



ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO
FACULTAD DE RECURSOS NATURALES
CARRERA MINAS

**ESTUDIO DE FACTIBILIDAD PARA LA RECUPERACIÓN DE
ORO POR EL MÉTODO DE LIXIVIACIÓN EN PILAS -
CIANURACIÓN LLEVADO EN LA PLANTA DE BENEFICIO DE
LA EMPRESA OROCONCENT S.A, UBICADA EN EL SECTOR EL
TABLÓN DEL CANTÓN PORTOVELO EN LA PROVINCIA DE EL
ORO – CASO DE ESTUDIO: “MINA PIQUE”**

Trabajo de Integración Curricular

Tipo: Proyecto Técnico

Presentado para optar el grado académico de:

INGENIERO EN MINAS

AUTOR:

ERIK JAVIER MARÍN BARRERA

Macas – Ecuador

2022



ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO
FACULTAD DE RECURSOS NATURALES
CARRERA MINAS

**ESTUDIO DE FACTIBILIDAD PARA LA RECUPERACIÓN DE
ORO POR EL MÉTODO DE LIXIVIACIÓN EN PILAS -
CIANURACIÓN LLEVADO EN LA PLANTA DE BENEFICIO DE
LA EMPRESA OROCONCENT S.A, UBICADA EN EL SECTOR EL
TABLÓN DEL CANTÓN PORTOVELO EN LA PROVINCIA DE EL
ORO – CASO DE ESTUDIO: “MINA PIQUE”**

Trabajo de Integración Curricular

Tipo: Proyecto Técnico

Presentado para optar el grado académico de:

INGENIERO EN MINAS

AUTOR: ERIK JAVIER MARÍN BARRERA

DIRECTOR: Ing. GREGORY GUILLERMO CUESTA ANDRADE M.Sc.

Macas – Ecuador

2022

© 2022, Erik Javier Marín Barrera

Se autoriza la reproducción total o parcial, con fines académicos, por cualquier medio o procedimiento, incluyendo la cita bibliográfica del documento, siempre y cuando se reconozca el Derecho de Autor.

Yo, ERIK JAVIER MARÍN BARRERA, declaro que el presente trabajo de integración curricular es de mi autoría y los resultados del mismo son auténticos. Los textos en el documento que provienen de otras fuentes están debidamente citados y referenciados.

Como autor asumo la responsabilidad legal y académica de los contenidos de este trabajo de integración curricular; El patrimonio intelectual pertenece a la Escuela Superior Politécnica de Chimborazo.

Macas, 03 de marzo 2022

Erik Javier Marín Barrera

140119121-6

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO
FACULTAD DE RECURSOS NATURALES
CARRERA MINAS

El Tribunal del Trabajo de Integración Curricular certifica que: El Trabajo de Integración: Tipo: Técnico, **ESTUDIO DE FACTIBILIDAD PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO POR EL MÉTODO DE LIXIVIACIÓN EN PILAS - CIANURACIÓN LLEVADO EN LA PLANTA DE BENEFICIO DE LA EMPRESA OROCONCENT S.A, UBICADA EN EL SECTOR EL TABLÓN DEL CANTÓN PORTOVELO EN LA PROVINCIA DEL ORO – CASO DE ESTUDIO: “MINA PIQUE”**, realizado por el señor: **ERIK JAVIER MARÍN BARRERA**, ha sido minuciosamente revisado por los Miembros del Tribunal del trabajo de integración curricular, el mismo que cumple con los requisitos científicos, técnicos, legales, en tal virtud el Tribunal Autoriza su presentación.

	FIRMA	FECHA
Ing. Cristian Adrián Ordoñez Guaycha Mgs. PRESIDENTE DEL TRIBUNAL	 Firmado electrónicamente por: CHRISTIAN ADRIAN ORDONEZ GUAYCHA	2022/10/03
Ing. Gregory Guillermo Cuesta Andrade M.Sc. DIRECTOR DEL TRABAJO DE INTEGRACIÓN CURRICULAR	 Firmado electrónicamente por: GREGORY GUILLERMO CUESTA ANDRADE	2022/10/03
Ing. Eduardo Santiago Cazar Rivera Mg. MIEMBRO DEL TRIBUNAL	 Firmado electrónicamente por: EDUARDO SANTIAGO CAZAR RIVERA	2022/10/03

DEDICATORIA

A Dios, por acompañarme y guiarme siempre en todo mi camino. A mis padres, por el amor, apoyo incondicional, comprensión, sacrificios y educación que me han brindado. A mis hermanos, primos, y familia que siempre estuvieron con su apoyo moral para no desistir y seguir adelante con esta meta. A mis tíos Miriam y Jorge por apoyarme incondicionalmente en toda la carrera y estar presentes en cualquier situación que se me presentara.

Erik

AGRADECIMIENTOS

Un sincero agradecimiento a todos los docentes que me acompañaron en mi formación profesional, y que aportaron con sus conocimientos para poder cumplir una etapa de mi vida.

Al Ing. Gregory Cuesta, Ing. David Cuenca e Ing. Jenny Granja, por brindarme asesoría, tiempo y conocimientos para el desarrollo de este documento. A la empresa minera OROCONCENT por la apertura, en especial al Ing. Juan Diego Varela, Ing. Omar Mendoza e Ing. Cristina Fierro por el tiempo y apoyo con sus conocimientos para el desarrollo de este proyecto.

A mi familia por su apoyo y comprensión durante toda la carrera.

Erik

TABLA DE CONTENIDOS

ÍNDICE DE TABLAS.....	x
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xi
ÍNDICE DE ANEXOS.....	xii
RESUMEN.....	xiii
ABSTRACT.....	xiv
INTRODUCCIÓN.....	1

CAPÍTULO I

1. DIAGNÓSTICO DEL PROBLEMA.....	2
1.1. Antecedentes.....	2
1.2. Planteamiento del problema.....	4
1.3. Justificación.....	5
1.4. Objetivos.....	5
1.4.1. <i>Objetivo general</i>	5
1.4.2. <i>Objetivos específicos</i>	6

CAPÍTULO II

2. REVISIÓN DE LA LITERATURA.....	7
2.1. Marco Geológico.....	7
2.1.1. <i>Geología regional</i>	7
2.1.2. <i>Geología local</i>	12
2.2. Yacimientos auríferos.....	14
2.3. Minerales cianurables.....	15
2.4. Lixiviación.....	15
2.4.1. <i>Métodos de lixiviación</i>	16
2.5. Lixiviación con cianuro.....	17
2.6. Lixiviación en columnas y tanques.....	17
2.7. Lixiviación en Pilas.....	18
2.7.1. <i>Historia</i>	18
2.7.2. <i>Componentes de un Proyecto de Lixiviación</i>	19
2.7.3. <i>Preparación del Mineral</i>	20
2.7.4. <i>Pila y Capa Impermeabilizada</i>	21

2.7.5.	<i>Aplicación de Soluciones/Recolección de Soluciones</i>	22
2.7.6.	<i>Contención de Solución de Lixiviación Cargada</i>	22
2.7.6.1.	<i>Cicuito de Recuperación del Metal</i>	23
2.7.6.2.	<i>Contención de Solución Gastada</i>	23
2.7.6.3.	<i>Locación de lixiviación en pilas</i>	24
2.8.	Caracterización del mineral	24
2.8.1.	Procesos para determinar Ley de Oro	24
2.8.1.1.	<i>Espectrometría por absorción atómica</i>	24
2.8.1.2.	<i>Ensayo a fuego</i>	25
2.8.2.	Caracterización geológica del mineral de interés (Au)	25
2.8.3.	Agentes lixiviantes para la extracción de oro	25
2.8.3.1.	<i>Lixiviación con cianuro</i>	25
2.8.3.2.	<i>Lixiviación con tiourea</i>	26
2.8.3.3.	<i>Ácido sulfúrico</i>	26
2.8.3.4.	<i>Nitrato de sodio</i>	26
2.8.3.5.	<i>Cloruro de sodio</i>	26
2.8.4.	Caracterización de la locación	27
2.8.5.	Caracterización de la Ganga	28
2.8.6.	Peligros Geológicos	29
2.9.	Ejes principales para describir la factibilidad de una operación	30
2.9.1.	Definición de estudio de factibilidad	30
2.9.2.	Análisis técnico	30
2.9.3.	Optimización de la operación.	31
2.9.4.	Análisis económico	32

CAPÍTULO III

3.	MARCO METODOLÓGICO	34
3.1.	Características geográficas y físicas del sector de estudio	34
3.1.1.	<i>Ubicación del área de estudio</i>	34
3.1.2.	<i>Acceso</i>	35
3.2.	Pruebas metalúrgicas	35
3.2.1.	<i>Prueba de alcalinidad</i>	36
3.2.2.	<i>Prueba de cianuración en botellas</i>	38
3.2.3.	<i>Prueba de cianuración en columna</i>	43
3.3.	Evaluación económica del proyecto	45

CAPÍTULO IV

4.	RESULTADOS	46
4.1.	Pruebas metalúrgicas	46
4.1.1.	<i>Prueba de Alcalinidad</i>	47
4.1.2.	<i>Prueba de Cianuración en botellas</i>	48
4.1.3.	<i>Prueba de cianuración en columna</i>	50
4.2.	Evaluación Económica	52
4.2.1.	<i>Consideraciones</i>	52
4.2.2.	<i>Precio de Venta del Oro</i>	53
4.2.3.	<i>Costos de producción</i>	53
4.2.4.	<i>Salarios de personal en planta</i>	54
4.2.5.	<i>Inversión</i>	55
4.2.6.	<i>Depreciación</i>	56
4.2.7.	<i>Análisis de sensibilidad</i>	57
	CONCLUSIONES	59
	RECOMENDACIONES	60
	BIBLIOGRAFÍA	
	ANEXOS	

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1-2:	Geología regional del área suroeste del Ecuador.....	8
Tabla 2-2:	Clasificación de depósitos de oro.	14
Tabla 3-2:	Métodos de lixiviación.	17
Tabla 1-3:	Ratio de cal para establecer pH de 11.6.....	38
Tabla 1-4:	Resultados de Ley de Oro.....	46
Tabla 2-4:	Resultados de Alcalinidad	47
Tabla 3-4:	Ratios de cal a 11.6 para lixiviación en pilas.	48
Tabla 4-4:	Resultados de recuperación de oro en prueba de botella.	49
Tabla 5-4:	Resumen de porcentajes de extracciones de Au según el balance metalúrgico...	50
Tabla 6-4:	Resultados de recuperación de oro según el análisis por carbones.	51
Tabla 7-4:	Análisis estadístico de recuperación de mineral aurífero.	51
Tabla 8-4:	Producción estimada de oro para el período 2022-2030 en mina Pique.....	52
Tabla 9-4:	Tasa de oportunidad del proyecto.....	53
Tabla 10-4:	Costos variables en servicios industriales	54
Tabla 11-4:	Salarios de personal en planta	54
Tabla 12-4:	Aportaciones de cada trabajador en planta y sueldos anuales totales.....	55
Tabla 13-4:	Costos fijos anuales	55
Tabla 14-4:	Inversión en reactivos.....	55
Tabla 15-4:	Inversión en maquinaria	56
Tabla 16-4:	Inversión total.....	56
Tabla 17-4:	Depreciación de activos.....	57
Tabla 18-4:	Flujo de Caja	57
Tabla 19-4:	Cálculo del VAN yTIR.....	58

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1-2:	Geología Regional del área suroeste del Ecuador.....	7
Figura 2-2:	Geología local	12
Figura 3-2:	Lixiviación de minerales.....	20
Figura 1-3:	Ubicación del área de estudio	34
Figura 2-3:	Proceso de muestreo de material Pique para pruebas metalúrgicas.....	36
Figura 3-3:	A. Reducción tamaño de material en trituradora de mandíbulas. B. Cuarteo. ..	37
Figura 4-3:	Proceso de agitación de botellas en agitador de rodillos.....	37
Figura 5-3:	Medición de pH natural de muestra de Pique	38
Figura 6-3:	Preparación de molino de bolas para pulverizar la muestra.....	39
Figura 7-3:	Homogenización y cuarteo de muestra.	39
Figura 8-3:	Colocación de muestras y agua en botellas de vidrio.	40
Figura 9-3:	Colocación de botellas por duplicado en el agitador de rodillos para prueba de cianuración.	40
Figura 10-3:	Medición de pH (>11) para prueba de cianuración en botella.....	41
Figura 11-3:	Solución de cianuro de sodio al 3%	41
Figura 12-3:	Proceso de titulación de concentración de cianuro	42
Figura 13-3:	Lavado de pulpa con floculante	43
Figura 14-3:	Instalación de Columna de lixiviación.....	43
Figura 15-3:	Flujo de goteo de solución de riego utilizando venocllisis	44
Figura 1-4:	Secado de muestras en hornillas a fuego lento	46

ÍNDICE DE ANEXOS

- ANEXO A:** PROCESO GRANULOMÉTRICO DE MATERIAL DE PIQUE MALLA 1 ½ "
- ANEXO B:** PROCESO DE CHANCADO EN TRITURADO DE MANDÍBULAS
- ANEXO C:** MUESTREO DE MINERAL DE MINA PIQUE
- ANEXO D:** EQUIPOS Y HERRAMIENTAS UTILIZADAS PARA LOS ENSAYOS
- ANEXO E:** PROCESO DE PESADO DE CAL PARA AUMENTAR LA ALCALINIDAD DE LA SOLUCIÓN.
- ANEXO F:** PROCESO DE SECADO Y CONMINUCIÓN DE MUESTRAS
- ANEXO G:** MUESTRAS DE MATERIAL DE PIQUE PARA ANÁLISIS DE METALES
- ANEXO H:** PROCESO DE AGITACIÓN EN BOTELLAS POR DUPLICADO
- ANEXO I:** EQUIPOS Y HERRAMIENTAS PARA CONTROL DE REACTIVOS EN PRUEBAS METALÚRGICAS
- ANEXO J:** COLOCACIÓN DE MATERIAL EN COLUMNA DE LIXIVIACIÓN Y FLUJO DE GOTEO A 10.6 ML/MIN.

RESUMEN

Este trabajo tuvo como objetivo desarrollar un estudio de factibilidad para la recuperación de oro por el método de lixiviación en pilas – cianuración, llevado en la planta de beneficio de la empresa OROCONCENT S.A., ubicada en el sector El Tablón del cantón Portovelo en la provincia de El Oro – caso de estudio: “Mina Pique”. Para ello se usaron ensayos metalúrgicos, incluyendo una minuciosa evaluación económica, con los cuales se determinó la factibilidad del proyecto. La viabilidad técnica se realizó mediante pruebas de: cianuración en botellas y columna de lixiviación; la evaluación económica se efectuó mediante indicadores económicos típicos como el VAN y el TIR. Del ensayo en botella se obtuvo como resultado un 94.4% de recuperación metálica, y de la prueba en columna un 90.88% a una concentración de cianuro de 800 ppm para ambos casos. Los costos de operación varían de 4 y 20 USD/TMS, con un tiempo de retorno de capital del tercer año desde su implementación. El método no requiere de molienda, puesto que la granulometría necesaria es adecuada desde el arranque del material hecho en voladura, tampoco es indispensable de mano de obra especializada para el control de reactivos, consumo energético bajo y se requiere de poca agua; con lo cual reduce los costos de producción considerablemente. Se concluye que lixiviar minerales con metales preciosos extraídos de la mina PIQUE, es factible técnica y económicamente, debido a que se tiene un corto tiempo de recuperación de la inversión y por la viabilidad de extraer minerales de baja ley por el método de lixiviación en pilas, donde los recursos económicos son escasos y la inversión es un factor clave. Se recomienda estudios posteriores muy tecnificados, tanto en el dimensionamiento de pila como del sistema de riego, para una implementación completa del proceso.

Palabras claves: <LIXIVIACIÓN>, <RECUPERACIÓN DE ORO>, <CIANURACIÓN>, <FACTIBILIDAD>.

Inés
Zapata

Firmado digitalmente por Inés Zapata
DN: cn=Inés Zapata, g=Inés Zapata
c=ES, Spain, ou=ESPOCH
ou=DBRA
e=inés.zapata@esPOCH.edu.ec
Motivo: Aprobado este documento
Ubicación:
Fecha: 2022.03.14 22:55:05.00



0473-DBRA-UPT-2022

ABSTRACT

The main objective of the current research work was to develop a feasibility study for the recovery of gold through the heap leaching and cyanidation methods applied to the processing plant of the OROCONCENT SA Company, located in “El Tablón” Portovelo County, “El Oro” Province. The case study called “Mina Pique” used metallurgical tests including a detailed economic evaluation useful to determine the project feasibility. The technical feasibility was carried out through tests of cyanidation in bottles, and then column leaching and the economic evaluation were carried out using typical economic indicators such as: the NPV and the IRR. As result from the bottle test, it obtained 94.4% metal recovery and from the column test 90.88% with a cyanide concentration of 800 ppm for both cases. The operating costs vary from 4 to 20 USD/TM with a capital return time after the third year of its implementation; taking into account that the method does not require grinding due to the necessary granulometry is adequate from the start of the material made in blasting; nor is it essential specialized manpower for the reagents control, besides uses low energy consumption and little water is required reducing production costs. It concludes that leaching minerals with precious metals extracted from the “Mina Pique” is technically and economically feasible, due to the short investment recovery time and the feasibility of extracting low-grade minerals by the heap leaching method where the economic resources are scarce and investment is a key factor. Finally, it recommends further technical studies for the sizing of the heap and the irrigation system for a complete implementation of the process.

Keywords: < LEACHING>, <GOLD RECOVERY>, <CYANIDATION>, <FEASIBILITY>.

LEONARDO
MAURICIO MARTINEZ
PAREDES



Firmado digitalmente por
LEONARDO MAURICIO
MARTINEZ PAREDES
Fecha: 2022.03.22 16:21:42
-05'00'

INTRODUCCIÓN

El tratamiento de los minerales en el Ecuador debido a su gran variedad de minerales de diferentes zonas, tanto sulfuros como óxidos, resulta necesaria la conjugación de muchos factores en las operaciones para establecer los parámetros o condiciones óptimas para el control del proceso a ser realizado y, especialmente en el caso de plantas de acopio de mineral. El procesamiento de minerales mediante el uso de cianuro es catalogado como una técnica ideal para la recuperación de metales preciosos (oro y plata), especialmente con el uso de modelos experimentales, con los cuales se identifica las variables de mayor importancia que permitan optimizar las recuperaciones de minerales en la empresa “OROCONCENT S.A”. La política de la empresa es la protección del medio ambiente por lo que se emplea reactivos químicos que sean degradados por la naturaleza, por tal motivo en la planta no se utiliza mercurio.

El proceso de cianuración tiene su auge desde hace dos décadas en la salida de *South American Development Company* (SADCO) de Portovelo, donde se fundó la Compañía Industrial Minera Asociada (CIMA), que trabajó hasta los años 70, dejando la explotación en manos de mineros artesanales y pequeños mineros, ya en los años 80 Nambija fue redescubierto conociendo de esta manera los yacimientos de Cerro Pelado y Ponce Enríquez; pese a todo este tiempo de operación, el proceso de cianuración aumentó su uso debido a que el oro se encuentra en el mineral, así como otras aleaciones que son solubles en disoluciones alcalinas cianuradas (Paredes, 2013, pp.23-24).

El objetivo principal de este Trabajo de Integración Curricular es realizar un estudio de factibilidad para la recuperación de oro por el método de lixiviación en pilas – cianuración, llevado en la planta de beneficio de la empresa Oroconcent S.A., ubicada en el sector El Tablón del cantón Portovelo en la provincia de El Oro – caso de estudio: “Mina Pique”; a través de ensayos metalúrgicos e incluyendo el factor económico, de esta manera se busca mejorar y potenciar la eficiencia en el uso de recursos en la planta de beneficio de la empresa.

La presente investigación se divide en los siguientes apartados: El Capítulo I describe los antecedentes del tema de estudio, justificando el proyecto y la ejecución del mismo; el Capítulo II identifica las fuentes primarias y secundarias sobre las cuales se sustenta la investigación y el diseño de estudio, el Capítulo III identifica los aspectos metodológicos en el que se basará el proyecto, el Capítulo IV expone los resultados obtenidos en el proceso de investigación, finalmente se establecerá las conclusiones del trabajo y recomendaciones del proyecto.

CAPÍTULO I

1. DIAGNÓSTICO DEL PROBLEMA

1.1. Antecedentes

Durante siglos los pueblos ancestrales en Ecuador reportan procesos de minería, de los cuales se ha extraído metales preciosos a pequeña escala, las prácticas mineras actuales tienen sus orígenes en las operaciones del área Portovelo - Zaruma que comenzaron en 1896 y han continuado durante más de un siglo. El producto principal ha sido el oro, aunque durante algunos períodos se exportaban concentrados de cobre y zinc con oro. Con la decadencia de esta operación industrial, relativamente a gran escala, comenzó el desarrollo de la minería artesanal y a pequeña escala. En los años 1980, en sus inicios, provocada por el coste del oro e ineludible por el cierre de las fuentes de trabajo en la mina de Portovelo, la zona de Nambija fue testigo de una fiebre del oro, mismo que dio lugar también a la intrusión de antiguas labores mineras en Portovelo (MERNNR, 1998, p.10). La fuerte competitividad de las industrias mineras metalurgistas hace que las empresas mejoren sus procesos, a través de la optimización y desarrollo de nuevas metodologías. Por consiguiente, para lograr sus objetivos, se hace uso de la experimentación y evaluaciones de todas las variables que influyen en la mejora del proceso de obtención de minerales de valor económico.

Ecuador participa en el Convenio de Minamata sobre la utilización de mercurio el 29 de julio de 2016, que espera proteger el bienestar humano y el clima de las salidas y llegadas antropogénicas de mercurio. Como se indica en el acuerdo, las naciones que establecen que los ejercicios de extracción de oro de alcance limitado y distintivo completados en sus regiones son más que inmateriales, deben crear y llevar a cabo un Plan de Acción Nacional (NAP) para disminuir y, cuando sea posible, eliminar de la utilización de mercurio en el área de la minería artesanal y de pequeña escala (MAPE) de oro, como se caracteriza en el tercer pasaje del artículo 7 y el anexo C del acuerdo (MAE, 2020, p.1).

En cumplimiento con lo establecido en el Convenio, el Ecuador en conjunto con la Organización de las Naciones para el Desarrollo Industrial (ONUDI) y el Artisanal Gold Council (AGC) ha puesto en marcha el proyecto “Plan de Acción Nacional sobre el Mercurio en el Sector de la Minería Artesanal y de Pequeña Escala (MAPE) de Oro en Ecuador”, cuyo objetivo es impulsar un Plan que trabaje en la capacidad del país para disminuir la utilización y posteriormente las salidas de mercurio. Para impulsar los objetivos y sistemas del PAN, se inició el desarrollo del patrón de utilización de mercurio en la MAPE de oro en Ecuador, a través de la planificación de un stock de emanaciones y llegadas de mercurio en la zona, que se completó entre septiembre de 2018 y enero de 2019. El objetivo del stock es introducir medidores de referencia sobre la

utilización y llegada de mercurio en las actividades de oro de la MAPE en Ecuador, para conocer la diseminación geológica, la creación de oro y la innovación utilizada por el oro de la MAPE.

La extracción esencial es el motor principal de la MAPE de oro en nuestra nación, ya que aborda el 94% del oro creado (22 054 toneladas de Au), asignando a la minería aluvial el 6% del oro entregado. La voladura es la parte principal para la extracción de minerales en la acción esencial, para lo cual se requiere la utilización de aparatos eléctricos, sopladores y explosivos. La extracción de mineral es muy provinciana puesto que se realiza físicamente o por vehículos naturales conducidos por profesores de mina. No obstante, hay algunos casos en los que el material se envía a través de rieles con carros impulsados por motor (MAE, 2020, pp. 1-8).

En cuanto a la preparación de minerales esenciales, las técnicas más ampliamente reconocidas que se encuentran son cuatro: a) mezcla en cámaras de procesamiento (cerdos), que comprende fundamentalmente el triturado del material y la mecha del mercurio durante la pulverización; b) mezcla con un concentrador gravimétrico (chanchilla), que se relaciona con un ciclo de devastadores (fábrica chilena) y un concentrador; c) combinación y cianuración, especialmente aplicada a aquellas arenas que se forman por mezcla por aplastamiento, a las que se aplica cianuración para la extracción de oro; y d) fijación por flotabilidad, principalmente creada en plantas de beneficio de ciclos devastadores y expuestas a medidas en tanques de moldeo con sintéticos que diferencian el oro de las redes y le permiten deslizarse (MAE, 2020, pp. 8-9).

El presente estudio se ubica en la planta de beneficio de la empresa Oroconcent S.A, ubicada en el sector el Tablón del cantón Portovelo en la provincia de El Oro donde siendo estas prácticas empíricas y típicas de la zona se las busca mejorar. La Planta de Beneficio, lugar donde se realiza la presente investigación, no tiene implementado el proceso metalúrgico de lixiviación en pilas - cianuración, lo que se busca implementar para permitir un mejor control y monitoreo de los residuos y optimizar el proceso de obtención de minerales, contribuyendo eficazmente al cuidado ambiental.

En este momento existen diferentes solicitudes con respecto a la utilización y mejoras del cianuro como especialista sintético en la disposición de ciclos metalúrgicos y de oro. Luego, se demostrará como fundamento los emprendimientos realizados en los ciclos de extracción de oro:

Salinas et al., (2004) presentan exámenes de avance en medidas de cianuración con oxidación usando ozono en minerales que contienen oro y plata, logrando una desintegración del 70.78% de plata correspondiente a cianuración sin oxidación pasada que tiene una desintegración del 61.7% y comparable al oro allí es un 93% de desintegración mientras que en su mayor parte sin oxidación hay un 40% de desintegración, además se pensó en los tiempos de respuesta de los ciclos: en la preoxidación de la plata y sin preoxidación. - oxidación en el medio de 24h y para el oro en la medida de preoxidación 48h y sin oxidación una temporada de respuesta de 72h (Salinas et al., 2004. pp. 315-320).

Adolfo Marchese muestra en su examen la racionalización de un ciclo de cianuración, en su exploración considera tres factores de investigación con dos niveles cada uno: fijación de cianuro (0.5 y 2 g / L), pH (10, 11) y oxigenación (0, 1), obteniendo gracias a su examen una extracción de oro del 84.5% y construyendo como límites ideales una centralización de cianuro de 0.5 g / L, un pH de 10 y oxigenación al macerado (Marchese, 2008, pp.4-9).

Julio Espinoza (2018) presenta una investigación relativa de especialistas en filtración en la extracción de oro, en el examen completado se evaluaron los rendimientos de la utilización de tiourea y cianuro de sodio, obteniendo mejores resultados de ejecución con la utilización de cianuro de sodio (Espinoza, 2018, pp. 152-157).

Arias et al., presentan el impacto del filtrado en la recuperación de oro, en este examen, valoran lo que significan para los límites acompañantes: granulometría, pH, ritmo de mezcla y foco de cianuro de sodio, y posteriormente obtienen un nivel de recuperación del 46,14%. Además, se infiere que la justificación detrás de esta baja tasa de recuperación no se basa en los límites disecados, sino que se encontró una expansión en la fijación de Cu durante el drenaje (ARIAS et al., 2017, pp. 3-7).

Como puede observarse, el nivel de recuperación de oro se caracteriza por diferentes factores y condiciones durante los distintos ciclos. Esta exploración se centra en establecer los mejores límites para: tamaño de molécula, nivel de sólidos y centralización del cianuro de sodio a través de varias mediciones.

1.2. Planteamiento del problema

La explotación de oro en muchas épocas ha sido considerada como uno de los tópicos predominantes a nivel mundial, no solo por el beneficio económico que representa, sino también por los impactos sociales y ambientales que ha generado a través de sus diferentes etapas: exploración, explotación, producción, refinamiento y comercialización. La actividad aurífera desde sus inicios se ha establecido como el motor de la economía de varios países, ya que desde la antigüedad se ha visto como el auge del oro ha formado imperios y así mismo como la disminución de su producción ha provocado la ruina de las zonas donde se asentaban las minas de gran producción, causando un problema socioeconómico tanto al inicio como al final de la producción minera (Osorio et al., 2018, p. 57).

Por todo ello se ve la necesidad de implementar nuevas tecnologías para la extracción de minerales auríferos, una de ellas es la lixiviación en pilas con el uso del cianuro como agente lixivante. En Ecuador esta tecnología no se lleva a cabo porque actualmente la minería se encuentra en proceso de desarrollo, por ello surge la interrogante de ¿Cómo aprovechar al máximo la recuperación de oro?, ¿Cuáles son los procesos idóneos de recuperación de minerales de baja ley?

La planta de beneficio de la empresa OROCONCENT S.A, ubicada en el Sector El Tablón del Cantón Portovelo en la Provincia de El Oro – caso de estudio: Mina Pique, la cual procesa el oro, en la búsqueda de tener procesos más efectivos con el fin de lograr mejorar los procesos de recuperación de oro se ha planteado usar el método de lixiviación en pilas - cianuración para lo cual se debe realizar un estudio de factibilidad.

1.3. Justificación

El estudio de factibilidad para la lixiviación en pilas es un proceso para la recuperación de minerales mediante el uso racional de diseños experimentales y de una estrategia adecuada donde se obtendrá las condiciones apropiadas de los minerales de la mina Pique para implementar esta tecnología en la empresa. El desarrollo del presente Trabajo de Integración Curricular está orientado a solucionar un problema tecnológico debido a que en la mayoría de las empresas que procesan mineral tienen problemas operacionales que dificultan la recuperación de un metal debido a la composición química de los minerales y sus leyes bajas.

Se utilizarán procedimientos lógicos y razonables para lograr la factibilidad del proyecto en la empresa; la metodología permitirá determinar de manera general cómo realizar el proceso para obtener un beneficio para la empresa.

La presente investigación está enmarcada en la lixiviación de minerales auríferos con la finalidad de obtener el oro en la empresa OROCONCENT S.A, caso de estudio: Mina Pique donde mediante el proceso de investigación experimental, se busca demostrar la factibilidad técnica y sustentación económica, de esta forma comprobar si es posible llevar a cabo la aplicación de esta tecnología. Toda vez que está en constante alza el precio de los metales preciosos en el mundo. Además, el trabajo es de importancia porque se recupera el metal valioso, beneficiando a la empresa.

1.4. Objetivos

1.4.1. Objetivo general

Desarrollar un estudio de factibilidad para la recuperación de oro por medio del método de lixiviación en pilas – cianuración llevada en la planta de beneficio de la empresa Oroconcent S.A, ubicada en el Sector El Tablón del Cantón Portovelo en la Provincia Del Oro – caso de estudio: “Mina Pique”

1.4.2. Objetivos específicos

- Realizar pruebas metalúrgicas para definir la viabilidad del método de lixiviación en pilas–cianuración en la empresa “OROCONCENT SA”.
- Ejecutar un estudio económico entre inversión y recuperación por el uso del método de lixiviación en pilas.

CAPÍTULO II

2. REVISIÓN DE LA LITERATURA

En primera instancia para este trabajo de investigación, se recopiló una gran variedad de información y materiales referentes al tema de estudio, esto incluye reunir y analizar información de libros, mapas e investigaciones, seleccionando información útil y de calidad sobre el área de investigación como datos generales, minería, geología local y regional.

2.1. Marco Geológico

2.1.1. Geología regional

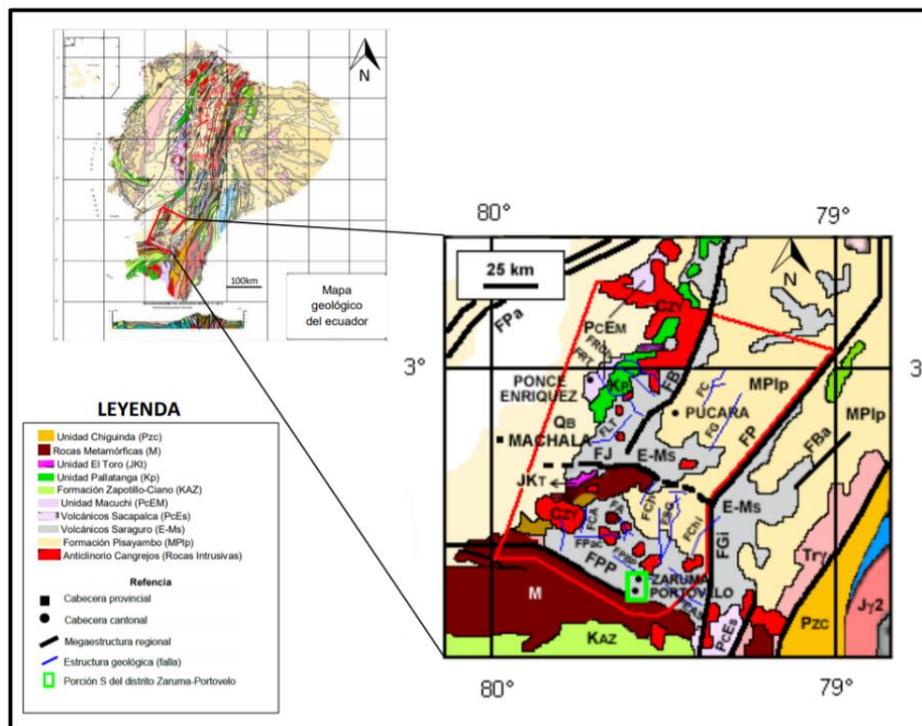


Figura 1-2: Geología Regional del área suroeste del Ecuador

Fuente: PRODEMINCA, 2000.

Tabla 1-2: Geología regional del área suroeste del Ecuador

Geología Regional del área suroeste del Ecuador	
<i>Rocas metamórficas (M)</i>	Ubicados al norte del Complejo Metamórfico El Oro (Aspden et al., 1995; Feininger, 1978), subyaciendo la mayor parte del entorno. Sobresalen al sur de la Falla Piñas-Portovelo. En sitios como Manú, Vega Rivera, Río Luis, Río Palmas, Río Chicola y Río Daucay; ocurren como ventanas de desintegración.
<i>Unidad Celica (Kc).</i>	(McCourt et al., 1997) afloran al sur-este del área donde sobreyace discordantemente al Complejo Metamórfico El Oro. En las principales litologías se aprecia tobas andesíticas y dacíticas muy meteorizadas y lavas andesíticas a andesito-basálticas.
<i>Unidad Sacapalca (PcEs).</i>	Estas rocas afloran en pequeña proporción al noreste del área. La unidad comprende lavas andesíticas, brechas tobáceas, conglomerados, lutitas lacustres y tobas dacíticas dispersas (Pratt et al., 1997).
<i>Grupo Saraguro (E-Ms)</i>	Consiste especialmente de tobas soldadas de flujo de ceniza de constitución riolítica a dacítica como las que se observan al W de Manú, lavas andesíticas, material volcánico re TRABAJADO y rocas sedimentarias.
<i>Unidad Portovelo (O-Pv).</i>	(Pratt et al., 1997) se encuentran al norte de la Falla Piñas-Portovelo entre Huertas y Zaruma, alrededor de Salvias y en el Río Luis donde sobreyace incongruente al basamento metamórfico.
<i>Formación Jubones (Msj).</i>	Comprende las capas más antiguas del grupo Saraguro con fuertes desajustes angulares en algunos lugares e incluye plagioclasa, biotita y rellenos ricos en cuarzo.
<i>Rocas intrusivas.</i>	Se encuentran dispersos e intrusivos principalmente en las rocas de la Unidad Portovelo y en las regiones noroeste y sureste del Grupo Saraguro. Los granitoides son por lo general de grano medio a grueso, a menudo muestran signos de enfriamiento violento, lo que indica un alto grado de emplazamiento subvolcánico.

Fuente: Ordoñez et al., 2003, pp. 29-32.

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

La Geología Regional de la zona de estudio concierne a una figurada basta variedad de afloramientos propios de la formación Celica del cretácico que ha representado el papel de roca receptora de la mineralización por su prioridad física de mantener fracturas abiertas por un periodo de tiempo muy largo, no obstante, vetas mineralizadas, si bien en menor cantidad se aprecian en otras unidades litológicas.

Regionalmente se establecen tres zonas, y son las siguientes:

Zona de Paccha

a) Litología

Rocas Metamórficas

En esta formación afloran usualmente Gneis, cuarcitas y esquistos negros anfibolíticos, además de la presencia esquistos de moscovita. En el sistema de fallas Paccha, en sus contactos, se aprecian tonalitas y dioritas. La extensión de estas unidades litológicas tiene un espesor de aproximadamente 1km y están en contacto con la formación Celica a través de la falla Piñas.

Rocas Básicas

Esta área presenta una variedad extensa de diferenciaciones petrográficas, los cuales varían desde gabros de horblenda y anortocita hasta la presencia posible de rocas ultramáficas, comúnmente se encuentra piritización. Los granos de los fenocristales también varían considerablemente.

Rocas Intrusivas Intermedias Ácidas

A este conjunto corresponde a la composición tonalítica, de la misma forma la presencia de granodioritas afines a filones aplíticos, cuarzo monzonítico, estos especímenes de rocas afloran a 10 km al este y al noroeste del pueblo de Paccha.

Rocas Volcánicas Indiferenciada

Similares a las de la zona Zaruma Portovelo, compuestos generalmente por piroclastos verdosos de matriz afanítica, relacionados con la formación Celica. Las alteraciones presentes en estos tipos de rocas se encuentran compactadas y con la característica de grado inferior de alteración hidrotermal.

b) Estructura

El sistema de Falla Paccha pone en contacto dos ambientes litológicos disímiles y muy complejos en concordancia con su estructura, pero fraccionadas en dirección norte-sur y este-oeste, así:

- Al norte: caracterizada por rocas metamórficas intruidas por rocas básicas de la serie volcánica andesítica y de la misma forma instruido por sustancias ácidas intermedias.
- Al sur: representada por la presencia de rocas volcánicas andesíticas, principalmente.

c) Mineralización

Caracterizada por la presencia de sulfuros metálicos correspondiente a muy diseminada, así mismo la exuberante piritización de las vetas en rocas volcánicas y gabros. En vetas y vetillas de cuarzo se encuentra la presencia de sulfuros (pirita, calcopirita, galena y bornita). Los sectores de explotación son Paccha, Huayrapungo y Poites.

Zona Zaruma – Portovelo

a) Litología

Serie Muluncay

Compuesta en gran parte de andesitas traquíticas con inserciones de piroclastos de igual composición.

Serie Portovelo

Constituida principalmente por una serie de andesitas de pórfido bien definidas.

Serie Faique

Conformada por lavas andesíticas y en proporción inferior por tobos superpuestas de igual composición.

b) Estructura

En estas zonas la estructura a menudo se pliega, y se puede inferir de que se trata por las orientaciones de estratificación las cuales varían regionalmente y con características oblicuas y asimétricas. Cerca de las principales fallas las estructuras resultantes usualmente tienden a plegarse posiblemente puede tratarse de un mega anticlinal de orientación aparente a las grandes fallas de Zaruma Portovelo. En la región también hay una serie de fallas con orientación N 20° W y N 10° E con buzamientos de 50 - 70 grados con promedio generales hacia el Este. También existe una falla probable en dirección norte-sur que destaca de las áreas mineralizadas de Zaruma, esta es la falla Puente -Buza- Palestina que probablemente forma parte del sistema de falla Piñas y Paccha, otra falla importante ubicada por el río San Luis, en dirección noroeste, paralela al río Amarillo.

c) Mineralización

La mineralización detallada se discutirá en la sección de geología local, de acuerdo con la mineralización relacionada con la veta, así como con las propiedades del mineral.

Zona Piñas

a) Litología

Esta zona, a diferencia de las que la precedieron, suele estar formada por las rocas más antiguas, como rocas metamórficas que pueden ser del Precámbrico y / o Paleozoico, comprende dos agregados separados por la falla Piñas dirigida N55° W.

Estos agregados son:

- Un agregado caracterizado por dos micas de grano medio con exuberante moscovita.
- Un agregado el cual se caracteriza por gneis anfibolíticos con presencia de lentes y cuarzo bandeado-re cristalizado.

Al sur del área se encuentra conformado principalmente por macizos inclusivos granodioríticos y dioríticos. La riolita de Chuva que se relaciona posiblemente con el cerro Santa Bárbara y Zaruma Urco aflora cercano a la Falla Piñas. La mayor parte de las fallas principales tienen una orientación similar a la Falla Piñas.

b) Mineralización

La mineralización más difundida es la piritización. En rocas metamórficas que parecen estériles a primera vista sin sistemas de fallas asociadas a ellas, también se pueden ver muchas vetas de cuarzo blanco sin sulfuros, debido a la presencia de minerales preciosos.

El distrito minero Portovelo-Zaruma se caracteriza principalmente como un depósito vetiforme Epitermal de metales base y preciosos con afinidades mesotermales y del subtipo Adularia Sericita (Heald y otros 1987) dentro de su género tiene un tamaño excepcionalmente grande con sistema de vetas que se extienden casi continuamente sobre 15 km. en sentido NS, 4 Km. en sentido EW, y 1600 mt en sentido vertical.

La falla Piñas Portovelo es ciertamente una falla importante para la subdivisión de dos bloques importantes entre los metamórficos al suroeste de Piñas y los volcánicos intrusivos al noreste.

La formación post Celica con dirección N 40° W, ubicada al suroeste de Portovelo, es considerada como la más antigua e importante de las fallas.

Otra falla importante es la falla que se ubica paralela al río Amarillo, con una orientación N 45°E.

Rocas metamórficas

Dentro de este grupo se encuentran subgrupos, lo cuales se muestran a continuación:

Gneis de San Roque

Pertenecientes a los gneis de grano medio y grueso, también se puede encontrar cuarcitas, y esquistos cuarzosos del tipo feldespatos y biotíticos.

Esquisto Capiro

Formada por esquistos micáceos filitas de composición pelítica, y cuarcitas intercaladas esporádicamente de meta - vulcanitas.

Rocas volcánicas

Todas las lavas de composición intermedia pertenecen a este subgrupo, las cuales están divididas de la siguiente forma:

Miembro Muluncay

Compuesta principalmente por piroclastos.

Miembro andesitas Portovelo.

Formadas por andesitas porfirítica.

Miembro Faique

Compuesta en la parte superior por piroclastitas que probablemente son complementos del miembro anterior.

Depósitos superficiales

Dichos depósitos son propios de la zona, se ubican principalmente siguiendo el Río San Luis y Amarillo.

2.1.2. Geología Local

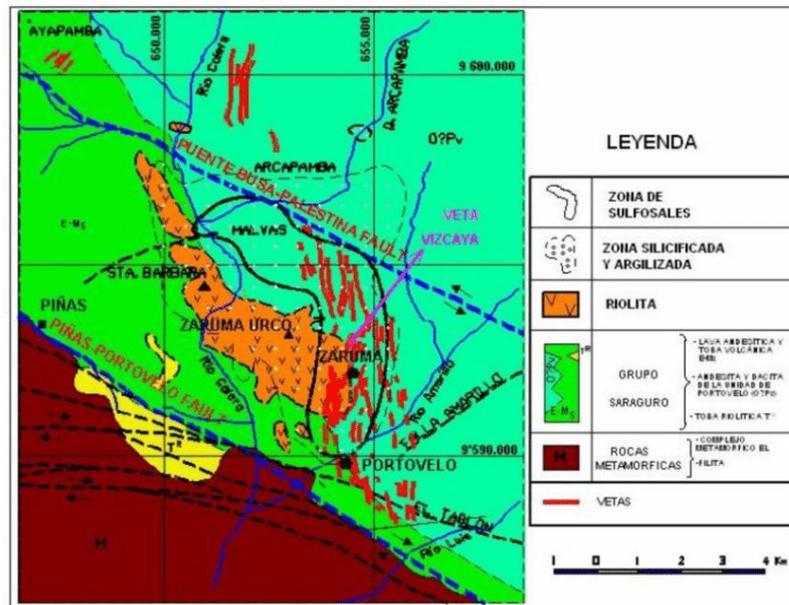


Figura 2-2: Geología local

Fuente: Oliva, 2015.

Localmente las zonas mineralizadas pertenecen al distrito minero Portovelo-Zaruma, formados por la depositación de fluidos y soluciones hidrotermales con relleno en los espacios abiertos característicos, así como la depositación de metales preciosos en la etapa de precipitación de las soluciones minerales. Conduciendo a la creación de un yacimiento filoniano de dimensiones grandes, de tipo hidrotermal y temperatura media.

Este tipo de yacimientos presentan vetas y vetillas mineralizadas, mismas que ocupan espacios abiertos resultado de fallas y fracturas tensionales acontecidas en el periodo de formación tectónica por medio de los ciclos repetidos de depositación dando lugar de esta forma el aumento gradual de salinidad y temperatura.

La alteración hidrotermal se encuentra bien definida en lo que se refiere a contactos entre mineral-roca encajonante, los cuales los minerales económicamente rentables son el oro y la plata, mismos que se encuentran asociados a sulfuros y sulfosales, los minerales de ganga generalmente están formados por cuarzo y cuarcita, acompañados de clorita, adularia y fluorita.

La descripción de su génesis resulta muy difícil, por el tiempo exacto que ocupa la depositación de soluciones minerales, además de la consecuente formación de distintos depósitos minerales ocurriendo en periodos demasiado largos y en distintas fases de depositación, sin omitir las condiciones físico-químicas según el ambiente geológico perteneciente la cual conduce a la formación de morfología de acuerdo a la forma adoptada por las vetas relacionadas con estructuras que ocupan soluciones minerales.

La génesis de la zona de estudio se encuentra ligada a la evolución geológica-tectónica, con lo cual se establece la secuencia de formación siguiente:

- Formación de una base completa de rocas metamórficas.
- Formación de una serie de rocas ígneas extrusivas andesíticas e intrusión de la misma por cuerpos dioríticos a granodioríticos.
- Formación de la falla Piñas – Puente Buza – Palestina, mismas que tienen características propias con movimientos horizontales y verticales, afectando de esta forma a depósitos volcánicos de la formación Celica

Mineralización

Las zonas son alteradas por soluciones minerales, encontrándose en contacto con rocas ígneas andesíticas, los cuales son indicadores para la presencia de yacimientos ricos en minerales preciosos, resultado de dos secuencias de formación hidrotermal (vetas polimetálicas meso-termales y vetas cuarzosas ricas en metales preciosos con relación epitermal). El oro se encuentra asociado a sulfuros de Zn, Pb, Cu con presencia de cuarzo y feldespato, principalmente. Muy rara vez se ha encontrado Au en forma nativa. Según estudios realizados anteriormente se ha concluido que las alteraciones hidrotermales más notables acontecidas en la zona son:

Pirita (Piritización)

Se encuentra en vetas formando bandas o lentes masivas en contacto con las salbandas, como resultado de una primera etapa de mineralización que dio lugar a la alteración clorítica de la roca de caja andesítica y la consiguiente piritización. En algunos sectores aparecen como vetillas de enrejados o diseminada en el cuarzo o rocas encajantes. En el área de investigación se puede diferenciar dos tipologías de piritas la primera que no tiene forma de color amarillento turbio de primera generación paralela a la clorita y otra de tipo cristalizada con típicos cristales cúbicos de color amarillo brillante de una segunda generación. Los tenores de oro bajan considerablemente bajo la presencia de esta pirita.

Cuarzo (Silicificación)

Se lo encuentra en mayor cantidad como mineral de ganga, como resultado 3ro y 4to eventos de mineralización y se presenta en 3 formas: una amorfa con cuarzo masivo de color blanco lechoso usualmente contiguo al feldespato, contactos con polisulfuros, y formando las partes céntricas de las estructuras mineralizadas; otra de forma de cuarzo cavernoso por lo general con contenidos de oro y una tercera forma de drusas con cristales desarrollados a veces tipo amatista. El cuarzo de la primera forma, asociada con feldespato y esfalerita es un gran metalotecto que indica grandes concentraciones de oro, sobre todo cuando la esfalerita es masiva.

Propilitización

Su principal característica es el apareamiento de epidota, clorita y presencia de vetillas de calcita.

Argilitización

Se forman por minerales de tipo arcillosos desarrollados a partir de la matriz o a partir de los fenocristales de plagioclasa.

2.2. Yacimientos auríferos

De acuerdo a lo manifestado Emmons (1937) en su libro: "*Gold deposits of the World*" los depósitos de oro los separa de la siguiente manera:

Tabla 2-2: Clasificación de depósitos de oro.

<i>Segregaciones magmáticas:</i>	Conocidos también con el nombre de "orto-magmática". Se forman a partir de la consolidación de magmas fundidos.
<i>Pegmantas:</i>	Se forma a partir de soluciones acuosas de origen ígneo debido a la diferenciación que ocurre en el magma.
<i>Depósitos pirometasomáticos:</i>	Se forma a presiones y temperaturas altas en las rocas invadidas cerca de los contactos de intrusivos ígneos por fluidos térmicos que proceden de las rocas invasoras.
<i>Depósitos hipotermales:</i>	Son filones y depósitos que se forman a partir de fluidos térmicos de grandes profundidades en altas temperaturas y presiones.
<i>Depósitos mesotermales:</i>	Se forman por fluidos térmicos; de profundidad, presión y temperatura intermedia.
<i>Depósitos epitermales:</i>	Se forman por fluidos térmicos; de profundidad, presión y temperatura relativamente baja.
<i>Depósitos originados por soluciones frías:</i>	Se producen a partir de aguas de origen atmosférico que lixivian a su paso los metales de las rocas, mismos que luego se precipitan.
<i>Depósitos sedimentarios:</i>	Se forman a partir de procesos de agradación. Referidos a los placeres de oro.

Fuente: Emmons, 1937.

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

Muchos diversos sistemas clasifican de otra manera la presencia del oro en el mineral, de cobre, de óxido, de hierro, depósitos basados en una definición empírica que nace principalmente de los rasgos geoquímicos que no tienen claro el ajuste tectónico, el entorno geológico, o las fuentes de fluido que forma la mena, metales, u otros componentes de mineral. Tales depósitos tienen:

- a) Cu, con o sin Au, como metales económicos.
- b) Estilos hidrotermales de mineral y mandos fuertes estructurales.
- c) Magnetite abundante y/o hematite.
- d) Óxidos Fe con Fe/Ti mayor aquellos en las rocas más ígneas

2.3. Minerales cianurables

Es importante tomar en cuenta la presencia o ausencia de agentes cianicidas antes de iniciar el proceso de extracción de minerales de plata y oro, por lo que la viabilidad de recuperación de metales preciosos se vería afectada en gran medida, además de partículas de carbono que absorben los metales preciosos, y materiales orgánicos que consumen oxígeno de la solución; para una disolución eficiente, los metales preciosos conviene encontrarse en partículas finas. En el método propuesto en esta investigación, la roca debe tener características porosas y permeable, caso contrario se utiliza procesos de trituración, sin embargo, no debe presentar una cantidad excesiva de materiales arcillosos, la cual reduce la efectividad de la percolación, dicho problema es resuelto si se forma aglomeraciones de los finos (Tecsup, 2009, p. 2).

Tecsup (2009, p.2) en su manual menciona que para poder ejecutar un diagrama de circuito de tratamiento es primordial acatar las condiciones del mineral, relave o concentrado; por lo que los materiales tienen características propias y resulta significativo saber su composición mineralógica, de esta manera se identifica minerales valiosos, además de conocer con anterioridad el comportamiento del mineral para con la cianuración.

Previamente a la cianuración, el mineral de interés debe prepararse: sin agentes cianicidas, sin sulfuros en parte oxidados de Cu, Fe, Sb, Zn, entre otros elementos químicos que dificultan la solubilidad de oro; el tamaño de grano debe ser de medio con tendencia a fino sin exagerar (1.5 a $\frac{3}{4}$ pulgadas), para que la disolución ocurra en menor tiempo. La permeabilidad del material es imprescindible debido a que la solución debe entrar en contacto con la superficie del mineral de interés, de la misma forma no debe contener ácidos, en caso de existir, se realizaría un pretratamiento (Flores, 2019, p. 38).

2.4. Lixiviación

La palabra lixiviación se origina del latín: “Lixivia, -ae” sustantivo femenino que significa lejía. Antiguamente los romanos usaban dicho término como referencia a las aceitunas antes de molerlas o a los jugos destilados de las uvas antes de pisarlas. Actualmente, se denomina lixiviación, al producto soluble del lavado de una sustancia pulverizada. (Restrepo, s/f. p.44)

Por medio de la termodinámica se ve que una reacción es posible ($\Delta G < 0$) disolviendo el material de interés dentro de un agente dispersante, recalando que esta reacción de disolución tiene que verse desde el ámbito cinético también, puesto que se necesitan reacciones que pueden ocurrir en tiempos razonables (Restrepo, s/f. p. 44).

La lixiviación de un metal entrega: una solución enriquecida con el ion de interés (metal), además un sólido que no se ha disuelto (Restrepo, s/f. p. 44).

Se debe poner a consideración varios factores antes de la elección de un reactivo el cual va a actuar como agente lixivante, los cuales son:

- Valor del reactivo
- Carácter físico / químico del elemento a lixiviar.
- Selectividad del agente lixivante
- Efecto del reactivo en el reactor de lixiviación.
- Capacidad para ser regenerado y reintegrado al proceso.

De acuerdo a los factores mencionados se pueden clasificar los tipos de agentes Lixivantes de la siguiente forma:

- Agua
- Soluciones básicas
- Soluciones ácidas
- Soluciones de sales acuosas

Gran parte de las reacciones que ocurren en Hidrometalurgia, son del tipo sólido/sólido, líquido/líquido como la extracción por solventes, asimismo puede presentarse una reacción gas/sólido, difiriendo que el gas estaría disuelto en el líquido. En consecuencia, de estas premisas es natural poner a constancia que los procesos que ocurren en la hidrometalurgia implican reacciones heterogéneas. (Restrepo, s/f. p.45)

2.4.1. Métodos de Lixiviación

Diferentes métodos de lixiviación, reaccionan al objeto clave de un trabajo metalúrgico, es decir, lograr la mayor ventaja monetaria con los gastos y ciclos potenciales base. De esta manera, cada una de estas técnicas intenta lograr la armonía correcta entre los activos entregados y la ventaja lograda al preparar estos activos (Restrepo, s/f. p. 45).

En esta indagación, es importante incluir tareas unitarias cuyo carácter sea en un nivel muy básico físico y solo de vez en cuando (cuando se incluye el enfoque por flotabilidad o algún pretratamiento de sustancias), físico-sintético. Siendo la lixiviación el primer proceso de carácter químico al cual es sometido el mineral. El factor determinante en la lixiviación es sin duda el tiempo al que se someten los minerales para extraer los metales, con lo cual se tiene los diferentes tipos de lixiviación que se muestran a continuación:

Tabla 3-2: Métodos de lixiviación.

<i>Lixiviación In-situ.</i>	Incluyen métodos para disolver minerales en agua y lixiviación con productos químicos a base de agua; los metales se pueden recuperar de depósitos minerales donde no se aplican los métodos convencionales.
<i>Lixiviación en Botaderos.</i>	Consiste en lixiviar rocas de mala calidad, desmontes o despojos de minas a cielo abierto; con contenido bajo de ley mineral, mismos que no los métodos convencionales no se aplican. Esta técnica es de bajo rendimiento, asimismo los costos son leves.
<i>Lixiviación en Batea.</i>	El método que consiste en poner en contacto un lecho de mineral en una solución acuosa; el proceso es percolar e inundar al mineral en la batea o estanque. La aplicación de esta técnica sugiere que los minerales deben contener leyes altas, pudiéndose lixiviar en períodos de 3 a 14 días.
<i>Lixiviación por Agitación.</i>	El método consiste en agitar los minerales, de contenido de alta ley, con la solución lixiviante. Los minerales, previo a la lixiviación, deben ser tratados por procesos de conminución para obtener finos de los cuales sus valores se liberan y se exponen a la solución.
<i>Lixiviación en Pilas.</i>	El mineral proveniente de voladura es ligeramente preparado (reducción de tamaño), hasta conseguir una granulometría adecuada que permita un alto coeficiente de permeabilidad. El mineral es colocado en montones de sección trapezoidal con altura calculada, seguido de instalar un sistema de riego de la solución lixiviante.

Fuente: Restrepo, s/f. pp.45-48.

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

2.5. Lixiviación con cianuro

La refinación de minerales auríferos usando al cianuro como agente lixivante ha sido el estándar de la industria minera hace más de una década. Durante este proceso la solución de cianurada se filtra a través del mineral contenida en pilas, tanques o columnas. El oro es disuelto por el cianuro y, subsiguientemente, retirado de la columna o pad. La extracción de oro de la solución enriquecida se lo realiza por medio de adsorción en carbono o resinas. Este método de minería comprobado y rentable proporciona la máxima recuperación para una amplia gama de minerales de oro, incluidos minerales de baja ley y algunos refractarios (SGS, 2021, parr. 3).

2.6. Lixiviación en columnas y tanques

La lixiviación en columnas representa una simulación de la lixiviación en pilas a escala de laboratorio, permitiendo representar las condiciones iniciales del mineral y de esta manera definir el tratamiento óptimo para instalar un pad de lixiviación a escala industrial. La lixiviación en tanques se lleva a cabo por agitación los cuales pueden ser por agitación mecánica, neumática o combinados. Tradicionalmente, el mineral de interés es colocado en columnas o tanques, de manera tal que la solución contenida de cianuro disuelve al oro. Se debe realizar un riguroso

control del tamaño granulométrico, asimismo de los niveles de concentración de cianuro, oxígeno y alcalinidad para garantizar la máxima recuperación de oro (Torres, 2018, pp. 4-7).

2.7. Lixiviación en Pilas

2.7.1. Historia

Desde mediados de la década de los 70 se ha venido desarrollado notoriamente la actual tecnología de lixiviación de metales preciosos, sin omitir que los principios de lixiviación, así como los de recuperación de oro por cianuración, tienen una extensa historia. No obstante, desde los años 50, la lixiviación se ha venido desarrollando hasta convertirse en un método eficaz para el tratamiento de minerales de oro y plata. Demostrando efectividad en la extracción de metales preciosos de depósitos pequeños y de poca profundidad. Manejable con respecto al ambiente. Una desventaja del método de lixiviación en pilas, es la reducción considerable del porcentaje de recuperación de metales que se adquiere del mineral con relación a la lixiviación convencional (Potter, 1978, pp. 423-429).

En el trabajo de Taylor and Whelan (1942) sobre “*The Leaching of Cupreous Pyrites and the Precipitation of Copper at Rio Tinto, Spain*” citado en Hiskey (1985) menciona que el método de lixiviación en pilas tiene su auge hace varios años atrás, refiriéndose que a mediados del siglo XVI, en Hungría, los mineros reciclaban las soluciones ricas en cobre sobre pilas de mineral de baja ley; en Río Tinto, mineros españoles percolaban soluciones ácidas en pilas de tamaño considerable de mineral cuprífero oxidado, alrededor del año 1752. En los 90, los procesos de lixiviación adquirieron nuevas técnicas; ciclos de lixiviación/reposo para acrecentar la recuperación de cobre (Hiskey, 1985, p.3).

Los productores de uranio han venido practicando la lixiviación en pilas mediante soluciones alcalinas y ácidas a finales de la década de los 50. A través del trabajo pionero de dos doctores escoceses la recuperación de oro mediante cianuración llegó a ser un método comercial; los hermanos William y Robert Forrest, conjuntamente con John S. MacArthur, químico autodidacta. Los cuales, han experimentado por varios años en un laboratorio casero en Escocia, buscando encontrar un proceso mejorado para recuperar el oro de los minerales complejos. Obtuvieron éxito en su investigación y en 1887 se les emitió la Patente Británica 14, 174. Dos años después, se emitieron las Patentes Estadounidenses 403,202 y 418,137 para estos tres hombres (Hiskey, 1985, pp.1-2).

La información perteneciente a estas patentes incluía la agitación de pulpa ante la presencia de aire, seguido de la precipitación con polvo de zinc a la solución filtrada de oro y cianuro (Von Michaelis, 1985). La lixiviación empleando cianuro fue inicialmente sugerida por la Dirección de Minas de EE. UU en 1967 para la extracción de metales preciosos (Thorstad, 1987, pp. 31-32). Los

primeros en aplicar la lixiviación comercial se efectuaron por parte de Carlin Gold Mining Company al norte de Nevada a fines de los años 60 (Hiskey, 1985). La primera operación a gran escala lo efectuó Cortez Gold Mines a inicios de los años 70, consiguiendo lixiviar dos millones de toneladas de oro de ley marginal (Thorstad, 1987, pp. 32-33).

A mediados de los setenta, se logró perfeccionar la tecnología de lixiviación en pilas para la recuperación de oro en materiales arcillosos de baja ley. El progreso, como la lixiviación en pilas empleando aglomeración, se logró mediante una mayor exploración de depósitos de baja ley a medida que el precio del oro subió drásticamente. Muchos de los yacimientos detectados no pudieron tratarse mediante técnicas de lixiviación convencionales porque la suspensión de las partículas finas producidas durante la trituración impedía que la solución se filtrara uniformemente a través de las pilas de mineral (Heinen et al., 1979).

El método *Heap leaching* utilizando aglomeración es recomendable para la gran mayoría de minerales de oro y relaves del proceso de flotación. Los resultados de las mejoras tecnológicas que se han producido a través de los años 70 y en los años 80 pueden apreciarse en los drásticos aumentos del nivel de producción. En 1993, la producción de oro empleando la tecnología mencionada había aumentado a más del 35 % del total de la producción de oro en EE.UU. desde un estimado de 6% en 1979.

2.7.2. Componentes de un Proyecto de Lixiviación

La figura 3-2 se aprecia los componentes habituales de un proyecto de lixiviación. Aunque todos los proyectos tienen componentes similares, su diseño está determinado por las condiciones específicas del sitio. En las infraestructuras de lixiviación de cobre y metales preciosos, se usa los mismos componentes, aunque se han desarrollado términos diferentes para definir las pozas y otras instalaciones (Dorey et al., 1988, pp. 61-67).

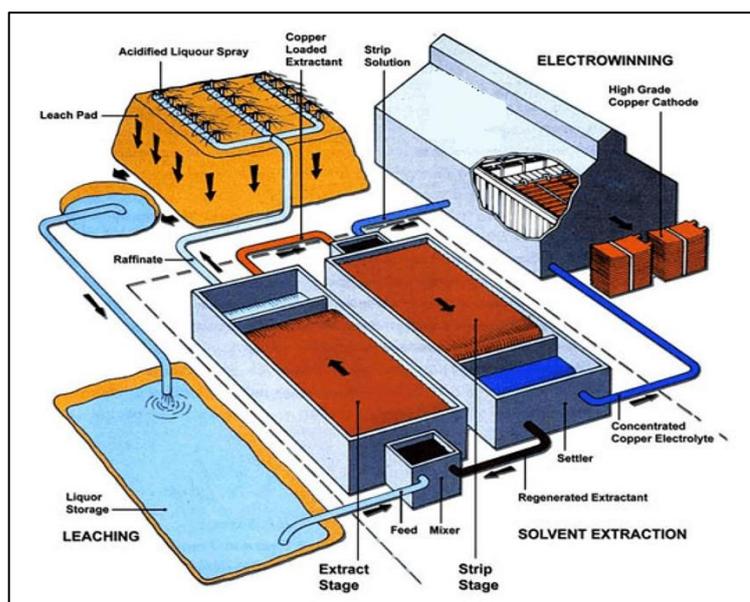


Figura 3-2: Lixiviación de minerales

Fuente: Michaud, 2015, p.1.

El material que va a ser lixiviado en cualquier locación puede obtenerse de varias fuentes de roca mineralizada y / o relaves de flotabilidad / desperdicio. Si bien cada una de estas fuentes puede drenarse, la mayor parte de los proyectos de filtrado incorporan como mineral extraído tardío extraído de minas a cielo abierto, siendo esta la estrategia más eficiente para el mejoramiento de almacenes de gran volumen y mala calidad.

2.7.3. Preparación del Mineral

La metalurgia del mineral dirige la técnica mediante la cual se debe pretratar el metal antes de filtrar. Como conclusión, el pretratamiento también puede dirigir la estrategia y la disposición del desarrollo y la actividad en montones. Dependiendo del complejo en el que se aloja el metal, se necesitará que el mineral tenga un tamaño de molécula que permita el contacto con la disposición y la desintegración. El pretratamiento de los metales puede pasar de la nada (por los minerales que salen de la mina) al aplastamiento, del aplastamiento a la aglomeración, o solo a la aglomeración (por relaves o minerales de grano fino). Los objetivos fundamentales de preparar el mineral para el filtrado son entregar un mineral que sea suficientemente fino para permitir el contacto de la disposición con los metales y lograr un mineral que sea suficientemente poroso y estable para permitir una tasa de permeación satisfactoria a través de la pila. Estas necesidades pueden estar en conflicto de vez en cuando los tamaños de drenaje de metal ideales provocan una pila de baja penetrabilidad. La medida del esfuerzo y el costo que se genera en la instalación del mineral se identifica regularmente con los asuntos financieros de la recuperación de metales.

2.7.4. Pila y Capa Impermeabilizada

Cada oficina de filtrado es especial y el diseño de pilas y capas impermeabilizadas requiere una combinación de algunos componentes importantes. Estos incorporan el tipo y origen del mineral, la metalurgia, la lixiviabilidad, la geografía del lugar, los atributos geotécnicos y geohidrológicos del lugar, así como su entorno. En este momento, se utilizan tres estrategias esenciales para el desarrollo y la actividad de los montones y capas impermeabilizados, que son: montones de extensión extremadamente duraderos, la capa impermeabilizada reutilizable y el drenaje tipo valle.

Los montones y las capas impermeabilizadas deben tener la intención de ser diseños estables que contengan tanto lixiviados como fuertes. Cada uno de los tres tipos de desarrollo de pilas / capas impermeabilizadas requiere pensar en varios estándares en el plan y la actividad. Poner el mineral en los montones debería ser posible mediante diferentes estrategias, dependiendo principalmente de la idea del metal. Las estrategias van desde el vaciado y la salida nocturna con tractor, hasta el montaje con cargadores frontales y el apilado con líneas de transporte.

Los estándares principales al elegir una estrategia de desarrollo de pilas son restringir la delimitación, compactación y aislamiento de partículas, al igual que evitar daños al revestimiento durante el desarrollo. Con frecuencia, no hay muchas opciones potenciales para el establecimiento de pilas debido a obstrucciones, por ejemplo, la distancia de transporte, las condiciones del suelo o la geografía. Los cimientos de los montones deben tener la opción de resistir los montones aplicados por los montones, en cuanto a resistencia, pero también en lo que respecta al asentamiento diferencial entre los montones. Los asentamientos diferenciales pueden influir desfavorablemente en los residuos acumulados y dañar el revestimiento y la capa impermeabilizada.

Debido a los muelles de tipo valle o lugares con geología de pendientes pronunciadas, el límite de los materiales de base y la interfaz de su revestimiento para oponerse a las avalanchas deben considerarse en el plan de los muelles. Los marcos de revestimiento (revestimiento de ingeniería) son esencialmente necesarios para contener los arreglos de filtrado dentro de la oficina, y aunque las pautas ecológicas requieren que se repitan regularmente en el plan, se deben elegir los marcos de revestimiento que cumplan con este objetivo de control. Las estructuras de recubrimiento de capas impermeables son en su mayor parte mezclas de: recubrimientos de películas de ingeniería, recubrimientos normales regulares o ajustados, al igual que los recubrimientos compuestos normales y manufacturados.

2.7.5. Aplicación de Soluciones/Recolección de Soluciones

La disposición de drenaje se mueve desde la disposición gastada (término utilizado en el filtrado de metales valiosos) o el lago de refinado (término utilizado en el drenaje de cobre) a los pilotes a través de una estructura de canalización. En general, se necesita una estructura de sifón para proporcionar la tensión adecuada a la aplicación de rociadores o al sistema de agua de goteo del lixiviado. La primera necesidad es la apropiación uniforme del lixiviado. Las tasas de aplicación promedio son de 0,003 a 0,005 gpm / pie² (0,007 a 0,013 / hora / m²). Las tasas de aplicación deben provocar una progresión insaturada de lixiviados a través del material de la pila. La progresión de la disposición a través de las pilas es básicamente vertical desde la superficie hasta la parte inferior de las pilas.

En general, una capa de material penetrable con o sin líneas de desechos se coloca directamente sobre el revestimiento que precede al desarrollo de la pila. La razón de esta capa es proporcionar filtración y, además, actuar como garantía para el revestimiento durante el desarrollo de la pila. Las disposiciones de drenaje apiladas se recogen de las pilas a través de la estructura de canalización y / o una capa de surtido de lixiviado de alta porosidad. Las líneas de desechos perforadas que se encuentran en la capa de filtración, situadas en la parte superior de la capa impermeabilizada, se utilizan con frecuencia para avanzar en la variedad de arreglos. Tales líneas ayudan a evitar que se desarrolle presión de agua libre en la capa impermeabilizada y posteriormente ayudan a disminuir el potencial de problemas de drenaje y efectos sobre la solidez de la pila. Las líneas de filtración se pueden asociar directamente con una estructura de tuberías al grupo de disposición apilada, o la disposición se puede enviar a través de un canal / zanja de surtido.

Debido a las oficinas de filtrado de vertederos, la capa de alta porosidad enmarcada por enormes rocas que se mueven hacia abajo durante el desarrollo de los vertederos construye el surtido de lixiviados en el fondo del valle.

2.7.6. Contención de Solución de Lixiviación Cargada

La disposición de filtros apilados (a la que se hace referencia como "PLS" en el drenaje de cobre) contiene las "cualidades metálicas" y, en este sentido, es monetariamente básico que no se produzcan derrames en la reserva de disposición apilada. En su mayor parte, se utiliza una estructura de cobertura como la que se utiliza para la reserva de disposición gastada. Habitualmente, se necesita una cubierta de baja porosidad para contener el arreglo con cualidades monetarias, al igual que para eliminar el efecto ecológico concebible provocado por los derrames del arreglo. No es una práctica inesperada colocar grupos de arreglos gastados y grupos de

arreglos apilados uno al lado del otro. Esto limita grandes volúmenes de respuesta para un espacio de la oficina y disminuye los gastos de desarrollo y trabajo. La interconexión de las piscinas también puede permitir que el volumen consolidado de la piscina sea accesible para casos de clima y trabajo escandalosos. El conjunto de disposición de filtros apilados se asocia directamente a las tiendas. En esa capacidad, se producirán los residuos almacenados tanto del lixiviado aplicado como de la precipitación directa. Posteriormente, el plan de los lagos requiere la incorporación de la hidrología de la tarea, es decir, tormentas.

Debido a las pilas destinadas a contener disposiciones, por ejemplo, drenaje de valle, la disposición cargada se guarda dentro del espacio entre las partículas minerales. Para esta situación, los revestimientos y riberas de los muelles son necesarios para funcionar como estructuras de retención de agua. La respuesta para manipular o reutilizar en los montones se obtiene extrayendo los sumideros dentro de los montones. Como regla general, la práctica estándar de la industria para el filtrado de vertederos es ensamblar un banco de tierra de cemento o lodo a unos pocos pies en el suelo rugoso de inclinación descendente de la oficina de drenaje del vertedero. Dicho dique sirve para contener el PLS en un pool de respuesta. La práctica estándar ha sido no alinear el grupo de arreglos. La región de control detrás del dique también podría contener una capa de residuo del desbordamiento del relleno sanitario que funciona como un revestimiento de baja penetrabilidad.

La exploración y la configuración cuidadosas son importantes para dar un grado innegable de control para tales oficinas. Las condiciones geotécnicas y geohidrológicas específicas del sitio controlan si la oficina de drenaje del vertedero PLS y los lagos deben revestirse.

2.7.6.1. Circuito de Recuperación del Metal

La recuperación de metales preciosos puede realizarse mediante un proceso de precipitación con polvo de zinc (proceso de Merrill-Crowe) o mediante la adsorción con carbón activado. También se incluye las etapas de electrodeposición y fundición.

2.7.6.2. Contención de Solución Gastada

La poza de soluciones gastadas, asimismo las soluciones cargadas, deben tener un revestimiento de permeabilidad baja con la finalidad de contención. La solución debe ser contenida por motivos económicos (ajuste químico, ajuste del agua, etc.), y para minimizar los posibles riesgos ambientales ocasionados por las fugas de solución. Se ha usado distintas contenciones por ejemplo los tanques; no obstante, estas alternativas se prefieren generalmente para operaciones pequeñas donde el volumen de solución no es grande.

2.7.6.3. Locación de lixiviación en pilas

El escogimiento de zonas para capas impermeabilizadas de lixiviación, planta de extracción de mineral y pozos de recolección comúnmente es una elección obvia. Generalmente, la selección de la zona es un proceso producto del buen juicio y el sentido común. Para un proyecto específico, un sitio puede ser el único disponible u otro sitio puede ser mucho mejor que los demás. En el caso de otros proyectos, puede haber varias ubicaciones y la ubicación específica no es fácilmente visible. Posiblemente sea necesario seguir un proceso formal para la selección del sitio oficial; Suele implicar la determinación del área de interés, el posicionamiento, la detección mediante criterios de precisión y finalmente la evaluación del sitio. Se pueden usar calificaciones cualitativas o cuantitativas para seleccionar las alternativas de preferencia.

2.8. Caracterización del mineral

El campo de procesamiento de minerales de oro es una herramienta útil, por lo que constituye la definición y evaluación de métodos y técnicas de beneficio complementando los análisis químicos tradicionales, puesto que los análisis químicos por si solos no permiten identificar totalmente las causas por las cuales se presentan dificultades durante los procesos de extracción del mineral, lo cual se hace inevitable realizar operaciones innecesarias, mismos que elevan los costos.

El análisis mineralógico resulta muy importante al momento de aplicar un proceso de recuperación en minerales; proporcionando datos sobre las especies minerales y sus características. Esto facilita la interpretación de los resultados de las pruebas metalúrgicas e identifica las posibles causas de las dificultades de estos procesos. Como es necesario definir la composición mineralógica del depósito, se emplean técnicas instrumentales de identificación mineralógica como:

- Microscopía óptica,
- Microscopía electrónica (microscopio de barrido/microsonda) y
- Difractometría de rayos x.

2.8.1. Procesos para determinar Ley de Oro

2.8.1.1. Espectrometría por absorción atómica

El método de espectroscopia de absorción atómica es muy empleado en los laboratorios metalúrgicos para determinar una amplia variedad de metales y matrices. El uso de este equipo es muy habitual debido a que es específico, sensible y de fácil operación. El proceso del método

consiste en que la muestra en solución es aspirada directamente hacia una llama de flujo laminar. El objetivo de la llama es generar átomos a su estado fundamental, de los elementos presentes en la solución. La temperatura se encuentra entre los 1,500–3,000°C la cual resulta suficiente para atomizar la mayoría de elementos, mismos que absorben parte de la radiación resultante de la fuente luminosa.

2.8.1.2. Ensayo a fuego

El método consiste en colocar la muestra al horno a temperaturas mayores a 1000°C creando de esta manera una fusión, en la muestra, empleando fundentes y reactivos apropiados para conseguir dos fases líquidas, de las cuales se solidifican una vez puestos a temperatura ambiente; una fase metálica constituida por plomo, en la cual se envuelve a los metales de interés, y una escoria formada fundamentalmente por silicatos complejos; posterior a ello se somete a un análisis químico o resolución gravimétrica, de acuerdo a las condiciones resultantes de la muestra. Estas técnicas se utilizan en forma conjunta ya que una sola no suministra toda la información necesaria.

2.8.2. Caracterización geológica del mineral de interés (Au)

Los minerales presentes en las rocas del material extraído en la mina Pique tienen una consistencia andesítica silicificada con contenido de cuarzo con presencia de oro, plata, cobre y otros minerales asociados, cabe mencionar que también hay presencia de calcita por lo que las leyes varían de un punto a otro.

Granulometría

La granulometría adecuada para realizar los ensayos de columna se ha definido por pruebas realizadas en la empresa anteriormente, de las cuales se determinó que el material pasante en la malla 1" ½ existe una mayor recuperación de oro.

Tipo de ocurrencia del mineral

El oro se encuentra encapsulado, por lo que se encuentra alojado al interior de otro mineral de tamaño mayor como lo es el sílice o calcita los cuales se encuentran en mayor proporción.

2.8.3. Agentes lixiviantes para la extracción de oro

2.8.3.1. Lixiviación con cianuro

En un estudio realizado por Santamaría et al., (2013), “Comparación de cianuro y tiourea como agentes lixiviantes de un mineral aurífero colombiano”, describen el proceso de cianuración en tres zonas en las que se muestra la cantidad de oro presente en la solución y la reacción del cianuro ante el mineral. Con la primera, no hubo reacción con el cianuro, la segunda el cianuro aumentó su agresividad con el contenido de disolución de oro; además del desgaste del cianuro en el oro, la existencia de agentes cianicidas han dificultado el proceso de cianuración. En proporción que aumenta la concentración del agente lixiviante aumenta el porcentaje del metal de interés extraído (Santamaría et al., 2013, p. 101).

2.8.3.2. Lixiviación con tiourea

Las lixiviaciones con tiourea brindan gran reactividad en tiempos alcanzados entre 8 a 16 horas, motivo por el cual las curvas de la gráfica del proceso brindan información minuciosa del aumento de recuperación de oro en relación con el tiempo y control del potencial de hidrógeno; a medida que acontece el tiempo aumenta la reactividad de la tiourea, en condiciones de pH entre 1.8 y 2.5, rango de mayor activación y, como resultado se obtiene un mayor porcentaje de extracción del metal de interés (Santamaría et al., 2013, p. 101).

2.8.3.3. Ácido sulfúrico

El ácido sulfúrico en cuanto a su efecto en la solución lixiviada se estudia en el rango de niveles de 110 a 120 por electro gravimetría, conservando constante el tiempo de lixiviación, la temperatura, así como la agitación del proceso. Dicho efecto es efectivo con una pequeña pendiente, evaluando dicho indicador se llega a determinar que se encuentra en su mínimo nivel, debiendo ser maximizado hasta llegar al óptimo, a fin de poder obtener una eficiente extracción de oro (Palacios, 2002, p. 8).

2.8.3.4. Nitrato de sodio

Palacios (2002), en su estudio “Lixiviación de menas auríferas con sales oxidantes en medio ácido mediante el proceso severo” determinó que los resultados alcanzados al desarrollar el experimento factorial que si se incrementa fuera del rango establecido se generan gases tóxicos (NO₂), con graves consecuencias para el ambiente. El fin de adicionar nitrato de sodio (NaNO₃) es la

generación de ácido nítrico, el cual al entrar en contacto con el ácido clorhídrico genera agua regia *in situ*, compuesto altamente corrosivo, debiendo de controlarse la dosificación de dicha sal a fin de evitar la formación de gases tóxicos. El efecto de la concentración del NaNO_3 está en su nivel mínimo, debiendo maximizarse hasta llegar al óptimo obteniendo buenas extracciones del mineral aurífero (Palacios, 2002, pp. 8-9).

2.8.3.5. Cloruro de sodio

La concentración del cloruro de sodio (NaCl) tiene como objeto producir cloruro de nitrosilo y cloro naciente *in situ*. La solubilidad del oro aumenta con el aumento de la dosis de dicha sal, y la concentración tiene un gran efecto sobre la solubilidad del oro (Au), debido a que el ion cloro es capaz de formar especies complejas con el Au . El efecto de esta sal indica que se encuentra en su nivel máximo, por lo tanto, al incrementarse sobre el máximo disminuye el porcentaje de extracción de oro (Palacios, 2002, p. 9).

2.8.4. Caracterización de la locación

El objetivo de la caracterización del sitio es identificar y evaluar el estado de la base y los materiales, condiciones hidrogeológicas del sitio y disponibilidad de materiales prestados. Por lo general, se realizará un estudio geotécnico del sitio del proyecto de lixiviación en pilas para recopilar la siguiente información:

- Las condiciones de los cimientos más allá de las edificaciones, pilas y otras áreas en las que se añada más carga para cambiar las condiciones de tensión en las rocas y subsuelos existentes.
- Las condiciones de excavación, o con cuánta facilidad se puede excavar y retirar materiales en áreas donde se requieren cortes.
- La calidad y la cantidad de posibles materiales de construcción disponibles para revestimientos, materiales de drenaje y relleno estructural.
- Peligros relacionados con el sitio, como fallas recientes u operativas, condiciones del suelo inaceptables o suelos sueltos o colapsables.
- Identificación general de condiciones geológicas e hidrológicas fuera de estructuras como estanques de captación y pads de lixiviación.

El trabajo de investigación de la locación generalmente es adaptado con el fin de obtener los mejores resultados de los equipos y recursos disponibles. Para instalar un pad de lixiviación, la investigación de ubicación del sitio debe incluir algunas tareas, tales como:

- Observación y reconocimiento de la superficie.
- Estudio subterráneo (mediante pozos de mina, exposiciones, entre otros).

- Recolección de muestras.
- Pruebas de muestras.

Es necesario la recolección y pruebas de las muestras con el objetivo de caracterizar los materiales de construcción de los depósitos de mineral. El campo de aplicación y los detalles de un programa de investigación del lugar dependerá de:

- El tamaño de las pilas y estructuras implicadas.
- La etapa en que se encuentre el proyecto (diseño final o factibilidad).
- Caracterización del subsuelo (si el sitio se encuentra sobre suelo arcilloso o roca dura)
- El tipo de materiales de construcción con que se cuenta (si se cuenta o no con materiales de revestimiento del suelo).

Las investigaciones poco profundas se realizan mejor en los canales hechos por retroexcavadoras (o por bulldozer). Estas permiten la inspección visual del subsuelo y la facilidad de las muestras para las pruebas de laboratorio. Las perforaciones y el muestreo (tales como pruebas estándar de penetración, muestreo continuo o toma de muestras) se llevan a cabo en el lugar donde el material que va a ser investigado está a una profundidad mayor que la que se puede alcanzar con una retroexcavadora.

Esto frecuentemente es necesario cuando los materiales de los cimientos son débiles en profundidad, o cuando se consideran las excavaciones profundas. La perforación se efectúa en caso de investigaciones hidrológicas si la profundidad, o el potencial del impacto, del agua subterránea es importante. Se usan estudios especializados para la locación del sitio (entre ellos, la refracción sísmica, las investigaciones geofísicas y los ensayos de estabilidad de corte) en zonas con escenarios inusitados de cimientos y donde las técnicas que generalmente se emplean no brindan una información conveniente para la caracterización del área.

2.8.5. Caracterización de la Ganga

Caracterizar el material de ganga reside en determinar los factores que posiblemente ocasionen impactos en la calidad del agua cuando se ejecuten las operaciones, además de la clausura en caso de que exista descarga desde la instalación. Durante la localización y la evaluación inicial de una instalación de lixiviación, es necesario obtener información acerca de las características del mineral y la ganga, y calcular la posible cantidad de lixiviado del material durante y luego de las operaciones.

Después del cierre, es probable que la instalación deba liberarse al medio ambiente y, por lo tanto, será necesario especificar la caracterización del mineral procesado para diseñar el cierre. En esta etapa del proyecto se debe evaluar la posibilidad de generación de ácido y posterior liberación de

metales pesados, acidez del mineral procesado y ganga. En los casos en que el efluente se trata a un pH alto, por ejemplo, de minerales de metales preciosos procesados, se pueden liberar algunos metales como el arsénico.

Existe una diferencia entre el comportamiento a largo plazo de los minerales oxidados y los sulfurados en la lixiviación en pilas de oro. En el caso de minerales oxidados, se deberá utilizar ácido en el proceso de lixiviación, mientras que, en el caso de los minerales sulfurados, por lo general, se produce suficiente ácido cuando la lixiviación se produce en condiciones constantes. Por tanto, a la larga, es posible que el ácido se lave de un metal oxidado, pero no de un metal sulfurado. Por lo tanto, es necesario distinguir entre óxidos y sulfuros, y se debe recopilar información para evaluar la capacidad de formación de ácido a largo plazo.

Las pruebas de caracterización de ganga generalmente consisten en una contabilidad de la base de ácido, pruebas de lixiviación y celdas de humedad. En resumen, el propósito de la prueba de contabilidad de la base de ácido consiste en identificar materiales potencialmente generadores de ácido y no generadores de ácido. Las muestras selectas se someten a la prueba de celdas de humedad. En esta prueba, el aire húmedo pasa a través de la muestra y la muestra es lavada semanalmente para evaluar la generación de constituyentes como el sulfato, hierro y pH que pueden indicar la formación de ácido. La prueba de celda de humedad generalmente se efectúa durante un período de veinte semanas. Los ensayos de lixiviación se efectúan con el objetivo de evaluar las condiciones del mineral bajo diversos factores, por ejemplo, la lixiviación de material con soluciones ácidas específicas para modelar los efectos de la precipitación.

2.8.6. Peligros Geológicos

Al determinar el sitio de instalación, es importante identificar y evaluar los peligros geológicos (por ejemplo, deslizamientos de tierra, fallas activas, etc.) que tienen un posible impacto en la integridad de las instalaciones de lixiviación. Estos peligros pueden llegar a impactar significativamente la estabilidad de algunas estructuras. Hay ejemplos de estructuras construidas sobre deslizamientos de tierra históricos que no se identificaron a tiempo. A menudo, estos deslizamientos de tierra pueden reactivarse provocando deslizamientos de tierra importantes que pueden comprometer la integridad de los sistemas de contención. Otros peligros geológicos incluyen avalanchas. Uno de los peligros geológicos más comunes y severos en las áreas costeras y la Sierra es el rápido desplazamiento de corrientes de desechos o corrientes de lodo, que ocurre en el agua de lavado o en las aguas residuales secas.

No se pueden tomar medidas de ingeniería para proteger la instalación de fugas de los cimientos de los efectos de los deslizamientos de tierra, y las áreas potencialmente afectadas deben identificarse y evitarse durante el estudio de selección. Los métodos de detección remota, como

la fotografía aérea, son útiles para analizar las condiciones generales de un sitio y determinar el potencial de peligros geológicos. Un ingeniero geológico experimentado también debe realizar un estudio del sitio para determinar las características específicas del sitio.

2.9. Ejes principales para describir la factibilidad de una operación

2.9.1. Definición de estudio de factibilidad

El estudio de factibilidad determina el análisis ineludible de una empresa para establecer:

- Si el proyecto propuesto será viable o no, y bajo qué condiciones debe desarrollar para tener éxito.
- Si contribuye el proyecto propuesto a preservar, proteger y restaurar los recursos naturales y el ambiente.

Factibilidad, es el grado en que se puede lograr algo o las probabilidades de que se convierta en realidad. El inicio o consolidación de un proyecto de producción significa la inversión de recursos como tiempo, dinero, materiales y equipos. Considerando que los recursos son siempre finitos, se debe tomar decisiones; los antecedentes y cálculos correctos son la base para tomar las decisiones acertadas, con lo cual genera mucha seguridad de que el proyecto funcione correctamente y genere beneficios económicos. Es importante mencionar que una empresa está constituida por cualquier proyecto, individual o grupal. Comprender e integrar esto en el concepto del proyecto es fundamental para desarrollar normas y comportamientos, especialmente si se trata de promover cambios culturales y psicológicos. Esto envuelve los conceptos de ahorro, creación de excedentes e inversión, que son esenciales para el desarrollo empresarial sostenible.

2.9.2. Análisis técnico

Es el proceso de planificación que ayuda a definir y anticipar lo que se necesita hacer para lograr los objetivos comerciales, así como presupuestos, planes de ventas, programas de inversión, estimaciones de costos de recursos y varias cosas. En el caso de un minero, el planificador es responsable de definir el plan de producción minera. Este plan es responsable del origen, cantidad y calidad de los materiales prioritarios, y de las estrategias, plazos y recursos necesarios para implementar la materialización de lo programado. La planificación minera debe incluir características muy relevantes que inevitablemente absorben, aceptan y toman en cuenta en cada tarea componente, estas son: consistencia, es decir, sistema de idoneidad, características dinámicas. El sistema de planificación minera debe estar alineado con el significado de asegurar la armonía completa y de largo plazo entre la estrategia de producción de corto, mediano y largo

plazo y la misión de la empresa. Como consecuencia de lo anterior, los planes mineros deben regir el curso básico de la investigación comercial, aceptando todas las condiciones técnicas y económicas impuestas por el mercado, o por el dueño, y determinar el dueño de la empresa o en última instancia la naturaleza del yacimiento. La planificación minera debe ser ordenada, aceptando que la realización de un plan de producción es el resultado de muchas iteraciones y la retroalimentación continua debe ser validada por los aportes de los diferentes sistemas que componen una empresa.

La planificación minera también debe ser dinámica, por lo que acepta que este trabajo se sustenta en estimaciones mejoradas de las variables involucradas, a mediano y largo plazo, por lo que es natural y necesario que el plan sea revisado constantemente, dado que la información se encuentre disponible. Los cambios en los costos, los avances tecnológicos, las limitaciones del mercado y las limitaciones de disponibilidad de recursos, entre otros cambios, implicarán la modificación y revisión de los planes de producción de la mina (Luque, 2017, pp. 8-9).

2.9.3. Optimización de la operación.

Para optimizar la operación se debe tomar en cuenta algunos criterios:

a) Precios

Considerado como el factor más relevante, por lo que, define la viabilidad de un proyecto, este factor va a depender de ley de la oferta y la demanda, estos pronósticos pertenecen a los más arriesgados porque no cuenta con patrones predecibles, para una evaluación aceptable se considera un precio promedio con el cual se planifica el proyecto y se volverá sostenible.

b) Costo de minado

Gastos de operaciones: perforación, tronadura, carga, transporte, mantenimiento de maquinaria pesada, servicios técnicos, auxiliares y costos de administración; a medida que los costos aumentan y deben tenerse en cuenta, los costos de bombeo pueden ser un costo fijo si son de corto plazo, en cuyo caso se asignan a las unidades de producción.

c) Costos indirectos de minado.

Se tienen en cuenta la depreciación del equipo y los requisitos de capital de apoyo. Estos costos deben incluirse en la optimización puesto que el consumo de equipos depende de toneladas y se sabe que la variable más compleja de calcular es la distancia de transporte y a medida que esta aumenta con el tiempo también aumentan los costos de producción.

d) Costos de procesamiento por tonelada de mineral.

Se toman en cuenta los costos por tonelada de mineral concentrado o molida. Del procesamiento de minerales se deduce los costos directos, mismos que deben resguardar los gastos que se

encuentran en relación a este, el cual a de incluir el chancado, fajas, transporte, y todos los costos derivados de la molienda.

e) Costos de transporte y tratamiento fuera de la Propiedad.

Esta categoría incluye los costos relacionados con el secado, manipulación y transporte. Según la unidad de masa de los minerales. Comercializables, cabe mencionar que, si se encuentran contaminantes, deben considerarse punibles.

f) Gastos Generales y Administrativos.

Todos estos son costos que dependen del tiempo.

g) Ley de corte

Se utiliza para distinguir las materias primas del pago del precio necesario para venderlas (extracción, transporte, procesamiento). El valor del depósito depende de variables como la capacidad de extracción, la capacidad de procesamiento, la secuencia de extracción y corte.

h) Cálculo del valor neto

Se puede calcular por bloque, su cálculo se lo realiza mediante la ecuación restando costos e ingresos.

i) Reservas

Las reservas es la cantidad de mineral que se encuentra igual o superior al punto de equilibrio sostenible. A veces, la suma de toda la producción en el proceso de planificación difiere de este, y lo ideal es que ambos coincidan.

j) Equipos y maquinaria

La maquinaria requerida para un proyecto depende de varios factores:

Factor de rendimiento: está directamente relacionado con la productividad de la máquina y afecta la velocidad del ciclo, la energía disponible y la velocidad de perforación.

Elementos de diseño: el diseño proporciona la capacidad de calidad y efectividad de los detalles. Diseño, incluyendo desarrollo de interfaz hombre-máquina para operadores y personal de mantenimiento, tecnología utilizada, tipos de control y potencia.

Factores de apoyo: a veces, al ignorar la clasificación del equipo, los factores de apoyo se reflejan en el servicio y el mantenimiento.

La facilidad de mantenimiento, las habilidades especiales involucradas, la disponibilidad de piezas y el soporte del fabricante son consideraciones primordiales.

Factor de costo: quizás el factor más cuantitativo, el costo se determina utilizando un proceso de estimación estándar para equipos grandes en minería y construcción.

2.9.4. Análisis económico

Valor del dinero en el tiempo

El valor del dinero a lo largo del tiempo era ignorado, anteriormente, y lo único que se consideraba era el valor del mineral en el mercado, es decir, el tamaño de las fases dependía solo del precio del mineral.

Depreciación

La depreciación es la disminución en el valor de un activo como resultado de su uso, deterioro y obsolescencia. Al calcular la depreciación, se tienen en cuenta los equipos, accesorios y servicios adicionales, así como los activos intangibles que pueden depreciarse en cinco años.

Valor Actual Neto (VAN)

El valor actual neto (VAN) se lo describe como la discrepancia entre el valor presente de las entradas de efectivo y el valor presente de las salidas de efectivo durante un período de tiempo. El VPN se utiliza en el presupuesto de capital y la planificación de inversiones para analizar la rentabilidad de una inversión o proyecto proyectado. El VPN es el resultado de los cálculos utilizados para encontrar el valor actual de un flujo futuro de pagos.

La tasa interna de retorno (TIR)

La tasa interna de retorno (TIR) es una medida utilizada en el estudio financiero para evaluar el beneficio de posibles empresas. La TIR es una tasa de reembolso que hace que el valor actual neto (VAN) de todos los ingresos sea equivalente al enfoque en un estudio financiero.

Como regla general, cuanto mayor sea la tasa interna de retorno, más ventajoso es realizar una inversión. La TIR es uniforme para proyecciones de diferentes tipos y, por lo tanto, se puede utilizar para clasificar varias empresas o actividades futuras sobre un ingreso o retribución económica. En general, al contrastar las alternativas de riesgo y otras cualidades comparables, la especulación con la TIR más elevada presumiblemente se consideraría beneficiosa.

Flujo de caja

El flujo de caja representa el perfil temporal del proyecto mediante los egresos e ingresos reales, presentados en un orden cronológico durante la vida del proyecto, añadiendo a ello el valor de libros y el valor de retorno de la inversión al finalizar el período de evaluación del proyecto. Este cuadro recibe toda la información de los estudios realizados con anterioridad como lo es: el estudio de mercado, estudio técnico, estrategia de mercado, estudio económico y financiero.

CAPÍTULO III

3. MARCO METODOLÓGICO

3.1. Características geográficas y físicas del sector de estudio

3.1.1. Ubicación del área de estudio

El área minera Pique adjudicada a la empresa minera OROCONCENT S.A., se encuentra ubicada en el sector el Tablón, en el extremo sur occidental del Ecuador, políticamente pertenece al cantón Portovelo, provincia de El Oro.

Coordenadas UTM del área Pique.

Las coordenadas UTM de la Bocamina son las siguientes:

X: 654429 m E

Y: 9588287 m S

Msnm: 737

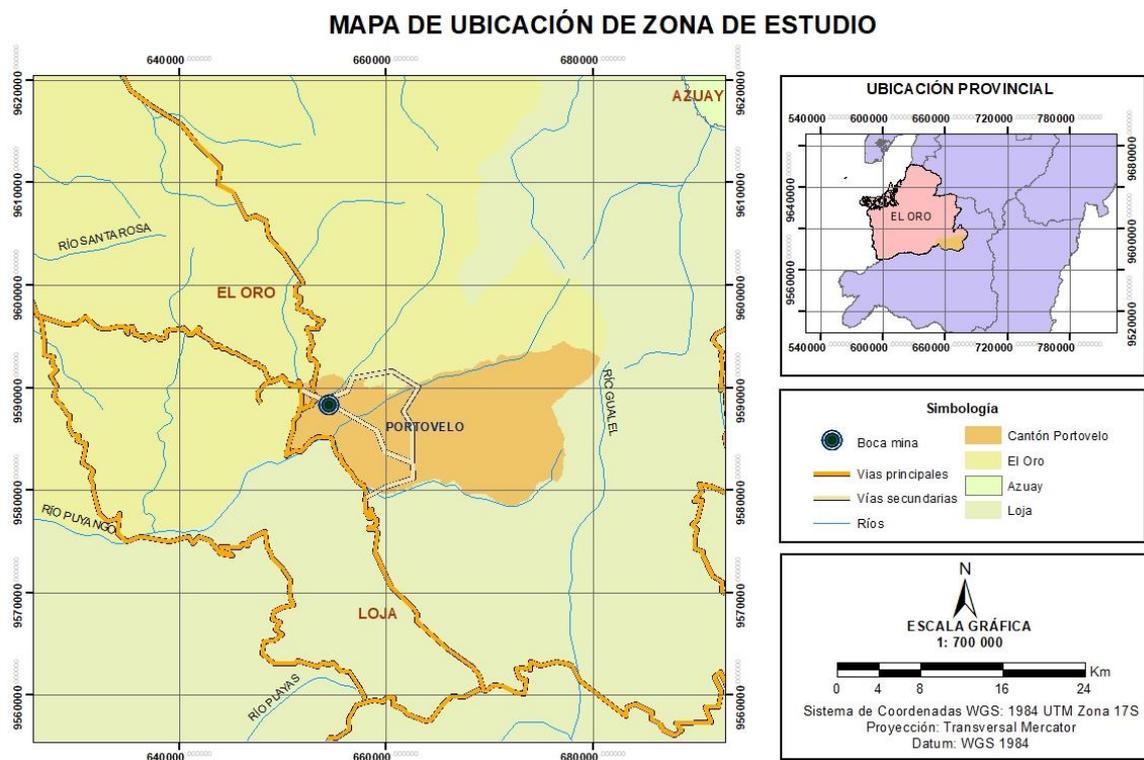


Figura 1-3: Ubicación del área de estudio

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

3.1.2. Acceso

El acceso a la zona de estudio se lo puede efectuar vía aérea y terrestre. Por ruta aérea, inicia desde la capital hasta el aeropuerto de Machala, así también, la ruta Quito-Guayaquil-Catamayo, también existe la posibilidad de trasladarse de manera aérea hasta la ciudad de Santa Rosa desde diferentes aeropuertos del país, seguidamente se debe tomar la ruta Santa Rosa-Piñas-Zaruma-Portovelo. Desde la ciudad de Macas, se cuenta con la opción de desplazarse mediante transporte terrestre hasta la ciudad de Machala utilizando las vías principales que siguen la ruta Macas-Cuenca-Machala; una vez en Machala, se toma la vía de primer orden que comprende la ruta Machala-Piñas-Zaruma-Portovelo. Una vez en la ciudad se deben transitar las vías urbanas hasta el sector El Tablón donde se encuentra la mina Pique. Existe otra vía de acceso desde el Sur del país, tomando la vía Macas-Loja-Portovelo-Zaruma, para arribar al sitio del proyecto.

3.2. Pruebas metalúrgicas

Para todos estos ensayos se necesita realizar la identificación de peligros y evaluación de riesgos y control (IPERC) antes de iniciar, además se hace el uso del equipo de protección personal (EPP's) los cuales son los siguientes:

- Overol.
- Chaleco de seguridad
- Botas con punta de acero.
- Casco tipo jockey.
- Respirador con filtros contra polvo.
- Guantes de cuero o badana.
- Lentes de Seguridad.
- Orejeras o tapones auditivos.

Los equipos, herramientas y/o materiales a utilizar se mencionan a continuación:

- Báscula de laboratorio.
- Balanza analítica.
- Espátulas.
- 2 bidones.
- 2 botellas de vidrio de 5 L.
- PH Metro.
- Vasos de precipitación de 100 y 250 ml.
- Agitador de rodillos
- Venoclisis

- Tubo PVC de 79 cm de altura por 28.5 cm de diámetro.
- 3 recipientes (valdes) para la solución de riego, *pregnant* y *barren*.
- 2 columnas de carbón

Para el análisis de leyes de oro y plata el laboratorio metalúrgico cuenta con dos procesos fisicoquímicos los cuales son la espectrometría por adsorción atómica y ensayo a fuego, de tal forma determinar la cantidad de gramos de mineral por tonelada.

3.2.1. Prueba de alcalinidad

Procedimiento

1. Recoger muestras de una volquetada de material del patio de stock (Figura 2-3) traídos directamente de Mina, reducir de tamaño el material grueso a una granulometría 100% -1/4”.



Figura 2-3: Proceso de muestreo de material de Pique para pruebas metalúrgicas

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

2. Homogenizar y cuartear toda la muestra hasta obtener 2 Kg (Figura 3-3).
3. Asegurarse de tener a la botella libre de impurezas antes de proceder con el ensayo.
4. Adicionar a la botella 2 Kg de muestra, así mismo 2 L de agua (Relación S/L 1: 1).
5. El tiempo que dura el ensayo es de 8 horas continuos desde que inicia hasta finalizar el proceso.
6. Colocar la botella en el rodillo de agitación por un espacio aproximado de 1 h (Figura 4-3).



Figura 3-3: A. Reducción tamaño de material en trituradora de mandíbulas. B. Cuarteo

Realizado por: Marín, Erik, 2021.



Figura 4-3: Proceso de agitación de botellas en agitador de rodillos

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

7. Transcurrido el tiempo, dejar sedimentar los sólidos hasta que se clarifique la solución.
8. Medir y anotar el dato del pH de la solución clarificada. Esta primera medida es el pH natural del mineral (Figura 5-3).
9. Con ayuda de la balanza analítica, pesar una cierta cantidad de cal y registrar el dato.
10. Adicionar la cal en la botella y dejar agitar en el rodillo por un espacio de 2 horas. Culminado este tiempo, dejar sedimentar los sólidos hasta tener la solución clarificada, posterior a ello medir el pH.
11. Continuar con esta secuencia hasta llegar a un $\text{pH} \approx 11.6$.
12. Culminado el ensayo, separar la pulpa de la botella en un recipiente.

13. Agregarle floculante y agitarlo dejar sedimentar los sólidos y desechar la solución clara, luego desechar los sólidos al montículo de desmonte para ser enviados a la cancha de Relaves.
14. Establecer el ratio de cal en concordancia al cálculo que se aprecia en la Tabla 1-3.



Figura 5-3: Medición de pH natural de muestra de Pique

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

Tabla 1-3: Ratio de cal para establecer pH de 11.6.

Muestra	Cal (g)	Cal acumulada (g)	Ratio (Kg/TM mineral)
1	1.725	1.725	$1.725/2.00 = 0.8625$

Realizado por: Marín, Erik, 2021

→ Ratio de cal = 0.8625 Kg. cal/TM de mineral

3.2.2. Prueba de cianuración en botellas

Procedimiento

1. Pulverizar 1kg de material (Figura 6-3), homogenizar y cuartear la misma (Figura 7-3), pesar 500 g para el ensayo en botella y 500 g enviarlo al Laboratorio Químico por lecturas de Au.



Figura 6-3: Preparación de molino de bolas para pulverizar la muestra

Realizado por: Marín, Erik, 2021.



Figura 7-3: Homogenización y cuarteo de muestra

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

2. Lavar la botella para la prueba a realizar.
3. Agregar a la botella la muestra de 500 g, a continuación, adicionar 750 ml de agua (Relación L/S 2:3) (Figura 8-3).



Figura 8-3: Colocación de muestras y agua en botellas de vidrio

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

4. Adicionada la botella con mineral y agua se le sitúa en el agitador de rodillos por un lapso de 1h (Figura 9-3).



Figura 9-3: Colocación de botellas por duplicado en el agitador de rodillos para prueba de cianuración

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

5. Pasado el tiempo, dejar sedimentar los sólidos y medir el pH natural de mineral de la solución clarificada.

6. Adicionar una dosis de cal, dependiendo de la acidez del mineral.
7. Situar la botella en el agitador de rodillos por media hora.
8. Efectuado el tiempo de agitación, sedimentar los sólidos y medir el pH de la solución clarificada.
9. Agregar cal a la botella, si el pH es menor a 11 hasta conseguir un pH de 11.6.



Figura 10-3: Medición de pH (>11) para prueba de cianuración en botella

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

10. Acondicionar la solución cianurada al 3 % para efectuar el ensayo en botella.

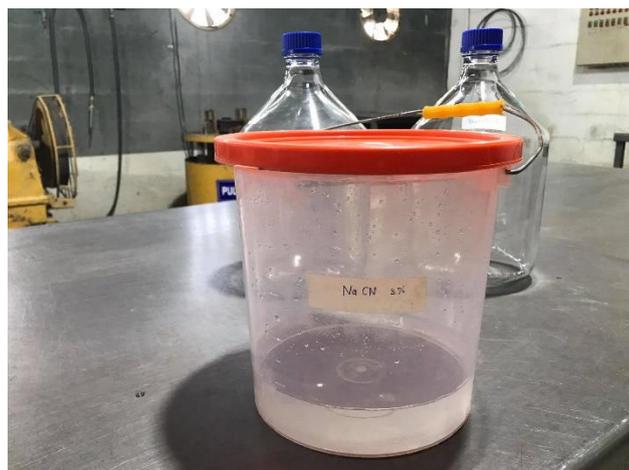


Figura 11-3: Solución de cianuro de sodio al 3%

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

11. Según las cuantificaciones establecidos para la prueba, adicionar la cantidad necesaria de solución al 3 % de NaCN; situar la botella en el rodillo de agitación.
12. Los controles del ensayo en botella son cada 4 horas hasta un total de 72 horas para evaluar el mayor porcentaje de extracción de Au.
13. Apagar el rodillo después de 4 horas de agitación, permitir la sedimentación de los sólidos y sacar 40ml de muestra de la solución clarificada, 10 ml para titular la concentración de NaCN (figura 12-3) y 30 ml para enviar a Laboratorio Químico para su lectura por Au.

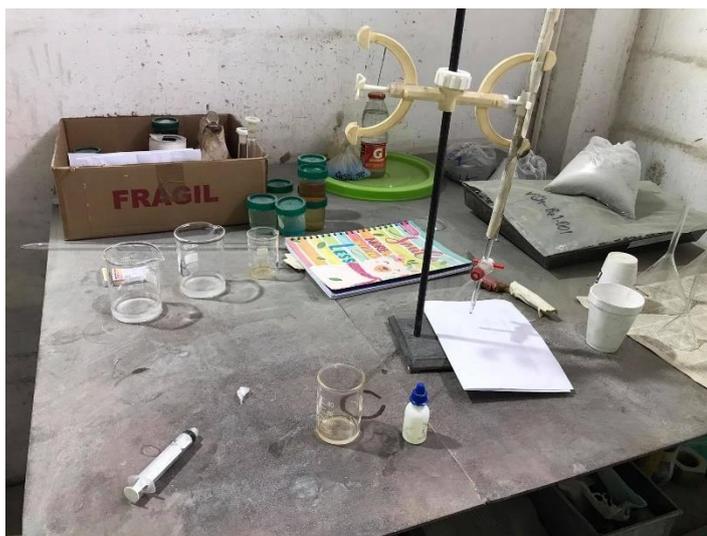


Figura 12-3: Proceso de titulación de concentración de cianuro

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

14. Cuantificar el pH de la solución clarificada, si el pH es menor a 11 dosificar una cantidad de cal en la botella. Así mismo, si la concentración de NaCN es menor a la concentración inicial, hacer el respectivo ajuste de NaCN. Efectuar el cálculo para compensar con la solución preparada al 3% de NaCN.
15. Una vez finalizada, evacuar los sólidos de la botella en un recipiente, añadirle agua y floculante, agitarlo y dejarlo sedimentar, posteriormente descartar la solución clarificada. Repetir el lavado 3 veces como mínimo para asegurarse la eliminación de NaCN residual en los sólidos (Figura 13-3).



Figura 13-3: Lavado de pulpa con floculante

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

16. Lavar la bandeja de muestras.
17. Vaciar los sólidos (ripios) en un recipiente, posteriormente enviar a Laboratorio Químico para lecturas de Au.

3.2.3. Prueba de cianuración en columna

Procedimiento

1. Instalar los recipientes a utilizar para la solución de riego, *pregnant* y *barren*.
2. Colocar las columnas de carbón en la descarga de la columna de lixiviación, y a la vez ubicar un muestreador de solución rica antes de que ingrese a la columna de carbón (Figura 14-3).



Figura 14-3: Instalación de Columna de lixiviación

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

3. Añadir la cantidad de agua necesaria en el recipiente consignado para la solución de riego. Dicha solución se calcula de acuerdo al diámetro de la columna y el ratio de riego para un tiempo de 24 horas.
4. Adicionar según los cálculos realizados para el ensayo, la cal y la concentración de cianuro de sodio a un pH de 11.6 a la solución de riego.
5. Regular el flujo de solución de riego que ingresa a la columna en concordancia al ratio de riego establecido para el ensayo (Figura 15-3).



Figura 15-3: Flujo de goteo de solución de riego utilizando venoclisis

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

6. Registrar el tiempo de inicio del riego.
7. Registrar el tiempo de drenado de la primera gota de la solución y con ello determinar la velocidad de percolación del mineral.
8. Después de 24 horas de riego proceder a cuantificar el volumen de solución *barren* percolado, si dicha solución es menor al volumen de inicio de riego, realizar el ajuste a la solución de riego, así mismo del pH y la concentración de NaCN a las condiciones iniciales del ensayo.
9. De la solución *pregnant* y *barren*, tomar una muestra y, enviar al Laboratorio Químico para el análisis de Au, pH y NaCN.
10. Empezar nuevamente el riego en la columna y seguir con el procedimiento cada día.
11. El ciclo de lixiviación termina cuando los valores de Au en la solución *pregnant* son menores a 0.010 ppm. Culminado el proceso se procede al lavado de la columna, únicamente con

agua, tomando siempre muestras de solución *pregnant* y *barren* hasta que la concentración de NaCN en *pregnant* sean inferiores a 10 ppm. Las soluciones barren vuelven a la solución de riego, de modo tal de que recircule la solución de cianuro agregando la cantidad que se requiera para que iguale a la concentración inicial.

12. Posterior a ello, drenar la solución de la columna, retirando las columnas de carbón, dejando la solución libremente.
13. Después de haber drenado la columna, proceder a descargar los ripios para su correspondiente lectura de metales.

3.3. Evaluación económica del proyecto

Una vez determinada la parte experimental del Trabajo de Integración Curricular para el proceso de lixiviación en pilas en la recuperación de oro, corresponde establecer los ingresos y costos del proyecto para posteriormente realizar la evaluación económica, la cual se realizará mediante la determinación de indicadores económicos representativos como la tasa interna de retorno (TIR) y el valor actual neto (VAN).

Para finalizar, se realizará un análisis de sensibilidad del VAN y la TIR, dicho de otra manera, de la evaluación económica, con el fin de determinar las variables críticas, desde el enfoque económico y, las variaciones en los índices financieros cuando fluctúan con el tiempo, cuantificando de esta forma el riesgo del proyecto.

CAPÍTULO IV

4. RESULTADOS

4.1. Pruebas metalúrgicas

Todos los ensayos se llevaron a cabo en el laboratorio químico metalúrgico que cuenta la empresa. Para los ensayos de alcalinidad y cianuración en botella se muestreó 6 kg de una volquetada (30 ton aprox.) de material, seguido de cuartearlo y llevarlo a procesos de conminución (Trituradora de mandíbulas) para reducir su tamaño ($< 2\text{cm}$).

Se secó la muestra en hornillas a fuego lento (Fig. 1-4). Se tomó 1kg para enviarlo a laboratorio químico para el análisis de ley de oro que se representa en la tabla 1-4.



Figura 1-4: Secado de muestras en hornillas a fuego lento

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

Tabla 1-4: Resultados de Ley de Oro

RESULTADOS DE LEYES DE MINERAL EN LABORATORIO QUÍMICO		
N	CÓDIGO	Au (g/TM)
1	MUESTRA PRUEBA PIQUE	0.53

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

4.1.1. Prueba de Alcalinidad

El mineral es preparado para realizar pruebas de alcalinidad, que nos ayudará a tener conocimiento del consumo de reactivo para tomar como punto de partida a la primera prueba metalúrgica requerida para el proyecto de lixiviación en pilas (*heap leaching*).

Para realizar la prueba se contó con mineral a una granulometría de 100% - ¼”, para ello se realizó la preparación mecánica necesaria.

Como siguiente punto se pesó la muestra y se agregó la cantidad de agua en la botella, esto se realizó por duplicado, por un espacio de tiempo de una hora se tomó el pH natural (6.30).

En las siguientes tablas se muestran los resultados de la prueba de alcalinidad.

Tabla 2-4: Resultados de Alcalinidad

Muestra	Hora	Tiempo de Agitación	PH	Cal (g)	Cal acumulada (g)
M-1	10:30	0	-	-	-
M-2			-	-	-
M-1	11:30	1	6.30	1	1
M-2			6.30	1	1
M-1	13:30	3	8.5	0.45	1.45
M-2			9	0.4	1.4
M-1	15:30	5	9.5	0.2	1.65
M-2			10	0.2	1.6
M-1	17:30	7	10.5	0.1	1.75
M-2			10.5	0.1	1.7
M-1	18:30	8	11.6	-	1.75
M-2			11.6	-	1.7

PROMEDIO	1.725
-----------------	--------------

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

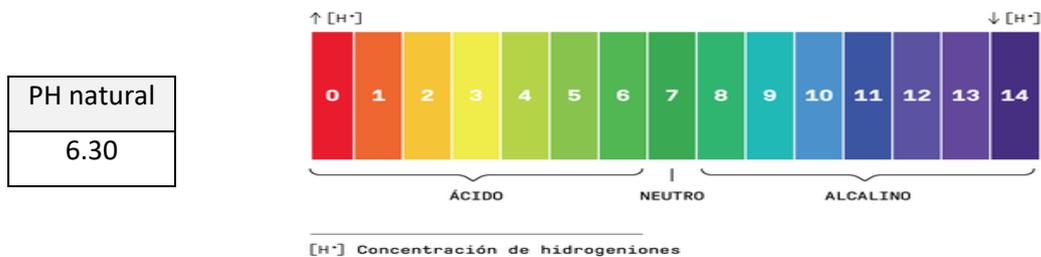
Como se observa en la Tabla 2-4 se realizó por duplicado el ensayo para en un tiempo de agitación de 8 horas obteniendo de cal acumulada para los promedios de muestra 1 (M-1) y muestra 2 (M-2) 1.75 y 1.7 respectivamente, dando una media de 1.725 de cal con la cual se estableció el cálculo del ratio según la ecuación mencionada en el capítulo anterior, en la siguiente tabla se muestra el resumen de dicho análisis.

Tabla 3-4: Ratios de cal a 11.6 para lixiviación en pilas.

RATIOS DE CAL A 11.6 PARA LIXIVIACIÓN EN PILAS						
PRUEBA	MINERAL	ALTERACIÓN	PH natural	Cal Acumulada (g)	Tiempo de Agitación	Ratio de Cal pH 11.6 (kg/Tn)
AGITACION EN BOTELLA	PIQUE	TASCC	6.30	1.725	8 horas	0.8625

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

Se puede observar que el mineral de PIQUE a un PH natural nos da una lectura de 6.30 lo cual permite interpretar que es ligeramente ácido en la escala de 1 – 14.



El ratio de cal para un PH de 11.6 es de 0.8625 Kg Cal/Tn de mineral lo cual es favorable para el proceso de lixiviación en pilas.

4.1.2. Prueba de Cianuración en botellas

En primera instancia se pulverizó 2.5 kg de muestra en el molino de bolas seguido de homogenizarlo y cuartearlo.

Se envió 500g a laboratorio, el resto sirvió para realizar la prueba por duplicado para reducir los errores y estimar los valores más reales posibles.

Seguidamente se taró en las botellas la muestra con agua en una relación S/L 2:3.

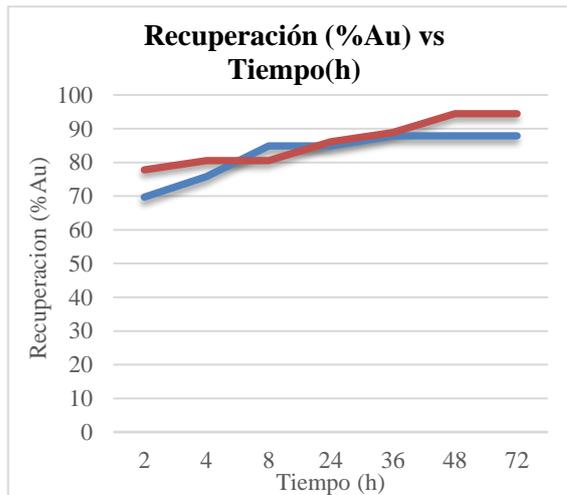
A continuación, se procedió a colocar las botellas en el agitador de rodillos según los tiempos establecidos en el capítulo anterior, cabe mencionar que antes de empezar a contar como horas de agitación se estableció los valores de masa de los reactivos para llegar a las concentraciones que se requieren para la prueba, seguido se realizó el control de los mismos.

Los resultados de recuperación de oro según la prueba en botella, se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 4-4: Resultados de recuperación de oro en prueba de botella

PRUEBA DE CIANURACIÓN EN BOTELLAS								
PARAMETROS DE PRUEBA			TIEMPO				CONSUMO DE REACTIVOS	
Granulometría malla -200			Fecha inicio:	17/8/2021	Fecha fin:	20/8/2021	NaCN:	0.153 Kg/TM
Peso de mineral, Kg	0.5	0.5	Hora inicio:	08:20	Hora fin:	08:20	Cal:	2.9 Kg/TM
Volumen de solución, L	0.75	0.75						
Dilución	1.50	1.50						
pH mineral	6.3	6.3						
	B1	B2						

Agitación, H	PRUEBA B1						PRUEBA B2					
	NaCN ppm	NaCN 3% Agrega do, ml	PH	Cal, g Agrega do	Leyes Au, ppm	Recuperación, % Au	NaCN ppm	NaCN 3% Agrega do, ml	PH	Cal, g Agrega do	Leyes Au, ppm	Recuperación, % Au
0	200	3.50	11.6	1.30			750	20.50	11.6	1.30		
4	175	1.20	11	0.05	0.23	69.70	775	0.50	11	0.05	0.28	77.78
8	250	-	11.3	-	0.25	75.76	800	-	11.3	-	0.29	80.56
12	200	-	11	0.05	0.28	84.85	750	0.80	11	0.05	0.29	80.56
24	200	-	11	0.05	0.28	84.85	760	1.00	11.3	-	0.31	86.11
36	175	1.20	11	0.05	0.29	87.88	800	0.25	11	0.05	0.32	88.89
48	225	-	11	0.05	0.29	87.88	800	-	11.3	-	0.34	94.44
72	200	-	11	-	0.29	87.88	800	-	11	-	0.34	94.44
TOTAL	5.90		1.55				23.05		1.45			



RESUMEN		
	PRUEBA B1 Au (g/ton)	PRUEBA B2 Au (g/ton)
LEY COLA	0.06	0.03
LEY LIQUIDOS	0.44	0.51
LEY TOTAL	0.50	0.54
% RECUPERACIÓN	87.88	94.44

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

Los resultados de la prueba en botellas a diferentes concentraciones de NaCN, se aprecia que el porcentaje de recuperaciones de la alteración Toba Andesita Silicificada con contenido de Cuarzo y Calcita (TASCC), son entre 87.88% y 94.44 % a concentraciones de NaCN de 200 y 800 ppm, respectivamente.

4.1.3. Prueba de cianuración en columna

En primera instancia se procedió a instalar la columna de lixiviación con los respectivos recipientes para la solución *pregnat*, de riego, de carbón activado y de *barren*.

Se procedió a preparar la solución de riego a una concentración de 800 ppm de NaCN, para ello se necesitó de 16 g del mismo en 20 litros de agua, con ello también se calculó el caudal (Q) para un tiempo de 24 horas de goteo dando como resultado un Q =10.6 ml/min.

El control de los reactivos (NaCN y Cal) y pH se lo realizó todos los días que dura la prueba en la solución de riego, *pregnat* y *barren*, en estos dos últimos también se realizó el análisis de leyes de Au (en los carbones hasta que se encuentren saturados).

En la siguiente tabla se puede apreciar los resultados de esta prueba metalúrgica.

Tabla 5-4: Resumen de porcentajes de extracciones de Au según el balance metalúrgico

DATOS DE OPERACIÓN		RESUMEN DE EXTRACCIONES		
Código metalúrgico	LMPC-01	Analizada		
Muestra	TASCC	Cabeza (g/TM)	Ripios (g/TM)	Extracción (%)
	100% -1 ½ "	Au	Au	Au
Tamaño de partícula	(3.81 cm)	0.28	0.026	90.71
Humedad (%)	1.12	Calculada (Extracción en soluciones y ripios)		
Velocidad de Percolación (m/día)	1.02	Cabeza calculada (g/TM)	Ripios (g/TM)	Extracción (%)
Ratio de cal (kg/TM)	0.8625	Au	Au	Au
Densidad Bulk inicial Seca (kg/m ³)	1816	0.282	0.026	90.78
Caudal (ml/min)	10.6	Calculada (Extracción en carbones y ripios)		
Concentración de Cianuro (ppm)	800	Cabeza calculada (g/TM)	Ripios (g/TM)	Extracción (%)
Consumo de Cal total (kg/TM)	0.638	Au	Au	Au
Consumo de Cianuro total (kg/TM)	3.724	0.294	0.026	91.16
Agua en mineral (L)	0.84	CONSUMO DE REACTIVOS		
Diámetro de columna (cm)	28.5	NaCN:	3.724	Kg/TM
Altura de columna (cm)	79	Cal:	0.638	Kg/TM
Altura inicial de mineral (m)	0.64			

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

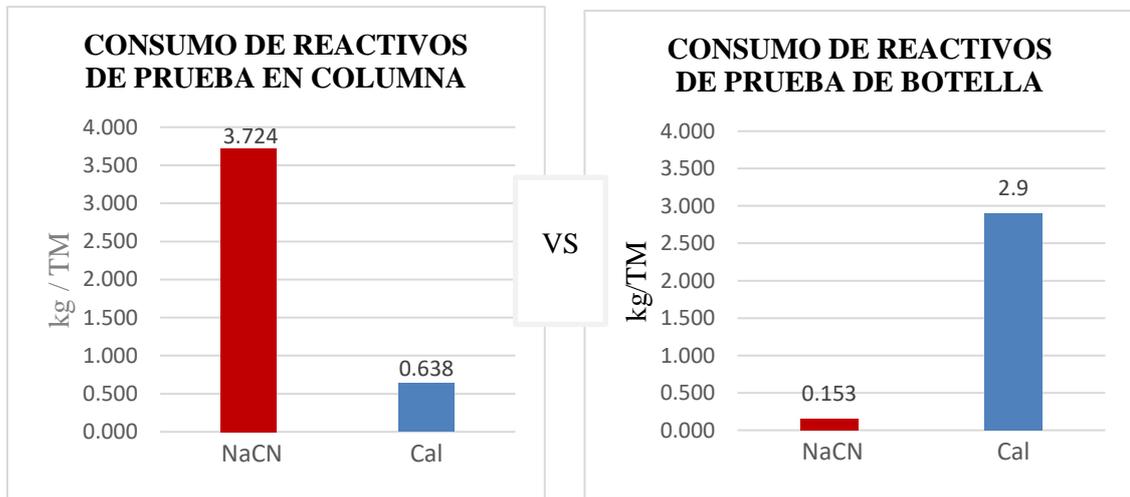
Tabla 6-4: Resultados de recuperación de oro según el análisis por carbones

Columna de Carbón	Carbones						Ripios			Balance	
	Peso Húmedo	Humedad	Peso Seco	Au g/TM carbón	Metal parcial en Au	Metal total en carbón (Au)	Peso Seco	Ley Au	Metal en ripio (Au)	Metal total (Au)	Recuperación de Au
	(g)	(%)	(g)				kg	g/TM	g	g	%
1	2600	39.62	1569.88	12.66	0.01987	0.01987	74.160	0.026	0.002	0.022	91.16

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

La recuperación de Au del material TASCC, alcanzó el 90.71% según la cabeza analizada (sólidos), 90.78% extracción de Au con cabeza calculada y un 91.16% extracción de Au en carbones y ripios; en 10 días de lixiviación a una concentración de cianuro de 800 ppm.

El consumo de reactivos de la prueba en columna en comparación con la prueba de botella:



De acuerdo con la prueba presenta un consumo de 0.638 Kg Cal/ton mineral y 3.724 Kg NaCN/ton mineral.

Tabla 7-4: Análisis estadístico de recuperación de mineral aurífero

RECUPERACIÓN	%
Analizada	90.71
Calculada (soluciones + ripios)	90.78
Calculada (carbones + ripios)	91.16

ANÁLISIS ESTADÍSTICO	
Media (Y) en el tiempo	90.88
Varianza (S ²)	0.039
Desviación Estándar (S)	0.198
Coef. Variación (C.V.)	0.218

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

El Coeficiente de Variación según la prueba en columna es de 0.218 % que indica que los resultados de la extracción de oro (%) son homogéneos, es decir presentan baja variabilidad; por lo tanto, los datos son confiables.

4.2. Evaluación Económica

Con los resultados obtenidos en las pruebas metalúrgicas se determinó el ratio de consumo de los reactivos empleados para la recuperación de oro con el método de lixiviación en pilas necesario para determinar la factibilidad económica del proyecto.

En este apartado se desarrolla el análisis económico del proyecto, el cual se realizó mediante el cálculo de indicadores como lo es el valor actual neto (VAN) y la tasa interna de retorno (TIR). Además, se analizó las fluctuaciones de algunos factores y variables (precio del oro, costos de operación, entre otros) que intervienen sobre la viabilidad económica de implementar esta tecnología en la empresa.

4.2.1. Consideraciones

El proyecto se evaluó estimando que su implementación se efectuará a comienzos del año 2022 y que estará en funcionamiento hasta el 2030, año en que se prevé el agotamiento del recurso mineral de la mina Pique. La producción de oro estimada para los años de duración del proyecto se muestra en la Tabla 8-4.

Tabla 8-4: Producción estimada de oro para el período 2022-2030 en mina Pique

Año	Producción de oro fino (oz t)
2022	2 054
2023	2 200
2024	2 500
2025	2 750
2026	2 700
2027	2 690
2028	2 640
2029	2 600
2030	2 620

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

4.2.2. Precio de Venta del Oro.

Debido a que la planta produce oro en cantidades considerables, sus ingresos vienen de la venta de láminas de oro. Se extraen 58 035 g de oro al año (aproximadamente) por lo que las utilidades anuales serían:

$$58\,035\text{ g} \times \frac{1\text{ onz}}{31.1\text{g}} \times 1824.82 \frac{\text{USD}}{\text{onz}} = 3\,405\,254.94\text{ USD}$$

Para estimar el índice de *stop-loss* requerido para proyectar los flujos de efectivo del proyecto durante los próximos diez años, se considera que tres tasas de interés tienen un impacto significativo en el proyecto. La Tabla 9-4 muestra las tasas de interés que constituyen la tasa de oportunidad para este proyecto.

Tabla 9-4: Tasa de oportunidad del proyecto

Tasa de interés	Valor (%)
Tasa pasiva referencial	5,25
Prima de riesgo	10,00
Tasa de oportunidad	15,25

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

La tasa pasiva de referencia es la tasa de interés que ofrece el Banco Central del Ecuador para inversiones. Este proyecto se considera de alto riesgo ya que implica la implementación de un nuevo proceso de recuperación de oro. Por tanto, se estima la prima de riesgo en un 10%. Luego, se considera que la tasa de oportunidad de este proyecto es la suma de la tasa pasiva de referencia y la prima de riesgo para la tecnología propuesta.

4.2.3. Costos de producción

Los costos de producción se asocian con los servicios industriales necesarios para procesar el mineral. Además de los reactivos requeridos para operar la planta, también se requiere energía para el equipo necesario, suministro de agua y combustible. El costo de energía se calculó en base al balance energético de la planta, tomando en cuenta que el kWh vale 0,10 centavos de dólar. Con en el balance de masa se fijó la cantidad de agua necesaria en la planta. Se pone a consideración el precio del diésel a 0,42 USD por litro, asimismo el costo de agua es de 0,83 USD el m³. En última instancia se debe tomar en cuenta el costo de procesamiento de mineral el cual es de 30 dólares/tonelada, aproximadamente.

La Tabla 10-4 muestra los costos asociados con los servicios industriales.

Tabla 10-4: Costos variables en servicios industriales

Servicio industrial	Cantidad anual	Costo	Costo Total (USD)
Agua	50 000 (m3)	0,83 (USD/m3)	41 500
Energía eléctrica	2 000 000(kWh)	0,10 (USD/kWh)	200 000
Diésel	14 000 (L)	0,42 (USD/L)	5 580
Mineral	108 000 (t)	13,84 (USD/t)	1 494 978
		Total	1 742 058

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

4.2.4. Salarios de personal en planta

En el área de contratación de trabajadores se ha determinado la cantidad de personal necesarios para que la planta de recuperación de oro funcione correctamente. El salario de cada trabajador depende del trabajo que realiza en la fábrica y su nivel de educación. La Tabla 11-4 resume los salarios de los trabajadores en la planta.

Tabla 11-4: Salarios de personal en planta.

Trabajador	Cantidad	Salario (USD)	Aporte al IESS (USD)	Fondo de reserva (USD)
Gerente de producción	1	3 720,00	414,78	309,88
Mano de obra calificada	1	2 125,00	200,81	177,00
Operarios	4	850,00	80,32	70,81
Choferes	4	1000,00	94,50	83,30
Seguridad	4	975,00	92,14	81.22

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

Respecto a los aportes de cada trabajador en una planta minera de oro; se tienen en cuenta todas las reglas para el pago de las contribuciones al IESS, fondos de emergencia, vacaciones, decimotercera y decimocuarta remuneración. En el sector privado el aporte personal al fondo IESS es el 9,45% y el patronal es el 11,15% del salario de cada trabajador. El fondo de reserva es el 8,33% del salario de cada trabajador. El decimotercer sueldo y vacaciones se consideran sueldo completo, mientras que el decimocuarto sueldo es el sueldo básico unificado.

Tabla 12-4: Aportaciones de cada trabajador en planta y sueldos anuales totales

Cargo	Décimo tercer (USD)	Décimo cuarto (USD)	Vacaciones (USD)	Sueldo anual total (USD)
Gerente de producción	3 720,00	425,00	3 720,00	52 505,00
Mano de obra calificada	2 125,00	425,00	2 125,00	30 175,00
Operarios	1 000,00	425,00	1 000,00	50 500,00
Choferes	1 000,00	425,00	1 000,00	57 700,00
Seguridad	1 000,00	425,00	1 000,00	56 500,00

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

Tabla 13-4: Costos fijos anuales

Costos fijos	Costo anual (USD)
Salarios	247 380,00
Mantenimiento	240 000,00
Gastos administrativos	3 000,00
Costo total (USD)	490 380,00

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

4.2.5. Inversión

En cuanto a la inversión requerida para la instalación del proceso, es necesario tener en cuenta el costo de los reactivos, el costo de la maquinaria y el costo de mantenimiento. Las cantidades de reactivos necesarios para poner en marcha el proyecto se derivan de los balances de masa y la cantidad de dinero invertido; los cuales se detallan en la Tabla 14-4.

Tabla 14-4: Inversión en reactivos

Reactivo	Cantidad (tn)	Costo por peso (USD/tn)	Costo total (USD)
NaCN:	543	2850	1547 550
Cal:	98	240	23 520
		Costo total	1571070

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

La maquinaria requerida para la extracción del mineral de interés; y su procesamiento hasta transformarlo en láminas de oro, está en correlación a lo expuesto en la Tabla 15-4, en la cual se aprecia el precio de cada máquina pesada y el costo total de inversión de los mismos.

Tabla 15-4: Inversión en maquinaria

Maquinaria	Unidades	Costo maquinaria (USD)	Costo total (USD)
Volqueta	4	60000	240 000
Retroexcavadora	1	90 000	90 000
Rodillo	1	30 000	30 000
Bulldozer	1	60 000	60 000
Banda transportadora	2	6 000	12 000
Filtro Prensa de Membrana	1	10 000	10 000
Tanque de almacenamiento de agua	1	20 000	20 000
Geomembrana	1	428 571	428 571
Tubería	100	60	6 000
Bomba de agua	4	4000	16 000
		Costo total (\$)	912 571

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

Tabla 16-4: Inversión total

Inversión	Costo (USD)
Reactivos para arranque	1 571 070
Maquinaria	912 571
Inversión total (USD)	2 483 641

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

Además de esto se contará con un capital de trabajo de \$50000 el cual servirá como fondo de maniobra de la empresa para no discontinuar con el normal desarrollo de sus actividades en el corto plazo.

4.2.6. Depreciación

La depreciación se aplica tanto a la maquinaria como a los edificios, mientras que la tierra a utilizar no tiene depreciación. Se considera que la maquinaria se deprecia en 10 años, mientras que los edificios en 20 años. Se empleará el método de depreciación lineal, por lo que la depreciación se mantendrá como se muestra en la Tabla 17-4.

Tabla 17-4: Depreciación de activos

Ítem	Valor (USD)	Período de depreciación (Años)	Depreciación (USD)
Maquinaria	788 571	10	78 857.10
Edificaciones	80 000	20	4 000
		Total (USD)	82 857.10

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

Tabla 18-4: Flujo de Caja

FLUJO DE CAJA PROYECTO						
Detalle	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
Ingresos		3405254.94	3473360.04	3542827.24	3613683.79	3685957.46
Egresos		2232438.00	2272182.96	2312673.78	2353924.89	2395951.00
Costos en servicios industriales		1742058.00	1776899.16	1812437.14	1848685.89	1885659.60
Coste de Fabricación		1742058.00	1776899.16	1812437.14	1848685.89	1885659.60
Gasto Administrativo		490380.00	495283.80	500236.64	505239.00	510291.39
Flujo Operacional		1172816.94	1201177.08	1230153.46	1259758.90	1290006.46
Amortización Intangible		209.70	209.70	209.70	209.70	209.70
Depreciación		82857.10	82857.10	82857.10	82857.10	82857.10
Utilidad antes de Impuesto		1089750.14	1118110.28	1147086.66	1176692.10	1206939.66
29,5% Impuesto a la Renta		321476.29	329842.53	338390.56	347124.17	356047.20
15% Participación de Trabajadores		163462.52	167716.54	172063.00	176503.81	181040.95
Utilidad Neta		604811.33	620551.21	636633.10	653064.11	669851.51
Depreciación y Amortización Intangible		83066.80	83066.80	83066.80	83066.80	83066.80
Inversión Inicial	-2483641.00					
Valor de Salvamento						20000,00
Capital de Trabajo	-50000.00					
Recuperación del Capital de Trabajo						56001,40
Flujo neto del proyecto	-\$2,533,641.00	\$687,878.13	\$703,618.01	\$719,699.90	\$736,130.91	\$752,918.31

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

4.2.7. Análisis de sensibilidad

TMAR

Llamada también tasa de descuento o costo de capital. Cualquier empresa para formarse debe realizar una inversión inicial, la cual puede provenir de varias fuentes: de empresas, inversionistas, bancos o de una mezcla de empresas, inversionistas y bancos. Independientemente del caso, el costo/beneficio estará asociado al capital aportado para cada uno de ellos y la empresa creada tendrá un costo de capital propio. Por lo general, antes de tomar una decisión financiera se

debe calcular la tasa mínima de ganancia sobre la inversión inicial, llamada tasa mínima aceptable de rendimiento (TMAR).

$$\text{TMAR} = \text{Índice inflacionario} + \text{Premio al riesgo}$$

La inflación anual promedio durante los 5 años del proyecto es de 1,35% y la recompensa al riesgo, apreciado ahora como la tasa de crecimiento real invertido y habiendo compensado los efectos de inflación, debe ser de entre 10% y 15%; para nuestro calculo tomaremos del 15%.

$$\text{TMAR} = 1,35\% + 15\% = 16,35\%$$

Tabla 19-4: Cálculo del VAN y TIR

	0	1	2	3	4	5
FLUJO DE INGRESOS		3405254.94	3473360.04	3542827.24	3613683.78	3685957.46
FLUJO DE EGRESOS		2232438	2272182.96	2312673.78	2353924.89	2395950.99
FLUJO NETO		1172816.94	1201177.08	1230153.46	1259758.89	1290006.46
INVERSION INICIAL	2391641	0	0	0	0	0
TASA DE DESCUENTO	0,1635	0,1635	0,1635	0,1635	0,1635	0,1635
TASA DE RETORNO	0,1635					

Sumatoria de flujos traídos al presente	\$3,968,757.69
TIR	38%
VAN	\$1,435,116.69

Realizado por: Marín, Erik, 2021.

CONCLUSIONES

Realizada la investigación se comprueba que durante el proceso de extracción de oro utilizando el método de cianuración mediante el ensayo en botella, se obtiene como resultado un 94.4% de recuperación metálica a una concentración de cianuro de 800 ppm. Es importante mencionar que el método utilizado en la investigación (lixiviación en pilas), al no requerir un pre tratamiento del material (conminución) antes del proceso de cianuración, reduce los costos en molienda puesto que desde el arranque del material se tiene una granulometría idónea (1.5-3/4 pulgadas) para el proceso.

El porcentaje de oro que se extrajo durante la aplicación de la prueba en columna es de 90.88% a una concentración de cianuro de 800 ppm, lo cual en consumo de reactivos (incluida la CAL) da como resultado un proceso económicamente rentable; cabe mencionar que el método propuesto es aplicable principalmente para leyes bajas, incluido material de escombreras que contengan un mínimo porcentaje de mineral de interés.

El material extraído en la mina PIQUE no contiene agentes cianicidas, por lo cual se tiene menor consumo de cianuro en la extracción del oro, generando mayor rentabilidad económica para la planta.

Después del análisis económico realizado en la investigación, se determina que al utilizar el método lixiviación en pilas su costo de operación varía entre 4 y 20 US\$/TMS, gracias a que no requiere de mano de obra especializada para realizar el control de los reactivos, no intervienen procesos de conminución, consumo energético bajo y se requiere de poca agua; por lo que se concluye que lixiviar los minerales con metales preciosos extraídos de la mina PIQUE, es factible económicamente por el corto tiempo de recuperación de la inversión, mostrando la viabilidad de extraer minerales de baja ley por el método de lixiviación en pilas donde los recursos económicos son escasos y la inversión es un factor clave.

Los indicadores económicos muestran una clara viabilidad del proyecto, obteniendo de esta manera un valor positivo del VAN (\$1,435,116.69) y el TIR con un porcentaje 38% a la tasa de interés de retorno de 16.35% siendo el proyecto viable.

Finalmente, se comprueba de esta manera que el método de lixiviación en pilas para la extracción de oro del mineral de mina PIQUE (baja ley, escombreras “material de desecho”), es técnico y económicamente factible para poder ser implementada en la empresa OROCONCENT S.A, ubicada en el Sector El Tablón del Cantón Portovelo en la Provincia Del Oro – caso de estudio: “Mina Pique”

RECOMENDACIONES

En las pruebas requeridas para la factibilidad técnica, se debe tomar en cuenta los materiales adecuados para los mismos (bomba peristáltica de 2 cabezales con un flujo controlado de 0-120 ml/min, tubos pvc de diámetro=17.5pulg por 3 metros de longitud y geotextil no tejido tipo 1600 de un área= 1 m²), con el fin de obtener una cuantificación representativa y replicable de los resultados del método de Lixiviación en Pilas obtenidos.

Para la obtención final del ánodo de oro, la solución *pregnat* de las operaciones de lixiviación, deberá ser tratado de diversas formas para precipitar los valores de metales disueltos y recuperarlos en forma sólida. Estos incluyen deposición electrolítica, transferencia de iones metálicos, precipitación química, extracción por solventes en combinación con métodos electrolíticos y químicos, y adsorción de carbono combinada con tratamiento electrolítico.

El ingeniero Julio Vargas en su trabajo sobre el “Estudio ambiental y optimización en la extracción del oro utilizando el cianuro” menciona que cuando los minerales presentan un mayor contenido de oro y plata es idóneo tratar con el método de lixiviación en pilas adsorción sobre carbón activado desorción y electro-obtención; propio para los minerales de la mina Pique. Si los minerales presentan mayor porcentaje de plata con respecto al oro, es aconsejable precipitar el Ag con Na₂S, adsorber el oro inmediatamente con carbón, o precipitarlos con polvo de zinc en el dispositivo *Merril-Crowe* para obtener un precipitado rico en oro y plata (Vargas, 2006, p.79).

El agua puede afectar considerablemente las pruebas metalúrgicas, consumiendo los reactivos y generando dificultad en la recolección de resultados, por lo tanto, es recomendable realizarlo bajo cubierta, recalculando el valor de la inversión.

La cinética de disolución (consumo) del cianuro es: mercurio, oro, cobre, plata, entre otros metales; por lo que se recomienda realizar análisis elementales y/o técnicas de caracterización mineral con el fin de bosquejar el mineral a procesar, y jerarquizar el orden de los metales a lixiviar.

Para efectuar el método lixiviación en pilas (*heap leaching*) en la empresa OROCONCENT, se recomienda estudios posteriores muy tecnificados como lo es el diseño del mismo procedimiento y proceso industrial, tanto en el dimensionamiento de pila como del sistema de riego, para proceder con la implementación completa del proceso.

BIBLIOGRAFÍA

ARIAS LAFARGUE, Telvia; et al. “Influencia de la lixiviación en la recuperación de oro en la Mina Oro-Barita de Santiago de Cuba”. *Tecnología Química* [en línea], 2017, (Cuba) 37(3), pp. 3-7. [Consulta: 07 junio 2021]. ISSN 2224-6185. Disponible en: http://scielo.sld.cu/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S2224-61852017000300008&lng=es&tlng=es.

DOREY, R.; et al. *Descripción general de la tecnología de lixiviación en pilas. Introducción a la evaluación, diseño y operación de proyectos de lixiviación en pilas de metales preciosos*. Littleton, CO: PYME, 1988. pp. 61-67.

EMMONS, William. *Gold Deposits of the World: with a section on prospecting*. New York-EE.UU.: McGraw-Hill Book Company, Incorporated. 1937.

ESPINOZA HUAMAN, Julio Miguel. Estudio de la cinética relativa de los procesos de lixiviación de los minerales de oro por cianuración y por tiosulfatos [En línea] (Trabajo de titulación). Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión, Huacho, Perú. 2018. pp. 152-157. [Consulta: 24 agosto 2021]. Disponible en: <http://repositorio.unjpsc.edu.pe/bitstream/handle/UNJFSC/2536/ESPINOZA%20HUAMAN%20JULIO.pdf?sequence=2&isAllowed=y>

FLORES MAMANI, Carlos. Estudio del proceso de cianuración de minerales auríferos para la recuperación de oro en el proyecto Oropesa, [En línea] (Trabajo de titulación). Universidad Nacional del altiplano de Puno, Puno, Perú. 2019. pp. 37-42. [Consulta: 20 septiembre 2021]. Disponible en: http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/13931/Flores_Mamani_Carlos_Victor.pdf?sequence=1&isAllowed=y

HEINEN, H.; et al. “Mejora de las tasas de percolación en la lixiviación en pilas de minerales de oro y plata”. *U.S. Bureau of Mines*, vol. 8388, (1979), (United State of America).

HISKEY, Brent J. “Gold and Silver Extraction: The Application of Heap-Leaching Cyanidation”. *Arizona Bureau of Geology and Mineral Technology FIELDNOTES* [en línea], 1985, (United State of America), 15(2), pp.1-5. [Consulta: 18 agosto 2021]. Disponible en: <http://www.azgs.gov/Mineral%20Scans/Au%20&%20Ag%20Extraction.pdf>

LUQUE, J. Estudio de factibilidad en un proyecto de explotación de rocas y minerales industriales en una mina de Perlita. [En línea] (Trabajo de titulación). Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Facultad de Geología, Geofísica y Minas, Ingeniería en Minas. Arequipa, Perú. 2017. pp. 8-9. [Consulta: 27 agosto 2021]. Disponible en: <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/3439/Milutaj.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

MARCHESE, Adolfo. “Optimización del proceso de cianuración de un mineral aurífero”. *Invest. Apl. Innov* [en línea], 2018, (Perú) 2(1), pp. 4-9. [Consulta: 29 agosto 2021]. Disponible en: http://app.tecsup.edu.pe/file/sga/documentos/revistaIi/Ii_3/1.pdf

MINISTERIO DEL AMBIENTE ECUADOR. Línea de base nacional para la minería artesanal y en pequeña escala de oro en Ecuador, conforme la convención de Minamata sobre mercurio, 2020, pp.1-9

MINISTERIO DE ENERGÍA Y MINAS ECUADOR. Monitoreo Ambiental de las áreas mineras en el Sur del Ecuador, 1998, p.10.

MICHAUD, David. *Solvent Extraction & Electrowinning (SX/EW) Plant Design* [blog]. 2015. [Consulta: 3 julio 2021]. Disponible en: <http://www.911metallurgist.com/blog/solvent-extraction-and-electrowinning-sx-ew>

ORDOÑEZ, Ángel; et al. Preparación del bloque Esmeralda para explotación de la asociación de desarrollo minero nivel 0, de la parroquia Huertas cantón Zaruma. [En línea] (Trabajo de titulación). Universidad Nacional de Loja, Loja, Ecuador. 2003. pp. 29-45. [Consulta: 26 agosto 2021]. Disponible en: <https://dspace.unl.edu.ec/jspui/bitstream/123456789/18234/1/Ord%C3%B3n%20Palacios%20%20C3%81ngel%20Vinicio%20Puglla%20Plasencia%20Luis%20Alfredo.pdf>

OSORIO, Miguel; et al. “Evolución cronológica del proceso de explotación de oro en el mundo y en Ecuador y sus efectos sobre el ambiente”. *Perfiles* [en línea], 2018, (Ecuador) 20(2), pp. 56-68. [Consulta: 29 agosto 2021]. Disponible en: <http://ceaa.esPOCH.edu.ec:8080/revista.perfiles/Articuloshtml/Perfiles20Art7/Perfiles20Art7.xhtml>

PALACIOS, C. "Lixiviación de menas auríferas con sales oxidantes en medio ácido mediante el proceso severo". *Revista del Instituto de investigación de la facultad de Geología, Minas, Metalurgia y Ciencias Geográficas* [en línea], 2002 (Perú), 5(9), p.8. [Consulta: 25 agosto 2021]. Disponible en: https://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtual/publicaciones/geologia/v05_n9/lixi_menas.htm

PAREDES POZO, Diana. ¿Después de la minería que?: análisis del impacto socioeconómico y ambiental de la minería: caso South American Development Company (SADCO-CIMA), Portovelo y Zaruma - El Oro – Ecuador [En línea] (Trabajo de titulación). (Maestría) FLACSO Sede Ecuador, Quito, Ecuador. 2013. pp. 23-24. [Consulta: 25 agosto 2021]. Disponible en: <http://hdl.handle.net/10469/5943>

POTTER, P. E. "Petrology and chemistry of modern big river sands", *Journal of Sedimentary Petrology*, vol. 86, n° 4 (1978), (United State of America) pp. 423–429.

PRODEMINCA, *Depósitos porfídicos y epi-mesotermales relacionados con intrusiones de las Cordilleras Occidental y Real: Evaluación de Distritos Mineros del Ecuador*, Quito, Ecuador, 2000.

RESTREPO BAENA, Oscar. Notas de clase de Metalurgia Extractiva [En línea] (Notas de clase). Universidad Nacional de Colombia, Minas, Materiales, Medellín, Colombia. s/f. pp. 44-48. [Consulta: 26 agosto 2021]. Disponible en: https://minas.medellin.unal.edu.co/centro-editorial/cuadernos/download/50_97c84e68c15d90a2000524d2714fe35d

SALINAS, Eleazar; et al. “Mejora del proceso de cianuración de oro y plata, mediante la preoxidación de minerales sulfurosos con ozono”. *Rev. Soc. Quím.*, n° 48 (2004), (México) pp. 315–320.

SANTAMARÍA, J.; et al. “Comparación de cianuro y tiourea como agentes lixiviantes de un mineral aurífero colombiano”. *Revista Facultad De Ingeniería* [en línea], 2013, (Colombia) 22(34), pp. 97-103. [Consulta: 24 agosto 2021]. ISSN 0121-1129. Disponible: <https://revistas.uptc.edu.co/index.php/ingenieria/article/view/2222/2187>

SGS AMÉRICA LATINA. *Lixiviación con cianuro.* [blog]. 2021 [Consulta: 5 junio 2021]. Disponible en: <https://www.sgs-latam.com/es-es/mining/metallurgy-and-process-design/cyanidation-technologies/cyanide-leaching>

TECSUP. *Procesamiento Extractivo del Oro.* Arequipa, Perú. 2009: sin editorial. p. 2-30

TORRES, K. Electro-lixiviación de oro utilizando tiosulfato de sodio como lixivante [En línea] (Trabajo de titulación). Universidad del Azuay, Facultad de ciencia y tecnología, Ingeniería en Minas. Ecuador. 2018. pp.4-7. [Consulta: 27 agosto 2021]. Disponible en: <https://dspace.uazuay.edu.ec/bitstream/datos/8011/1/13735.pdf>

VARGAS, Julio. “Estudio ambiental y optimización en la extracción del oro utilizando el cianuro”. *Ciencia y Desarrollo* [en línea], 2006, (Perú). pp. 75-80 [Consulta: 4 junio 2021]. Disponible en: <https://revistas.unjbg.edu.pe/index.php/cyd/article/download/204/197/366>

ANEXOS

ANEXO A: PROCESO GRANULOMÉTRICO DE MATERIAL DE PIQUE, MALLA 1 ½ "



ANEXO B: PROCESO DE CHANCADO EN TRITURADO DE MANDÍBULAS



ANEXO C: MUESTREO DE MINERAL DE MINA PIQUE



ANEXO D: EQUIPOS Y HERRAMIENTAS UTILIZADAS PARA LOS ENSAYOS

Cuartheador



Bidones y probeta de 1000ml



Máquina de agitación de rodillos



Botellas de vidrio de 5000ml



Medidor de PH



Pulverizador



PH metro electrónico



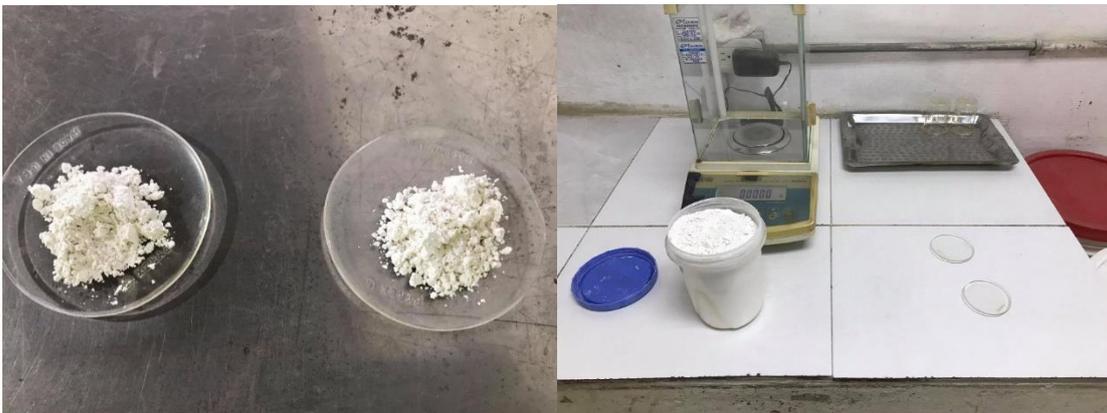
Vasos de precipitación de 250ml



Reactivos ha utilizar en las pruebas metalúrgicas



ANEXO E: PROCESO DE PESADO DE CAL PARA AUMENTAR LA ALCALINIDAD DE LA SOLUCIÓN.

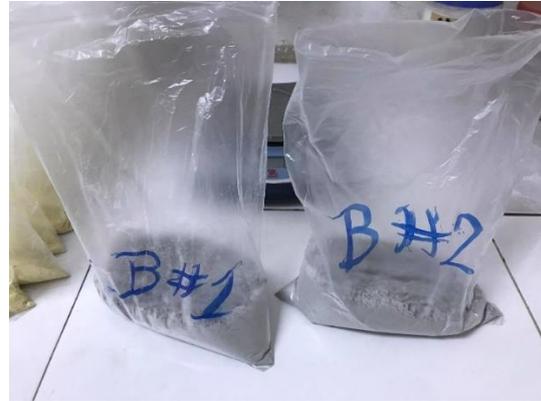
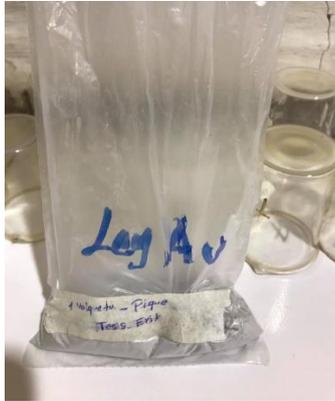


ANEXO F: PROCESO DE SECADO Y CONMINUCIÓN DE MUESTRAS

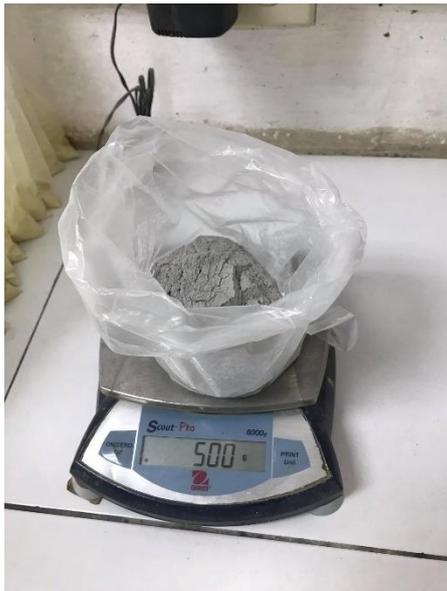


ANEXO G: MUESTRAS DE MATERIAL DE PIQUE PARA ANÁLISIS DE METALES.

Muestra de PIQUE para análisis de oro Muestras para pruebas de botellas de 500g cada uno.



Pesado de muestras en la balanza



ANEXO H: PROCESO DE AGITACIÓN EN BOTELLAS POR DUPLICADO



ANEXO I: EQUIPOS Y HERRAMIENTAS PARA CONTROL DE REACTIVOS EN PRUEBAS METALÚRGICAS





ANEXO J: COLOCACIÓN DE MATERIAL EN COLUMNA DE LIXIVIACIÓN Y FLUJO DE GOTEO A 10.6 ML/MIN



