sólidos en el concentrado.

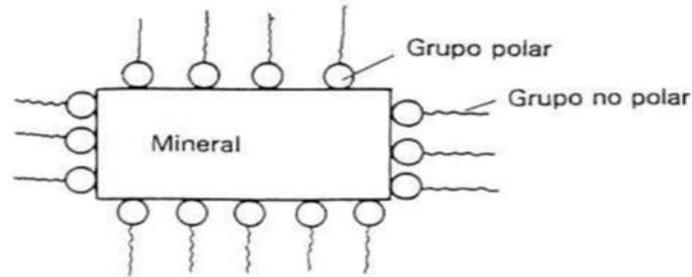
1.2.9 Colectores

Los colectores se describen como sustancias orgánicas las cuales químicamente son catalogadas como surfactantes, es decir moléculas de carácter doble, ya que contiene un grupo polar y un grupo no-polar. El grupo polar tiene un dipolo permanente

y constituye la fracción hidrofílica de la molécula. El grupo no-polar no conserva un dipolo permanente y constituye la parte hidrofóbica de la molécula. El colector podría ser de tipo catiónico o aniónico (Pavez, 2011).

Figura 6

Adsorción de un colector en el área de un mineral



Fuente: (Pavez, 2011)

Los colectores se dividen en diferentes tipos:

a. Colectores de sulfuros

- Xantatos
- Ditiolfosfatos
- Mercaptobenzotisales
- Mercaptanos
- Ditiocarbamatos

b. Colectores de óxidos

c. Colectores Aniónicos

- Carboxylato
- Sulfonato
- Alkyl Sulfato
- Hydroxamato

d. Colectores Catiónicos

- Sal de Amina primaria

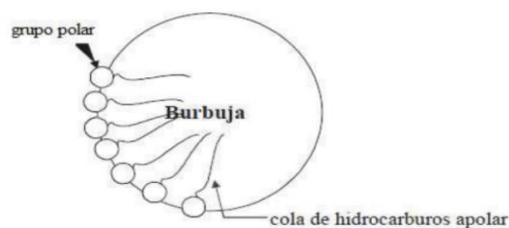
- Sal de Amina Secundaria
- Sal de Amina Terciaria
- Sal de Amonio cuaternario
- Sales Sulfónicas

1.2.10 Espumantes

Los espumantes se definen como intermediarios tenso-activos o surfactantes los cuales se conforman de una fracción polar (hidrofílica) y una fracción apolar (hidrofóbica). La porción apolar es una serie hidrocarbonada y la porción polar es normalmente un grupo OH. En la zona de la burbuja (interfase aire-agua), el encadenamiento hidrocarbonado se sitúa hacia el sector del aire y el grupo polar hacia el sector del agua (Huanca & Arenaza, 2020).

Figura 7

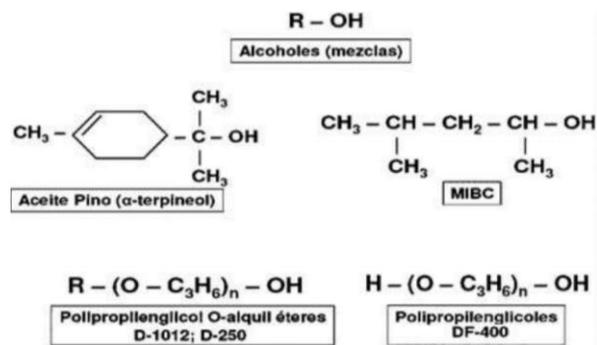
Adsorción del espumante a la partícula de aire



Fuente: (Orozco, 2012)

Los agentes más apropiados para generar una espuma son:

- Alcoholes alquílicos y acrílicos,
- Ácidos carboxílicos,
- Aldehídos, Cetonas,
- Aminas y Nitrilos.

Figura 8*Estructura de los espumantes*

Fuente: (Chang, 1992)

Según Cytec Industries Inc. (2002) las características más significativas al momento de escoger un espumante son:

- Originar una espuma capaz de permitir una muy buena disociación del mineral de interés de los que pertenecen a la ganga.
- La espuma debe ser lo suficientemente invariable dado que cuando las burbujas se rompan vuelvan a crearse continuamente, y así el agua y la ganga pueden tener la posibilidad de desaguar.
- El espumante debe poder formar de nuevo la espuma si se inyecta aire en las subsiguientes etapas de flotación.
- Conviene que se posea una baja sensibilidad a las variaciones de pH, a los colectores y sales incluidas en la pulpa de flotación.

1.2.11 Acondicionamiento

El acondicionamiento suministra el tiempo preciso para que puedan actuar eficientemente los reactivos de flotación. Unos colectores y modificadores muestran una cinética de adsorción en los minerales muy tardada por lo que se deben incorporar al molino previamente al proceso de flotación, y los demás reactivos se juntan directo al depósito a la pulpa (Pavez, 2011).

1.2.12 Tamaño de partícula

Es una propiedad mecánica que se establece de acuerdo a la dimensión de la partícula del acumulado mineral anteriormente procesado en molienda, para lo que es preciso instaurar una fracción granulométrica por medio de la aplicación de cribas específicas.

Se debe tener un material molido que no sea mayor a malla 48 ni menor a malla 270, ya que cuando se tienen partículas gruesas, las partículas se situarán al final del depósito impidiendo la flotación y dañando los dispositivos. Por lo contrario, cuando el material es muy fino, la selectividad del mineral de interés merma por la flotación de minerales de ganga asimismo al ser fino, no se da la adhesión partícula-burbuja, ya que no se adquiere la energía cinética, y el área superficial necesaria para este proceso (César et al, 2009).

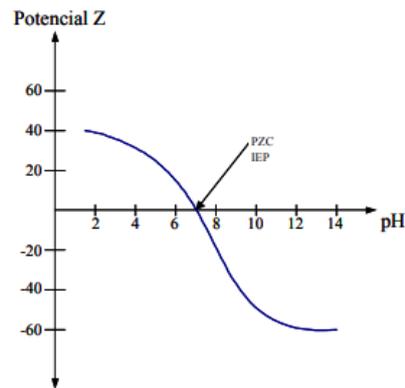
1.2.13 Fracción de sólidos

La fracción de sólidos corresponde a los sólidos disueltos y a los coloidales, esto afecta directamente en la composición de la pulpa ya que dependiendo del porcentaje de sólidos que se tengan, la pulpa puede ser más o menos densa, siendo en el último caso perjudicial para el choque de una burbuja con una partícula y provocando problemas al momento de la recuperación y enriquecimiento del concentrado final. (Bustamante et al., 2008).

1.2.14 Efecto del pH

La selectividad de este proceso depende de manera muy decisiva y complicada de los tipos de reactivos, de su concentración y también del pH (Yianatos, 2005).

Variando el pH de la pulpa hay la posibilidad de variar el potencial zeta.

Figura 9*Potencial zeta vs pH***Fuente:** (Yianatos, 2005)

Es preferible trabajar en medio alcalino, debido a que la gran parte de los colectores tienen estabilidad y funciones concretas (Yianatos, 2005).

1.2.15 Activadores

Se tratan de reactivos que permiten que se una un colector con un mineral, y a la vez intensifican el accionar del colector en el mineral. Los reactivos que trabajan de manera inversa se llaman depresores. Existen algunos activadores que funcionan con ciertos minerales y también a su vez como depresores de otros.

Como ejemplos tenemos a las sales que son solubles de metales no pesados, estas activan la pirita, esfalerita y ciertos sulfuros; tenemos las sales solubles de metal alcalino térreo que activan la flotación de cuarzo y minerales que no contienen sulfuro; sulfuro de sodio para metales no ferrosos-oxidados; y oxígeno para la activación de la flotación de sulfuros y algunos minerales que no contengan sulfuro (Castro & García, 2000)

1.2.16 Tiempo de residencia

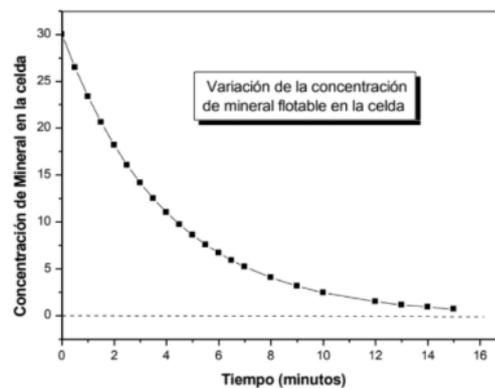
Estos tiempos de flotación o de residencia pueden formarse de manera espontánea, pero siendo recomendable hacerla en un tiempo de entre 2 y 4 minutos ya que de esta manera se evita complicaciones en la selectividad del proceso lo que podría

resultar en una disminución de la ley de concentrado (Contreras, 2018).

Cabe recalcar que cualquier material que ingrese al proceso de flotación deberá previamente haber pasado un proceso de pruebas experimentales mediante las cuales se determinaran mejor los tiempos y se buscará aumentar el enriquecimiento o recuperación (Moya, 2014).

Figura 10

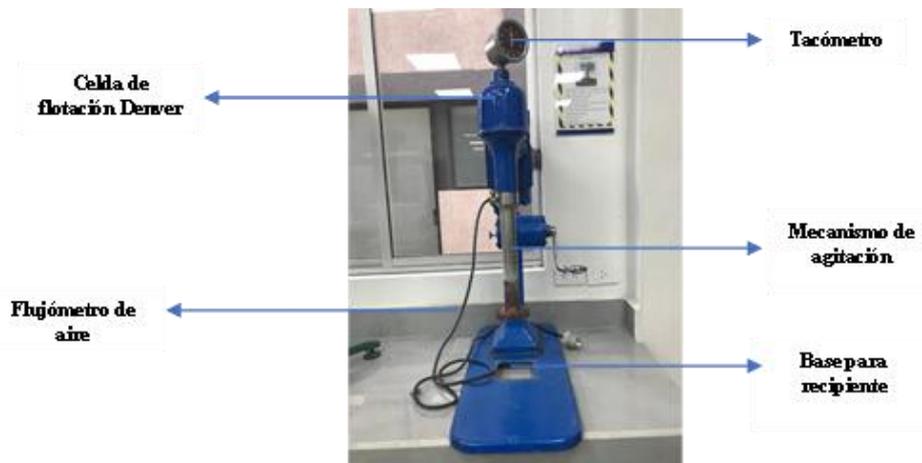
Concentración de mineral vs tiempo



Fuente: (Bustamante, 2011)

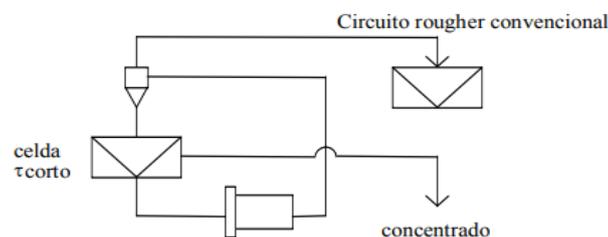
1.2.17 Descripción de la celda Denver

Los ensayos de concentración de minerales son llevados a cabo en celdas que varían sus volúmenes entre los 10 a los 100 pies cúbicos. Hoy en día la celda más utilizada y la que mejoró el proceso de flotación en gran medida, es la marca Denver con la celda (cell to cell), en estas celdas se lleva a cabo el proceso de limpieza del producto de flotación Rougher y la recuperación de minerales valiosos que no pudieron recuperarse mediante este método, si bien en la actualidad han aparecido celdas de mayor volumen y de diferentes modelos, estas siguen utilizando el mismo mecanismo de funcionamiento que la celda Denver (Azañero, 2008).

Figura 11*Celda de flotación Denver***Fuente:** Elaboración propia

1.2.18 Flotación Rougher

En esta flotación se realiza la primera etapa en la concentración de minerales, el objetivo principal de este proceso es realizar la recuperación de una manera más efectiva, manteniendo la concentración en límites aceptables para el proceso de recuperación. Durante este proceso es necesario ser muy cuidadosos, ya que la recuperación que obtengamos al final puede resultar en beneficios económicos importantes. Para mantener el control del proceso se han propuesto sistemas de control convencionales como (colectores, espumantes, pH, flujo y modificadores) mismos que ayudan a maximizar la recuperación de los minerales valiosos (Neira, 2013).

Figura 12*Circuito rougher convencional***Fuente:** (Castro & García, 2000)

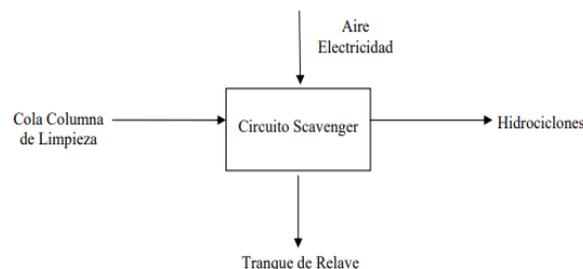
1.2.19 Flotación Scavenger

Según López (2019) el circuito Scavenger es un circuito de celdas muy similar al Rougher sólo que tiene 21 celdas de flotación de menor tamaño que las del Rougher, las celdas del circuito Scavenger son todas de 1500 ft³. La distribución de estas celdas es igual que en el circuito Rougher, 3 series de 7 celdas que se encuentran entre ellas en paralelo. La función de estas celdas es separar el material del relave por medio de la flotación considerando partículas más finas ya que éstas provienen de la columna de limpieza, habiendo pasado antes por el circuito de molienda. Es por lo anterior que las celdas del circuito Scavenger tienen un procesamiento más fino que el Rougher.

Los inputs y outputs de este circuito son:

Figura 13

Circuito Scavenger



Fuente: (López, 2019)

1.2.20 Flotación Cleaner

El Cleaner, son los concentrados que se producen en la primera etapa de limpieza, estos pueden ser directamente reciclados mediante el método de flotación de Rougher, también pueden ser enviados a circuitos Scavenger, proceso que comúnmente se realiza con más frecuencia, ya que evita una dilución significativa en el circuito Rougher. El reciclamiento de estos desechos depende en gran medida del grado de selectividad que se requiere y del número de etapas necesarias (Castro & García, 2000).

1.2.21 Factores influyentes en el proceso de flotación convencional

Según Triveño (2021) la pulpa es una mezcla del mineral (sólido) con el agua (líquido), que se encargan de separar las partículas que no se encuentran libres de aquellas que ya lo están dentro de un circuito de molienda.

Hay varios tipos de reactivos:

- Colectores
- Espumantes
- Modificadores
- Depresores
- Reactivadores
- Reguladores de pH

El aire: ayuda a agitar la pulpa, además de formar burbujas que transportan los sulfuros valiosos hasta la superficie de las celdas.

La Agitación: se produce en las máquinas de flotación, ya sea mecánicamente por el impulsor de la celda o por la inyección de aire a presión (celdas columna).

1.2.22 Modelo Rosin-Rammler

El modelo Rosin-Rammler (R-R) contrasta o conjuga valores del porcentaje acumulado pasante $F(x)$ con el tamaño de partícula o tamaño de abertura del tamiz de la serie utilizada (Vítěz & Travníček, 2011). La ecuación del modelo matemático es:

$$F_{(x)} = 100 \left\{ 1 - \exp \left[- \left[\frac{x}{x_r} \right]^m \right] \right\}$$

Donde:

$F(x)$ = porcentaje acumulado pasante

x_r = módulo de tamaño

m = es el módulo de distribución

m , x_r son constantes

CAPÍTULO 2

METODOLOGÍA Y ENSAYO EXPERIMENTAL

2.1 Metodología aplicada

La metodología que se utilizó consideró tres variables operacionales de la flotación: colectores, tamaño de partícula y fracción de sólidos; estas variables fueron escogidas ya que están relacionadas directamente con el grado de recuperación del mineral en una mena.

Luego de la flotación se obtuvo un mineral concentrado y un mineral con una ganga que fueron analizados a través del uso de los índices metalúrgicos, se elaboraron 8 muestras para el desarrollo de nuestro estudio experimental con el fin de poder determinar las variables óptimas en la flotación del oro. Los ensayos fueron realizados en la celda convencional Denver, perteneciente al laboratorio de la Escuela de Minas, trabajando con un porcentaje de sólidos correspondientes al 15 y al 30%, con dos tipos de colectores (los cuales fueron preparados en el laboratorio), y con tamaños de partículas menores a malla 100 y menores a malla 200. Sin, embargo, es necesario recalcar que se realizó ensayos utilizando la trituradora de mandíbulas y el molino de bolas, para poder obtener un tamaño de partícula adecuado (pasante malla 100), que posteriormente fue enviado al laboratorio para caracterizarlo y para determinar la ley de alimento en primera instancia. Posteriormente se enviaron las ocho muestras para determinar la ley de concentrado y poder desarrollar de esta manera los índices metalúrgicos principalmente, la recuperación.

2.1.1 *Recolección de muestra*

La mena con la que se realizó el estudio es proveniente de la empresa minera “ASOPROMIN S.A”. El material se recogió de la planta de procesamiento,

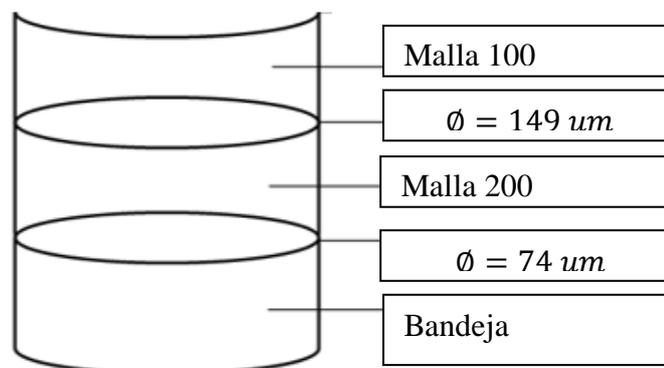
recolectando una cantidad aproximada de 5 kg de mineral con un tamaño aproximado de 1 a 3 pulgadas; razón por la cual fue necesario llevarlo a un proceso de conminución utilizando los procesos de trituración y molienda a fin de obtener la granulometría adecuada, para posteriormente desarrollar los ensayos de flotación.

El material a trabajar en el ensayo experimental cumplió los siguientes tamaños:

- El primer tamaño requerido fue de una granulometría pasante la malla 100, es decir, 149 μm .
- El segundo tamaño requerido fue de una granulometría pasante la malla 200, es decir, 74 μm .

Figura 14

Esquema de los tamices con su respectiva malla y tamaño en micrones



Fuente: Elaboración propia

Para obtener los tamaños de partículas deseados, se procedió a utilizar los tamices marca Humboldt, que pertenecen al laboratorio de Ingeniería en Minas de la Universidad del Azuay, bajo la norma ASTM E11 que indica la calidad y el diseño del tamiz utilizado. Los tamices utilizados se pueden observar en el Anexo 1.

La ley de cabeza de la veta, es decir, la ley del mineral que presenta oro en el alimento fue de 2.8 g/t, la cual se la conoce también como ley de cabeza, que sirvió para

calcular los índices de recuperación, que fueron tomados en cuenta para el desarrollo del presente trabajo de titulación. Para determinar la ley se trabajó con el equipo de absorción atómica perteneciente a la Universidad, en donde fue necesario preparar la muestra, diluirla en agua regia, y posteriormente medirla obteniendo un resultado en ppm (partes por millón).

2.1.2 *Secado del material*

El secado del material traído desde la mina fue realizado de forma natural, para ello, se lo esparció sobre una lona ubicada en una zona con condiciones adecuadas para el secado del material durante una semana (presencia de luz solar y sin la presencia de agua). La mena a trabajar secándose se puede observar en el Anexo 2. Este proceso fue muy importante debido a que observamos una gran cantidad de humedad que, si hubiéramos depositado la muestra en la trituradora y en el molino, hubiera sido difícil que disminuyera el tamaño de partícula, recordando que los tamaños que buscamos estaban en un rango de los 110 micrones a 75 micrones.

2.1.3 *Molienda*

Posterior al secado se procedió a triturar y moler todo el material, ya que es necesario tener un tamaño adecuado tanto para los experimentos como los análisis en el laboratorio, ya que ayuda a liberar el mineral de interés, y permite trabajar con las normas de granulometría establecida en los diferentes ensayos.

Para este proceso se utilizaron distintos equipos de conminución. El mineral pasó por un proceso de trituración primaria (trituradora de mandíbulas), molienda (molino de bolas) y finalmente en la pulverizadora para obtener las granulometrías necesarias. Estos procesos se pueden observar en los anexos 3, 4, 5 y 6.

2.1.4 *Cuarteo*

Luego de obtener el mineral producto de la pulverización, se realizó el proceso

de cuarteo con el fin de obtener una porción representativa y adecuada de la muestra a analizar en el laboratorio, con este proceso aumentamos el nivel de confianza y eficacia de los resultados finales. El cuarteo se realizó en cada etapa de los ensayos de laboratorio llevados a cabo, previos a desarrollar los diferentes experimentos y posteriormente, cuando se obtuvieron los concentrados, se enviaron muestras representativas de 20 gramos al laboratorio para ser analizadas. Es necesario indicar que el método de torta fue el utilizado para cuartear las muestras.

2.1.5 Caracterización del material

Ya con las muestras cuarteadas se procedió a realizar un análisis mediante un ensayo de absorción atómica, el cual, consiste en una técnica para detectar minerales presentes en una muestra líquida, con este análisis se obtuvo que la ley de cabeza promedio que fue de (2.8 g/t). El análisis se llevó a cabo en el laboratorio de la Universidad del Azuay, con una cantidad aproximada de 20 gramos de material, pasante malla 200 que fue diluido en agua regia, para posteriormente ser analizada. El ensayo antes mencionado se visualiza en los Anexos 7, 8 y 9.

2.1.6 Dispositivos y materiales

Los dispositivos y materiales que se emplearon para todos los ensayos experimentales fueron todos aquellos que aportaron a la elaboración del proyecto de titulación, los cuales serán detallados a continuación:

2.1.6.1 Dispositivos de Flotación.

El dispositivo de flotación que se utilizó para los ensayos de flotación fue la celda Denver. Al término del capítulo 1 se describieron con mayor enfoque las funciones y ventajas que presenta la celda, cabe indicar que la misma permite regular las revoluciones por minuto para el proceso de agitación, también cuenta con una entrada de aire y con celdas de diferentes capacidades para elaborar la pulpa, de las cuales

optamos por utilizar la celda de 1 litro que fue la seleccionada para este ensayo experimental.

2.1.6.2 Dispositivos Complementarios.

- **Balanza.** Se utilizó para medir el peso de los diferentes colectores sólidos e insumos necesarios, también para pesar las muestras utilizadas para los ensayos de flotación y sus respectivos concentrados y relaves obtenidos; siendo estos dos últimos muy importantes para determinar el balance de masas. La balanza utilizada para el proyecto se puede apreciar en el Anexo 10.
- **Probeta.** Se utilizó para medir el volumen correspondiente de una manera exacta, la misma fue utilizada para determinar la densidad del mineral, como la cantidad de agua que se debía suministrar a cada uno de los experimentos para desarrollar la pulpa luego de determinar los cálculos en el laboratorio. La imagen de las probetas se observa en el Anexo 11.
- **Bandejas.** Fueron utilizadas para almacenar los concentrados. Se utilizaron unas bandejas grandes de color blanco en donde clasificamos el material, en base al material pasante malla 200 y malla 100, y también fueron utilizadas como recipientes para depositar los concentrados y las colas de cada experimento, las bandejas utilizadas se aprecian en el Anexo 12.

2.1.6.3 Acondicionamiento y Dosificación de Reactivos.

Los reactivos empleados en el proyecto, con su respectivo acondicionamiento y dosificación se encuentran descritos a continuación:

- **Xantato amílico de potasio (Z-6).** Conocido como Z6, se obtiene en estado sólido, por lo que se aconseja diluirlo en agua, el colector utilizado diluido se observa en el Anexo 13.

La dosificación usual del colector es de 10 - 100 g/t; y el método usual de alimentación es a una concentración del 10 – 20 % (American Cyanamid Company [ACC], 1986).

El colector se utilizó en cada ensayo realizado, aplicando un total de 4 gotas por ensayo y dejándolo acondicionares por un periodo de 10 minutos.

- **Xantato isopropílico de sodio (Z-11).** Más conocido como z11, es el segundo colector que se utilizó y el cual se obtiene en estado sólido al igual que el colector z6, por lo que de igual manera es recomendable diluirlo en agua, este colector se aprecia en el Anexo 13.

La dosificación usual del colector es de 10 - 100 g/t; y el método usual de alimentación es a una concentración del 10 – 20 % (ACC, 1986).

El colector se utilizó en cada ensayo realizado, aplicando un total de 4 gotas por ensayo y dejándolo actuar por 10 minutos.

- **Espumante ER-350.** Con el espumante logramos encapsular el mineral de interés mediante las burbujas que se adhieren al mineral hidrofóbico para llevarlo de una manera más sencilla hacia la superficie, es necesario recordar que las burbujas que genere el mismo deben ser pequeñas, para obtener una adecuada flotación.

Para su utilización, también procedimos a colocar un total de 4 gotas por ensayo realizado y dejamos que se acondicione por un periodo de 3 minutos.

El espumante que se utilizó en el proyecto fue facilitado por el laboratorio de minas de la universidad, este espumante se observa en el Anexo 14.

2.1.7 *Ensayos de laboratorio*

Los ensayos se realizaron en las instalaciones del laboratorio de minas de la universidad, para este proyecto se procedieron a realizar un total de 8 ensayos, en las cuales se varió el porcentaje de sólidos, tamaño de partícula y el uso de dos colectores, los cuales son los Xantatos Z-6 y Z-11, que permiten una adecuada recuperación del oro asociado a los sulfuros, una vez realizados los ensayos se procedió a poner los concentrados en bolsas herméticas, mismas que se observan en el anexo 15.

En cada ensayo obtuvimos un concentrado y una cola respectivamente, estos concentrados fueron enviados a analizar mediante un ensayo de absorción atómica en el laboratorio de la universidad, en total se enviaron 8 concentrados.

El diseño de experimento en donde se distingue el procedimiento empleado para realizar una flotación; tiempos de acondicionamiento, tipos de colectores, reactivos y cantidades utilizadas se observan de manera detallada en la Tabla 3.

Tabla 3

Estándar de flotación

Detalle	Tipo	Capacidad
Xantato amílico de potasio (Z-6)	Colector	4 gotas
Xantato isopropílico de sodio (Z-11)	Colector	4 gotas
Espumante ER-350	Reactivo	4 gotas
Porcentaje de sólidos 1	Característica física	15%
Porcentaje de sólidos 2	Característica física	30%
Densidad de la pulpa 30%	Característica física	1.246 g/cm ³
Densidad de la pulpa 15%	Característica física	1.109 g/cm ³
Tiempo de acondicionamiento 1	Tiempo	5 min
Tiempo de acondicionamiento 2	Tiempo	10 min
Tiempo de acondicionamiento 3	Tiempo	3 min
Tiempo de flotación	Tiempo	25 min
pH	Característica química	9

Fuente: Elaboración propia

2.1.7.1 Densidad del Material.

Para obtener la densidad del material se realizaron 3 pruebas de decantación en donde en 2 probetas añadimos 500ml de agua más 100 g de material y en otra añadimos 150ml de agua y 18g de material.

- En la primera prueba se pesó 100 gramos de material que luego fue depositado en la probeta y se adicionó 500 ml de agua. Se dejó un día en reposo para que el material decante y después se registró el aumento del volumen en la probeta y se procedió con los cálculos de la densidad para esta prueba.

Figura 15

Material decantado de la prueba 1



Fuente: Elaboración propia

La muestra presentó un incremento de 35 ml. A continuación, se muestra la fórmula que se utilizó para calcular la densidad del material en esta prueba:

$$Densidad = \frac{masa(g)}{Volumen(ml)} \rightarrow Densidad = \frac{100g}{35ml} = 2.857 \frac{g}{ml}$$

- En la segunda prueba se pesó 100 gramos de material y se depositó en una probeta, posteriormente se adicionó 500ml de agua. Se dejó reposar por un día y se tomó el dato del aumento de volumen en la probeta.

Figura 16*Material decantado de la prueba 2***Fuente:** Elaboración propia

La muestra presentó un incremento de 34 ml. A continuación, se muestra la fórmula que se utilizó para calcular la densidad del material en esta prueba:

$$Densidad = \frac{masa(g)}{Volumen(ml)} \rightarrow Densidad = \frac{100g}{34ml} = 2.941 \frac{g}{ml}$$

- En la tercera prueba se pesó 18 gramos de material y se lo adicionó a la probeta después se añadió 150ml de agua a la misma. Se dejó en reposo por un día y se registró el dato del aumento del volumen en la probeta.

Figura 17*Material decantado de la prueba 3***Fuente:** Elaboración propia

La muestra presentó un incremento de 6 ml. A continuación, se muestra la fórmula que se utilizó para calcular la densidad del material en esta prueba:

$$Densidad = \frac{masa(g)}{Volumen(ml)} \rightarrow Densidad = \frac{18g}{6ml} = 3 \frac{g}{ml}$$

- Por último, se promediaron los resultados de las densidades de estas 3 pruebas para obtener como dato una densidad final para aplicar en los próximos cálculos de flotación.

$$Densidad\ final = \frac{2.857 \frac{g}{ml} + 2.941 \frac{g}{ml} + 3 \frac{g}{ml}}{3} = 2.932 \frac{g}{ml}$$

2.1.7.2 Densidad de la Pulpa.

Con el dato obtenido de la densidad del mineral y conociendo los porcentajes de sólidos a trabajar, se procedió a determinar la densidad de la pulpa con la siguiente ecuación:

$$\rho_p = \frac{1}{\phi_p \left(\frac{1}{\rho_s} - 1 \right) + 1}$$

Dónde:

ρ_p = Densidad de la pulpa (g/cm^3)

ϕ_p = Porcentaje de sólidos

ρ_s = Densidad del sólido (g/cm^3)

- Densidad de pulpa al 15% de sólidos:

$$\rho_p = \frac{1}{0.15 \left(\frac{1}{2.932g/cm^3} - 1 \right) + 1}$$

$$\rho_p = 1.109g/cm^3$$

- Densidad de pulpa al 30% de sólidos:

$$\rho_p = \frac{1}{0.30 \left(\frac{1}{2.932g/cm^3} - 1 \right) + 1}$$

$$\rho_p = 1.246g/cm^3$$

2.1.7.3 Parámetros de Flotación.

El proceso de flotación ejecutado para el análisis de la flotación se enfoca principalmente en la densidad del material, densidad de pulpa y la cantidad de ensayos que están estipulados a realizar (en este caso 8), obteniendo los siguientes valores que se reflejan en la Tabla 4.

Tabla 4

Cálculos de masa de la pulpa, sólidos y líquidos para flotación en celda convencional

Porcentaje de sólidos				
Masa de la pulpa				
%	Densidad de pulpa	Masa de pulpa	Masa de sólido	Masa de líquido
15	$\rho_p = 1.109g/cm^3$	$m_p = 1109g$	$m_s = 166.35g$	$m_l = 942.65ml$
30	$\rho_p = 1.246g/cm^3$	$m_p = 1246g$	$m_s = 373.8g$	$m_l = 872.2ml$

Fuente: Elaboración propia

2.1.7.4 Análisis Granulométrico.

Para el análisis granulométrico de la muestra se efectuó el tamizado, cuyo objetivo fue obtener los tamaños finos de pasantes malla 100 y 200, con los cuales se procedió a realizar los ensayos de flotación previamente vistos en el estudio de caso.

En la tabla 5, se presentan los números de mallas que se utilizaron en este proyecto con sus respectivas aberturas en micrones.

Tabla 5*Tamices Tyler Standard*

Número de malla (US STD)	Abertura de tamiz (micrones)
8	2360
10	2000
20	850
40	425
50	300
80	180
100	150
200	75

Fuente: Elaboración propia

A continuación, se presenta la tabla correspondiente al análisis granulométrico de las muestras tamizadas aplicando el modelo de Rosin Rammler.

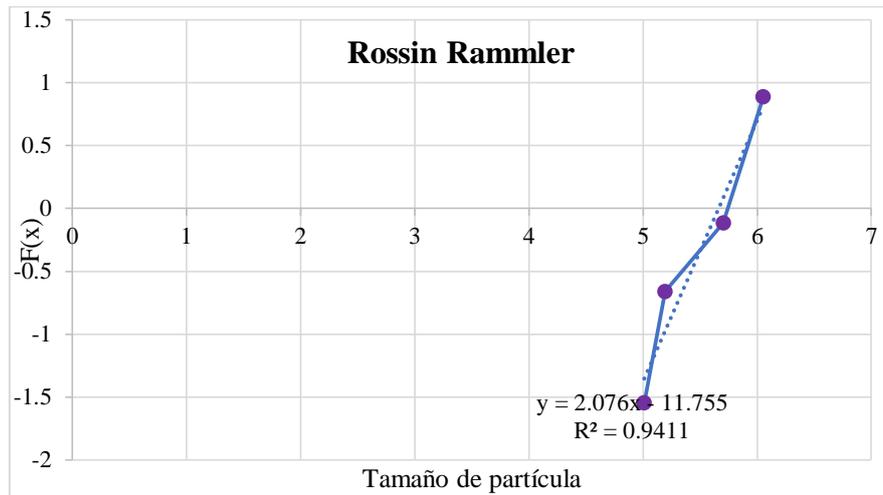
Tabla 6*Análisis granulométrico de la muestra usando Rosin Rammler*

							Rosin Rammler	
							X	y
Malla	Tamaño (um)	Tamiz+muestra (kg)	peso tamiz(kg)	P retenido(kg)	f(x)	F(x)	ln(x)	ln(ln(1/1-fx))
8	2360	0.727	0.727	0	0	1	7.7664169	-
10	2000	0.653	0.653	0	0	1	7.60090246	-
20	850	0.665	0.621	0.044	0.088	1	6.74523635	-
40	425	0.745	0.584	0.161	0.322	0.912	6.05208917	0.88806345
50	300	0.626	0.533	0.093	0.186	0.59	5.70378247	-0.114739787
80	180	0.65	0.544	0.106	0.212	0.404	5.19295685	-0.658717519
100	150	0.632	0.542	0.09	0.18	0.192	5.01063529	-1.545556386
Base	0	0.505	0.499	0.006	0.012	0.012		-4.416818411
Total				0.5	1			

Fuente: Elaboración propia

Figura 18

Gráfica de análisis granulométrico aplicando Rosin Rammler



Fuente: Elaboración propia

2.1.7.5 Cálculo del D80.

$$K_{RR} = e^{\frac{11,755}{2,076}} = 287,819$$

$$f(x) = 1 - e^{\left\{-\left(\frac{x}{287,819}\right)^{2,076}\right\}}$$

$$0.8 = 1 - e^{\left\{-\left(\frac{x}{287,819}\right)^{2,076}\right\}}$$

$$0.2 = e^{\left\{-\left(\frac{x}{287,819}\right)^{2,076}\right\}}$$

$$1.6094 = \left(\frac{x}{287,819}\right)^{2,076}$$

$$1,2576 = \left(\frac{x}{287,819}\right)$$

$$x = 361,967\mu m$$

2.1.7.6 Parámetros Empleados en los ensayos de Flotación.

- **Modelo de celda:** Celda Denver
- **pH:** 9 (Alcalino)
- **Velocidad de agitación para la pulpa:** la velocidad con la que se realizaron los ensayos de flotación fue de 1100 rpm.
- **Tiempo de acondicionamiento 1:** el tiempo de acondicionamiento fue de 5 minutos, en donde se utilizó cal ya que el pH en un comienzo se encontraba en un rango de 6.
- **Tiempo de acondicionamiento 2:** el tiempo de acondicionamiento fue de 10 minutos y consistió en acondicionar el respectivo colector a utilizar en cada ensayo.
- **Tiempo de acondicionamiento 3:** el tiempo de acondicionamiento fue de 3 minutos y consistió en acondicionar el espumante.
- **Tiempo de flotación por ensayo:** cada ensayo se realizó aproximadamente en 25 minutos.
- **Temperatura:** ambiente (15°C-21°C)
- **Contenido de la pulpa (15% sólidos):** 166 g de material y 942 ml de agua potable aproximadamente.
- **Contenido de la pulpa (30% sólidos):** 373 g de material y 872 ml de agua potable aproximadamente.
- **Colectores:**
 - a. Xantato amílico de potasio (Z – 6)
 - b. Xantato isopropílico de sodio (Z – 11).

2.1.7.7 Ensayos de Flotación.

El proceso que se realizó se repitió en todos los ensayos que se efectuaron a lo largo del proceso, variando únicamente los colectores y la granulometría, manteniendo fijos el resto de parámetros.

Pasos que se realizaron para los ensayos de flotación:

- a. Preparamos la pulpa vertiendo 942.65 ml de agua en la celda de flotación de 1 litro. Posteriormente agregamos 166.35g de mineral hasta homogenizar la solución por completo. Esta preparación se la realizó para el 15%; y para el 30% se realizó el mismo procedimiento, pero variando el agua y cantidad de mineral, utilizando 872.2 ml y 373.8 g respectivamente.

Figura 19

Preparación de la pulpa agregando el material aurífero



Fuente: Elaboración propia

- b. Luego, se agregó el agente modificador: 0.5 g de cal para elevar el pH a 9 y se dejó acondicionar durante 5 minutos para cambiar las propiedades de la pulpa.
- c. Pasados los 5 minutos se añadió la dosificación del colector correspondiente, utilizando un total de 4 gotas. El tiempo de acondicionamiento para que el colector actúe fue de 10 minutos.

Figura 20

Adición del colector Xantato amílico de potasio (Z-6)



Fuente: Elaboración propia

- d. Una vez pasado el tiempo de acondicionamiento del colector, se agregaron 4 gotas de espumante y se esperó 3 minutos de acondicionamiento.

Figura 21

Adición de espumante



Fuente: Elaboración propia

- e. Luego de los 3 minutos se abrió el paso del aire y se depositó el material en una bandeja durante 2.5 minutos, que fue el tiempo de flotación. Este producto recolectado fue el concentrado y lo que no logro flotarse y quedo en la bandeja de 1 litro se consideró como colas, el concentrado y colas

recolectados fueron secados en el horno para luego realizar el respectivo análisis en el laboratorio.

Figura 22

Obtención del concentrado en un recipiente para luego proceder a su secado



Fuente: Elaboración propia

2.1.7.8 Cálculo de Pérdidas

Luego de secar las muestras en el horno, las muestras secas de concentrados y colas fueron pesadas una por una y se guardaron estos datos para su posterior análisis, posteriormente se almacenaron las muestras en bolsas herméticas para ser llevadas al laboratorio de la universidad para su análisis en la máquina de absorción atómica. Gracias a los datos obtenidos de los pesos de concentrado y colas se determinó el porcentaje de pérdidas que hubo en cada uno de los ensayos de flotación.

El porcentaje de pérdidas se analizó de la siguiente manera:

El peso del material seco que ingresó previamente para realizar los ensayos de flotación con un porcentaje de sólidos al 15 % fue de 166.35g y para los ensayos con un porcentaje de sólidos al 30 % fue de 373.8g; Se realizó una correlación tomando en cuenta el peso del material seco después del ensayo de flotación y el peso inicial del material seco usado antes del ensayo, obteniendo el porcentaje de pérdidas que se muestra en las siguientes tablas:

- **Primer ensayo (malla 100-15%-Z6):**

Tabla 7*Porcentaje de pérdidas primer ensayo*

Pasante malla 100-Ps=15% -Z6					
Muestra seca relave	135	g			
Muestra seca concentrado	29	g			
Material total obtenido	164	g	2.35	g	1.43 %

Fuente: Elaboración propia

- **Segundo ensayo (malla 100-15%-Z11):**

Tabla 8*Porcentaje de pérdidas segundo ensayo*

Pasante malla 100-Ps=15% -Z11					
Muestra seca relave	116	g			
Muestra seca concentrado	49.1	g			
Material total obtenido	165.1	g	1.25	g	0.76 %

Fuente: Elaboración propia

- **Tercer ensayo (malla 200-15%-Z6):**

Tabla 9*Porcentaje de pérdidas tercer ensayo*

Pasante malla 200-Ps=15% -Z6					
Muestra seca relave	104	g			
Muestra seca concentrado	54	g			
Material total obtenido	158	g	8.35	g	5.28 %

Fuente: Elaboración propia

- **Cuarto ensayo (malla 200-15%-Z11):**

Tabla 10*Porcentaje de pérdidas cuarto ensayo*

Pasante malla 200-Ps=15% -Z11					
Muestra seca relave	112	g			
Muestra seca concentrado	54	g			
Material total obtenido	166	g	0.35	g	0.21 %

Fuente: Elaboración propia

- **Quinto ensayo (malla 100-30%-Z6):**

Tabla 11*Porcentaje de pérdidas quinto ensayo*

Pasante malla 100-Ps=30% -Z6					
Muestra seca relave	263	g			
Muestra seca concentrado	108	g			
Material total obtenido	371	g	2.8	g	0.8 %

Fuente: Elaboración propia

- **Sexto ensayo (malla 100-30%-Z11):**

Tabla 12*Porcentaje de pérdidas sexto ensayo*

Pasante malla 100-Ps=30% -Z11					
Muestra seca relave	256.7	g			
Muestra seca concentrado	115	g			
Material total obtenido	371.7	g	2.1	g	0.6 %

Fuente: Elaboración propia

- Séptimo ensayo (malla 200-30%-Z6):

Tabla 13

Porcentaje de pérdidas séptimo ensayo

Pasante malla 200-Ps=30% -Z6					
Muestra seca relave	251	g			
Muestra seca concentrado	120	g			
Material total obtenido	371	g	2.8	g	0.8 %

Fuente: Elaboración propia

- Octavo ensayo (malla 200-30%-Z11):

Tabla 14

Porcentaje de pérdidas octavo ensayo

Pasante malla 200-Ps=30% -Z11					
Muestra seca relave	246.5	g			
Muestra seca concentrado	125	g			
Material total obtenido	371.5	g	2.3	g	0.6 %

Fuente: Elaboración propia

2.1.8 Proyecto experimental

El proyecto experimental de este trabajo fue de carácter factorial, ya que se utilizó más de 2 variables independientes y 2 niveles o más en cada variable.

El diseño utilizó 3 variables independientes con 2 categorías, se determinó la eficiencia de la recuperación de mineral aurífero a diferentes granulometrías (pasante malla 100 y pasantes malla 200), los ensayos se efectuaron con una pulpa con contenido de sólidos (15% y 30%) y se utilizaron 2 colectores (z-6 y z-11). Con un total de 8 resultados experimentales. Adicional se realizó 2 ensayos piloto para probar los tiempos de acondicionamiento y cantidad de cal a usarse para obtener un pH de 9. En total se

realizaron 10 ensayos de flotación.

El análisis de los concentrados se los realizó por el método de absorción atómica que fueron realizados en el laboratorio de la Universidad de Azuay. Para el cálculo de concentración en las colas se usaron fórmulas para el balance de masa.

2.1.8.1 Descripción de Ensayos.

Tabla 15

Descripción de ensayos

# Ensayo	Descripción
1	Pasante malla 100/15% de sólidos /Xantato Z-6
2	Pasante malla 100/15% de sólidos /Xantato Z-11
3	Pasante malla 200/15% de sólidos /Xantato Z-6
4	Pasante malla 200/15% de sólidos /Xantato Z-11
5	Pasante malla 100/30% de sólidos /Xantato Z-6
6	Pasante malla 100/30% de sólidos /Xantato Z-11
7	Pasante malla 200/30% de sólidos /Xantato Z-6
8	Pasante malla 200/30% de sólidos /Xantato Z-11

Fuente: Elaboración propia

2.1.8.2 Análisis de concentrado

Los concentrados obtenidos del proceso de flotación fueron secados y recolectados en bolsas herméticas para ser enviadas al laboratorio para su análisis. Los resultados obtenidos corresponden al valor de ley de concentrado (tc) y se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 16*Leyes de concentrado de los ensayos proporcionados por laboratorio JV Metals*

# Ensayo	Ley de concentrado (tc)	
1	66.09	g/t
2	54.33	g/t
3	45.36	g/t
4	46.051	g/t
5	51.08	g/t
6	48.43	g/t
7	47.52	g/t
8	47.318	g/t

Fuente: Elaboración propia

A continuación, se presentan tablas con los datos obtenidos de pesos y leyes de concentrado por tamaño de partículas y fracción de sólidos en cada ensayo.

Tabla 17*Peso y ley de concentrado en pasante malla 100 y fracción de sólidos al 15%*

	Ensayo n°1	Ensayo n°2
	Xantato amílico de potasio (Z-6)	Xantato isopropílico de sodio (Z-11)
peso de concentrado (g)	29	49.1
ley de concentrado (g/t)	66.09	54.33

Fuente: Elaboración propia**Tabla 18***Peso y ley de concentrado en pasante malla 200 y fracción de sólidos al 15%*

	Ensayo n°3	Ensayo n°4
	Xantato amílico de potasio (Z-6)	Xantato isopropílico de sodio (Z-11).
peso de concentrado (g)	54	54
ley de concentrado (g/t)	45.36	46.051

Fuente: Elaboración propia

Tabla 19*Peso y ley de concentrado en pasante malla 100 y fracción de sólidos al 30%*

	Ensayo n°5	Ensayo n°6
	Xantato amílico de potasio (Z-6)	Xantato isopropílico de sodio (Z-11)
peso de concentrado (g)	108	115
ley de concentrado (g/t)	51.08	48.43

Fuente: Elaboración propia**Tabla 20***Peso y ley de concentrado en pasante malla 200 y fracción de sólidos al 30%*

	Ensayo n°7	Ensayo n°8
	Xantato amílico de potasio (Z-6)	Xantato isopropílico de sodio (Z-11)
peso de concentrado (g)	120	125
ley de concentrado (g/t)	47.52	47.318

Fuente: Elaboración propia

2.1.8.3 Análisis de recuperación

Para el análisis de recuperación se utilizó la siguiente fórmula:

$$R = \frac{C * t_c}{A * t_a}$$

Dónde:

R= Recuperación (%)

C= Masa del concentrado (g)

tc= Ley del concentrado (g/t)

A= Masa del alimento (g)

ta= Ley del alimento (g/t)

Una vez conocida la ley de cabeza del mineral, mediante un análisis de concentración de oro, se obtuvo que esta era de 18.21 g/t. Esta ley de cabeza corresponde a la ley de alimento (ta).

La masa del alimento usada fue de 166.35 gramos para los ensayos realizados con una fracción del 15% de sólidos en pulpa y de 373.8 gramos para los ensayos realizados con una fracción del 30% de sólidos en pulpa.

La ley de alimento se mantuvo constante en todos los ensayos realizados.

Tabla 21

Peso y ley de alimentación

	Ensayos con fracción de sólidos al 15% en pulpa	Ensayos con fracción de sólidos al 30% en pulpa
peso del alimento (g)	166.35	373.8
ley del alimento (g/t)	18.21	18.21

Fuente: Elaboración propia

- **Cálculo de recuperación con fracción de sólidos al 15%**

- a. **Pasante malla 100:**

Primer ensayo: Xantato amílico de potasio (Z-6)

$$R = \frac{(29 \text{ g}) * \left(66.09 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{(166.35 \text{ g}) * \left(18.21 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}$$

$$R = 63.27 \%$$

Segundo ensayo: Xantato isopropílico de sodio (Z-11)

$$R = \frac{(49.1 \text{ g}) * \left(54.33 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{(166.35 \text{ g}) * \left(18.21 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}$$

$$R = 88.06 \%$$

b. Pasante malla 200:**Tercer ensayo:** Xantato amílico de potasio (Z-6)

$$R = \frac{(54 \text{ g}) * \left(45.36 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{(166.35 \text{ g}) * \left(18.21 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}$$

$$R = 80.86 \%$$

Cuarto ensayo: Xantato isopropílico de sodio (Z-11)

$$R = \frac{(54 \text{ g}) * \left(46.051 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{(166.35 \text{ g}) * \left(18.21 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}$$

$$R = 82.09 \%$$

- **Cálculo de recuperación con fracción de sólidos al 30%**

c. Pasante malla 100:**Quinto ensayo:** Xantato amílico de potasio (Z-6)

$$R = \frac{(108 \text{ g}) * \left(51.08 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{(373.8 \text{ g}) * \left(18.21 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}$$

$$R = 81.04\%$$

Sexto ensayo: Xantato isopropílico de sodio (Z-11)

$$R = \frac{(115 \text{ g}) * \left(48.43 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{(373.8 \text{ g}) * \left(18.21 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}$$

$$R = 81.82 \%$$

d. Pasante malla 200:

Séptimo ensayo: Xantato amílico de potasio (Z-6)

$$R = \frac{(120 \text{ g}) * \left(47.52 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{(373.8 \text{ g}) * \left(18.21 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}$$

$$R = 83.77\%$$

Octavo ensayo: Xantato isopropílico de sodio (Z-11)

$$R = \frac{(125 \text{ g}) * \left(47.318 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{(373.8 \text{ g}) * \left(18.21 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)} \quad (30)$$

$$R = 86.89 \%$$

2.1.8.4 Análisis de colas/relaves

Para el análisis de colas o relaves se utilizó la siguiente fórmula:

$$t_t = \frac{(A * t_a) - (C * t_c)}{T}$$

Dónde:

T_t = concentrado de Au en las colas

T = masa de colas

A = peso del alimento

T_a = Ley del alimento

C = peso del concentrado

T_c = ley del concentrado

Al utilizar la fórmula se obtuvieron los siguientes resultados:

- **Cálculo de las colas con fracción de sólidos al 15%**

a. Pasante malla 100:

Tabla 22*Masa de colas en pasante malla 100 y fracción de sólidos al 15%*

# Ensayo	Masa de colas	
1	Muestra seca relave P-100 (Z-6)	135 g
2	Muestra seca relave P-100 (Z-11)	116 g

Fuente: Elaboración propia**Primer ensayo:** Xantato amílico de potasio (Z-6)

$$t_t = \frac{\left(166.35 \text{ g} * 18.21 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right) - \left(29 \text{ g} * 66.09 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{135 \text{ g}}$$

$$t_t = 8.242 \frac{\text{g}}{\text{t}}$$

Segundo ensayo: Xantato isopropílico de sodio (Z-11)

$$t_t = \frac{\left(166.35 \text{ g} * 18.21 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right) - \left(49.1 \text{ g} * 54.33 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{116 \text{ g}}$$

$$t_t = 3.118 \frac{\text{g}}{\text{t}}$$

b. Pasante malla 200:**Tabla 23***Masa de colas en pasante malla 200 y fracción de sólidos al 15%*

# Ensayo	Masa de colas	
3	Muestra seca relave P-200 (Z-6)	104 g
4	Muestra seca relave P-200 (Z-11)	112 g

Fuente: Elaboración propia**Tercer ensayo:** Xantato amílico de potasio (Z-6)

$$t_t = \frac{\left(166.35 \text{ g} * 18.21 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right) - \left(54 \text{ g} * 45.36 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{104 \text{ g}}$$

$$t_t = 5.575 \frac{\text{g}}{\text{t}}$$

Cuarto ensayo: Xantato isopropílico de sodio (Z-11)

$$t_t = \frac{\left(166.35 \text{ g} * 18.21 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right) - \left(54 \text{ g} * 46.051 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{112 \text{ g}}$$

$$t_t = 4.844 \frac{\text{g}}{\text{t}}$$

- **Cálculo de colas con fracción de sólidos al 30%**

c. **Pasante malla 100:**

Tabla 24

Masa de colas en pasante malla 100 y fracción de sólidos al 30%

# Ensayo	Masa de colas	
5	Muestra seca relave P-100 (Z-6)	263 g
6	Muestra seca relave P-100 (Z-11)	256.7 g

Fuente: Elaboración propia

Quinto ensayo: Xantato amílico de potasio (Z-6)

$$t_t = \frac{\left(373.8 \text{ g} * 18.21 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right) - \left(108 \text{ g} * 51.08 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{263 \text{ g}}$$

$$t_t = 4.906 \frac{\text{g}}{\text{t}}$$

Sexto ensayo: Xantato isopropílico de sodio (Z-11)

$$t_t = \frac{\left(373.8 \text{ g} * 18.21 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right) - \left(115 \text{ g} * 48.43 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{256.7 \text{ g}}$$

$$t_t = 4.821 \frac{\text{g}}{\text{t}}$$

d. Pasante malla 200:**Tabla 25***Masa de colas en pasante malla 200 y fracción de sólidos al 30%*

# Ensayo	Masa de colas		
7	Muestra seca relave P-200 (Z-6)	251	g
8	Muestra seca relave P-200 (Z-11)	246.5	g

Fuente: Elaboración propia**Séptimo ensayo:** Xantato amílico de potasio (Z-6)

$$t_t = \frac{\left(373.8 \text{ g} * 18.21 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right) - \left(120 \text{ g} * 47.52 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{251 \text{ g}}$$

$$t_t = 4.400 \frac{\text{g}}{\text{t}}$$

Octavo ensayo: Xantato isopropílico de sodio (Z-11)

$$t_t = \frac{\left(373.8 \text{ g} * 18.21 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right) - \left(125 \text{ g} * 47.318 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{246.5 \text{ g}}$$

$$t_t = 3.619 \frac{\text{g}}{\text{t}}$$

2.1.9 Resultados de los ensayos

Tabla 26

Resultados de los ensayos de flotación

# Ensayo	Peso alimento	Peso Concentrado	Peso colas	Ley de alimento (ta)	Ley de concentrado (tc)	Ley de colas (tt)
1	166.35	29	135	18.21	66.09	8.241655556
2	166.35	49.1	116	18.21	54.33	3.11750431
3	166.35	54	104	18.21	45.36	5.5749375
4	166.35	54	112	18.21	46.051	4.843566964
5	373.8	108	263	18.21	51.08	4.905923954
6	373.8	115	256.7	18.21	48.43	4.820599922
7	373.8	120	251	18.21	47.52	4.400390438
8	373.8	125	246.5	18.21	47.318	3.619261663

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO 3

ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE DATOS

3.1 Resultados conseguidos

Una vez que se realizó el proceso experimental se determinó los resultados finales de los 8 ensayos realizados que se presentarán a continuación.

3.1.1 Resultados de concentración

Los resultados de las leyes de concentración que se obtuvieron gracias al laboratorio de la empresa JV METALS fueron los siguientes:

Tabla 27

Leyes de concentración de cada ensayo

# Ensayo	Ley de concentrado (tc)	
1	66.09	g/t
2	54.33	g/t
3	45.36	g/t
4	46.051	g/t
5	51.08	g/t
6	48.43	g/t
7	47.52	g/t
8	47.318	g/t

Fuente: Elaboración propia

3.1.2 Resultados de recuperación

Los resultados de recuperación que se obtuvieron aplicando la fórmula correspondiente fueron los siguientes:

3.1.2.1 Recuperación Según el Tamaño de Partícula y Fracción de Sólidos

a. Pasante malla 100 al 15% de sólidos

Tabla 28

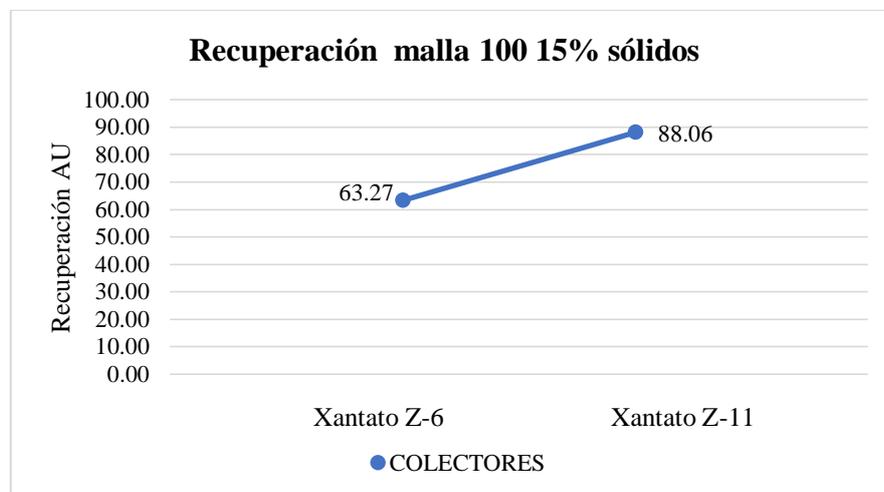
Recuperación pasante malla 100 al 15% de sólidos

# Ensayo	Colector	Recuperación %
1	Xantato amfílico de potasio (Z-6)	63.27
2	Xantato isopropílico de sodio (Z-11)	88.06

Fuente: Elaboración propia

Figura 23

Recuperación del pasante malla 100 al 15% de sólidos con cada colector



Fuente: Elaboración propia

Analizada la recuperación obtenida con el tamaño de partícula que corresponde al pasante malla 100 a un porcentaje del 15% de sólidos se pudo observar que con el Xantato isopropílico de sodio o más conocido como z-11 se obtuvo una mayor recuperación, logrando un 88,06%, mientras que con el Xantato amfílico de potasio más conocido como z-6 solo se obtuvo una recuperación del 63,27%.

b. Pasante malla 200 al 15% de sólidos

Tabla 29

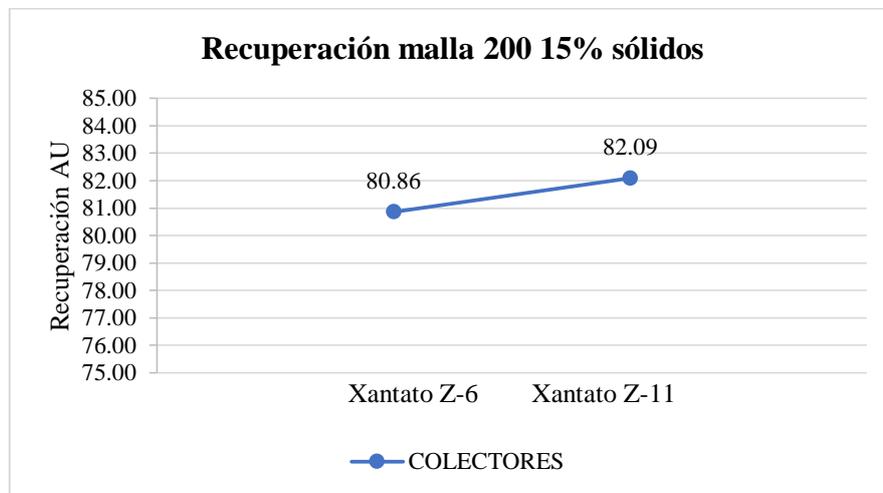
Recuperación pasante malla 200 al 15% de sólidos

# Ensayo	Colector	Recuperación %
3	Xantato amílico de potasio (Z-6)	80.86
4	Xantato isopropílico de sodio (Z-11)	82.09

Fuente: Elaboración propia

Figura 24

Recuperación del pasante malla 200 al 15% de sólidos con cada colector



Fuente: Elaboración propia

Analizada la recuperación obtenida con el tamaño de partícula que corresponde al pasante malla 200 a un porcentaje de sólidos del 15% se observó que nuevamente con el Xantato isopropílico de sodio o Z-11 se obtuvo una mejor recuperación siendo esta del 82.09% mientras que se obtuvo una recuperación más baja con el Xantato amílico de potasio o Z-6 que fue de 80.86%.

c. Pasante malla 100 al 30% de sólidos

Tabla 30

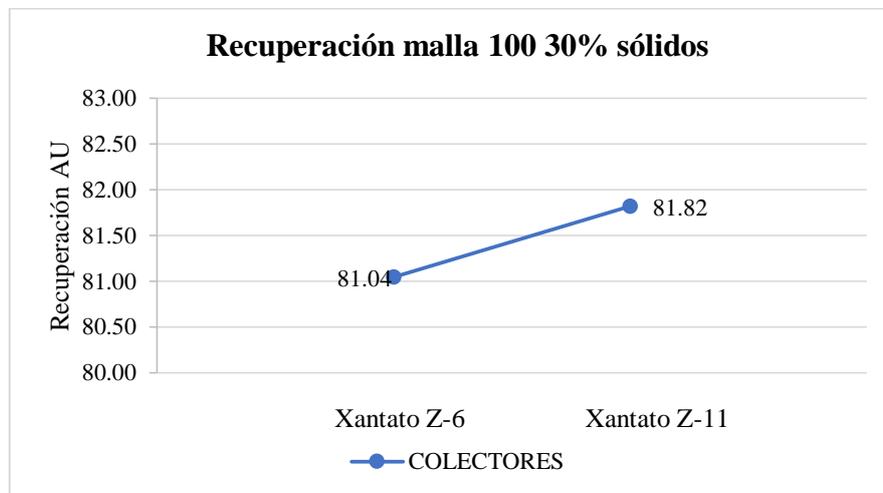
Recuperación pasante malla 100 al 30% de sólidos

# Ensayo	Colector	Recuperación %
5	Xantato amílico de potasio (Z-6)	81.04
6	Xantato isopropílico de sodio (Z-11)	81.82

Fuente: Elaboración propia

Figura 25

Recuperación del pasante malla 100 al 30% de sólidos con cada colector

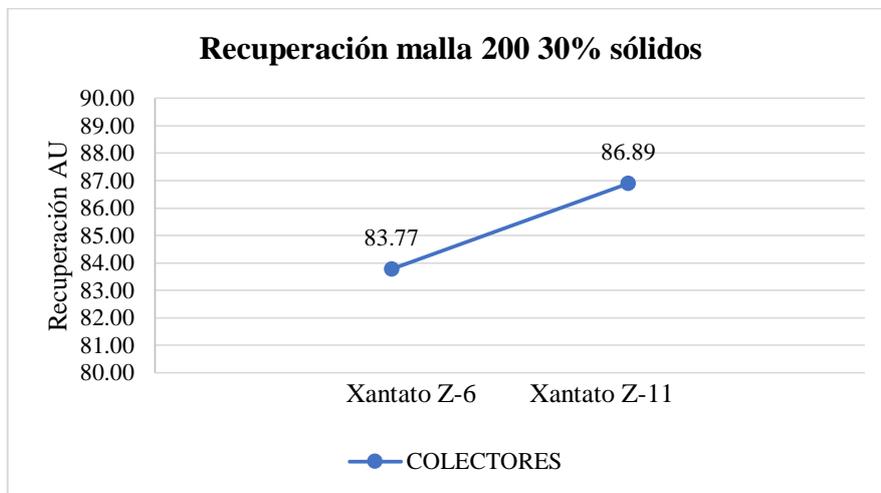


Fuente: Elaboración propia

Analizada la recuperación obtenida con el tamaño de partícula que corresponde al pasante malla 100 a un porcentaje del 30% de sólidos nuevamente se observó que con el Xantato isopropílico de sodio o más conocido como z-11 fue con el que se obtuvo una mayor recuperación, logrando un 81,82%, mientras que con el Xantato amílico de potasio más conocido como z-11 solo se obtuvo una recuperación del 81,04%, si bien no existe mucha diferencia, el colector z-11 sigue siendo el que consigue una mejor recuperación.

d. Pasante malla 200 al 30% de sólidos**Tabla 31***Recuperación pasante malla 200 al 30% de sólidos*

# Ensayo	Colector	Recuperación %
7	Xantato amílico de potasio (Z-6)	83.77
8	Xantato isopropílico de sodio (Z-11)	86.89

Fuente: Elaboración propia**Figura 26***Recuperación del pasante malla 200 al 30% de sólidos con cada colector***Fuente:** Elaboración propia

Analizada la recuperación obtenida con el tamaño de partícula correspondiente al pasante malla 200 se observó que con el Xantato isopropílico de sodio o Z-11 se obtuvo una mayor recuperación siendo esta del 86.89% y con el Xantato amílico de potasio nuevamente se obtuvo una recuperación más baja siendo del 83.77%.

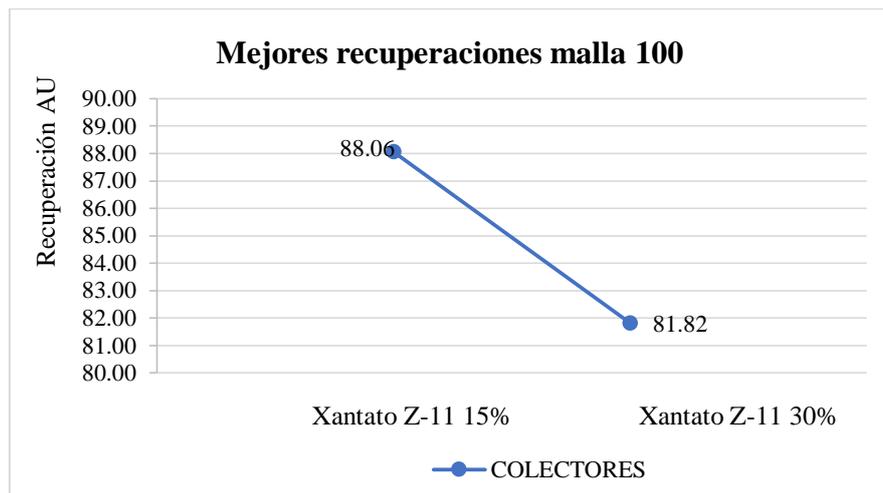
3.1.3 Análisis de mejores recuperaciones por granulometría

Una vez descritas las recuperaciones se analizaron con el objetivo de determinar las mejores variables para la flotación que se realizó en este proyecto; a continuación, se detallan los análisis en las siguientes figuras:

a. Pasante malla 100

Figura 27

Análisis de mejores recuperaciones con malla 100



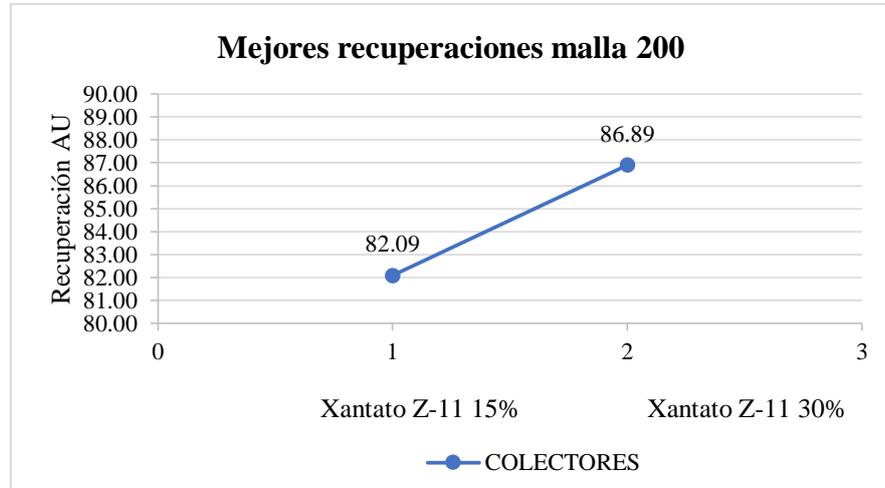
Fuente: Elaboración propia

Analizadas las recuperaciones obtenidas con la malla 100 logramos determinar que para fracciones de sólidos del 15 y 30%, la mejor opción es usar colector Z-11, pero al utilizar malla 100 con colector Z-11 y una fracción de sólidos al 15% se obtiene una mayor recuperación siendo esta del 88.06%, mientras que con una fracción de sólidos del 30% solo se consigue una recuperación del 81.82%.

b. Pasante malla 200

Figura 28

Análisis de mejores recuperaciones con malla 200



Fuente: Elaboración propia

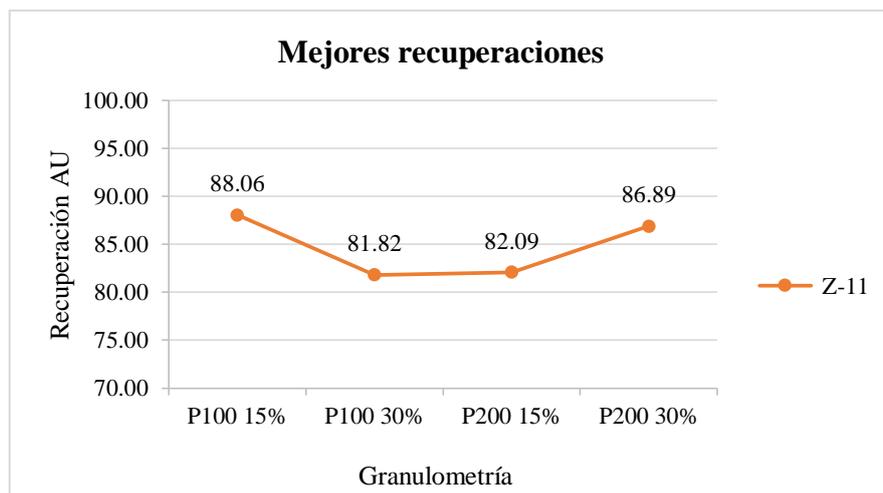
Analizadas las recuperaciones obtenidas con la malla 200 logramos determinar que para fracciones de sólidos del 15 y 30%, la mejor opción sigue siendo usar colector Z-11 pero al utilizar malla 200 con colector Z-11 y una fracción de sólidos al 30% se obtiene una mayor recuperación siendo esta del 86.89%, mientras que con una fracción de sólidos del 15% solo se consigue una recuperación del 82.09%.

3.1.4 Análisis general de recuperaciones

A continuación, en la Tabla 32 se interpretan los resultados de recuperación de todos los ensayos.

Tabla 32*Recuperaciones de todos los ensayos*

# Ensayo	Colector	Recuperación
1	Xantato amílico de potasio (Z-6)	63.27 %
2	Xantato isopropílico de sodio (Z-11)	88.06 %
3	Xantato amílico de potasio (Z-6)	80.86 %
4	Xantato isopropílico de sodio (Z-11)	82.09 %
5	Xantato amílico de potasio (Z-6)	81.04 %
6	Xantato isopropílico de sodio (Z-11)	81.82 %
7	Xantato amílico de potasio (Z-6)	83.77 %
8	Xantato isopropílico de sodio (Z-11)	86.89 %

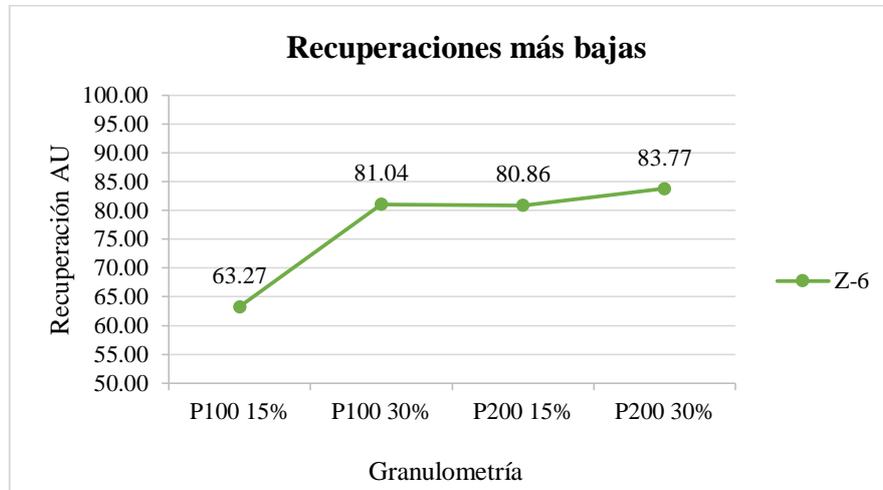
Fuente: Elaboración propia**Figura 29***Análisis de mejores recuperaciones***Fuente:** Elaboración propia

Analizadas las recuperaciones logramos observar que la mejor recuperación se obtuvo al usar un material con granulometría pasante malla 100 con una fracción de sólidos al 15% y utilizando colector Z-11, misma que fue del 88.06%. También, se pudo determinar que al utilizar colector Z-11 a una menor granulometría, la recuperación disminuye al emplear una menor fracción de sólidos en pulpa; mientras que al utilizar

una granulometría mayor la recuperación aumenta al emplear una menor fracción de sólidos en pulpa.

Figura 30

Análisis de recuperaciones más bajas



Fuente: Elaboración propia

Analizadas las recuperaciones se observó que la recuperación más baja de los 8 ensayos realizados se obtuvo al utilizar material con una granulometría pasante malla 100 con una fracción de sólidos del 15% y utilizando colector Z-6, misma que fue del 63.27%. Además, se determinó que a mayor granulometría con una fracción de sólidos menor se obtuvo una recuperación más baja utilizando colector Z-6, y por el contrario al utilizar una granulometría menor con una fracción de sólidos mayor se obtuvo una mejor recuperación al utilizar colector Z-6.

3.1.5 *Análisis y discusión de resultados*

El objetivo del proyecto realizado consistió en determinar las variables óptimas para obtener una mejor recuperación de mineral aurífero del material proveniente de la planta “ASOPROMIN S.A”. Tomando en cuenta que la parte experimental del proyecto consistió en variar tamaños de partícula, fracción de sólidos y colectores. Los colectores utilizados fueron: Xantato amílico de potasio (Z-6) y Xantato isopropílico de sodio (Z-

11). Las granulometrías utilizadas fueron: pasante malla 100 y pasante malla 200. Las fracciones de sólidos utilizadas fueron: fracción de sólidos al 15% en pulpa y fracción de sólidos al 30% en pulpa. Y una vez analizadas las recuperaciones al utilizar todas estas variables se determinó que la mejor recuperación se dio al utilizar material con una granulometría pasante malla 100 con una fracción de sólidos al 15% y utilizando colector Z-11, que fue del 88.06%. Y la menor recuperación se obtuvo al utilizar material con una granulometría pasante malla 100 con una fracción de sólidos del 15% y utilizando colector Z-6, que fue del 63.27%.

Los parámetros de flotación que se mantuvieron constantes en todo el proyecto fueron:

- **Tipo de celda:** Celda Denver
- **pH:** 9 (Alcalino)
- **Velocidad de agitación de la pulpa:** La velocidad con la que se realizaron los ensayos de flotación fue de 1100 rpm.
- **Tiempo de acondicionamiento 1:** El tiempo de acondicionamiento fue de 5 minutos, en donde se utilizó cal ya que el pH en un comienzo se encontraba en un rango de 6.
- **Tiempo de acondicionamiento 2:** El tiempo de acondicionamiento fue de 10 minutos y consistió en acondicionar el respectivo colector a utilizar en cada ensayo.
- **Tiempo de acondicionamiento 3:** El tiempo de acondicionamiento fue de 3 minutos y consistió en acondicionar el espumante.
- **Tiempo de flotación por ensayo:** Cada ensayo se realizó aproximadamente en 25 minutos.
- **Temperatura:** Ambiente (15°C-21°C)

- **Contenido de la pulpa (15% sólidos):** 166 g de material y 942 ml de agua potable aproximadamente.
- **Contenido de la pulpa (30% sólidos):** 373 g de material y 872 ml de agua potable aproximadamente.
- **Colectores:**
 - a. Xantato amílico de potasio (Z – 6)
 - b. Xantato isopropílico de sodio (Z – 11).

CONCLUSIONES

Una vez concluido el proyecto de titulación, se pudo llegar a las siguientes conclusiones:

- Las recuperaciones de oro en los ensayos realizados varían desde 63.27 % hasta el 88.06 %. La recuperación promedio del material pasante malla 100 fue del 78.55 % y la recuperación promedio del material pasante malla 200 fue del 83.40 %.
- La utilización de diferentes colectores influyó en la recuperación. Por ejemplo, el colector con el que se obtuvo un mayor porcentaje de recuperación fue el Xantato isopropílico de sodio (Z-11) con un porcentaje del 88.06 %, y con el que se consiguió un menor porcentaje fue el Xantato amílico de potasio (Z-6), con un porcentaje del 63.27 %.
- Se determinó que la mejor combinación de variables para realizar la flotación de la mena proveniente de la planta “ASOPROMIN S.A.” fue al utilizar material pasante malla 100, con Xantato isopropílico de sodio (Z-11) como colector y una fracción de sólidos del 15% en pulpa siendo del 88.06%.
- El presente proyecto cumplió con el objetivo principal que fue determinar el tamaño de partícula, fracción de sólidos y colector ideal para una mejor recuperación de material aurífero proveniente de la planta “ASOPROMIN S.A.” ubicada en Zaruma-El Oro. La mayor recuperación de oro fue superior al 85%.
- Al realizar la flotación en planta, es decir a una mayor escala, se debe tomar en cuenta los tamaños de partícula que entran a la planta y la cantidad de

colectores que se deben utilizar para una mayor cantidad de pulpa y así evitar una flotación ineficiente y un gasto innecesario de recursos.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda utilizar más variables de tamaño de partícula, fracción de sólidos y colectores con el fin de buscar una mejor recuperación de oro ya que se ha demostrado que esta puede mejorar si se combinan las variables adecuadas para la flotación.
- Para futuros trabajos se sugiere estandarizar tiempos de acondicionamiento ya que el proyecto es netamente experimental y los valores de recuperaciones dependen mucho de estos tiempos, siendo recomendable que en futuras pruebas se adapte a los tiempos utilizados en las plantas de procesamiento.
- Se recomienda a la empresa minera “ASOPROMIN S.A.” utilizar Xantato isopropílico de sodio (Z-11), con una granulometría pasante malla 100 y una fracción de sólidos del 15% para la recuperación de oro, ya que se demostró que son las variables que generan una mayor recuperación.
- Se recomienda para la realización de futuros trabajos de investigación, cambiar los parámetros de pruebas, como pueden ser: variación de pH, los tiempos de recolección y acondicionamiento del concentrado, además de utilizar el colector Z-6, a fin de observar si es que, mediante estos cambios, dicho colector puede obtener mejores resultados a la hora de recuperar oro.
- La utilización de los EPPS es muy importante ya que su función principal es la de proteger las diferentes partes del cuerpo al evitar el contacto directo con factores de riesgo que puedan causar una lesión o enfermedad.
- Realizar un adecuado muestreo con el fin de obtener una muestra representativa para obtener valores reales.

LISTA DE REFERENCIAS

- Abarca J. (2011). Flotación de Minerales. Universidad Nacional José. Perú
- American Cyanamid Company. (1986). Manual de productos químicos para minería.
- Azañero, A. (2008). Concentración y Flotación de Minerales. Lima: Ciudad Universitaria.
- Bustamante, M. (2017). Instituto de Minerales CIMEX. En M. Bustamante, Apuntes de Flotación de Minerales - Cinética de flotación Espumante. Medellín. Cinética de flotación espumante - Apuntes de Flotación de Minerales.
- Bustamante, O., & Gaviria, A. (2011). Generalidades de la flotación de oro. Medellín: Universidad Nacional de Colombia. Instituto de minerales CIMEX - Universidad Nacional de Colombia.
- Bustamante, O., Gaviria, A., & Restrepo, O. (2008). Notas de clase de la asignatura: Concentración de Minerales. Medellín, Colombia: Universidad Nacional de Colombia. <https://minas.medellin.unal.edu.co/centro>.
- Castro, S, García, J. (2000) Flotación fundamentos y aplicaciones. Chile. Universidad de Concepción.
- César, G., Saval, J., Baeza, F., & Tenza, A. (2009). Prácticas de Materiales de Construcción - I.T. Obras Públicas. Obtenido de Universitat d'Alacant: https://rua.ua.es/dspace/bitstream/10045/10998/3/Pr%C3%A1ctica%20N%C2%BA%203%20_Granulometria%20I_.pdf
- Cobos, C. (2018). Flotación Rougher de un Mineral Aurífero Complejo Asociado a Sulfuros Polimetálicos. Obtenido de Universidad del Azuay.
- Contreras, G. (2018). Estudio De La Hidrofobicidad De Calcopirita - Hidrofobicidad Selectiva De Calcopirita Con Diferentes Colectores. Cuenca: Universidad del Azuay.

Chang, R. (1992). Química. Washington: Mc Graw Hill.

<https://sacaba.gob.bo/images/wsacaba/pdf/libros/quimica/Chang-QuimicaGeneral7thedicion.pdf>.

Cytec Industries Inc. (2002). Mining Chemicals Handbook. En R. Capanema (Ed.).
Cytec Industries Incorporated.

Emsley, J. (2001). Nature's Building Blocks: Everything You Need to Know about the Elements.

Gamez, B. (2015). Flotación de cobre oro y zinc. Sonora: Universidad estatal de Sonora - Facultad de Ingeniería en Geociencia.

Google Earth (2023). <https://earth.google.com/web/>

López, R. (2019). Circuitos Rougher, Scavenger y Cleaner. Arequipa: Universidad Continental.

Moya, D. (2014). Diseño de una planta de concentración por flotación de calcopirita con depresores biodegradables de pirita. Quito: Escuela Politécnica Nacional - Facultad de Ingeniería Química y Agroindustria.

Neira H. (2013). Recopilación de información tecnológica para la preparación mineral ante la flotación. Monterrey, México.

Orozco, Y. (2012). ESTUDIO DEL EFECTO DEL TIPO Y CONCENTRACIÓN DE ESPUMANTE EN LA SELECTIVIDAD DEL PROCESO DE FLOTACIÓN A ESCALA LABORATORIO. Santiago de Chile: Universidad de Chile - Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas.

Pavez, O. (2011). Apuntes De Concentración De Minerales I. Atacama: Universidad de Atacama.

Servicio Geológico Mexicano. (2017). Beneficio y transformación de minerales.

Obtenido de

https://www.sgm.gob.mx/Web/MuseoVirtual/Aplicaciones_geologicas/Beneficio-y-transformacion--minerales.html

Sutulov, A. (1963). Flotación de Minerales. Chile: Instituto de Investigaciones Tecnológicas

Tracasa/nipsa, C. (2015). “LEVANTAMIENTO DE CARTOGRAFÍA TEMÁTICA ESCALA 1:25.000, LOTES 1 y 2”. Gob.ec.

http://metadatos.sigtierras.gob.ec/pdf/Memoria_tecnica_Geomorfologia_ZARUMA_20151117.pdf

Triveño, J. (2021). Factores que influyen en la flotación. Venezuela. Universidad de los Andes.

Vítěz, T., & Travníček, P. (2011). Particle Size Distribution of a Waste Sand From a Waste Water Treatment Plant With Use of Rosin–Rammler and Gates–Gaudin. *Acta Universitatis Agriculturae Et ...*, LIX(3), 197–202.

<http://acta.mendelu.cz/pdf/actaun201159030197.pdf>

Yianatos, J. (2005). Flotación de minerales. UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA.

ANEXOS

Anexo 1

Tamices Humboldt laboratorio de minas



Anexo 2

Material secando de forma natural



Anexo 3

Preparación del material para trituración en el laboratorio de minas



Anexo 4

Trituración del material en el laboratorio de minas



Anexo 5

Pasante malla 100, preparación del material para su tamizaje en el laboratorio de minas



Anexo 6

Pulverización del material en el laboratorio de minas



Anexo 7

Pesado de muestras



Anexo 8

Utilización de probetas



Anexo 9

Maquina Absorción atómica



Anexo 10

Balanza de precisión



Anexo 11

Probetas utilizadas



Anexo 12

Bandejas para separación de material



Anexo 13

Colectores utilizados



Anexo 14

Espumante utilizado



Anexo 15

Bolsas herméticas



Anexo 16

Tiras de ph



Anexo 17

Resultados del análisis en el laboratorio JV Metals.

LABORATORIO QUIMICO METALURGICO
"JV METALS"
 ING. JOSE BUENO MALLA
 Análisis de metales, arenas, carbon concentrado y
 soluciones en general, venta de productos quimicos
 para mineria, industria y laboratorio.
 MATRIZ: Soto El Pacheco s/n - T 2948-803
 0969537170 - Email: lab.jvmetals@gmail.com
 Pto. Velasco - El Oro - Ecuador

R.U.C. 0791808359001
ORDEN DE ENSAYO
000037057

DIA MES AÑO
 19/05/23

Señor (s): Jose Sanmartin
 Dirección: _____
 Lugar: _____ R.U.C. _____

Cant.	ARTICULO	V. UNIT.	V. TOTAL
M #1 =	0.67	36 m ³	
M #2 =	0.57	32 m ³	
M #3 =	0.47	26 m ³	
M #4 =	0.47	26 m ³	
M #5 =	0.53	29 m ³	
M #6 =	0.47	26 m ³	
M #7 =	0.47	26 m ³	
M #8 =	0.48	27 m ³	
		TOTAL \$	2400

CLIENTE _____ PROPIETARIO _____

30 blocks 100x2 del 34.201 al 37.200 - Imp. 28-10-2022 P.O. @analitica PEDSO 2019.IMP.0010814-IMP

Anexo 18

Secado de concentrado y colas

