

UNIVERSIDAD DEL AZUAY
FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

**“Propuesta para la concentración de oro aluvial que combine
métodos gravimétricos y de lixiviación en la concesión minera La
Misionera, Gualaquiza – Morona Santiago”**

Trabajo de Graduación previo a la obtención del Título de:
INGENIERA EN MINAS

Autores

JOHANNA MARIELA COYAGO ORTEGA

LESLIE ANDREY PIÑA MATUTE

Director

ING. FERNANDO TULIO VALENCIA GUARICELA

CUENCA, ECUADOR

2021

DEDICATORIA

Este logro y meta cumplida, quiero dedicar a mi padre Luis Coyago por su ejemplo, trabajo y responsabilidad, valores que siempre me supo inculcar para ser hoy la persona y mujer que soy, a mi Madre, Carmen Ortega por su cariño y amor incondicional, ejemplo de lucha y perseverancia, y que hoy desde cielo me protege y me sigue guiando en cada uno de mis pasos.

A mis hermanos Carlos, Roberto, Laura, Juan, Diana y Sonia que, con cariño y amor pese a los momentos difíciles, fueron quienes no permitieron que dé un paso atrás en mi formación profesional.

A mis sobrinos por su cariño, admiración y respeto quienes fueron el motor que me permitió seguir luchando para demostrarles que con trabajo y dedicación podemos cumplir sueños y metas, hoy soy su ejemplo a seguir.

Y a todos aquellos, amigos, compañeros y conocidos, por su amistad incondicional y quienes formaron parte de esta etapa para dejarnos huellas y compartir conocimientos.

¡Lo logramos!

Johanna Coyago.

DEDICATORIA

A mi familia, por ser el pilar fundamental en mi vida. De manera especial a mi madre Elvia Matute por su amor y estar siempre presente en cada uno de mis logros a lo largo de mi vida, a mis abuelitos Celio y María al haberme brindado su apoyo incondicional, a mis hermanos Carla y Stalin, y tíos por siempre apoyarme día a día en el transcurso de mi vida universitaria; sin ustedes nada de esto sería posible.

A mis amigos y compañeros que me han brindado su amistad, quienes sin esperar nada a cambio compartieron su conocimiento, alegrías, tristezas y momentos de felicidad; a todas aquellas personas que estuvieron a mi lado apoyándome para seguir adelante en todo este tiempo de preparación académica.

Leslie Piña.

AGRADECIMIENTO

A Dios por permitirnos sonreír ante todas las metas alcanzadas, por su amor e infinita bondad a lo largo de nuestra formación académica y permitirnos tener la fuerza y sabiduría necesaria para culminar con éxito el trabajo de pregrado.

A la Empresa minera ANTEMIN S.A, por darnos la oportunidad de ingresar a las instalaciones y brindarnos el apoyo necesario que ha permitido la culminación de nuestro trabajo de tesis, en especial al Ing. Jorge Tubón, por ayudarnos en el tema de investigación y acompañarnos a la realización del mismo.

A los Ingenieros, Marco Bonilla, Danny Campoverde y Wilmer Mera por el apoyo, consejos y conocimientos aportados para la realización experimental de nuestro trabajo.

A los miembros de nuestro tribunal, Ing. Leonardo Núñez e Ing. Eduardo Luna y de manera especial a nuestro director Ing. Fernando Valencia; por el tiempo dedicado a nuestro trabajo y estar pendientes de cualquier inquietud o dudas que hemos presentado.

Gracias a la Universidad por las oportunidades que nos ha brindado en todos estos años y a todos los que forman parte de la Escuela de Ingeniería en Minas por aportar a nuestra formación académica y humana para lograr alcanzar nuestra amada profesión.

Johanna y Leslie.

TABLA DE CONTENIDO

DEDICATORIA.....	- 1 -
DEDICATORIA.....	- 2 -
AGRADECIMIENTO	- 3 -
TABLA DE CONTENIDO.....	- 4 -
TABLA DE FIGURAS	- 7 -
INDICE DE TABLAS.....	- 9 -
RESUMEN.....	- 11 -
INTRODUCCIÓN	- 13 -
CAPÍTULO I.....	- 15 -
1.1 GENERALIDADES.....	- 15 -
1.1.1 Ubicación política y geográfica	- 16 -
1.1.2 Acceso.....	- 18 -
1.2 Antecedentes.....	- 19 -
1.3 Geología y geomorfología.....	- 20 -
1.3.1 Geología.....	- 20 -
1.3.1.1 Litoestratigrafía	- 22 -
Depósitos y terrazas aluviales.....	- 25 -
1.3.1.2 Geología de Placeres.....	- 25 -
1.3.2 Geomorfología	- 26 -
1.4 Placeres Aluviales.....	- 29 -
1.5 Concentración Gravimétrica	- 29 -
1.5.1 Principio de la concentración gravimétrica.....	- 30 -
1.5.2 Requerimientos para una eficiente concentración gravimétrica	- 30 -
1.5.3 Métodos gravimétricos.....	- 31 -
1.6 Índices metalúrgicos	- 33 -
1.6.1 Clasificación de los índices metalúrgicos	- 33 -
1.6.1.1 Índices que Relacionan Calidad.....	- 33 -
1.6.1.2 Índices que Relacionan Capacidad	- 35 -

1.7 Química del oro	36 -
1.7.1 Complejos de oro.....	- 37 -
1.8 Hidrometalurgia del oro	39 -
1.9 Métodos de lixiviación	41 -
1.9.1 Lixiviación en Pilas.....	- 41 -
1.9.2 Lixiviación por agitación	- 42 -
1.9.3 Lixiviación por columna.....	- 43 -
1.10 Reactivos de lixiviación	44 -
1.11 Cinética de lixiviación	44 -
1.12 Electroquímica de lixiviación	45 -
CAPÍTULO II	47 -
2. DISEÑO Y EXPERIMENTACIÓN	47 -
2.1 Descripción del estado actual de la empresa	47 -
2.1.1 Proceso Productivo	- 47 -
Preparación:	- 47 -
Fuente: Empresa ANTEMIN S.A.....	- 48 -
Arranque del mineral	- 48 -
Beneficio de minerales.....	- 50 -
Concentración gravimétrica.....	- 51 -
Revegetación y/o Reforestación de la superficie minada	- 53 -
Evacuación de efluentes.....	- 53 -
Operación actual (2021).....	- 53 -
1.2 Reajuste de la planta concentradora	57 -
2.2.1 Clasificación y concentración del mineral.....	- 57 -
2.3 Proceso de Experimentación	65 -
Recolección de muestras.....	- 65 -
Determinación de leyes.....	- 71 -
Caracterización del material	- 74 -
2.4 Construcción de las columnas de electrolixiviación	78 -
2.5 Diseño experimental	79 -
2.6 Llenado y Saturación de los reactores con mineral	79 -

2.7 Electro-cianuración.....	- 80 -
2.8 Caracterización de los licores	- 81 -
CAPÍTULO III.....	- 84 -
3. ANÁLISIS DE RESULTADOS	- 84 -
3.1 Análisis de digestión mineral	- 84 -
CONCLUSIONES.....	- 89 -
RECOMENDACIONES	¡Error! Marcador no definido.
BIBLIOGRAFÍA.....	- 93 -
ANEXOS.....	- 96 -

TABLA DE FIGURAS

Figura 1. 1 Mapa de la división Político - Administrativo Concesión minera “La Misionera”	- 16 -
Figura 1. 2 Mapa base de la Concesión “La Misionera”.	- 18 -
Figura 1. 3 Acceso al campamento y frente de trabajo desde Gualaquiza.	- 19 -
Figura 1. 4 Esquema geológico del Ecuador.	- 21 -
Figura 1. 5 Mapa Geológico de la concesión.....	- 23 -
Figura 1. 6 Mapa Geomorfológico de la concesión.....	- 27 -
Figura 1. 7 Características de los métodos de separación por corrientes. ¡Error! Marcador no definido.	
Figura 1. 8 Esquema de la lixiviación en pilas.	- 41 -
Figura 1. 9 Lixiviación por Agitación neumática.	- 42 -
Figura 1. 10 Lixiviación por Agitación mecánica.	- 43 -
Figura 1. 11 Sistema de lixiviación en columna.	- 43 -
Figura 2. 1 Labores de preparación.	- 48 -
Figura 2. 2 Arranque de las Gravas auríferas.	- 49 -
Figura 2. 3 Lavado de las Gravas.	- 50 -
Figura 2. 4 Diagrama de lavado.....	- 51 -
Figura 2. 5 Relleno y compactación.	- 52 -
Figura 2. 6 Tendido de capa vegetal y re conformación de la superficie del suelo.	- 52 -
Figura 2. 7 Revegetación y/o Reforestación de la superficie minada.....	- 53 -
Figura 2. 8 Columna estratigráfica.	- 54 -
Figura 2. 9 Esquema de las capas estratigráficas existentes.	- 55 -
Figura 2. 10 Excavadora realizando stock de grava con mineral (Oro) Concesión: LA MISIONERA sector Nayanmak.	- 56 -
Figura 2. 11 Planta Z y lavado de gravas con mineral (Oro) Concesión: LA MISIONERA sector Nayanmak.	- 57 -
Figura 2. 12 Modelo de criba.....	- 58 -
Figura 2. 13 Modelo de TOLVA.	- 59 -
Figura 2. 14 Diseño de criba y tolva incorporada a la planta Z.	- 59 -

Figura 2. 15	Bomba de sólidos.	- 60 -
Figura 2. 16	Boceto de bomba propuesto.	- 60 -
Figura 2. 17	Concentrador K Nelson.	- 62 -
Figura 2. 18	Diseño de la incorporación de un concentrador propuesto.	- 62 -
Figura 2. 19	Diagrama de concentración.	- 63 -
Figura 2. 20	Diseño propuesto para el reajuste de planta concentradora.	- 64 -
Figura 2. 21	Vista general del diseño de reajuste propuesto de la planta concentradora.	- 64 -
Figura 2. 22	Vista general del diseño de reajuste propuesto de la planta concentradora.	- 65 -
Figura 2. 23	Total de muestras recolectadas.	- 66 -
Figura 2. 24	Tamizado en Húmedo del material.	- 67 -
Figura 2. 25	Resultante de la muestra tamizada.	- 68 -
Figura 2. 26	Mezcla muestra tamizada.	- 69 -
Figura 2. 27	Verificación de presencia de oro en la muestra para análisis.	- 70 -
Figura 2. 28	Muestra resultante del bateo con oro.	- 71 -
Figura 2. 29	Muestras con agua regia.	- 72 -
Figura 2. 30	Extracción del agua regia.	- 73 -
Figura 2. 31	Estándares para lecturas en el Equipo de Absorción atómica.	- 73 -
Figura 2. 32	Lectura de las muestras en el Equipo de Absorción Atómica.	- 74 -
Figura 2. 33	Curva granulométrica con el D80.	- 77 -
Figura 2. 34	Boceto de la columna de electrolixiviación.	- 78 -
Figura 2. 35	Saturación del reactor de electrolixiviación.	- 80 -
Figura 2. 36	Columna de electrolixiviación en funcionamiento.	- 81 -
Figura 2. 37	Licores resultantes del proceso de electrolixiviación.	- 82 -
Figura 2. 38	Licores con pH alcalino.	- 82 -
Figura 2. 39	Filtración de licores.	- 83 -
Figura 2. 40	Lectura de los licores en absorción atómica.	- 83 -
Figura 3. 1	Variación de la concentración de oro en el licor anódico a diferentes voltajes.	- 85 -
Figura 3. 2	Gráficas de tiempo, voltaje y concentración.	- 86 -
Figura 3. 3	Gráficas de tiempo, voltaje y porcentaje de recuperación.	- 88 -

INDICE DE TABLAS

Tabla 1. 1 Ficha técnica de la concesión minera LA MISIONERA.	- 15 -
Tabla 1. 2 Coordenadas UTM de la concesión.	- 17 -
Tabla 1. 3 Estados de oxidación de oro.	- 37 -
Tabla 1. 4 Complejos de oro y sus constantes de estabilidad.	- 39 -
Tabla 2. 1 Resultados del procesamiento.	- 74 -
Tabla 2. 2 Resultados del análisis granulométrico.	- 75 -
Tabla 2. 3 Resultados del análisis granulométrico.	- 79 -
Tabla 3. 1 Resultados de absorción atómica del tenor de alimentación.	- 84 -
Tabla 3. 2 Resultados de absorción atómica de la concentración de Au.	- 85 -
Tabla 3. 3 Porcentaje de Recuperación a los voltajes y tiempos aplicados.	- 87 -

ÍNDICES DE ANEXOS

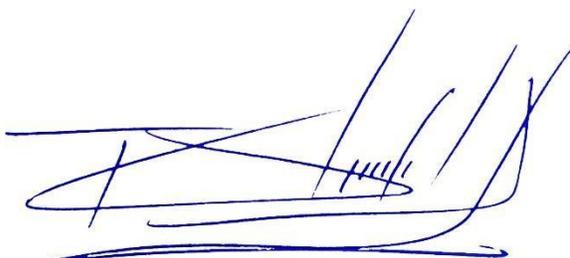
Anexo 1. Vista de frontal del diseño de ajuste propuesto.....	- 96 -
Anexo 2. Diseño de planta desde otra perspectiva.	- 96 -
Anexo 3. Informe de laboratorio con los resultados obtenidos.	- 97 -
Anexo 4. Cálculo de las concentraciones y recuperaciones obtenidas.	- 98 -

“PROPUESTA PARA LA CONCENTRACIÓN DE ORO ALUVIAL QUE COMBINE MÉTODOS GRAVIMÉTRICOS Y DE LIXIVIACIÓN EN LA CONCESIÓN MINERA LA MISIONERA, GUALAQUIZA – MORONA SANTIAGO”

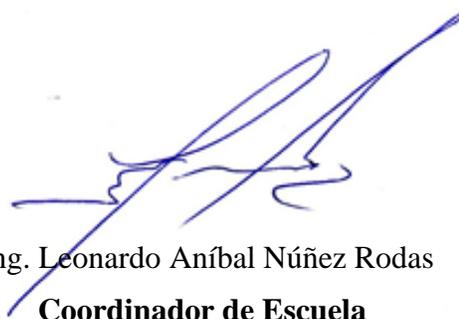
RESUMEN

En este trabajo se investigó la eficiencia de un proceso electro-cinético, en la lixiviación de materiales de relave aluvial perteneciente a la Empresa ANTEMIN S.A.; además, se realizó un diseño para la clasificación de materiales gruesos y finos en la corriente de relaves. Para las pruebas de electro-cianuración, se construyó un reactor con placas internas de grafito que funcionaron como electrodos, una vez obtenido el reactor en columna se realizaron 9 ensayos, analizando variables como diferencia de potencial eléctrico a 15V, 20V y 30V, aplicados a tiempos de 2h, 5h y 10h. Los resultados obtenidos fueron licores tomados de la parte anódica del reactor que se analizaron para determinar la concentración de oro, logrando una recuperación máxima de 33.2% a 30V en 10h, demostrando que, a mayor voltaje y tiempo, incrementa la velocidad electromotriz y transporte a través del lecho mineral.

Palabras clave: oro, electro-lixiviación, potencial eléctrico, concentración, recuperación.



Ing. Fernando Tulio Valencia Guaricela
Director del Trabajo de Titulación



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas
Coordinador de Escuela



Johanna Mariela Coyago Ortega
Autora



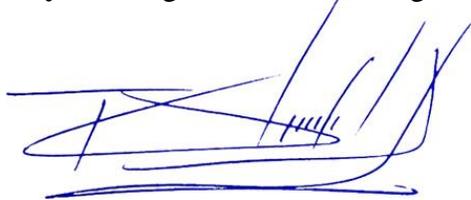
Leslie Andrey Piña Matute
Autora

"PROPOSAL FOR THE CONCENTRATION OF ALUVIAL GOLD COMBINING GRAVIMETRIC AND LEACHING METHODS IN THE LA MISIONERA MINING CONCESSION, GUALAQUIZA - MORONA SANTIAGO"

ABSTRACT

In this work, the efficiency of an electro-kinetic process was investigated in the leaching of alluvium tailing materials, which belong to the company ANTEMIN S.A. In addition, a design was made to classify coarse and fine materials in the tailing stream. For the electro-cyanidation tests, a reactor was built with internal graphite plates that functioned as electrodes. Once the column reactor was obtained, 9 tests were carried out, analyzing variables such as electric potential difference at 15 V, 20 V, and 30 V, applied at times of 2 h, 5 h, and 10 h. The results obtained were liquids taken from the anodic part of the reactor that was analyzed to determine the concentration of gold, achieving maximum recovery of 33.2% at 30V in 10h, showing that, at higher voltage and time, the electromotive speed and transport to through the mineral bed.

Keywords: gold, electrowinning, electric potential, concentration, recovery.



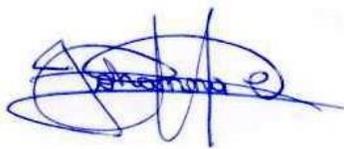
Eng. Fernando Tulio Valencia Guaricela

Director of the Degree Project



Eng. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Coordinator of the School



Johanna Mariela Coyago Ortega

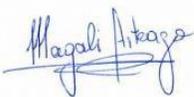
Author



Leslie Andrey Piña Matute

Author

Translated by



Johanna Coyago and Leslie Piña

Johanna Mariela Coyago Ortega

Leslie Andrey Piña Matute

Trabajo de Titulación

Ing. Fernando Tulio Valencia Guaricela

Agosto, 2021

**PROPUESTA PARA LA CONCENTRACIÓN DE ORO ALUVIAL QUE COMBINE
MÉTODOS GRAVIMÉTRICOS Y DE LIXIVIACIÓN EN LA CONCESIÓN MINERA
LA MISIONERA, GUALAQUIZA – MORONA SANTIAGO**

INTRODUCCIÓN

Una de las importantes fuentes de trabajo que genera desarrollo y riqueza del país se origina de la explotación de oro aluvial que proviene de los lavaderos. Actualmente para su beneficio se usan métodos artesanales y en algunos casos maquinaria pesada, pero con resultados muy pobres en referencia a recuperaciones menores al 50%. Esto se debe a que una parte del oro que ya había sido trabajado previamente, no es adecuadamente clasificado por deficiencias en los procesos o por desconocimiento, generando que gran parte de mineral útil se quede en los relaves (Azareño Ortiz, 1987).

Muchos de los procesos que existen para recuperar oro de relaves, son aplicados en materiales provenientes de minería subterránea ya que estos a diferencia del oro aluvial, se encuentran encapsulados o en menas mineralizadas que dificultan su obtención. El estudio a realizar sin duda presenta una propuesta para que la Empresa Minera ANTEMIN S.A, recupere eficientemente el oro fino que se desecha en los relaves después de procesos gravimétricos, de manera que, puedan obtener mejores beneficios económicos, trabajando desde la correcta clasificación y concentración de los materiales, hasta la obtención de un alimento óptimo que será utilizado para un adecuado proceso de lixiviación.

Actualmente en la empresa minera ANTEMIN S.A las técnicas y procesos de concentración para oro aluvial han sido gravimétricas, limitándose a la recuperación solo por dichos procesos que se realiza en una planta concentradora, la misma presenta ciertas dificultades debido a que, si bien clasifica los distintos tipos materiales, termina mezclando los relaves gruesos con los relaves finos lo que dificulta aún más un el beneficio. El oro en los relaves finos suele adoptar la forma de polvo y por sus propiedades físico-químicas son hidrofílicos, permaneciendo por completo dentro del agua sin ningún tratamiento para su recuperación.

La investigación planteada, pretende proponer un diseño de ajuste a la planta de concentración de la empresa minera ANTEMIN S.A., ya que en los relaves existe oro fino mezclado con corrientes de relaves gruesos.

Una vez el material de estudio sea obtenido de la planta concentradora, se planteará un sistema de electrocinética en columnas para recuperar oro fino. En cada una de las evaluaciones realizadas se van a tomar muestras de licores del ánodo que después serán enviadas al laboratorio para medir la concentración de oro en un equipo de absorción atómica.

El prolongado tiempo de extracción en lixiviación en pilas, resulta ser un limitante para la eficiencia del proceso, ya que el período de los metales depende de la cinética de reacción y de la percolación de la solución a través de las porosidades a lo largo de la pila del mineral (Mellano, Cisternas, & Gálvez, 2009).

Es por ello que, con la investigación que planteamos de lixiviación electrocinética en columnas, se pretende estimular el transporte de iones metálicos en solución con la aplicación de un potencial electrónico que acelere la cinética de extracción, y que puede crear condiciones favorables de transporte de metales en la pila, mejorando así la velocidad de cianuración, como se lo hace en la remediación de suelos contaminados con metales pesados.

CAPÍTULO I

1.1 GENERALIDADES

En la siguiente tabla se muestra la ficha técnica y las principales características de la concesión minera “LA MISIONERA” que está a cargo de la Empresa ANTEMIN (Tabla 1.1).

Tabla 1. 1 Ficha técnica de la concesión minera LA MISIONERA.

FICHA TÉCNICA		
Concesión Minera	"LA MISIONERA"	
Código	2363	
FASES MINERAS		
Tipo de Minería	Pequeña Minería	exploración explotación
Recurso a Explotar	Oro	
Superficie Total (Ha)	1250	
Ubicación Geográfica, Político y Administrativa	Provincia	Morona Santiago
	Cantón	Gualaquiza
	Parroquia	Gualaquiza, Bomboiza y El Ideal
Descripción del Proyecto	Método de Explotación	Aluvial
	Volumen de Explotación	Pequeña minería hasta 1500 metros cúbicos por día.
	Método de Arranque del Mineral	Mediante maquinaria pesada
	Construcción de Escombrera (S)	Temporal, junto al frente de explotación
	Localización de la Escombrera	Junto a la zona de minado
	Capacidad	600 m ³
	Estado de los Frentes de explotación	En producción

Fuente: ANTEMIN - MINERA DE LOS ANDES Cía. Ltda.

1.1.1 Ubicación política y geográfica

La concesión minera La Misionera (Figura 1.1) se encuentra ubicada en la provincia de Morona Santiago dentro de la jurisdicción político-administrativa del cantón Gualaquiza dentro de las parroquias Gualaquiza (Mercedes Molina) y Bomboiza con una parte de la parroquia El Ideal. Su localización se enmarca sobre el lecho fluvial y terrazas aledañas al río Bomboiza, que es parte de la Subcuenca del río Zamora, que pertenece al Sistema Hidrográfico del río Santiago. Tiene una superficie de 1250 hectáreas contiguas (Figura 1.2). (YAWE Consultores Cía. Ltda.)

Mapa División Político Administrativo.

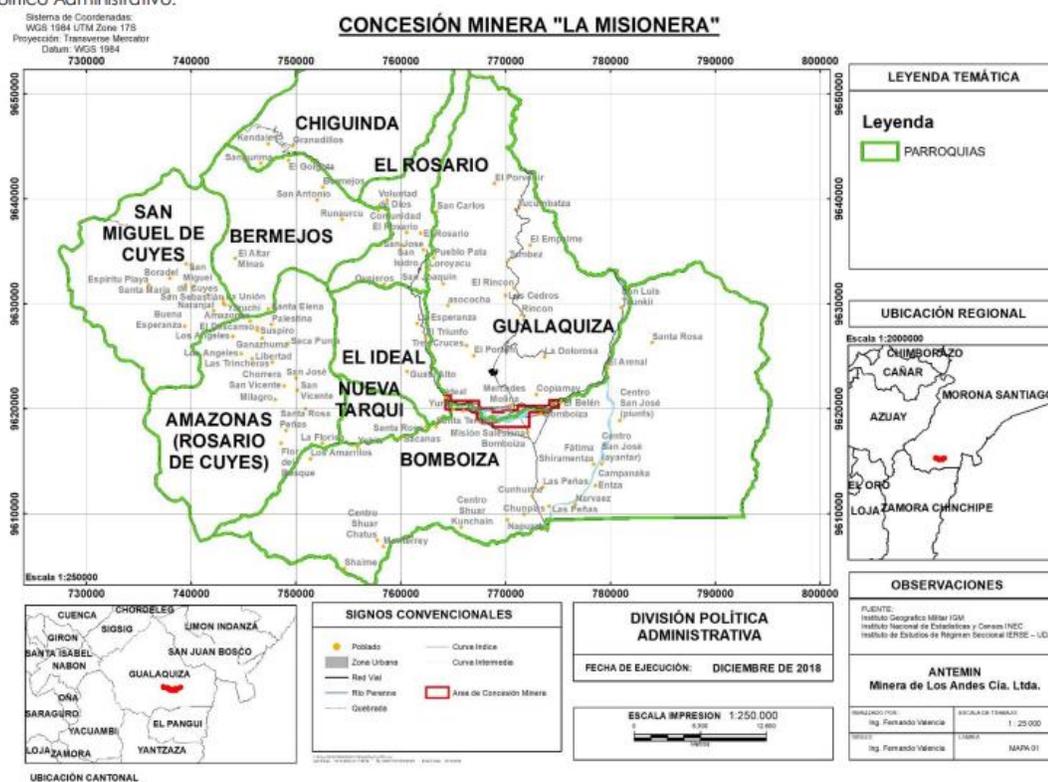


Figura 1. 1 Mapa de la división político - Administrativo Concesión minera “La Misionera”

Fuente: Auditoría Ambiental de la Concesión Minera La Misionera Código 2363, 2017.

Las coordenadas UTM del punto de partida (Tabla 1.2) y los demás vértices referenciados al DATUM PSAD-56 y WGS-84 y a la zona geográfica No. 17, se encuentran graficadas en la hoja topográfica Gualaquiza escala 1:50.000 con los siguientes datos:

Tabla 1. 2 Coordenadas UTM de la concesión.

X	Y	Referencia
764500	9621600	Vértice 1
765000	9621600	Vértice 2
765000	9621100	Vértice 3
767700	9621100	Vértice 4
767700	9620400	Vértice 5
769000	9620400	Vértice 6
769000	9620000	Vértice 7
770000	9620000	Vértice 8
770000	9620200	Vértice 9
771400	9620200	Vértice 10
771400	9620600	Vértice 11
774400	9620600	Vértice 12
774400	9621200	Vértice 13
775300	9621200	Vértice 14
775300	9620500	Vértice 15
774400	9620500	Vértice 16
774400	9620000	Vértice 17
772500	9620000	Vértice 18
772500	9186000	Vértice 19
772500	9618600	Vértice 20
769000	9618600	Vértice 21
769000	9619000	Vértice 22
768000	9619000	Vértice 23
768000	9619300	Vértice 24
767500	9619300	Vértice 25
767500	9620000	Vértice 26
767000	9620000	Vértice 27
767000	9623000	Vértice 28

Fuente: ANTEMIN - MINERA DE LOS ANDES Cía. Ltda.

Mapa Base

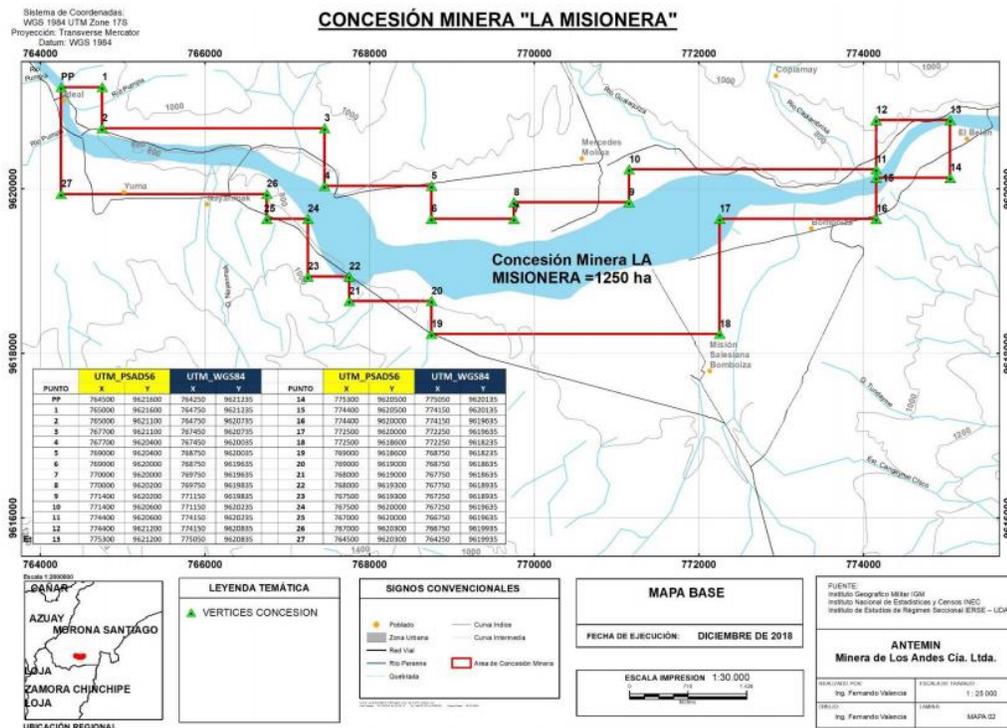


Figura 1. 2 Mapa base de la Concesión “La Misionera”.

Fuente: Auditoria Ambiental de la Concesión Minera La Misionera Código 2363, 2017.

1.1.2 Acceso

El acceso principal a la concesión, se realiza por una vía terrestre de primer orden desde Gualaquiza hasta el sector Tunduli (Figura 1.3), a unos 8 minutos de la cabecera cantonal, aproximadamente a 8 km de recorrido, el campamento está ubicado junto a la vía a mano izquierda y a 2 km del campamento siguiendo la ruta Gualaquiza-El Panguí, ahí se encuentra el frente de trabajo donde actualmente están explotando.

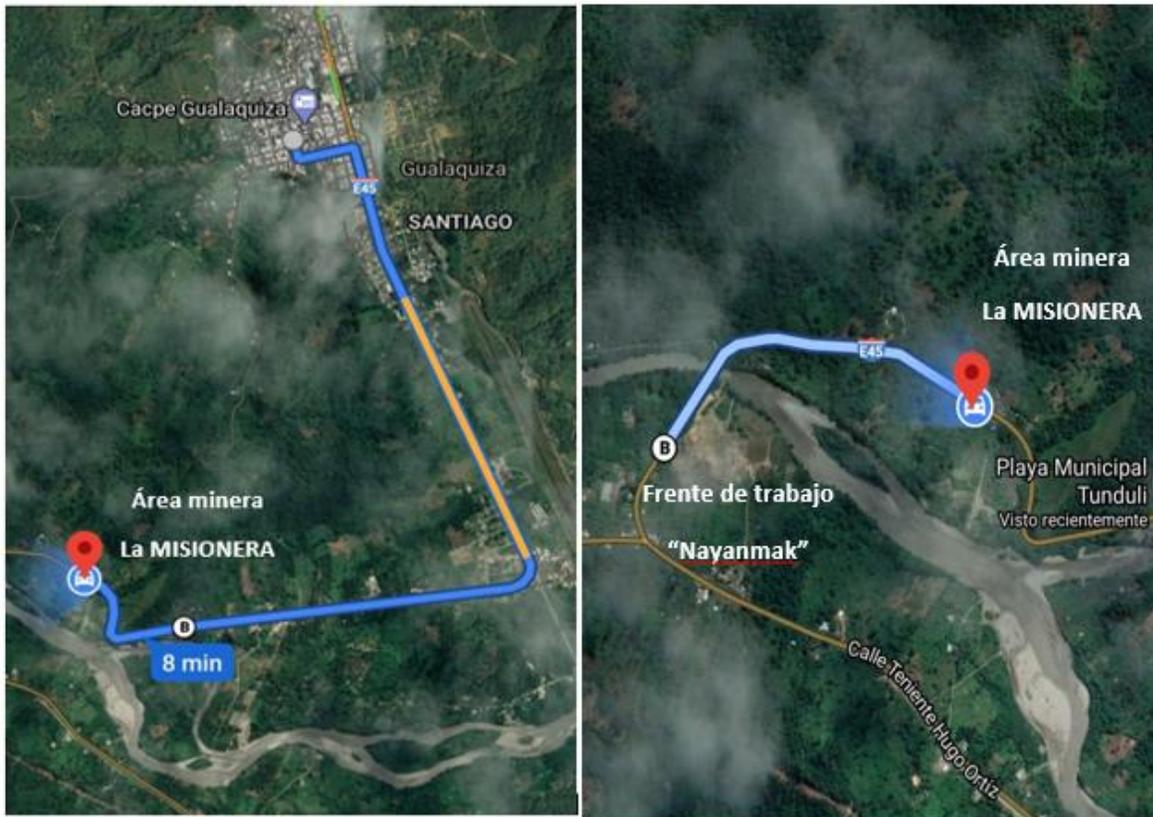


Figura 1. 3 Acceso al campamento y frente de trabajo desde Gualaquiza.

Fuente: Google Maps.

1.2 Antecedentes

La Dirección Regional de Minería de Pichincha con fecha 30 de agosto de 1993 confirió el título de Concesión Minera "LA MISIONERA", código 2363, ubicada en la parroquia Bomboiza, perteneciente al cantón Gualaquiza, jurisdicción de la provincia de Morona Santiago, con una superficie de unas mil doscientas cincuenta hectáreas (1.250 ha), dicho título fue sustituido con fecha 16 de diciembre de 2011 por la Dirección Regional de Minería del Azuay a favor de ANTEMIN MINERA DE LOS ANDES CIA. LTDA., otorgándole el derecho real y exclusivo para prospección, exploración, explotación, beneficio, fundición, refinación y comercialización de todas las sustancias mineras que puedan existir y obtenerse en el área, exceptuando en la facultad de explotar y comercializar materiales de construcción. (YAWE Consultores Cía. Ltda.)

1.3 Geología y geomorfología

1.3.1 Geología

Los Andes están formados por tres zonas geológicas y geomorfológicas:

- Las planicies de la Costa al Oeste.
- El área central montañosa o Sierra (Andes propiamente dicho).
- Las zonas bajas del Este – Oriente o cuenca Oriental.

La Sierra limita al Oeste por una zona de sutura o Falla Jubones y al Este por el cinturón de fallas y pliegues en forma de arco de la Provincia Oriental. La Sierra pasa a lo largo del país, y tiene únicamente 150 km de ancho. Se diferencian tres zonas Geológicas-Geomorfológicas: La Cordillera Occidental – El Valle Interandino y la Cordillera Real. (Yawe Consultores Cía. Ltda.)

La Cordillera Real está limitada al Oeste por el Valle Interandino y al Este por la zona subandina. La cordillera está formada por rocas metamórficas del Paleozoico, que probablemente se formaron durante un evento de orogenia Caledoniana (Baldock, 1982). La región está esporádicamente cubierta por rocas volcánicas cuaternarias (lavas) y sedimentos (cangahua) los cuales son a menudo discordantes con las rocas metamórficas subyacentes. (Yawe Consultores Cía. Ltda.)

El Oriente, consiste en dos zonas estructurales y provincias fisiográficas distintas; la Cuenca Oriental y la zona sub-Andina. Fisiográficamente, la zona sub-Andina consiste de colinas de piedemonte que alcanzan elevaciones de hasta 2000 m. La Zona sub-Andina que limita con la Cordillera Real es un cinturón de cabalgamiento y plegamiento de tras-arco tectónicamente asociado con los Andes (Figura 1.4). (Yawe Consultores Cía. Ltda.)

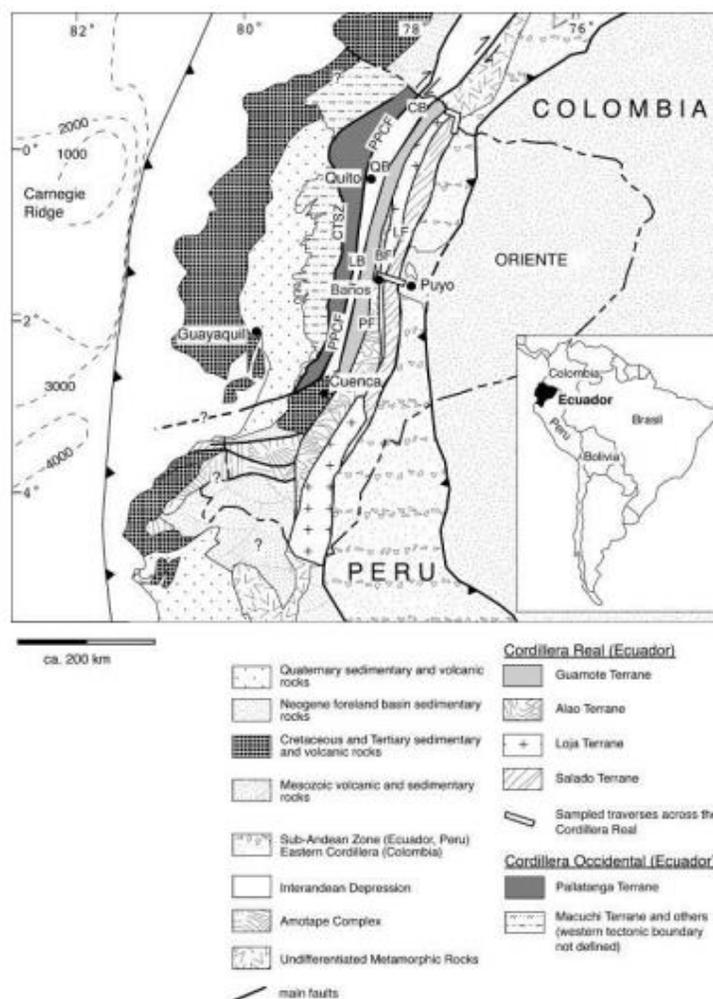


Figura 1. 4 Esquema geológico del Ecuador.

Fuente: Baldock, 1982.

La Cuenca Oriente o Amazónica se ubica al Este de la zona Sub-Andina, es una región ligeramente ondulada que presenta estabilidad en su historia tectónica. El Escudo Guayanés (rocas del Precámbrico) son el basamento de la cuenca.

La Geología del área de la Concesión La Misionera se encuentra formada por dos sectores geológicos:

- Un sector de Amazonía Periandina.
- Un sector de Relieves Subandinos.

1.3.1.1 Litoestratigrafía

El lecho rocoso corresponde a formas típicas de la Formación Napo, constituido por intercalaciones de lutitas negras carbonadas, con calizas negras e intrusiones locales de granito y granodiorita que pueden formar mármoles de color negro. (YAWE Consultores Cía. Ltda.).

En el curso medio del río se observan areniscas silíceas pertenecientes a la Formación Hollín. En el curso inferior del Bomboiza (vía Proveeduría – Sevilla de Oro) se encuentran afloramientos del intrusivo de Zamora, muy meteorizado con la presencia de fenocristales de feldespatos. (YAWE Consultores Cía. Ltda.)

La grava aurífera está compuesta por una gran variedad de clastos, donde predominan las andesitas, granitos, granodioritas, esquistos, gneises, cuarzos, epidotas, hematitas, etc., con cementación de mediana a fuerte, por la presencia de arcilla. La potencia de la grava, en terrazas antiguas, varía entre 2.5 y 4.5 metros y en las terrazas aluviales actuales, la potencia varía entre los 3.0 y 7.0 metros. (YAWE Consultores Cía. Ltda.)

La granulometría de la grava en las terrazas es variable, pero puede esquematizarse como sigue: mayor a 0.2m. – 2.0m., en un 30%; entre 0.05 y 0.2m. Un 30% y menores a 0.05m, un 40%.

En el área de la Concesión La Misionera, se han identificado las siguientes Formaciones y/o Unidades estratigráficas (Figura 1.5).

Formación Hollín

Definida por (Watson & Sinclair, 1972), consiste de areniscas blancas de grano grueso cuarzosas, porosas, pobremente estratificadas. (Tschopp, 1953). Sobre la formación Hollín se encuentra el sector oriental de la Concesión La Misionera. Casi el 90 % del área se encuentra en esta formación.

Mapa Geología

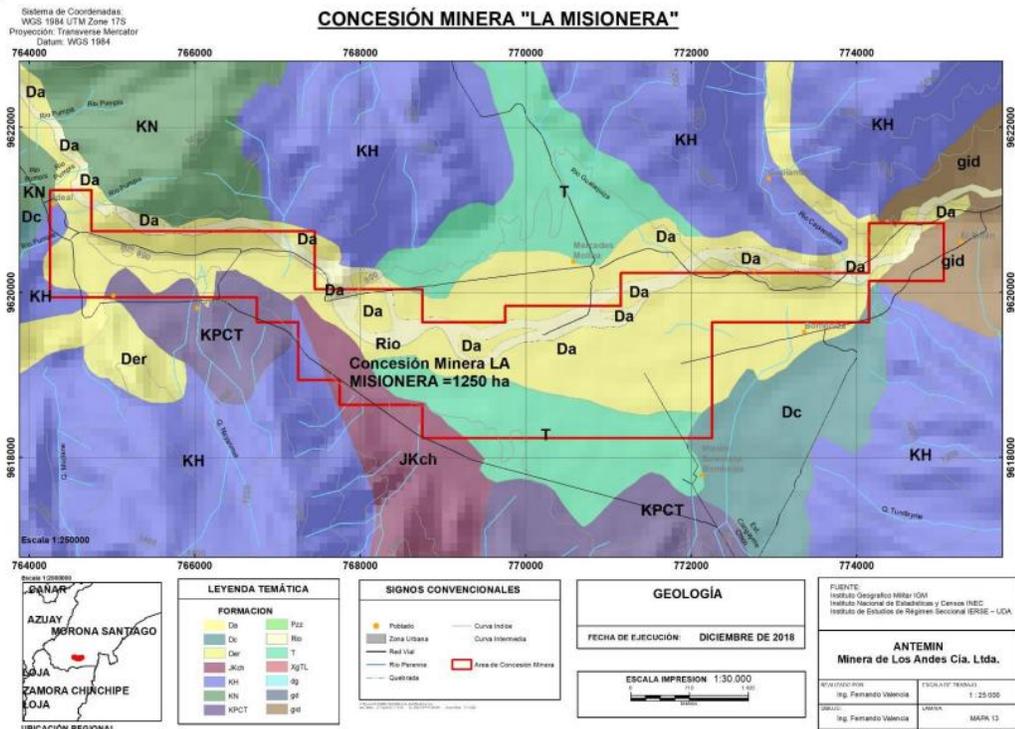


Figura 1. 5 Mapa Geológico de la concesión.

Fuente: Auditoría Ambiental de la Concesión Minera La Misionera Código 2363, 2017.

La Formación Hollín se divide:

Unidad Hollín Principal. - Presenta depósitos de relleno de valle – areniscas de canal y lutitas – en la base; le siguen depósitos de planicie aluvial, con tres litofacies: areniscas de canal con lutitas con estratificación cruzada, lutitas y areniscas inter-estratificadas con una estructura ondulada. Por último, se observan depósitos de planicie costera, por un cambio en el ambiente fluvial a una deposición de la misma Unidad en un ambiente estuario costero. (YAWE Consultores Cía. Ltda.)

Unidad Hollín Superior. - Donde se observan primero los depósitos costeros, divididos en dos litofacies: Una de zona de costa inferior con areniscas y lutitas y una zona de costa propiamente dicha, formada por areniscas de grano fino con estratificación cruzada. Y en la

superficie depósitos de mar abierto, formados por areniscas glauconíticas, calizas, margas y lutitas. (Yawe Consultores Cía. Ltda.)

Formación Napo.

Esta formación de edad Cretácica, está constituida por una sucesión cíclica, marina somera de calizas bioclásticas, lutitas ricas en materia orgánica y areniscas terrígenas. En el área las rocas han sido deformadas y metamorfozadas a filitas grises y esquistos calcáreos. (Yawe Consultores Cía. Ltda.)

(Jaillard, 1997), la agrupa en una sola Formación, considerando los depósitos francamente marinos y la divide en cuatro Miembros:

Napo Basal. - Que correspondía a la formación Hollín superior conformada por areniscas con altos porcentajes de glauconita, intercaladas con lutitas y calizas finas. Las areniscas presentan estratificación cruzada, planar y onduladas. Presentan un ambiente de deposición de playa y de plataforma marino abierta (White et al, 1995).

Napo Inferior. - Son lutitas y limonitas negras en la base, calizas densas fosilíferas y glauconíticas en la parte media y al tope lutitas negras laminadas intercaladas con calizas margosas (Jaillard, 1997), también están presentes nódulos de pirita y caliza margosas.

Napo Medio. - Está constituido por bancos de calizas que sobreyace por el miembro Napo Superior por un contacto concordante. Las calizas son claras y oscuras poco bio-turbadas, con presencia de esquistos y restos de peces, escasos bivalvos y amonitas localmente abundantes. Presentan silicificación y abundante pirita. Su ambiente de deposición es sub-mareal de baja energía (Jaillard, 1997).

Napo Superior. - Consiste en una secuencia de calizas y margas laminadas, además de lutitas. Su ambiente de deposición es de plataforma anóxica carbonatada. (Yawe Consultores Cía. Ltda.)

Se encuentra en contacto con la Formación Tena, subyaciéndola por medio de un hiato erosional, el cual varía en concordante hacia el Este (Salguero, 2001).

La Formación Napo suprayace a Hollín; en el flanco Este del “levantamiento Cutucú”, descansa en discordancia angular la Formación Chapiza, mientras que al lado occidental yace la Formación Santiago y en varios ríos aparece encima de la Formación Misahualli.

Esta formación presenta afloramientos cerca del campamento de la Concesión, al extremo occidental.

Depósitos y terrazas aluviales

En las áreas de los ríos principales (Bomboiza, Cuyes y Cuchipamba) se encuentran aluviales compuestos por grandes bloques de areniscas, cuarcitas y granodioritas, en conjunto con arenas y gravas de menor tamaño. (Yawe Consultores Cía. Ltda.)

En sectores localizados aguas arriba de los ríos mencionados, se encuentran depósitos de material aluvial, que pueden conformar terrazas. A lo largo del área de interés se encuentran además depósitos coluviales y aluviales (Río Bomboiza). (Yawe Consultores Cía. Ltda.)

1.3.1.2 Geología de Placeres

Los placeres auríferos se localizan en las cuencas de los Arcos frontal y trasero de la cordillera de los Andes, con una mayor favorabilidad a alturas entre 100 y 1200 metros. Se presentan también ríos auríferos en el valle interandino, pero de poco tamaño; igualmente son básicamente del tipo fluvio-glacial por lo tanto muy erráticos. (Yawe Consultores Cía. Ltda.)

Bedrock. - Las rocas metamórficas que conforman la cordillera Real, son duras con planos de esquistosidad fuertes, forman el bedrock de ríos auríferos como el Puyango, Zamora, **Bomboiza**, Yacuambi, Negro, Paute, Aguarico, Cofanes, actúan como rifles naturales y favorecen la concentración de minerales pesados, y muchas veces bonanzas. (Yawe Consultores Cía. Ltda.)

Las rocas plutónicas principalmente ácidas y medias, afloran en los flancos de la cordillera formando cuerpos alargados, constituyen el bedrock de ríos como el Mayo, Nangaritza, parte del Yacuambi, Jatunyacu, Guayllabamba, acumulándose los minerales pesados entre la juntas y fracturas, son importantes en los contactos ya que dan origen a los yacimientos primarios que contienen oro como en Nambija, río Abanico, Napo, Cofanes, Cuellaje; también oro diseminado en los ápices y pórfidos, muchos de los cuales se han erosionado. Rocas plutónicas básicas y

ultrabásicas aportan platino al río Santiago en la provincia de Esmeraldas. (Yawe Consultores Cía. Ltda.)

Las formaciones cretácicas Hollín, Napo y Tena en el oriente, constituyen el bedrock de muchos ríos, y por estar en la mayor parte con buzamientos medios, forman rífleres naturales adecuados para la concentración del oro, la formación Tena además facilita la explotación mediante dragado. La formación Tiyuyacu aporta oro en la actualidad por la erosión, en varios sectores como río Jatunyacu, Aguarico, Bermejo, río Cusuimi, se puede aprovechar la topografía para trabajos mediante monitoreo hidráulico. Las formaciones Arajuno y Chambira en igual forma estarían aportando oro como sucede en los ríos Villano y Bobonaza, la formación Azogues contiene indicios de mercurio en areniscas. (Yawe Consultores Cía. Ltda.)

1.3.2 Geomorfología

La zona de la concesión la conforma una zona vega del río Bomboiza, ancha y aplanada hacia la parte central, conformada principalmente por depósitos aluviales y en menor cantidad depósitos eluviales hacia las laderas del río Bomboiza (Figura 1.6), con grandes contenidos de arcilla debido a la elevada meteorización que existe en el sector de las rocas preexistentes por las características climáticas de la zona, al elevado nivel de la capa freática y al desbordamiento del río de su cauce principal. (Yawe Consultores Cía. Ltda.)

Mapa Geomorfología

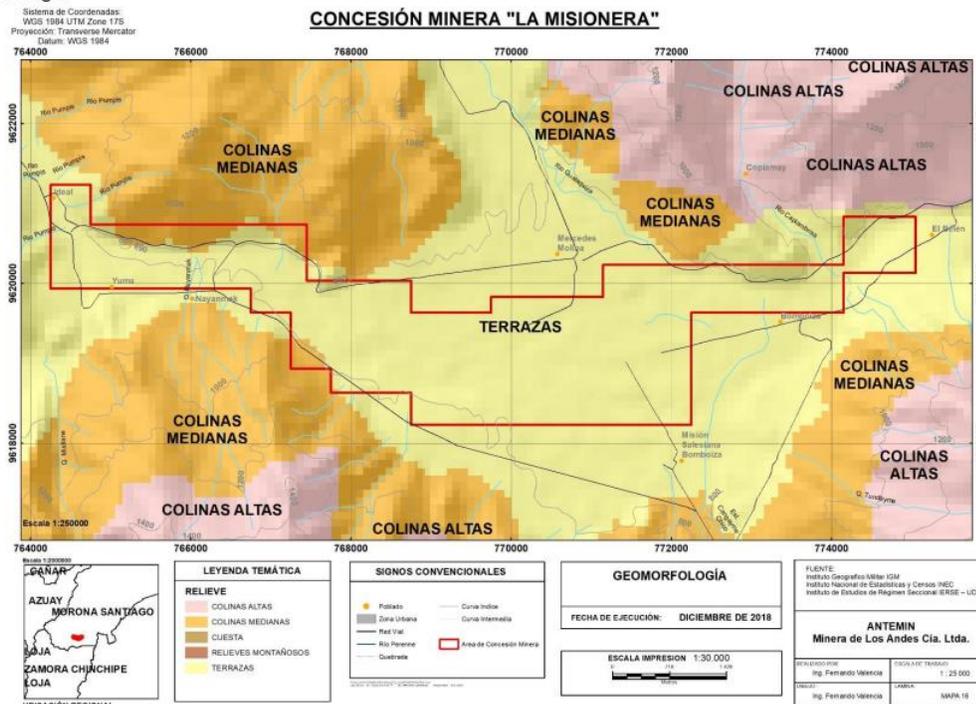


Figura 1. 6 Mapa Geomorfológico de la concesión.

Fuente: Auditoria Ambiental de la Concesión Minera La Misionera Código 2363, 2017.

Hacia el Oeste, sobre la unión de los ríos Cuyes y Cuchipamba, se observan pequeñas terrazas de materiales aluviales y valles en “V” muy pronunciados, en comparación a lo que sucede a la altura del centro de la concesión que abarca la localidad de Gualaquiza y hacia la localidad de Bomboiza, donde existen grandes terrazas de materiales aluviales, una gran zona de deposición de materiales de todo tipo, donde el río no experimenta una gran pendiente, donde sería recomendable ejecutar labores de exploración. (YAWE Consultores Cía. Ltda.)

Los materiales en ésta zona de deposición entre Gualaquiza y la comunidad de Bomboiza están dispuestos prácticamente en grandes depósitos planos y sin una significativa potencia, tomando en cuenta el perfil del río, en comparación a lo que sucede hacia el Oeste de la concesión donde se encuentran grandes valles en “V” y peor aún hacia la parte Este de la concesión con dirección hacia la localidad de Proveduría, donde el río se estrecha a través de gargantas por donde discurre río abajo el río Bomboiza y donde existen tan solo pequeñas terrazas a lo largo del cauce.

Se encuentran algunos cuerpos intrusivos que afloran hacia las estribaciones de los valles del río Bomboiza, además de calizas negras en la vía Zamora-Gualaquiza que pueden ser explotadas económicamente y en la gran zona de deposición del río Bomboiza existe una gran cantidad de reservas de áridos que constituyen la mayor cantidad de reservas de estos materiales en el sector. (Yawe Consultores Cía. Ltda.)

Se identifican las siguientes estructuras geomorfológicas generales:

Relieves Subandinos: Esta unidad se forma por conos de deyección y de esparcimiento, resultado de episodios morfo-genéticos sucesivos; la característica fundamental de esta unidad es la baja progresiva de la Cordillera y su reemplazo por una serie compleja de estribaciones con modelados entre suave a abruptos que aseguran una transición hacia los relieves más bajos, hasta el Amazónico periandino. Se presentan escotaduras para el paso de importantes ejes hidrográficos provenientes de Los Andes. (Yawe Consultores Cía. Ltda.)

Esta unidad geomorfológica se identifica en el vértice occidental de la Concesión La Misionera.

Amazonía Periandina: Esta unidad se encuentra asociada con la estructura de Piedemonte, que en el sector de estudio se confunde con los relieves subandinos; sin embargo, no se presentan como estructuras menos abruptas, sino más bien planas y semi-onduladas. (Yawe Consultores Cía. Ltda.)

La mayor parte de la concesión es parte de este paisaje geomorfológico, aunque se identifica un subpaisaje configurado por la presencia del Río Bomboiza, que determina una condición de terrazas aluviales a lo largo de la Concesión. (Yawe Consultores Cía. Ltda.)

Lecho actual: Corresponde a las áreas por donde recorre el cauce del Río Bomboiza, considerando también aquellos sectores abandonados por el cauce y corresponden a sitios de relieve plano (0.1 a 0.4% de pendiente), con alto grado de erosión superficial y socavación lateral de los márgenes por la migración del cauce principal. (Yawe Consultores Cía. Ltda.)

En la época de mayores lluvias, estas áreas se inundan y dejan grandes extensiones de barras de grava, arena y cantos, dando como resultado de la deposición de la carga de fondo del drenaje.

1.4 Placeres Aluviales

Los depósitos aluviales se encuentran normalmente en las cuencas de drenajes, en los valles de los ríos y el piedemonte de las cordilleras, en donde se forman abanicos aluviales de conformidad con los sedimentos arrastrados por los ríos de descarga en las planicies de inundación, esta simple geometría es típica en la mayor parte de los depósitos de oro aluvial. (Sandoval, 2013).

El ambiente de este tipo de depósitos empieza en las áreas fuente, donde los sedimentos auríferos entran a las partes superiores de las corrientes, como mezclas heterogéneas de rocas. El oro más pesado y grueso se asienta más rápidamente que sus sedimentos y se puede ir hasta el fondo de la roca Basal. El oro fino y laminar será transportado lejos de su fuente. Esta distancia que recorre el oro fino, ha sido calculada por algunos geólogos en 40 km; este oro puede ser recuperado con los equipos tradicionales de concentración por gravedad. Lo que se da a entender que las concentraciones de oro de diversos tamaños se encuentran a lo largo de un río o de un depósito aluvial y que no provienen de una sola fuente, sino que ha recibido aportes de varios afluentes secundarios en su recorrido. (Sandoval, 2013).

La explotación en terrazas aluviales auríferas se las realiza a cielo abierto en donde se utiliza maquinaria pesada, para esto se aplica los siguientes pasos: desbroce, desencape, destape, extracción de grava aurífera, concentración gravimétrica, en este caso se utiliza una planta concentradora Z, la vegetación que es removida y colocada a un costado, para después ser utilizada en la reparación del terreno explotado. (YAWE Consultores Cía. Ltda.)

Después se extrae la grava estéril que no contiene oro para posteriormente la grava aurífera ser lavada y descargada en un lugar donde el brazo de la retroexcavadora alcanza, el nivel freático de agua es aprovechado para el lavado del material y luego depositado en piscinas de sedimentación donde recircula a la planta concentradora. (YAWE Consultores Cía. Ltda.)

1.5 Concentración gravimétrica

La concentración gravimétrica convencional, es uno de los procedimientos más simples y la más económica respecto a otros procedimientos de enriquecimiento de minerales; permite recuperar valores en un rango bastante amplio, donde las partículas de mineral son separadas debido a la diferencia de densidades. Cuanto mayor es la diferencia en la densidad de dos minerales

componentes de una mena, mayor será la facilidad con que se efectúe la separación (Villas et al., 2006).

Según (Bustamante, 1992) es la más adecuada para la minería, porque: No usa reactivos de ningún tipo, solo usa agua y esta agua del proceso puede reciclarse después de su clarificación; generalmente de fácil manejo, pues se necesita una persona para su control; tiene bajos costos de operación; sirve para una gran variedad de minerales (oro, volframita, Tantalita, casiterita, sulfuros, etc.), debido a que se tiene una variedad de equipos de todo tamaño y capacidad (Bustamante R., 1992).

1.5.1 Principio de la concentración gravimétrica

Los métodos de concentración gravimétrica se utilizan para la separación de minerales de diferentes densidades utilizando la fuerza de gravedad y, últimamente, las tecnologías modernas aprovechan también la fuerza centrífuga para la separación de los minerales. (Francisco, 2014)

- En este tipo de separación se generan dos o tres productos: el concentrado, las colas, y en algunos casos, un producto medio (“midding”).
- Para una separación efectiva en este tipo de concentración es fundamental que exista una marcada diferencia de densidad entre el mineral y la ganga. A partir del llamado criterio de concentración, se tendrá una idea sobre el tipo de separación posible (Francisco, 2014).

1.5.2 Requerimientos para una eficiente concentración gravimétrica

(Bustamante, Gaviria & Restrepo, 2008) consideran que para que haya una buena separación debe tenerse en cuenta:

- **Una buena liberación de partículas.** Las partículas mixtas no tendrían una separación clara entre ellas.
- **La distribución de tamaños en alimentación.** Una partícula por pesada que sea, si se tiene un diámetro muy pequeño se comportaría hidráulicamente como una liviana y por lo tanto no habría buena separación.
- **La forma de las partículas.** Esto es, partículas de forma laminar que se compartan hidrodinámicamente diferente a partículas de forma esférica, aunque sean de igual densidad.

- **Las diferencias de densidad de los sólidos a separar.** Para utilizar un método de concentración gravitacional debe existir una diferencia de densidad de los sólidos, pues si ellos tienen densidades muy semejantes la respuesta de los sólidos frente a las fuerzas en el fluido será similar, lo que implica una gran dificultad en la separación, por esto, se define el criterio de concentración (CC) de la ecuación 1.

Ecuación 1. Criterio de concentración

$$C - c = \frac{\rho_p - \rho_f}{\rho_l - \rho_f} \quad (1)$$

Donde:

ρ_p = Densidad de las partículas pesadas.

ρ_l = Densidad de las partículas livianas.

ρ_f = Densidad del fluido

1.5.3 Métodos gravimétricos

Los métodos de concentración gravimétrica se clasifican en dos tipos:

Métodos de concentración en medios densos:

En este método el medio en el cual se produce la separación tiene una densidad intermedia con respecto a los pesos específicos de los materiales que se planean separar. Existen 2 tipos de separaciones en este método: la separación estática y la separación dinámica. Para efectuar este mecanismo de separación, el material ya seleccionado y tratado se coloca en un recipiente que ya posee el líquido; el producto más ligero (el que tiende a flotar), se hace rebosar por desplazamiento del material entrante (y del medio circulante), mientras que el más pesado (el que tiende a hundirse), se saca por separado desde el fondo del recipiente. Es por ello que a este método también se lo llama “sistema flotación – hundimiento”. (Ávila, 2017)

Métodos de concentración en corrientes:

En este método la densidad del medio es inferior a aquellas que de las especies que se requieren separar. Existen varios tipos de separación en corrientes: corrientes verticales, corrientes longitudinales, corrientes oscilatorias y corrientes centrífugas. Cabe recalcar que la concentración en corrientes verticales confiere características propias a los efectos en el proceso, por lo que es la separación más importante, y también utiliza al JIG como equipo principal de concentración (Figura 1.7). (Ávila, 2017).

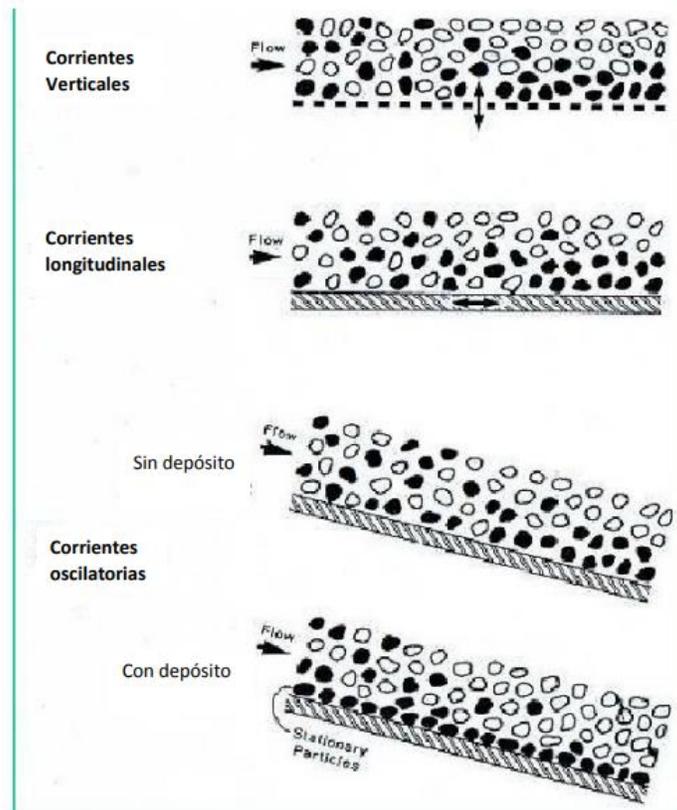


Figura 1. 7 Características de los métodos de separación por corrientes.

Fuente: Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo, 2012.

1.6 Índices metalúrgicos

Los índices metalúrgicos son números adimensionales que precisan la calidad de la separación efectuada en una o varias etapas de concentración, y además proporcionan información para el escalamiento en el dimensionamiento de equipos y/o plantas de concentración. (Bustamante & Restrepo, 2008).

1.6.1 Clasificación de los índices metalúrgicos

Los índices metalúrgicos los podemos dividir en dos tipos: Índices que relacionan calidad de la concentración e índices que relacionan capacidad del circuito de concentración, principalmente para usos de escalamiento. (Bustamante & Restrepo, 2008).

1.6.1.1 Índices que relacionan Calidad

Estos son los que proporcionan información acerca de la calidad de los productos obtenidos, bien sea en la etapa de concentración o globalmente en la planta. (Bustamante & Restrepo, 2008)

Recuperación (R)

Se define la recuperación, como la relación que existe en una operación de concentración entre el peso del material útil o de interés que hay en el concentrado, con respecto a la cantidad de ese mismo mineral que hay en la alimentación, o que ingresó a la operación (ecuación 2) (Bustamante & Restrepo, 2008).

Ecuación 2. Recuperación del mineral

$$R = \frac{c \cdot C}{a \cdot A} \quad (2)$$

Fuente: Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008

Donde:

R= Recuperación.

c= Porcentaje o ley útil en concentrado.

C= Cantidad en peso del concentrado.

a= Ley útil en la alimentación (ley de cabeza).

A= Cantidad en peso de la alimentación.

La recuperación se expresa en porcentaje %, es decir se multiplica por 100 el valor de R acumulado.

Razón de Enriquecimiento (Re)

Se define este índice como la relación que existe entre el tenor (o porcentaje) de mineral útil en el concentrado respecto al tenor (o porcentaje) del mismo mineral en la alimentación (Bustamante & Restrepo, 2008), entonces (ecuación 3):

Ecuación 3. Razón de enriquecimiento

$$Re = \frac{\text{Tenor del concentrado}}{\text{Tenor del alimento}} = \frac{Tc}{ta} \quad (3)$$

Fuente: Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008.

Donde:

Re= Razón de enriquecimiento.

tc= Tenor del concentrado.

ta= Tenor del alimento.

Índice de Selectividad (I.S.)

Este índice metalúrgico compara la calidad de separación entre dos especies (A) y (B) que se desean separar en el proceso de concentración. Se define matemáticamente con la siguiente relación (ecuación 4) (Bustamante & Restrepo, 2008).

Ecuación 4. Índice de selectividad

$$I.S. = \frac{ta(A)tt(B)}{ta(B)tt(A)} \quad (4)$$

Fuente: Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008.

Dónde:

$t_a(A)$ y $t_a(B)$ son los tenores de los componentes (A) y (B) en la alimentación de la operación.

Los tenores $t_t(A)$ y $t_t(B)$ son las colas de los componentes (A) y (B), respectivamente.

1.6.1.2 Índices que relacionan Capacidad

Estos índices son necesarios para el escalamiento, dimensionamiento y selección de equipos de concentración. (Bustamante & Restrepo, 2008).

Razón de Concentración (RC)

Se define como la razón (ecuación 5) entre el flujo másico de sólidos en la alimentación (A) con respecto al flujo de sólidos en el concentrado (C). (Bustamante & Restrepo, 2008)

Ecuación 5. Razón de concentración RC

$$RC = \frac{A}{C} \quad (5)$$

Fuente: Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008.

Donde:

RC= Razón de concentración.

A= Peso alimento.

C= Peso del concentrado.

Rendimiento de Concentración (V)

Se define como la relación entre flujo másico en el concentrado respecto al flujo másico de sólidos en la alimentación, es el inverso de la razón de concentración y proporciona igual información (ecuación 6) (Bustamante & Restrepo, 2008).

Ecuación 6. Rendimiento de concentración V

$$V = \frac{C}{A} = \frac{1}{RC} \quad (6)$$

Fuente: Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008.

Donde:

RC= Razón de concentración.

A= Peso alimento.

C= Peso del concentrado.

Eficiencia de la Separación (E)

Es un índice que combina la información obtenida en los anteriores índices, el cual se define como en la ecuación 7.

Ecuación 6. Eficiencia de Separación.

$$E = \frac{R - V}{1 - V_{ideal}} \quad (7)$$

Fuente: Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008

Donde:

E= Eficiencia de la separación.

R= Recuperación.

V= Rendimiento de concentración.

V_{IDEAL}= Tenor de alimento.

1.7 Química del oro

El oro es el más noble de todos los metales (Nicol et al, 1992) debido a su poca reactividad con el oxígeno, con el agua y con ácidos fuertes; este metal sólo es disuelto en soluciones oxidantes que contienen ciertos agentes complejantes, por ejemplo, cianuro, haluros, tiosulfato, tiourea y tiocianato, mediante la formación de complejos estables. En el caso de la disolución de oro por cianuro, la oxidación del oro está acompañada por la reducción del oxígeno disuelto (Marsden & House, 2006).

1.7.1 Complejos de oro

Los principales estados de oxidación del oro son +1 (auroso) y +3 (aúrico), aunque se han mencionado otros estados de oxidación, Tabla 1.3 (Giraldo A, 2013).

Tabla 1.3 Estados de oxidación de oro.

Estados de Oxidación	Casos
-1	Con metales muy electropositivos, por ejemplo: $\text{Cs}^+ \text{Au}^-$
+1	Ocurre con muchos ligandos, frecuentemente con coordinación 2.
+2	Es raro, y se estabilizaría con ciertos ligandos.
+3	Común, con muchos ligandos la coordinación es plana cuadrada.
+4	Muy raro, se sospecha de un caso.
+5	Con el flúor como ligando en coordinación 6.
+7	No confirmado, con el flúor como ligando.

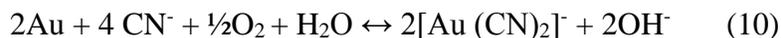
Fuente: (Cotton, 1997), p. 274.

Una razón para explicar la estabilidad de los estados de oxidación del oro, es la energía de ionización, su elevado valor para la primera ionización, 890 kJ/mol, es el resultado de la contracción relativista del orbital 6s, del cual se remueve este electrón. Mientras que el valor para la tercera ionización, estimado en 2900 kJ/mol, es relativamente bajo y está de acuerdo con la estabilidad del estado $+3$, reforzado por el gran campo ligando que parte del ion $5d^8$, de modo que la preferencia del oro por el estado $+3$, se debe a efectos relativísticos (Giraldo A, 2013).

Esto se traduce en un elevado potencial de electrodo:



Debido a estos potenciales el oro es insoluble aún en los ácidos fuertes calientes. Por las razones anteriores el oro no es atacado por el oxígeno (no se empaña), pero se disuelve en cianuro bajo condiciones oxidantes formando el complejo $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$, esta propiedad se utiliza para hacer que el oro pase a soluciones acuosas (Giraldo A, 2013).



La industria moderna del oro utiliza el cianuro casi exclusivamente como agente lixivante, los complejos formados con este reactivo son más estables y eficaces y no necesitan otras sustancias químicas agresivas para realizar la recuperación del metal. Se han utilizado otros agentes complejantes como la tiourea, los cloruros y otros haluros, pero los resultados no han cumplido con las expectativas, al no ser rentables y presentar problemas tanto para la salud como para el medio ambiente (Logsdon, Hagelstein y Mudder, 2001).

El oro también se disuelve en agua regia que es una mezcla de una parte de ácido nítrico (un agente oxidante) y tres de ácido clorhídrico (un ligando complejante), llamada así porque disuelve al rey de los metales, para dar el complejo $[\text{AuCl}_2]^-$. (Giraldo A, 2013)

La reacción es:



La solubilidad del oro es muy sensible a las reacciones de oxidación - reducción (Giraldo A, 2013):



Debido a lo anterior en la naturaleza el oro puede ser lixiviado y transportado por fluidos hidrotérmicos oxidantes y se precipita cuando el fluido entra a un ambiente reductor, por ejemplo, en presencia de hierro (Giraldo A, 2013):



En la Tabla 1.4, se puede observar que algunos ligandos forman complejos más estables con Au^{+1} y otros con Au^{+3} . Este estado de oxidación preferido, está relacionado con la configuración electrónica del ligando (Marsden y House, 2006).

Tabla 1. 4 Complejos de oro y sus constantes de estabilidad.

	Oro (I)		Oro (III)
Complejo	β_2	Complejo	β_4
Au (CN) ⁻²	2×10^{38}	Au (CN) ⁻⁴	10^{56}
Au (S ₂ O ₃) ³⁻²	5×10^{28}	Au I ⁻⁴	5×10^{47}
Au (CS(NH ₂) ₂) ₂ ⁺	2×10^{23}	Au (SCN) ⁻⁴	10^{42}
Au I ⁻²	4×10^{19}	Au Br ⁻⁴	10^{32}
Au (SCN) ⁻²	$1,3 \times 10^{17}$	Au Cl ⁻⁴	10^{26}
Au Br ⁻²	10^{12}		
Au Cl ⁻²	10^9		

Fuente: Díaz, A., Guzmán, D. y Ocampo, L., 2017, p.2.

En la industria minera, actualmente, el reactivo que más es utilizado como lixiviante es el CN⁻ pues el ligando que forma el complejo de mayor estabilidad.

1.8 Hidrometalurgia del oro

La hidrometalurgia es la rama de la metalurgia que cubre la extracción y recuperación de metales usando soluciones acuosas u orgánicas, dichos procesos se realizan a temperaturas bajas (25 °C - 250 °C); presiones variables desde unos pocos kPa a presiones tan altas como 5000 kPa. A lo largo de la historia se han ido desarrollando nuevas o mejorando las técnicas hidrometalúrgicas debido a que son económicamente sustentables y sostenibles, en una era donde los yacimientos son escasos y debido a la constante demanda de metales es necesario encontrar métodos que permitan extraer dicha materia prima de menas pobres y complejas (Ruiz, 2013).

El proceso hidrometalúrgico más utilizado en la recuperación del oro de sus menas, es aquel en donde el oro es disuelto mediante soluciones alcalinas cianuradas, en presencia de oxígeno (Udupa et al 1990, Ellis & Senanayake 2004).

El mineral debe ser reducido de tamaño hasta alcanzar una granulometría que permita a la solución lixiviante, alcanzar el metal valioso y llevarlo a solución. La granulometría de operación se consigue, mediante la aplicación de molienda en molinos de bolas operando en húmedo. En esta

etapa es donde comienza la lixiviación del oro, pues es práctica común agregar al molino cianuro de sodio y cal; esto es para que en la medida que la partícula se quiebre y deje expuesta la superficie fresca del mineral de oro, la solución comience a actuar y a disolver a este último (Chaves, 1985). Dependiendo de la refractariedad del mineral, en esta etapa, se puede alcanzar un porcentaje importante en la disolución de este metal (Fivaz, 1988).

El resto del oro no disuelto aun es lixiviado en una serie de tanques agitadores, cuyo volumen es determinado en función del tiempo de residencia, obtenido previamente en ensayos de laboratorio. La agitación puede ser mecánica, mediante el insuflado de aire (Ellis y Senanayake, 2004), o mediante la aplicación de ambas (Marsden y House, 1992).

La hidrometalurgia se desarrolla en general en tres etapas sucesivas (INACAP, s.f.):

- La primera etapa es conocida como “lixiviación” y consta de la disolución selectiva de los metales en una solución acuosa, desde los minerales que los contienen.
- En la segunda etapa se realiza el procesamiento y transformación de los metales disueltos en el medio acuoso producido en la etapa anterior, mediante agentes externos que permiten la “purificación y/o concentración” de los metales que se busca producir.
- En la tercera etapa se recuperan selectivamente las especies metálicas disueltas en el medio acuoso generado. Esta etapa es conocida como “precipitación”, la cual genera como producto final el metal, ya sea en forma pura o como parte de un compuesto que lo contiene.
- En general en hidrometalurgia se llevan a cabo reacciones del tipo sólido-líquido, salvo en el caso de la extracción por solventes, donde se produce un intercambio líquido-líquido, pero con líquidos inmiscibles. Existen también algunos casos en que las reacciones se producen entre gas y líquido. Se trata en consecuencia siempre de reacciones heterogéneas.

En líneas generales las principales ventajas de los procesos hidrometalúrgicos son:

- Sus procesos tienen un menor impacto ambiental - Bajos costos de inversión para un tamaño de planta dado.
- Posibilidad de expansión desde una operación pequeña a otra de tamaño mediano.
- Algunos procesos hidrometalúrgicos permiten un ahorro considerable de combustible.
- Existe un gran control sobre las reacciones químicas.

- Es posible una gran automatización.

1.9 Métodos de lixiviación

1.9.1 Lixiviación en Pilas

La lixiviación en pilas es un proceso hidrometalúrgico que se utiliza ampliamente en la industria minera, donde pilas de mineral son lixiviados con varias soluciones acuosas dependiendo del metal de interés a extraer (Figura 1.8). Para la recuperación de oro y plata por lo general se bombea una solución de cianuro hasta la parte superior de la pila y se rocía para que filtre hacia abajo y se inicie la extracción del metal de interés (Trujillo et al., 2014).

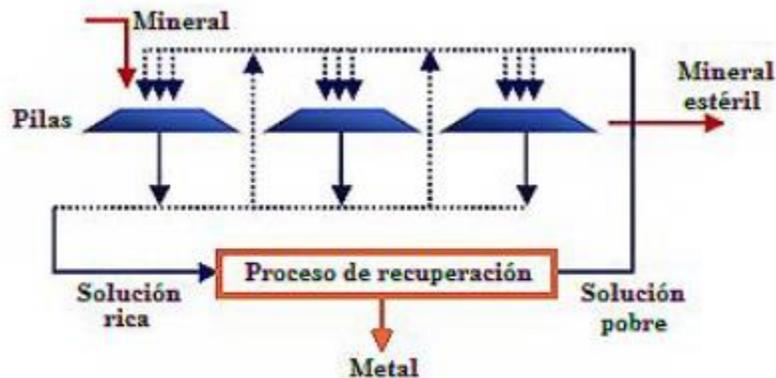


Figura 1. 8 Esquema de la lixiviación en pilas.

Fuente: Trujillo et al., 2014

Las variables de operación a analizar de este proceso incluyen:

- Granulometría del mineral.
- Dosificación de agua y ácido en el curado.
- Grado de aglomeración de los finos.
- Altura del lecho de mineral.
- Concentración de agentes de lixiviación en las soluciones.
- Ritmo de regado.
- Duración de los ciclos de lixiviación.
- Número de ciclos.

1.9.2 Lixiviación por Agitación

Para lixiviar por agitación es necesario reducir la partícula a un tamaño entre $45\ \mu\text{m}$ y $150\ \mu\text{m}$ con esta reducción de tamaño se optimiza en un 80% el proceso de recuperación de oro y plata. Generalmente se desarrolla en tanques de acero y los sólidos se mantienen en suspensión por aire o algún aparato mecánico, esto implica una alta inversión., por lo cual la ley del material también debe ser alta (Figura 1.9). Un buen diseño del sistema ayuda a optimizar la cinética de la reacción y hacer más productivo el equipo de cianuración (Rojas, 2003).

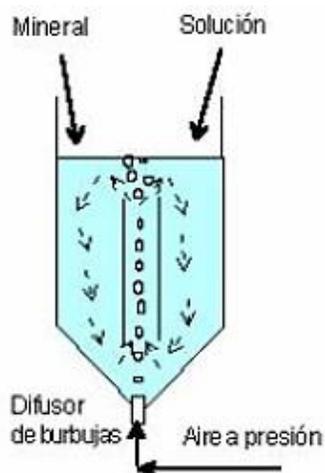


Figura 1. 9 Lixiviación por Agitación neumática.

Fuente: Cáceres, 2007.

La agitación mecánica (Figura 1.10) asistida con la inyección de aire ha demostrado ser un método excelente en los procesos extractivos de metales preciosos (Ruiz, 2013).

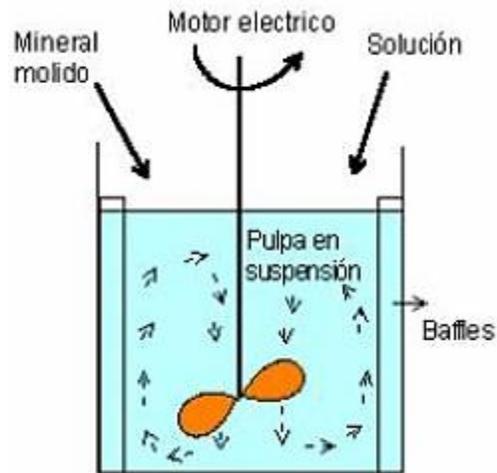


Figura 1. 10 Lixiviación por Agitación mecánica.

Fuente: Cáceres, 2007

1.9.3 Lixiviación por Columna

Es la representación a escala laboratorio de una pila de lixiviación (Figura 1.11), lo que permite analizar el comportamiento de los minerales, definir las condiciones de tratamiento para optimizar la lixiviación a una escala industrial en una pila (Olivares, 2013).

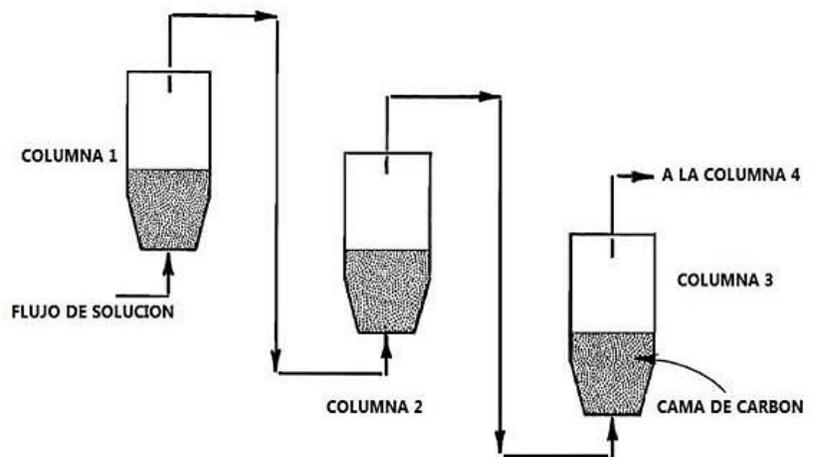


Figura 1. 11 Sistema de lixiviación en columna.

Fuente: Trujillo et al., 2014

1.10 Reactivos de lixiviación

La lixiviación consiste en la disolución del elemento de interés, por acción de un agente lixivante externo o suministrado directamente por el mineral en condiciones apropiadas. Los procesos de lixiviación presentan diferentes sistemas de operación los cuales se seleccionan de acuerdo con factores técnicos y económicos (Cárdenas et. al., (2011). Algunos de estos son:

- Reservas del mineral.
- Comportamiento metalúrgico.
- Caracterización mineralógica y geológica.
- Ley del elemento de interés en recuperar.
- Capacidad de procesamiento.
- Costos de operación y capital, entre otros.

La selección de un reactivo implica considerar ciertos factores como son:

- Costo del reactivo.
- Elección del agente lixivante.
- Carácter físico – químico del elemento a lixiviar.
- Efecto del reactivo en el reactor de lixiviación.
- Capacidad para ser regenerado y recirculado al proceso.

El reactivo principal es el agua, la misma que es utilizada para lixiviar sulfatos y cloruros solubles. Además de este, existen una gran variedad de reactivos que se pueden utilizar en las distintas menas o concentrados existentes.

1.11 Cinética de lixiviación

En un proceso hidrometalúrgico, la cinética de reacción es trascendental, por lo que aumentar la cinética representa aumentar la eficiencia del proceso.

Las reacciones heterogéneas son controladas por la cinética inerte de la reacción química o por la velocidad de transporte de masa de la especie reactiva individual.

Las etapas más relevantes en una reacción son: (Marsden & House, 2006):

- Transporte de masa de reactivos gaseosos hasta la solución y su subsecuente disolución.
- Transporte de masa de especies reactivas a través de la capa límite solución–sólido hasta la superficie del sólido.
- Reacción química (o electroquímica) en la superficie del sólido incluyendo adsorción y desorción en la superficie del sólido y a través de la doble capa eléctrica.
- Transporte de masa de especies que reaccionan a través de la capa límite en el lecho de la solución.

Según (Marsden & House, 2006), La velocidad de reacción en sistemas heterogéneos depende fundamentalmente de:

- Naturaleza de las sustancias.
- Concentración de reactantes fluidos.
- Temperatura.
- Área de la interface.
- Presencia y naturaleza de productos de reacción en la interface.

La naturaleza de las sustancias, determina la estructura y energía del complejo activado interfacial a través del cual progresará la reacción. La concentración de los reactantes fluidos afecta a los procesos químicos y a la velocidad de transporte. Un incremento de temperatura facilita el proceso endotérmico que supone el cambio, del estado inicial al complejo activado, lo que se traduce en un incremento en la velocidad de reacción (Marsden & House, 2006).

1.12 Electroquímica de lixiviación

La electroquímica se dedica al estudio de los cambios químicos que produce la corriente eléctrica y la generación de electricidad mediante reacciones químicas espontáneas. Se trata de reacciones Redox (oxidación – reducción) que ocurren cada una en un área diferente y comprenden la transferencia de electrones de una sustancia a otra; en casi todas las aplicaciones el sistema de reacción se produce en una celda y una corriente eléctrica entra o sale por los electrodos (Ballester et al, 2000).

Una celda electroquímica está formada por dos semi-celdas o electrodos, los cuales pueden ser atacables o inatacables, es decir, participar de forma directa en la reacción o solo ser el sitio donde se produce la reacción electroquímica (Pagliero, 1995). Las reacciones electroquímicas son causadas por transferencia de electrones, la fuerza motriz de una reacción electroquímica es una diferencia de potencial eléctrico (voltaje) que resulta en un flujo de electrones (corriente eléctrica) (Marsden & House, 2006).

Una celda puede funcionar como generador de energía eléctrica o consumir electricidad para generar algún producto; esto depende de los potenciales de los electrodos y de la cinética de las reacciones involucradas. Están clasificadas en dos tipos:

- **Celdas galvánicas:** Son reacciones espontáneas, generan su propia electricidad; se transforma la energía química en eléctrica.
- **Celdas electrolíticas:** No son reacciones espontáneas, requieren una fuerza externa de electricidad para que ocurran las reacciones químicas; se transforma en energía eléctrica en química.

En las celdas electrolíticas, la corriente eléctrica fluye de ánodo a cátodo debido a la diferencia de energía potencial eléctrica entre los electrodos. Esta diferencia de potencial es el voltaje de la celda (Chang & Collage, 2002).

CAPÍTULO II

2. DISEÑO Y EXPERIMENTACIÓN

2.1 Descripción del estado actual de la empresa

La empresa ANTEMIN “Minera de los Andes Cía. Ltda.”, mediante Contratos legalmente inscritos en la AGENCIA DE REGULACIÓN Y CONTROL MINERO, ARCOM-MACAS, da la debida autorización para que Operadores Mineros puedan desarrollar labores simultáneas de exploración y explotación al interior de la concesión minera LA MISIONERA, Código 2363.

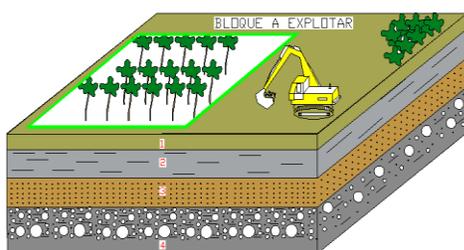
2.1.1 Proceso productivo

El sistema de explotación en aluviales de manera general como en la mayoría de las labores bajo el Régimen de Pequeña Minería, es a cielo abierto en franjas paralelas o transversales al eje del río, en función de la fisiografía del sitio y la disponibilidad de agua para el procesamiento o lavado de las gravas, consiste en la siguiente secuencia de etapas: preparación, desbroce, destape, desencape, extracción, lavado, relleno, reconfiguración del área intervenida y reforestación.

Preparación:

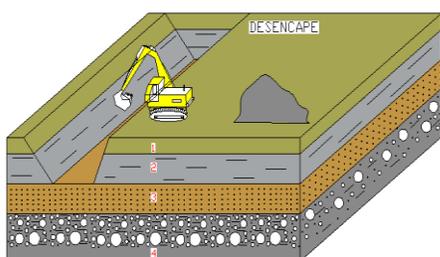
Es necesario disponer de logística para llegar al lugar donde se va a iniciar con la etapa de explotación y si no existen vías de acceso hay que llegar a un acuerdo con los propietarios para la respectiva apertura de vías, también es importante haber formalizado un acuerdo de arrendamiento de tierras con los propietarios, y un acuerdo formal con las autoridades de cada Centro o Comunidad (Figura 2.1).

Si se trata de una zona pantanosa es de mucha importancia realizar zanjas o canales de escorrentía que ayuden a drenar el agua contenida en estos estratos, estas zanjas a la vez ayudarán a conducir el agua de escorrentía fuera de la zona de explotación.



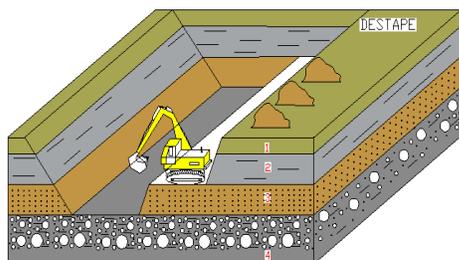
Desbroce

Esta actividad se lo realiza con una excavadora y comprende en el retiro de la cubierta vegetal (plantas, arbustos) los mismos que son colocados a un costado de la ruta de minado, ya que la misma puede generar taponamientos en las bombas de succión.



Descape

Consiste en retirar la capa de suelo (capa vegetal) del banco a minar con la ayuda de una excavadora, se apila en escombreras a un costado de la ruta de minado, la misma será utilizada en la rehabilitación del banco explotado.



Destape

Con la ayuda de la excavadora, los estratos geológicos de los diferentes materiales que no son rentables y previamente determinados en la fase de exploración, serán extraídos y acumulados ordenada y sistemáticamente, con el objeto que sean repuestos posteriormente a su lugar de origen.

Figura 2. 1 Labores de preparación.

Fuente: Empresa ANTEMIN S.A

Arranque del mineral

El proceso extractivo se realiza a cielo abierto con la ayuda de excavadoras, se labora en niveles de explotación desde la superficie hasta llegar al basamento, la potencia de los estratos auríferos depende del sector donde se desarrollan las actividades de explotación y por consiguiente varía desde 4 m a 20 m. A medida que avanza la explotación en profundidad se lo va llevando por niveles y es necesario mantener el ángulo de los taludes de corte que para este caso varía entre 45° y 60°, dependiendo de la compactación de los estratos.

La metodología de trabajo consiste en realizar un corte de aproximadamente 30 x 30 metros de superficie, con una profundidad variable en función de la potencia de la sobrecarga y el apareamiento del bed-rock o roca-base, todo el material extraído es llevado hasta una esquina del corte dónde estratégicamente se coloca la planta de lavado tipo Z; cuando la potencia del estrato de grava es de hasta 3 metros el arranque el cargado se realiza en un solo banco, cuando se tienen estratos de más de 3 metros de potencia el arranque se lo realiza por sub bancos de 2 metros de altura, y con rampas para que la excavadora pueda ingresar y salir del corte (Figura 2.2).

En ocasiones al arranque del primer sub-banco emerge agua subterránea por lo que es necesario evacuar del corte a fin de que el minado sea en seco, y no se produzcan pérdidas de mineral; esta operación comúnmente se llama “achique” y se lo realiza con bombas a gasolina de 2 o 3 pulgadas y en ocasiones con bombas de alta presión 140/60 montadas en un motor de seis pistones a diésel con un diámetro de succión de 6”.

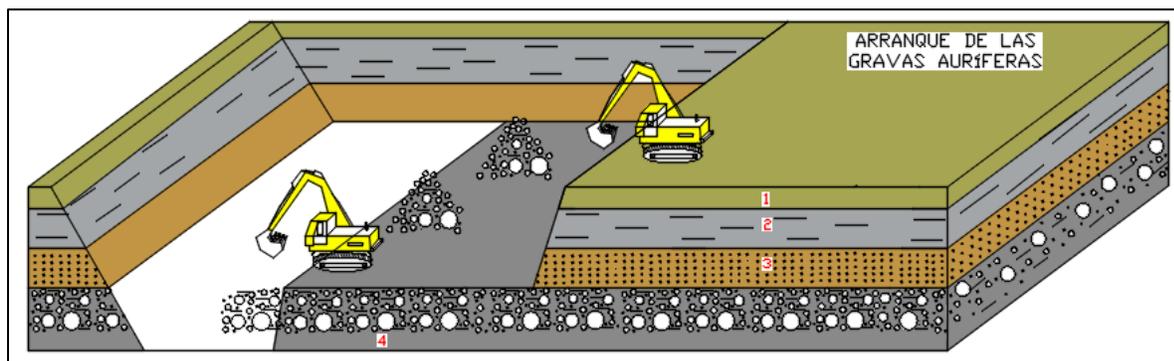


Figura 2. 2 Arranque de las gravas auríferas.

Fuente: Empresa ANTEMIN S.A

Beneficio de minerales

Lavado de la grava aurífera

La grava extraída es acercada con la misma excavadora que arranca el mineral hasta el sitio donde se encuentra ubicada la planta de lavado, el material aurífero es alimentado por otra excavadora que hace las veces de alimentar a la planta y retirar las colas de materiales lavados hacia un stock, el mismo que una vez llegado a la roca base, este material ingresa al corte, la planta está adecuada de una tolva con una capacidad de almacenar unos 5 m³, con un sistema de cribas horizontales cuya función es clasificar clastos mayores a 10 mm de diámetro y tubos aspersores de alta presión, que tienen la finalidad de remover el material y la arcilla adherida a las gravas y a los cantos rodados, para liberar el mineral oro (Figura 2.3).

Las arenas producto del lavado y cribado con diámetros menores a 10 mm, pasan a un sistema de canalones con una pendiente de 10° con respecto a la horizontal, donde se da la concentración del mineral, estos canalones tienen la forma de una Z, provocando un cambio de dirección del agua y de los materiales que ruedan por los canalones permitiendo la concentración del mineral. Conforme el minado avanza y la piscina toma la forma de un volumen vacío, se transforma en sitio ideal para alojar la piedra lavada e ir rellenando el corte paulatinamente, es común diseñar franjas de explotación, entonces la piscina posterior, recibe las colas de la Planta Z. El agua para el lavado de los materiales por lo general no se toma del río se aprovecha el agua subterránea contenida en la matriz de los estratos arenosos (Figura 2.4).

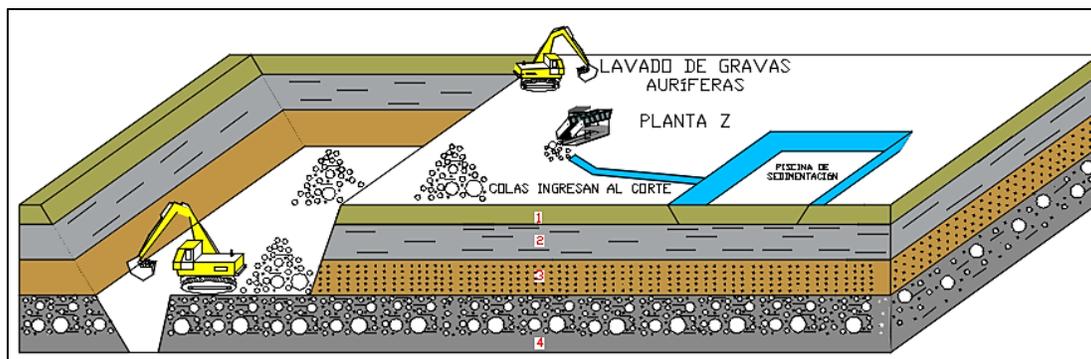


Figura 2. 3 Lavado de las gravas.

Fuente: Empresa ANTEMIN S.A

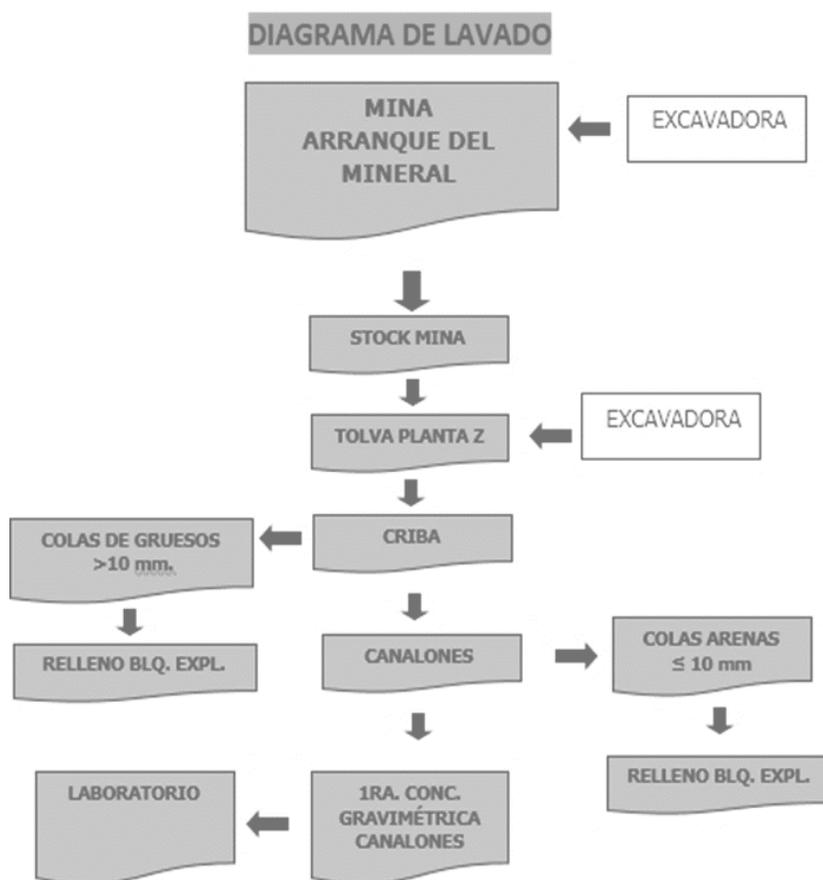


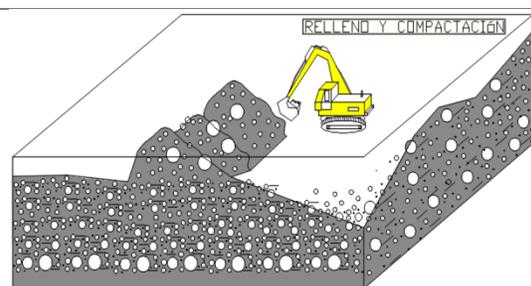
Figura 2. 4 Diagrama de lavado.

Fuente: Empresa ANTEMIN S.A

Concentración gravimétrica

No hace falta usar ningún tipo de químico, ya que el mineral se encuentra libre en la matriz de la grava, se aprovecha su densidad de $19,3 \text{ g/cm}^3$, para concentrar gravimétricamente, la planta Z, esta provista de canalones con placas metálicas y rifles además de alfombras musgadas para una mejor concentración.

El canalón funciona durante el período que el Operador Minero considera que es necesario alzarlo y descargarlo; este criterio tiene múltiples consideraciones y es una potestad del jefe de trabajo.



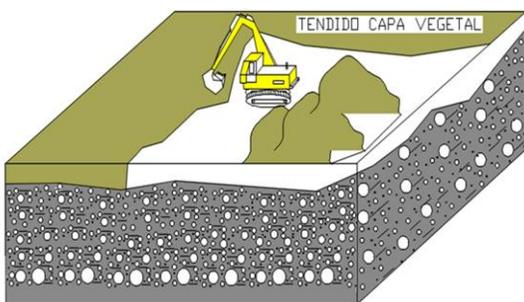
Relleno y compactación

Es la etapa secuencial que mayor duración tiene dentro del ciclo minero, el material producto del lavado es retornado nuevamente a su lugar de origen, empezando así la etapa de relleno y compactación.

Figura 2. 5 Relleno y compactación.

Fuente: Empresa ANTEMIN S.A

Tendido de capa vegetal y reconfiguración de la superficie del suelo (Figura 2.6).



La siguiente etapa y final del trabajo minero, es el tendido o reposición del estrato de sobrecarga, desde las escombreras laterales, aproximadamente al sitio de origen. Es importante el arrastre de todo escombro orgánico, hacia la nueva superficie conformada, con el interés de favorecer la fijación de carbono, nitrógeno y materia orgánica, para alcanzar mejores condiciones para la última etapa del ciclo minero que es la revegetación y/o reforestación del área intervenida con trabajos mineros.

Figura 2. 6 Tendido de capa vegetal y reconfiguración de la superficie del suelo.

Fuente: Empresa ANTEMIN S.A

Revegetación y/o reforestación de la superficie minada

Es una actividad que está estipulada en el contrato de arrendamiento del uso del suelo para actividades mineras (Figura 2.7), generalmente el propietario del predio toma a su cargo y responsabilidad la siembra de pasto u otras plantas de acuerdo con su interés.

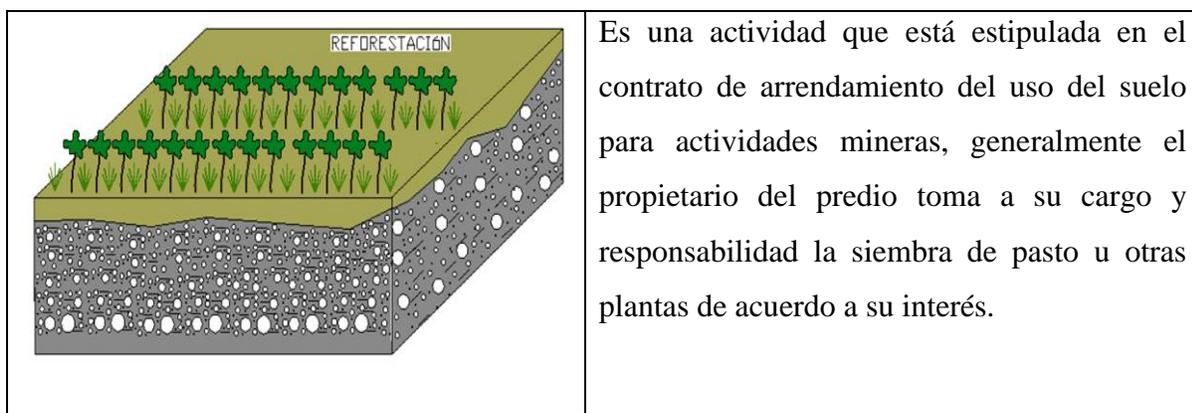


Figura 2. 7 Revegetación y/o Reforestación de la superficie minada.

Fuente: Empresa ANTEMIN S.A

Evacuación de efluentes

Las aguas producto del lavado de las gravas auríferas son dirigidas mediante canales hasta las piscinas de sedimentación, decantación y clarificación, una vez el agua clarificada es devuelta a su curso normal o recirculada para el proceso de lavado.

Operación actual (2021)

Como referencia se anexa información tomada en campo (Figura 2.8). Actualmente se encuentran explotando el siguiente bloque de materiales:

COLUMNA ESTRATIGRAFICA	DESCRIPCIÓN	INTERPRETACIÓN
	Humus, limo arenoso tono café claro.	SOBRECARGA
	Gravas de tono gris claro semi angulosas, matriz arenosa	
	Limo arcilloso tono gris azulado	
	Gravas finas, medias y gruesas, tono gris azulado, matriz areno-arcillosa, rocas hasta de 80 cm de lado mayor, compactación media.	ESTRATOS DE GRAVA CON MINERAL
	Gravas finas, medias y gruesas, tono beige-amarillentas, matriz areno-arcillosa, rocas de hasta 1,0 m de lado mayor.	
	El basamento está constituido por lutitas oscuras de la Formación Napo.	BASAMENTO

Figura 2. 8 Columna estratigráfica.

Fuente: Elaboración propia.

En la figura 2.9 se muestra la excavación que se realiza para llegar al nivel de material que se explota, estos placeres aluviales se estima que se formaron hace 10.000 años atrás mediante varios eventos geológicos dejando como resultados materiales como:

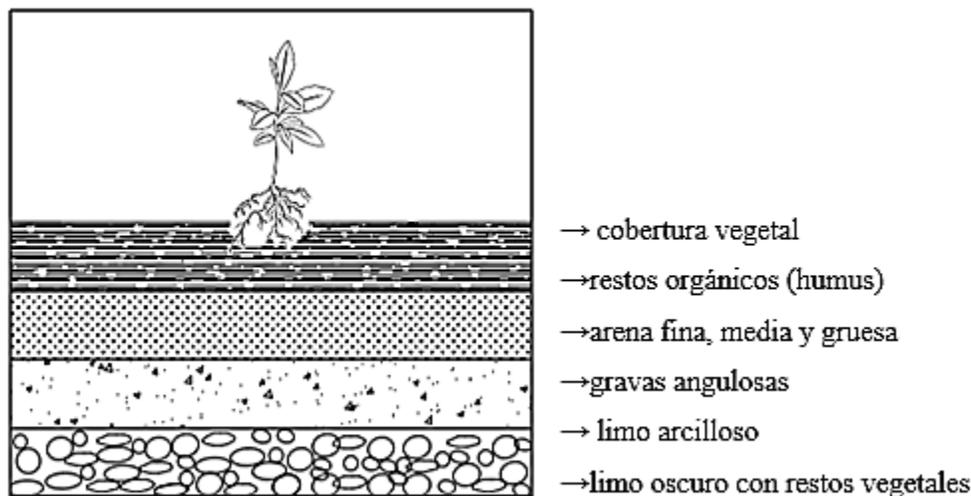


Figura 2. 9 Esquema de las capas estratigráficas existentes.

Fuente: Elaboración propia.

Se puede apreciar la columna estratigráfica que está constituida por: suelo con cobertura vegetal, capa de restos orgánicos (humus), grava fina, media y gruesa, gravas angulosas que se diferencia de la anterior ya que han pasado por procesos naturales como el desgaste producido por el lecho de río y finalizando con una capa de limo arcilloso, conformado la sobrecarga de material; y dentro de material con mineral de interés se aprecia una capa de gravas y limos, siendo estos los niveles que más oro arrojan, la columna termina con el basamento conformado por una lutita.

Los niveles de gravas auríferas conformado por 4 a 6 metros de alto, justifica el hecho de remover de 4 a 5 metros de sobrecarga existente en esta labor.

Al momento de excavar el suelo hasta llegar al material de interés se observa que en este existe escorrentías subterráneas por lo que se utiliza una motobomba de 6 pulgadas para bombear el agua manteniendo así el nivel freático debajo del basamento.

Una vez bombeada en casi su totalidad el agua, el material es arrancado del basamento con una excavadora y directamente llevado a la clasificadora (Figura 2.10).



Figura 2. 10 Excavadora realizando stock de grava con mineral (Oro) Concesión: LA MISIONERA sector Nayanmak.

Fuente: Elaboración propia.

Cabe resaltar que la clasificadora es manual lo que facilita su traslado de un lugar a otro según se encuentre el frente de trabajo.

Actualmente en la empresa minera ANTEMIN MINERA DE LOS ANDES CÍA. LTDA., en la etapa de minado antes descrita no existe grandes dificultades, el problema yace en la etapa de clasificación y concentración de material (Figura 2.11).



Figura 2. 11 Planta Z y lavado de gravas con mineral (Oro) Concesión: LA MISIONERA sector Nayanmak.

Fuente: Elaboración propia.

1.2 Reajuste de la planta concentradora

2.2.1 Clasificación y concentración del mineral

Conociendo el problema que existe en la empresa para recuperar el oro fino que se pierde en la cola de los relaves de finos y que se mezcla con las colas de los gruesos hemos propuesto el siguiente diseño de ajuste.

1. Realizar un corte en el último canalón de la planta Z, para ubicar en el mismo una criba inclinada, la cual consiste en un enrejado con una abertura de 2 mm construido con alambre de acero o varilla.

La incorporación de una criba en la planta sería fundamental para el procesamiento de minerales, ya que su propósito es la de clasificar materiales por su tamaño, el proceso sería continuo y con ayuda del mismo líquido que es utilizado para el lavado hidráulico de los

materiales que ingresan en la concentradora tipo Z y que recorre cada uno de sus canalones, lo que facilitaría el cribado y cuyo proceso terminaría en el extremo final donde se desechan las partículas que no cumplieron con el tamaño requerido (Figura 2.12).

Este componente que proponemos debiera ser incorporado en la planta, tendrá perforaciones con un tamaño que permita pasar materiales de 2 mm o menores.

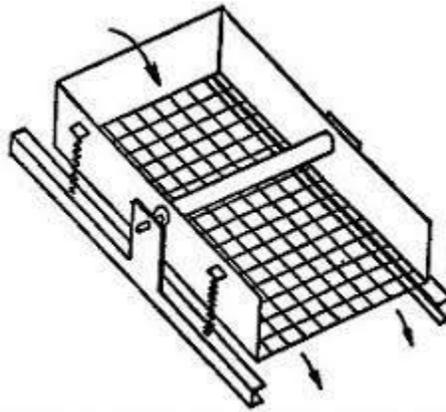


Figura 2. 12 Modelo de criba.

Fuente: Tomado de Tecnología Mineralógica.

2. Incorporar una tolva en la criba para la recepción del material con el tamaño deseado. Este mecanismo es similar a un embudo y permite el depósito y canalización de materiales.

Ventajas:

- Proporciona un flujo uniforme de material para los siguientes procesos.
- Permite una distribución de materiales que ayuda a mantener una ley de alimentación uniforme en la planta.
- Para el diseño se debe tener en cuenta la capacidad de almacenamiento, densidad del mineral, ubicación (topografía del terreno), ángulo de reposo del mineral a almacenar, ángulo de la tolva, porcentaje de humedad del mineral, etc.

La tolva se adecuará al mismo tamaño de la criba y para permitir que el material fluya (Figuras 2.13, 2.14), el ángulo de inclinación de la misma será 15° más que el ángulo de reposo el mismo que es ideal entre 35° a 45° .



Figura 2. 13 Modelo de TOLVA.

Fuente: Ariadel, 2016

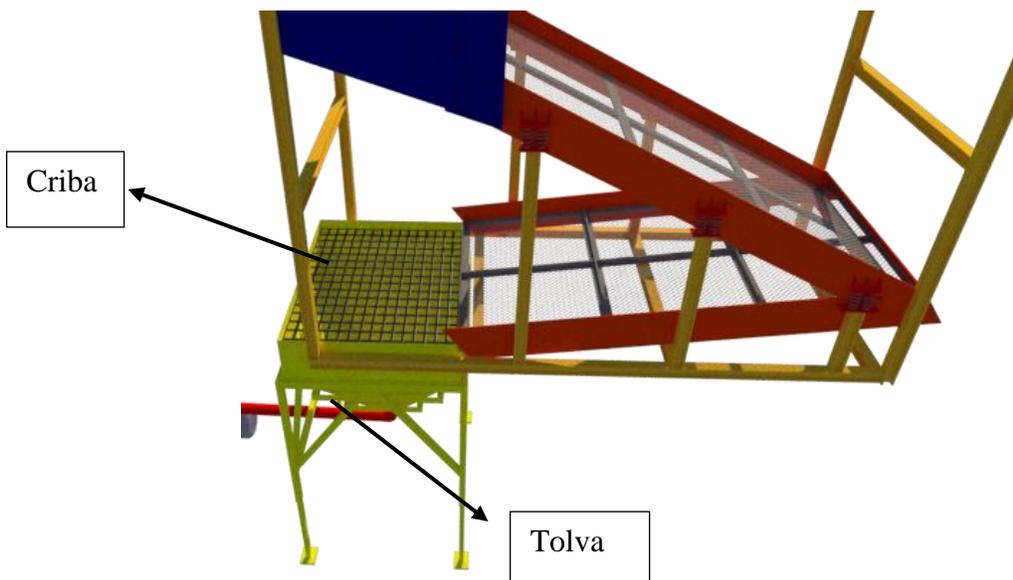


Figura 2. 14 Diseño de criba y tolva incorporada a la planta Z.

Fuente: Elaboración propia.

3. Colocar una bomba de sólidos para expulsar las arenas a un concentrador centrífugo.

Una bomba de sólidos permite bombear y transportar fluido mezclado con una concentración de sólidos (Figuras 2.15, 2.16).

Para el transporte de los materiales, es necesario equipar la bomba con una manguera de succión de PVC flexible, la misma que debe conservar la presión generada por la bomba.



Figura 2. 15 Bomba de sólidos.

Fuente: Catálogo de hidrostal.

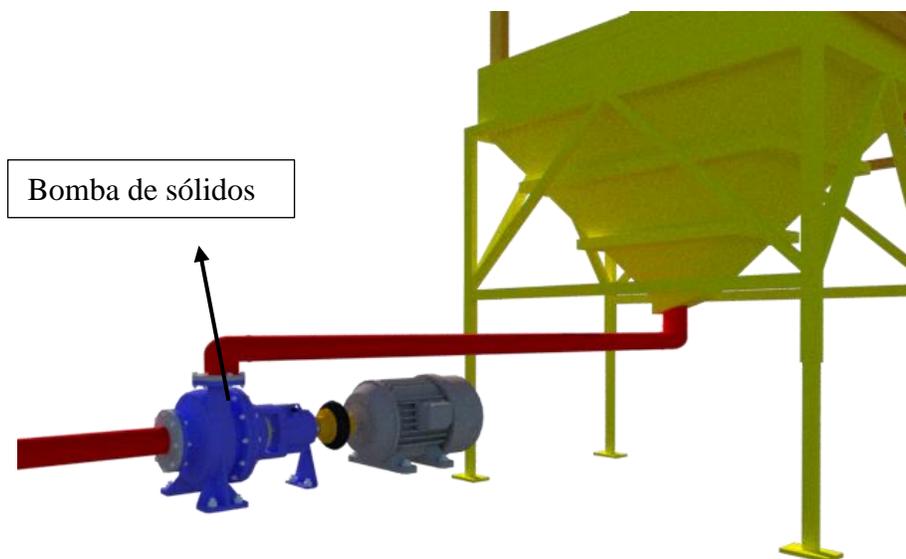


Figura 2. 16 Boceto de bomba propuesto.

Fuente: Elaboración propia.

4. Las arenas una vez expulsadas serán tratadas en un concentrador centrífugo.

Este equipo tiene la particularidad de usar la fuerza centrípeta y separar los materiales aprovechando sus densidades, y es adecuado emplearlo cuando se ha detectado la presencia de oro en las colas para su retratamiento.

Para la recuperación de oro fino aluvial, la alimentación a la centrífuga debe ser con partículas bien finas ($< 1\text{mm}$). Con presencia de minerales pesados gruesos se requiere de una alta presión del agua de inyección en contracorriente, para que no se compacten los minerales pesados acompañantes en el cono. Esto causa altas pérdidas de oro fino (Azanza, 1994).

CONCENTRADORES KNELSON: CARACTERÍSTICAS GENERALES

Los concentradores Knelson recuperan partículas de oro de tamaños que van desde $\frac{1}{4}$ " hasta aproximadamente 1 micrón. En estos concentradores el problema de compactación del mineral que pudiese originar la fuerza centrífuga fue solucionado introduciendo agua a presión en el sistema, contrabalanceando la fuerza centrífuga en el cono de concentración. (Edgardo, 2015).

El concentrador centrífugo Knelson consiste en un cono perforado con anillos internos y que gira a alta velocidad (Figuras 2.17, 2.18). La alimentación, que en general debe ser inferior a $\frac{1}{4}$ ", es introducida como pulpa (20 a 40% de sólidos en peso) por un conducto localizado en la parte central de la base del cono. Las partículas, al alcanzar la base del cono, son impulsadas para las paredes laterales por la acción de la fuerza centrífuga generada por la rotación del cono. Se forma un lecho de volumen constante en los anillos, los cuales retienen las partículas más pesadas, mientras que, las más livianas son expulsadas del lecho y arrastradas por arriba de los anillos para el área de descarga de relaves en la parte superior del cono. (Edgardo, 2015).



Figura 2. 17 Concentrador KNelson.

Fuente: Quilla, 2018.

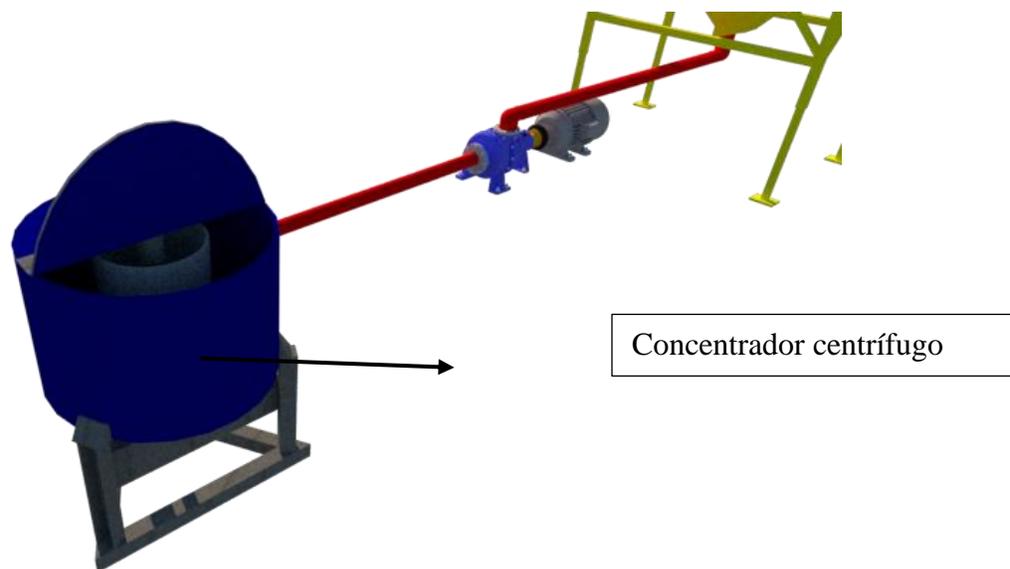


Figura 2. 18 Diseño de la incorporación de un concentrador propuesto.

Fuente: Elaboración propia.

5. El concentrado que queda en las paredes del concentrador centrífugo será líquido y con el uso de una batea se separará el oro, seguidamente se tostará para que las impurezas pierdan humedad y puedan ser fácilmente separadas del mineral.

6. Finalmente, el oro es secado, pesado y llevado al mercado para su comercialización como oro bruto, no se lo refina (Figuras 2.19, 2.20, 2.21).

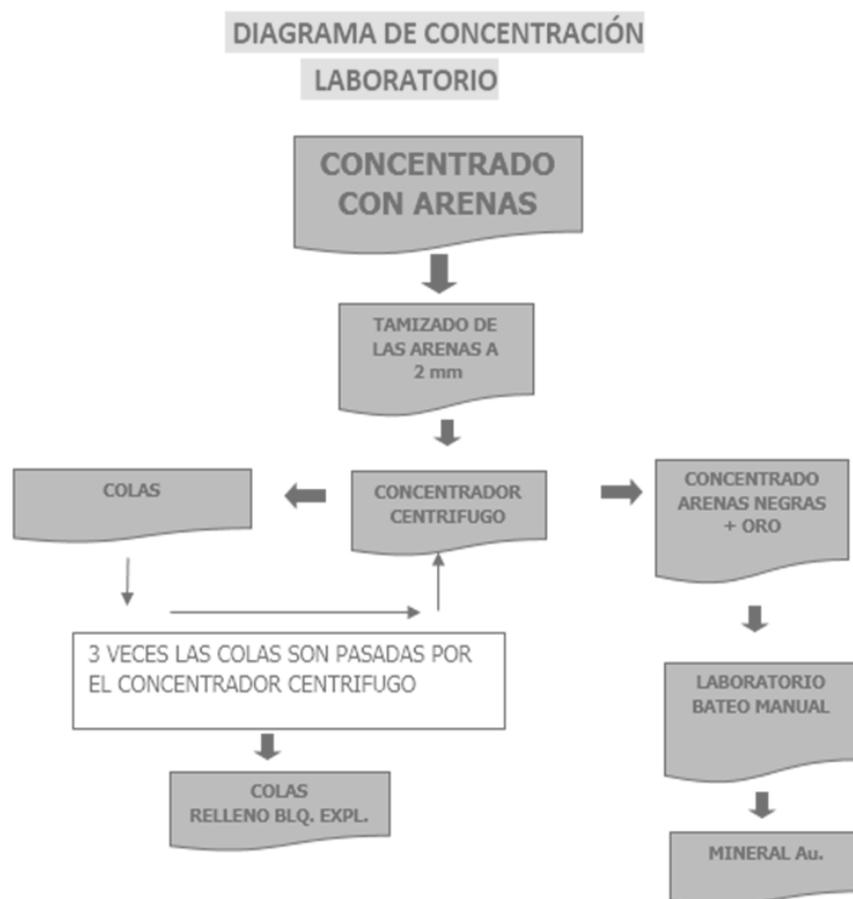


Figura 2. 19 Diagrama de concentración.

Fuente: Empresa ANTEMIN S.A

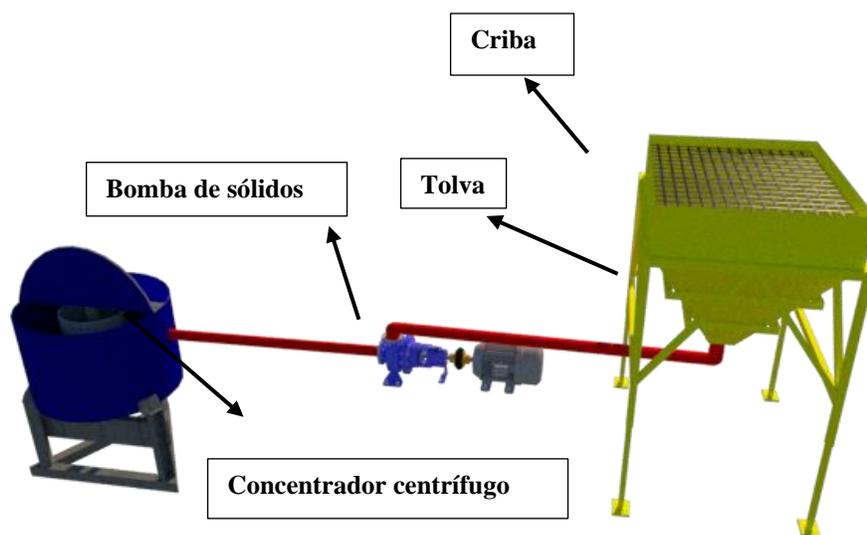


Figura 2. 20 Diseño propuesto para el reajuste de planta concentradora.

Fuente: Elaboración propia.

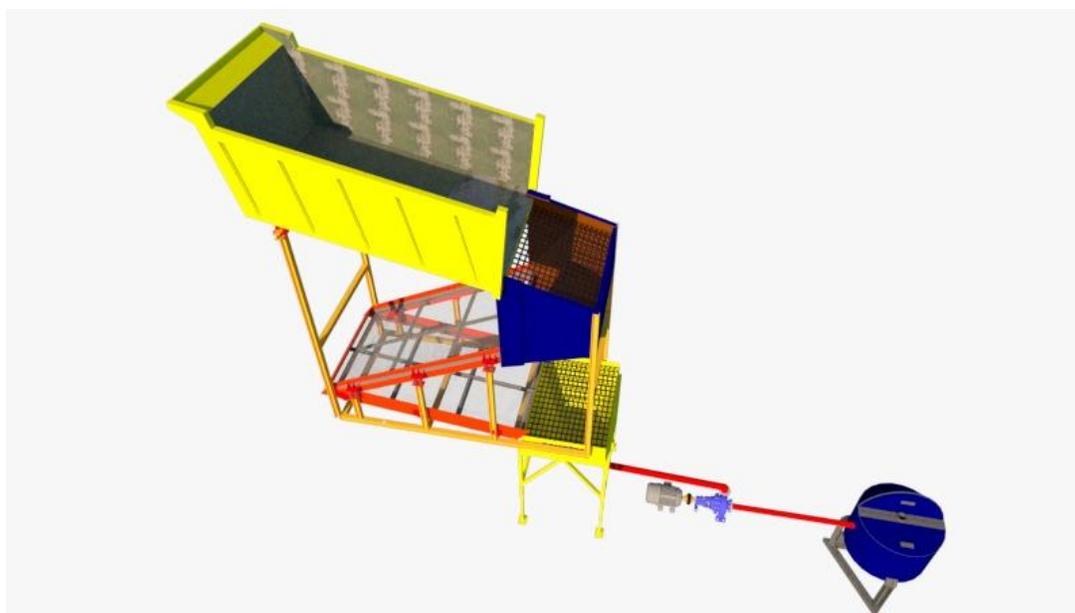


Figura 2. 21 Vista general del diseño de reajuste propuesto de la planta concentradora.

Fuente: Elaboración propia.

2.3 Proceso de Experimentación

Recolección de muestras

Para poder comenzar con nuestro proceso de experimentación se realizó la recolección del material de los relaves que resulta del proceso de clasificación gravimétrica, el mismo que fue tomado del placer aurífero del frente de trabajo de la Empresa ANTEMIN S.A ubicado en el sector Nayanmak, parroquia Bomboiza, código 2363 (Figura 2.22).



Figura 2. 22 Vista general del diseño de reajuste propuesto de la planta concentradora.

Fuente: Elaboración propia.

Para lograr obtener una muestra significativa y que garantice la presencia de oro en la misma, se planteó recoger el material durante 4 días, en cada día se recolectó en 2 recipientes con volúmenes de 20 litros, que posteriormente fueron homogenizados, lo que resulto en la cantidad de muestra necesaria para nuestros ensayos (Figura 2.23).



Figura 2. 23 Total de muestras recolectadas.

Fuente: Elaboración propia.

Antes de homogenizar las muestras se realizó un tamizado en agua para retirar los materiales gruesos que se mezclaron con los finos de los relaves, ya que existe este problema de mezcla de tamaños en la planta lo que no permite trabajar con los relaves de finos que aún contienen oro, este proceso se lo realizó con la finalidad de conseguir solo el tamaño del material de relave con el que se va a trabajar siendo este de granulometría fina (Figura 2.24).



Figura 2. 24 Tamizado en húmedo del material.

Fuente: Elaboración propia.

Una vez terminado el tamizaje en agua, se adecuó la muestra sobre un plástico para dejar secar a temperatura ambiente y poder homogenizar la muestra total recogida (Figura 2.25).



Figura 2. 25 Resultante de la muestra tamizada.

Fuente: Elaboración propia.

Una vez seco el material se homogenizó y se procedió a tomar una muestra del mismo para determinar la presencia de oro y realizar los ensayos que determinen la ley con la que vamos a trabajar en el proceso de experimentación (Figura 2.26).



Figura 2. 26 Mezcla muestra tamizada.

Fuente: Elaboración propia.

Para poder determinar la presencia de oro en las muestra que seran llevadas a laboratorio se cuarteo el material y posteriormente se bateó la muestra para detectar la presencia de oro fino (Figura 2.27).



Figura 2. 27 Verificación de presencia de oro en la muestra para análisis.

Fuente: Elaboración propia.

Se recogió un total de 3 muestras en una batea con presencia de oro, las que se serán llevadas al laboratorio para determinar las leyes con las que se trabajarán en la experimentación (Figura 2.28).



Figura 2. 28 Muestra resultante del bateo con oro.

Fuente: Elaboración propia.

Determinación de leyes

Este proceso se lo realizó en el Laboratorio de la Universidad del Azuay resaltando que estas pruebas determinaron la cantidad de oro existente en las muestras con la que se trabajó en el experimento, el mismo que busca concentrar el metal de oro mediante electrolixiviación, entonces fue necesario conocer la ley de cabeza, para ser comparada con la ley de concentración que se obtuvo y determinar la efectividad del proceso.

Como ya se mencionó el material con el que se realizaron los ensayos de mineralogía, fue previamente cuarteado, secado y tamizado, siendo el resultante material muy fino, alrededor de

malla #200 necesario para realizar el procedimiento por digestión mineral y posterior por absorción atómica (Figuras 2.29, 2.30, 2.31, 2.32).

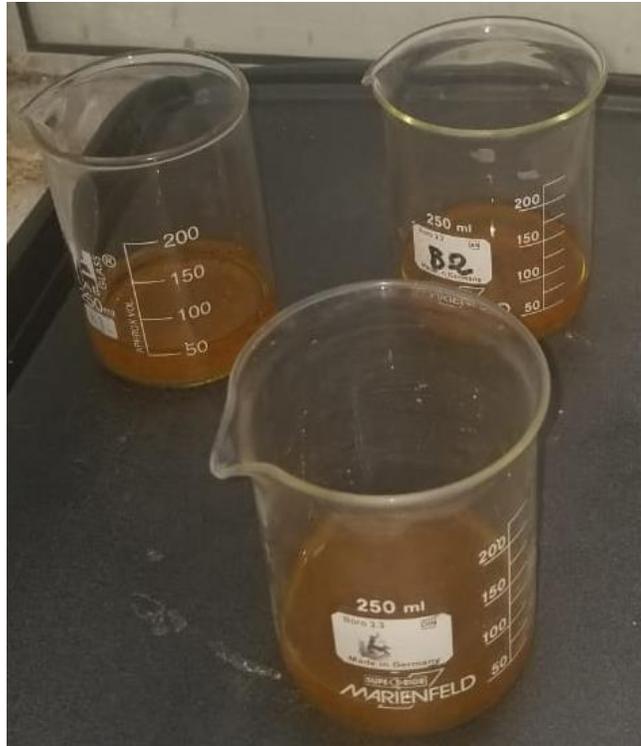


Figura 2. 29 Muestras con agua regia.

Fuente: Elaboración propia.



Figura 2. 30 Extracción del agua regia.

Fuente: Elaboración propia.



Figura 2. 31 Estándares para lecturas en el Equipo de Absorción atómica.

Fuente: Elaboración propia.



Figura 2. 32 Lectura de las muestras en el Equipo de Absorción Atómica.

Fuente: Elaboración propia.

Los resultados de las 3 muestras se muestran en la Tabla 2.1:

Tabla 2. 1 Resultados del procesamiento.

Código de muestra	Resultado
B1	2.032 ppm
B2	3.796 ppm
B3	2.110 ppm

Con los resultados obtenidos por absorción atómica, procedemos a corregir los mismos tomando en cuenta que se trata de material aluvial de relave.

Caracterización del material

Del total de la muestra obtenida se realizó un cuarteo de manera que se reduzca y se obtenga un tamaño requerido que sea representativo, el cuarteo se lo hizo manualmente.

Para la realización de la prueba de clasificación por tamaños, se tomó una muestra de 2.20 kg y se analizó granulométricamente mediante los tamices de la serie ASTM-E-11 y con ayuda de un vibrador mecánico Ro Tap.

Tabla 2. 2 Resultados del análisis granulométrico.

PESO ANTES ENSAYO =		2025.0	g		
PESO DESPUÉS ENSAYO =		2020.0	g		
ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO					
TAMÍZ	ABERTURA	PESO	%	% RETENIDO	%
#		RETENIDO	RETENIDO	ACUMULADO	PASA
	(mm)	(g)			
10	2	21.1	1.04	1.04	98.96
20	0.85	555.5	27.43	28.47	71.53
30	0.6	431.1	21.29	49.76	50.24
50	0.3	545.6	26.94	76.71	23.29
80	0.18	242.4	11.97	88.68	11.32
100	0.15	49.4	2.44	91.12	8.88
200	0.075	96.3	4.76	95.87	4.13
Fondo		78.6	3.88	99.75	0.25
Error en gramos		5.0	g		
Error porcentual		0.25	%		

Cálculo de d80, d60, d30 y d10 para determinar los índices de uniformidad y curvatura de la curva.

Ecuación 8. Cálculo del D80.

$$d80 = 0.85 + \frac{80-71.53}{98.96-71.53} (2 - 0.85) = \mathbf{1.33} \quad (8)$$

Ecuación 9. Cálculo del D60.

$$d60 = 0.6 + \frac{60-50.24}{71.53-50.24} (0.85 - 0.6) = \mathbf{1.26} \quad (9)$$

Ecuación 10. Cálculo del D30.

$$d_{30} = 0.3 + \frac{30-23.29}{50.24-23.29}(0.6 - 0.3) = \mathbf{0.32} \quad (10)$$

Ecuación 11. Cálculo del D10.

$$d_{10} = 0.15 + \frac{10-8.88}{11.32-8.88}(0.18 - 0.15) = \mathbf{0.16} \quad (11)$$

Ecuación 12. Cálculo coeficiente de uniformidad.

$$Cu = \frac{D_{60}}{D_{10}} = \mathbf{7.88} \quad (12)$$

Ecuación 13. Cálculo coeficiente de curvatura

$$Cc = \frac{(D_{30})^2}{D_{60} \cdot D_{10}} = \mathbf{0.51} \quad (13)$$

Con los cálculos y resultados obtenidos se obtiene un **d80 = 1.33 mm** que es el tamaño por donde pasa el 80% del material de muestra, y lo que nos garantiza que la distribución de tamaños es adecuada, de manera que, en la experimentación no se presenten taponamientos en el reactor lo que provoca que las partículas no sean muy pequeñas y tampoco muy grandes lo que garantiza una eficiente lixiviación. (Figura 2.33).

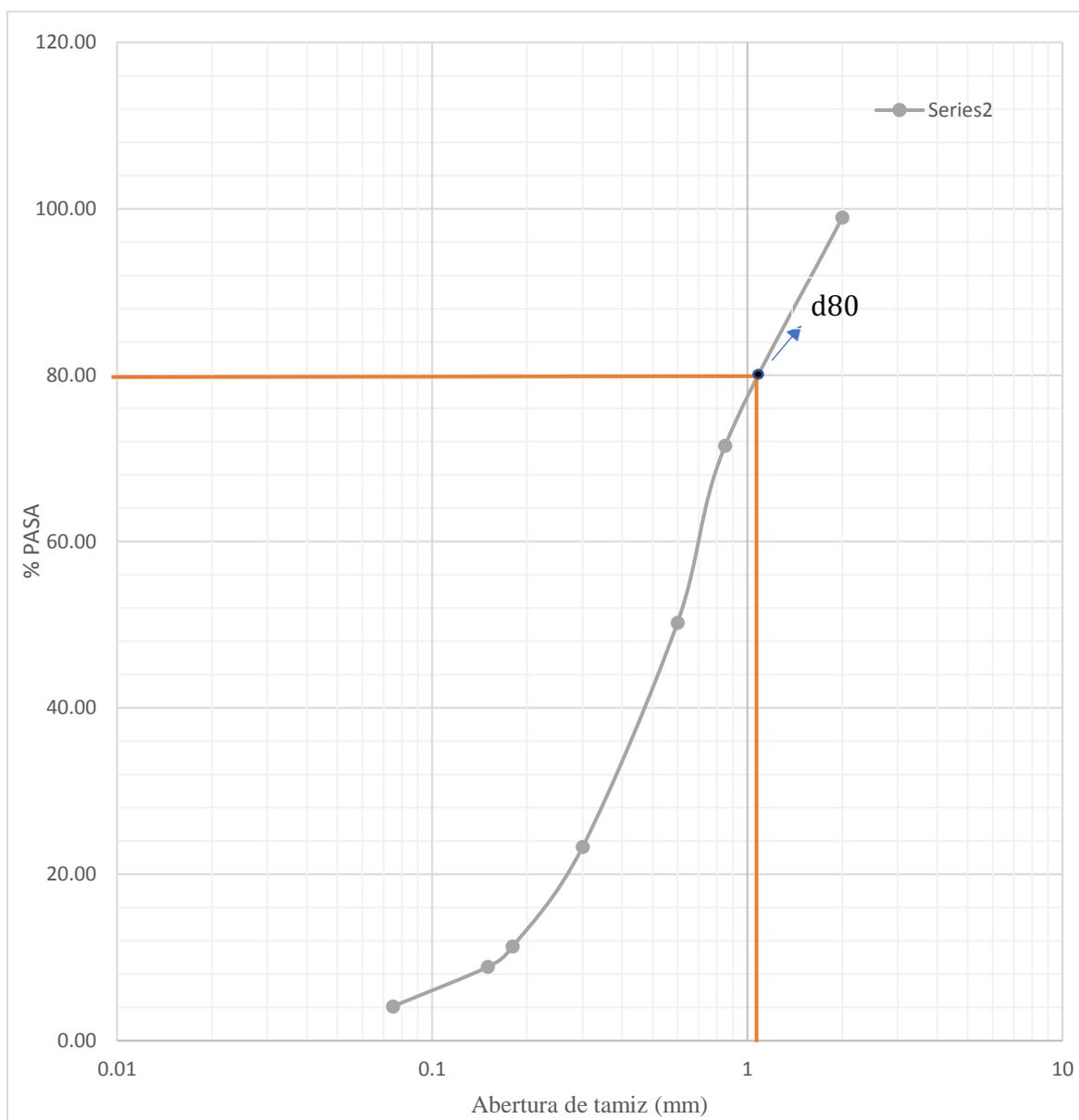


Figura 2. 33 Curva granulométrica con el D80.

Fuente: Elaboración propia.

2.4 Construcción de las columnas de electrolixiviación

El planteamiento del experimento tiene el objetivo evaluar la eficiente de la lixiviación a un material aluvial, aplicando una diferencia de potencial eléctrico, por lo que fue necesario la construcción de reactores de electrolixiviación.

(Lin & Luong, 2004) en sus trabajos plantean un diseño que relaciona la altura y el diámetro de las columnas de electrolixiviación que debe ser de 5:1 o hasta 10:1 por lo que se siguió su teoría ya realizada, construyendo los reactores en columna de 30 cm de alto con 6 cm de diámetro, de esa manera respetamos la relación de 5:1 que debe existir para la construcción de los mismos.

El material de los reactores que también expone (Lin & Luong, 2004) puede ser de policloruro de vinilo (PVC) debido a la su fácil disponibilidad, manipulación, alta resistencia al ataque químico y su bajo costo. En la Figura 2.34 se muestra el diseño de la columna:

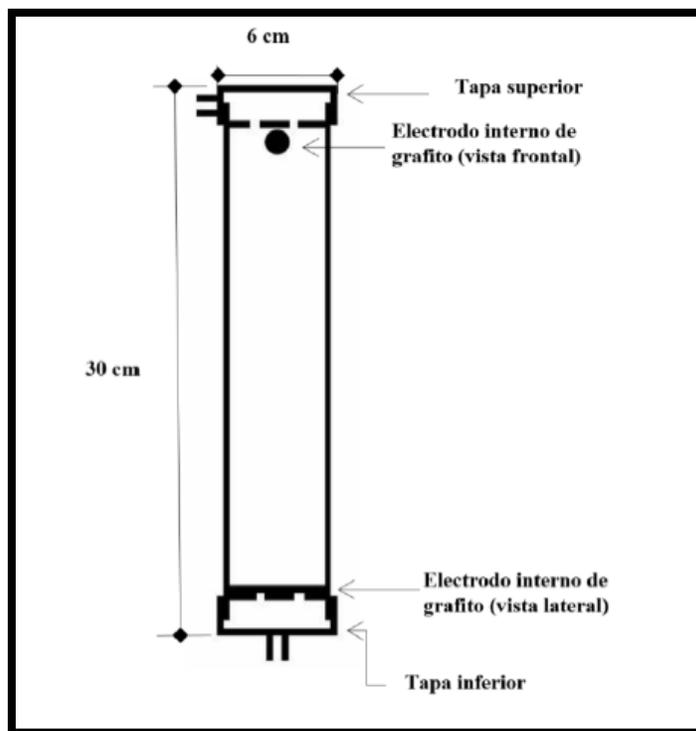


Figura 2. 34 Boceto de la columna de electrolixiviación.

Fuente: Echeverry, 2015.

Para el proceso de electrolixiviación es necesario un material que funcione como electrodo para que ayude a conducir la electricidad, por lo que se decidió utilizar grafito que gracias a la libertad de movimientos de sus electrodos conduce fácilmente a electricidad.

2.5 Diseño experimental

Tomando como referencia las tesis planteadas de (Echeverry, 2015) y (Loor, 2017), para la determinación del efecto de voltaje y tiempo, hemos propuesto realizar la experimentación con las siguientes variables.

Tabla 2. 3 Resultados del análisis granulométrico.

Orden de corrida	N° de muestras	Tiempo (horas)	Voltaje (voltios)
1	2	2	20
2	5	5	20
3	7	10	15
4	1	2	15
5	8	10	20
6	3	2	30
7	6	5	30
8	4	5	15
9	9	10	30

Fuente: Elaboración propia.

2.6 Llenado y saturación de los reactores con mineral

Para comenzar el proceso de electrolixiviación, la columna se llenó con 0.5 kg de material aluvial previamente cuarteado y se saturó manualmente con 1 litro de solución de cianuro de sodio al 0.05 M que está alrededor de las concentraciones utilizadas en plantas de tratamiento mineral.

La saturación manual de la columna consistió en añadir la solución poco a poco a la columna hasta llenarla totalmente, garantizando una saturación homogénea a lo largo de toda la columna (Figura 2.35).



Figura 2. 35 Saturación del reactor de electrolixiviación.

Fuente: Elaboración propia.

2.7 Electro-cianuración

Como fuente de energía eléctrica se utilizó una fuente de corriente continua marca EXTECH 382213 DC, que tiene una capacidad máxima de 30 voltios y 2 amperios.

Para las conexiones al reactor en columna, se conectó el cable negro a la parte anódica (parte inferior) y el cable rojo a la parte catódica (parte superior), para comprobar que existe conectividad entre los dos electrodos de grafito, se midió la continuidad para verificar que exista flujo de corriente que es facilitado gracias a la solución de cianuro, el cual funciona como electrolito permitiendo que la energía pase a través de ellos (Figura 2.36).

Una vez realizada las conexiones, se dio paso al proceso de electrolixiviación con los voltajes y tiempo mencionados anteriormente.



Figura 2. 36 Columna de electrolixiviación en funcionamiento.

Fuente: Elaboración propia.

2.8 Caracterización de los licores

Terminado el proceso de electrolixiviación en las diferentes condiciones propuestas, se tomó una solución de 50 ml de la parte anódica del reactor (Figura 2.37).



Figura 2. 37 Licores resultantes del proceso de electrolixiviación.

Fuente: Elaboración propia.

Para cada muestra se siguió los siguientes pasos:

1. Se midió el pH después de terminar el proceso, para verificar que la solución esté en el rango adecuado; a las muestras que no cumplía con el pH óptimo se añadió cal para aumentar su alcalinidad evitando así que el oro en solución ácida se precipite (Figura 2.38).



Figura 2. 38 Licores con pH alcalino.

Fuente: Elaboración propia.

2. Se filtró para retirar restos de material sólidos, para posteriormente ser llevadas y analizadas por espectrofotometría de absorción atómica en un THERMO SCIENTIFIC iCE 3000 SERIES de la Universidad del Azuay (Figura 2.39).



Figura 2. 39 Filtración de licores.

Fuente: Elaboración propia.

3. Una vez que fueron llevadas las muestras al equipo de absorción atómica, se procedió a analizar cada una de las muestras para determinar las concentraciones de oro en cada solución (Figura 2.40).



Figura 2. 40 Lectura de los licores en absorción atómica.

Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO III

3. ANÁLISIS DE RESULTADOS

3.1 Análisis de digestión mineral

Al realizar la digestión mineral a 3 muestras obtenidas del relave aluvial que fueron tomadas como alimento para la realización de los ensayos, se logró determinar que efectivamente existe un porcentaje significativo de oro en el mismo, los resultados se muestran en la Tabla 3.1.

Tabla 3. 1 Resultados de absorción atómica del tenor de alimentación.

Muestra	Tenor alimentación (ppm)		ppm
B1	2.032		
B2	3.026	PROMEDIO	2.389
B3	2.11		

Fuente: Elaboración propia.

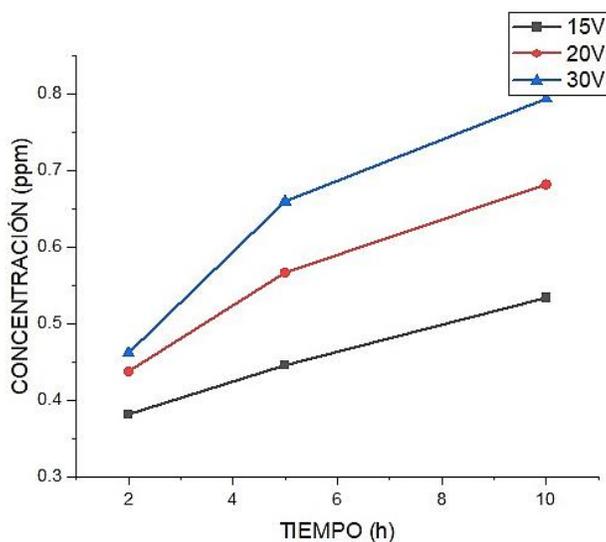
Estos resultados constatan que no se logra una recuperación del 100% en la empresa ya que existe mineral útil que se pierde por sus propiedades hidrofílicas, los cuales rompen la tensión superficial del agua siendo arrastrados y no logran quedar en los procesos gravimétricos empleados en el lugar. Una vez terminadas las lecturas en el equipo de absorción atómica, se obtuvieron los siguientes resultados (Tabla 3.2):

Tabla 3. 2 Resultados de absorción atómica de la concentración de Au.

Voltaje	Tiempo (horas)	Tenor de concentración en ppm
15	10	0.535
15	5	0.446
15	2	0.382
20	10	0.682
20	5	0.567
20	2	0.438
30	10	0.794
30	5	0.660
30	2	0.462

Fuente: Elaboración propia.

En las figuras 3.1 y 3.2 se muestra la concentración de oro – tiempo del licor anódico a distintos voltajes la cual nos indica una relación directamente proporcional de la concentración vs el aumento del voltaje.

**Figura 3. 1** Variación de la concentración de oro en el licor anódico a diferentes voltajes.

Fuente: Elaboración propia.

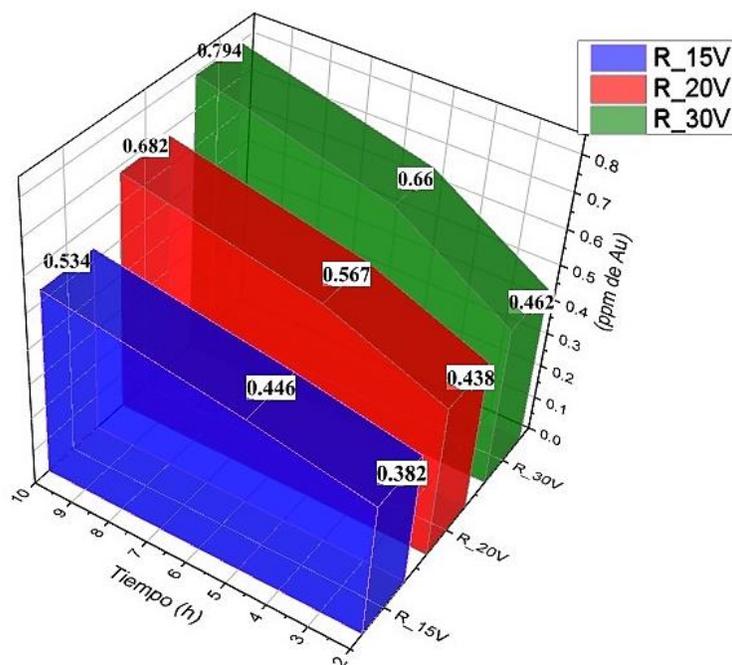


Figura 3. 2 Gráficas de tiempo, voltaje y concentración.

Fuente: Elaboración propia.

De acuerdo con los resultados arrojados se puede visualizar que mientras se incrementa el voltaje existe una mayor migración de las especies $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ al ánodo por la presencia de cargas negativas. Confirmando lo que (Echeverry, 2015) plantea en su investigación mencionando que entre mayor sea la diferencia de potencial eléctrico aplicado, mayor será el flujo migracional de las especies iónicas a través del lecho mineral hacia el electrodo de carga opuesta.

Cabe mencionar que en los resultados obtenidos se implementó un voltaje límite de 30V y el tiempo empleado fue de 2.5, y 10 h en comparación de las tesis (Echeverry, 2015) y (Loor, 2017) donde el voltaje alcanza los 60 V y los tiempos son de 6, 18 y 24 h; sin embargo, se presenta una línea de tendencia a crecer significativamente en los voltajes y tiempos más altos en los que trabajamos, comprobando así que a mayor voltaje y tiempo mayor es la concentración de Au.

Tabla 3. 3 Porcentaje de Recuperación a los voltajes y tiempos aplicados.

Voltaje	Tiempo (horas)	Recuperación
15	10	22.4%
15	5	18.67%
15	2	16.0%
20	10	28.5%
20	5	23.7%
20	2	18.3%
30	10	33.2%
30	5	27.6%
30	2	19.3%

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 3.3 se observa las recuperaciones obtenidas con cada uno de los ensayos realizados, resultando una mayor recuperación de 32.4 % a un voltaje y tiempo de 30V y 10 h respectivamente; si bien es cierto con el experimento se estimaba alcanzar una recuperación del 80% para considerarlo óptimo; sin embargo, las condiciones como: tipo de material (oro aluvial), tiempo de experimentación, voltajes aplicados y efectividad del equipo propuesto y diseñado, impidieron que la recuperación sea más alta.

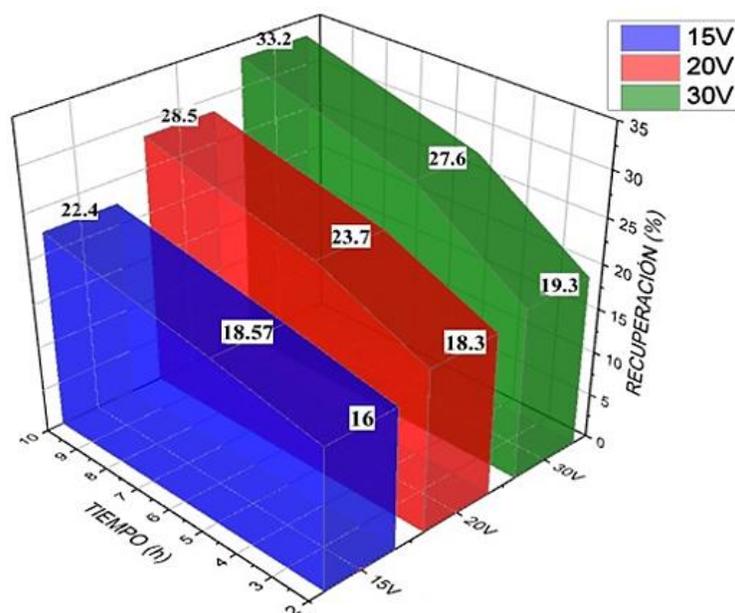


Figura 3. 3 Gráficas de tiempo, voltaje y porcentaje de recuperación.

Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 3.3, se puede observar y distinguir que existe una pendiente bastante pronunciada a 30V, con recuperaciones de hasta 33.2%, lo que nos indica que tiene tendencia a crecer más rápidamente a mayor carga.

Nota: Entre más tiempo se deje funcionar la columna sin corriente eléctrica, la concentración de oro disminuye significativamente en comparación a cuando se aplica un voltaje.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

El trabajo de titulación se basó en la realización de una propuesta para mejorar el proceso de beneficio obtenido por parte de la empresa minera ANTEMIN S.A.

Considerando el proceso gravimétrico con el que se trabaja en la empresa minera ANTEMIN S.A. y con la utilización de una planta de beneficio tipo Zeta para recuperar únicamente oro libre aluvial, aprovechando su densidad de 19 g/cm^3 , resulta óptimo; sin embargo, se puede aumentar las recuperaciones con el ajuste de la planta que hemos propuesto, ya que el diseño garantiza no solo una mejor obtención de oro grueso sino también la separación y clasificación de los relaves gruesos y finos con los que se podría trabajar posteriormente.

Al tener una clasificación de materiales en los relaves y donde se ha comprobado la presencia de oro fino, planteamos que se puede aplicar o implementar otros procesos para el beneficio de los mismos, como métodos gravimétricos tales como concentradores centrífugos, mesas vibradoras, espirales, procesos que según (Pavez, 2008), en su investigación de tratamiento mineral, manifiesta que estos equipos son manejados para pre-concentración de minerales en donde su beneficio es alto, y también utilizados para tratamiento de relaves siempre y cuando el oro se encuentre en estado libre y no encapsulado como en este caso el material de alimento proviene de placeres aluviales.

Para poder incrementar los beneficios en la empresa minera ANTEMIN S.A., se plantea llevar un tratamiento de las colas donde si existe oro fino libre, posterior a la clasificación gravimétrica, con la implementación de procesos hidrometalúrgicos, como la cianuración o flotación que resultaría eficiente ya que alcanza porcentajes del 90% de recuperación, según (Flores, 2019), utilizando celdas y reactivos convencionales.

La concentración en ppm de oro aumenta directamente proporcional al voltaje aplicado y tiempo como lo demuestra el ensayo número 7 que muestra la máxima recuperación obtenida con un 33.2% ya que la diferencia de potencial eléctrico influye en la velocidad electromotriz de los complejos $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ que se encuentran entre dos electrodos en el interior del reactor en columna,

aumentado significativamente la fuerza electromotriz de las especies lo que produce un transporte más rápido hacia el seno de la solución anódica.

Los resultados esperados concuerdan con los resultados obtenidos en la tesis desarrollada por (Loor, 2017), en donde se observó la mayor recuperación en un voltaje aplicado de 60 V en 24 horas, llegando a una recuperación del 34%, trabajando con material de mena, después de ser triturado y molido; considerando que en nuestra investigación se realizó únicamente experimentos de hasta 30 V en un tiempo de 10 horas alcanzado una recuperación de 33.2% con un material aluvial, que no fue necesario triturar y moler, ya que el oro se encontraba libre, y nos permitió ahorrar tiempo y energía. Por tal motivo consideramos que la diferencia de potencial eléctrico es indispensable para mejorar el proceso.

Sabemos que, a mayor tiempo, mayor es la recuperación; sin embargo, al dejar reposando un ensayo después de haber aplicado un voltaje sin implementar ninguna corriente eléctrica, la solución de cianuro continúa trabajando en el material, pero las recuperaciones no son significativamente altas por lo que comprueba que la aplicación de voltaje en columnas es fundamental.

Después de haber realizado los ensayos para la recuperación de oro fino aluvial en relaves de la empresa minera ANTEMIN mediante lixiviación electro-cinética, podemos decir que el proceso es eficaz, pero no óptimo ya que no se logró obtener la recuperación esperada del 80%, porcentaje ideal para que el proceso sea eficiente.

Recomendaciones

Considerando que la recuperación de oro es un proceso complejo que se condiciona por la naturaleza del material en mena, de su asociación mineralógica, de su comportamiento hidrodinámico y granulometría, es necesario que se realicen estudios de pre-factibilidad que puedan determinar cuáles son los mejores procedimientos o procesos metalúrgicos de su obtención.

El profundizar en el proceso de lixiviación de oro mediante la cianuración, requiere el estudio adicional de los factores representativos en los procesos como el transporte y reacción química, considerando que la lixiviación se trata de una reacción heterogénea.

Al haber planteado un diseño de ajuste de la planta concentradora Zeta para la concentración de minerales (oro) y considerándolo óptimo para el trabajo de la empresa, recomendamos profundizar y realizar estudios de viabilidad y beneficio económico del modelo planteado.

A las columnas construidas para el proceso de electro-lixiviación, se sugiere diseñar una estructura que permita el ingreso de aire al proceso electro-cinético, de manera que en próximos ensayos se incorpore la agitación al proceso de electro cianuración.

En los laboratorios de la Universidad del Azuay, se recomienda la adecuación de una fuente de energía continua con mayores rangos de voltaje, de manera que se pueda realizar ensayos y experimentos, aumentando las variables de potencial eléctrico y tiempo para recuperar oro aluvial y así poder determinar las máximas concentraciones posibles.

De acuerdo a (Loor, 2017) en su tesis titulada " *Electro-cianuración y electro-recuperación de oro y plata*", considera importante la distribución granulométrica del material con el que se trabaja, por lo que se recomienda mantener una clasificación de tamaños uniforme, ni muy finos para evitar que la columna se tapone, ni muy gruesos para que se produzca la lixiviación.

En base a los resultados obtenidos de nuestro trabajo de electro-cianuración y al no presentar recuperaciones tan favorables en cuanto a trabajar con materia aluvial, se recomienda

realizar estudios de cianuración con agitación y de flotación en celdas, para evaluar la eficiencia de los mismos y compararlos con el proceso de electrocianuración.

Es de suma importancia para perfeccionar el proceso de recuperación de oro aplicar un potencial eléctrico, controlar el pH antes de ingresar la muestra a la columna y después de obtener el licor, ya que de esta manera se evitará que con la energía aplicada se formen ácidos cianhídricos que emanan gases que son dañinos para el ser humano.

Se recomienda después de haber finalizado cada ensayo cuantificar la cantidad de cianuro consumido en el proceso, a fin de determinar si resulta ser una variable importante para obtener mejores concentraciones y con esto evitar el uso excesivo de este químico, optimizando recursos e impidiendo que el material sobrante contamine al ambiente.

Nuestra salud es un aspecto primordial en todo momento, por lo que se sugiere que al realizar los ensayos de lixiviación electrocinética o en general al trabajar con agentes químicos contaminantes, buscar un lugar abierto y ventilado, con las debidas medidas de bioseguridad como el uso de E'sPP.

BIBLIOGRAFÍA

- Ávila Prado, J. D. (2017). *Parámetros de operación del separador jig para material tomado de un placer aurífero* [Bachelor's thesis, Universidad del Azuay).
- Ballester, A., Verdeja, L., y Sancho, J. (2000). *Metalurgia extractiva*. Síntesis, Madrid, España.
- Bustamante R. O. (1992). *Concentración de minerales – Programa Modular de Minerales Auro -- Argentíferos*, Módulo 6, Universidad Nacional, Mineralco, SENA,.
- Bustamante, M. O., Gaviria, A. C., & Restrepo, O. J. (2008). *Concentración de minerales* [Notas de clase]. Universidad Nacional de Colombia.
- Cárdenas, F., Díaz, M., Guajardo, C., Oliva, M. (2011). *Lixiviación de minerales mediante pilas y bateas*. Universidad de Chile.
- Chang, R., y Collage W. (2002). *Química*. Séptima edición. México.
- Chaves, A.P. (1985). Métodos de Concentracao e extracao de Ouro, *Brasil Mineral*, 14, 26-36
- Cotton, S. A. (1997). *Chemistry of Precious Metals*, Chapman and Hall, London, p. 274
- Díaz, A., Guzmán., D., y Ocampo, L. (2017). *Revisión de los estudios en electroquímica y la química de coordinación en la electro-obtención del oro*. Universidad Nacional de Colombia. Medellín, Colombia
- Echeverry Vargas, L. (2015). *Recuperación de oro y plata mediante lixiviación electrocinética en columna a escala laboratorio*. [Doctoral dissertation]. Universidad Nacional de Colombia-Sede Medellín. <https://repositorio.unal.edu.co/handle/unal/55255>
- Ellis, S. y G. Senanayake. (2004). The effects of dissolved oxygen and cyanide dosage on gold extraction from a pyrrhotiterich ore. *Hydro-metallurgy* 72(1-2), 39-50.

Fivaz, C. (1988). How the MacArthur-Forrest Cyanidation Process Ensured South Africa's Golden Future. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy* 88 (9), 309-318.

Francisco, Y. E. (2014). *Informe de experiencia profesional en la mina corporación minera Santa Teresa-Puno*. Arequipa-Perú.

Giraldo, A. V. (2013). El oro: de la alquimia a la relatividad. *Revista Colombiana de Materiales*, (4) 1-24.

INACAP. (s.f.). Fundamentos de la Hidrometalurgia.

Logsdon, M., Hagelstein, K. y Mudder, T. (2001). *El manejo del cianuro en la extracción de oro*. [Archivo PDF]. Ottawa, Canadá: ICME. [http://www.ingenieroambiental.com/200/EI%20Manejo%20del%20cianuro%20\(ICMM\).pdf](http://www.ingenieroambiental.com/200/EI%20Manejo%20del%20cianuro%20(ICMM).pdf)

Loor Cárdenas, V. E. (2017). *Electro-cianuración y electro-recuperación de oro y plata a partir de minerales auro-argentíferos* [Bachelor's thesis]. Universidad del Azuay.

M. Ruiz, (2013). *Hidrometalurgia*. Departamento de ingeniería metalúrgica.

Marsden J. y I. (1992). House. *The Chemistry of Gold Extraction*. New York.

Marsden, J., y House, L. (2006). *The Chemistry of Gold extraction*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME). Second edition. Colorado, USA.

Marsden, J., y House, L. (2006). *The Chemistry of Gold extraction*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME). Second edition. Colorado, USA.

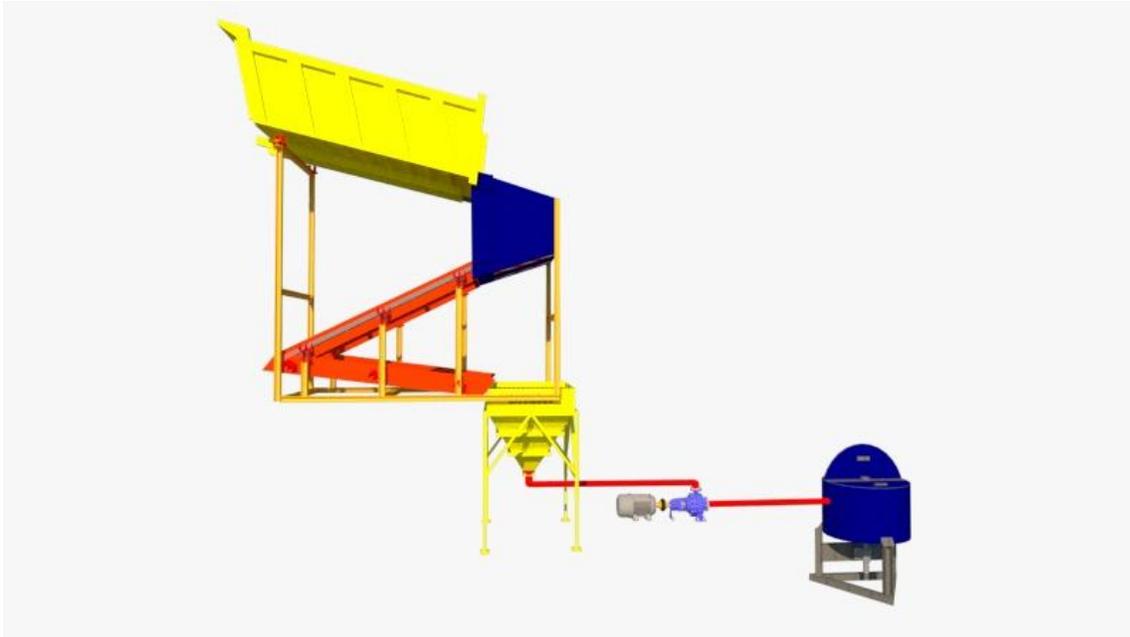
Pagliero, A. (1995). *Electroquímica para Metalurgia*. Universidad de Concepción, Facultad de Ingeniería. Concepción, Chile.

Pavez, D. O (2008). *Concentración de minerales II*. Atacama.

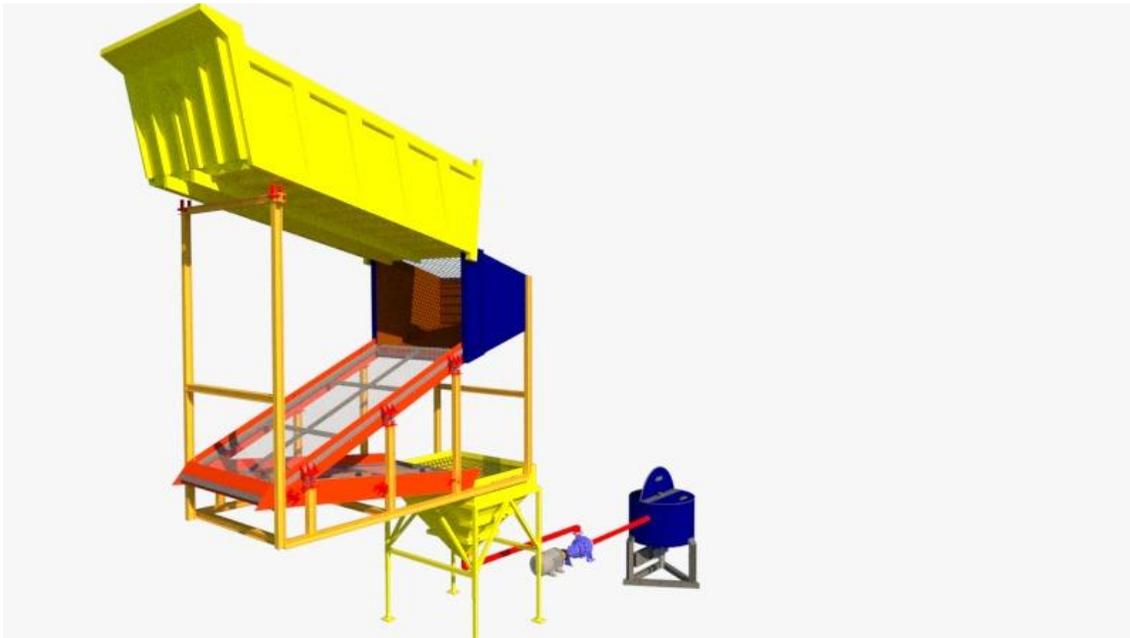
- Rojas, R. (2003). Recuperación de oro y plata desde residuos ferríticos mediante cianuración [Tesis de maestría]. Universidad de Concepción. Concepción, Chile.
- Rúa, O. B., Gaviria, A. C., & Restrepo, O. J. (2008). *Concentración de minerales*. Colombia.
- Ruiz, M. (2013). Hidrometalurgia. Departamento de Ingeniería Metalúrgica Universidad de Concepción. Concepción, Chile
- Sandoval, G. (2013). *Caracterización geológica y geoquímica de la zona A, del área minera reventador; Cantón Gonzalo Pizarro provincia de Sucumbíos* [Grado Académico de Tercer Nivel en Geología]. Universidad Central del Ecuador. Quito: UCE. 149p. <http://www.dspace.uce.edu.ec/handle/25000/680>
- Torres Araujo, K. y Calderón MachuCa, J. (2018). *Electro-lixiviación de oro utilizando tiosulfato de sodio como lixivante* [Bachelor's thesis] Universidad del Azuay. <http://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/8011>
- Trujillo, J., Cisternas, L., Gálvez, E., y Mellado, M. (2014). Optimal design and planning of heap leaching process. Application to copper oxide leaching. *Chemical Engineering Research and Design*, 92 (3), 308-317. <https://doi.org/10.1016/j.cherd.2013.07.027>.
- Udupa, A., Kawatra, S., Prasad, M. (1990). Developments in gold Leaching: a literature survey. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 7, 115-135
- Villas, C. Roberto; Sánchez, Mario. (2006) *Tecnologías Limpias en las Industrias Extractivas Minero-Metalúrgicas y Petrolera*. Cyted Ciencia y tecnología para el desarrollo. <http://mineralis.cetem.gov.br/bitstream/cetem/545/1/Tecnologias%20Limpias%20en%20Industrias%20Extractivas.pdf>
- Zitrón. (2010). *Ventilación de minas*. Ed. Fernández. Gijón, España.

ANEXOS

Anexo 1. Vista de frontal del diseño de ajuste propuesto.



Anexo 2. Diseño de planta desde otra perspectiva.



Anexo 3. Informe de laboratorio con los resultados obtenidos.**LABORATORIO QUÍMICO FRANROMEC CIA. LTDA.**

DIRECCION. PLANTA PAZBORJA - SECTOR LA FORTUNA CAMINO A SAN GERARDO - PONCE ENRIQUEZ

ANÁLISIS #		AQ.EF	
CLIENTE	JOHANNA COYAGO	VALOR TOTAL	\$ 45.00

FECHA:	17 de Junio del 2021	RESPONSABLE DEL ANÁLISIS:	WILMER MERA
TIPO DE MUESTRA:	SOLUCIÓN	PROCEDENCIA DEL MINERAL:	GUALAQUIZA
CANTIDAD DE MUESTRA:	9	TIPO DE ANÁLISIS:	LECTURA A.A.

Código	Tipo de Análisis	Ley de Oro mg/lt.					
M1 2 HORAS	LECTURA	0.1910					
M1 5 HORAS	LECTURA	0.2231					
M1 10 HORAS	LECTURA	0.2674					
M2 2 HORAS	LECTURA	0.2190					
M2 5 HORAS	LECTURA	0.2834					
M2 10 HORAS	LECTURA	0.3408					
M3 2 HORAS	LECTURA	0.2310					
M3 5 HORAS	LECTURA	0.0330					
M3 10 HORAS	LECTURA	0.3971					


 Responsable Franromec



Anexo 4. Cálculo de las concentraciones y recuperaciones obtenidas.

Muestra	Tenor alimentación (ppm)		ppm
B1	2.032	PROMEDIO	2.389
B2	3.026		
B3	2.11		

Solución	1000 ml	1	lts
Mineral	500gr	0.5	kg

ENSAYO N°	Voltaje	Tiempo (horas)	Concentración (mg/lts)	Concentración en (gr/lts)	Tenor de Concentración en ppm	Recuperación
1	15	10	0.2674	0.0002674	0.535	22.4%
2	15	5	0.2231	0.0002231	0.446	18.67%
3	15	2	0.191	0.000191	0.382	16.0%
4	20	10	0.3408	0.0003408	0.682	28.5%
5	20	5	0.2834	0.0002834	0.567	23.7%
6	20	2	0.219	0.000219	0.438	18.3%
7	30	10	0.3971	0.0003971	0.794	33.2%
8	30	5	0.3302	0.0003302	0.660	27.6%
9	30	2	0.231	0.000231	0.462	19.3%