



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA Y
METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



**“ESTUDIO TÉCNICO PARA LA INSTALACIÓN DE UNA PLANTA
PILOTO DE LIXIVIACIÓN DE RELAVES DE ORO EN LA
MINERA WILLIAM COJATA-PUNO”**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. EDUARDO DIAZ MAMANI

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALURGISTA**

PUNO-PERÚ

2014



Reporte de similitud

NOMBRE DEL TRABAJO

Estudio técnico para la instalación de una planta piloto de lixiviación de relaves de Oro en la Mine

AUTOR

Eduardo Diaz Mamani

RECuento DE PALABRAS

18500 Words

RECuento DE CARACTERES

101266 Characters

RECuento DE PÁGINAS

118 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

2.2MB

FECHA DE ENTREGA

Sep 2, 2024 7:13 PM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Sep 2, 2024 7:15 PM GMT-5

● 12% de similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos.

- 12% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 3% Base de datos de trabajos entregados
- 1% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● Excluir del Reporte de Similitud

- Material bibliográfico
- Material citado
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 20 palabras)


FERNANDO BERNEDO COLCA
INGENIERO EN MINAS
Reg. del Colegio de Ingenieros N° 41375


Dr. Hipólito Córdova Gutiérrez
DIRECTOR DE LA UNIDAD DE INVESTIGACIÓN DE LA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA Y METALURGICA



DEDICATORIA

A Dios por guiar mi camino y no rendirme para culminar mis Proyectos.

A mi querido padre Juan Díaz Coila, por su gran apoyo moral, Incondicional y darme fuerzas para seguir adelante.

A mi querida madre Juana Mamani de Díaz, por su sacrificio e incentivo para que concluya mi formación profesional.

A mi hermana Nela Díaz M. por ser mi motivación y ejemplo a seguir Adelante.

A todos mis compañeros y personas que estuvieron a mi lado apoyándome moralmente para que concluya mi Carrera profesional.



AGRADECIMIENTOS

A la Universidad Nacional del Altiplano por permitirme estudiar y ser un profesional.

A todos los docentes de la Escuela profesional de Ingeniería Metalúrgica, quienes con su labor de enseñanza contribuyeron en mi formación profesional.



ÍNDICE GENERAL

Pág.

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTOS

ÍNDICE GENERAL

ÍNDICE DE TABLAS

ÍNDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE ANEXOS

ACRÓNIMOS

RESUMEN 16

ABSTRACT..... 17

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 ANTECEDENTES 19

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA 20

1.2.1 Problema general..... 21

1.2.2 Problema específico 21

1.3 JUSTIFICACIÓN 21

1.4 OBJETIVOS..... 23

1.4.1 Objetivo general 23

1.4.2 Objetivos específicos 23

1.5 HIPÓTESIS 23

1.5.1 Hipótesis general 23

1.5.2 Hipótesis específicas 24



1.6	ÁMBITO DE ESTUDIO	24
1.6.1	Ubicación y acceso.....	24
1.6.2	Fisiografía, topografía.....	25
1.6.3	Clima y meteorología.....	25
1.6.4	Geología.....	28
1.6.5	Suelos.....	33
1.6.6	Hidrología.....	34
1.6.7	Diagnóstico del estado actual de la zona.....	35
1.6.8	Paisaje.....	36
1.6.9	Ambiente socioeconómico.....	36
1.6.10	Economía y negocios.....	38

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1	CONSIDERACIONES SOBRE EL ORO	41
2.1.1	El oro.....	41
2.1.2	Propiedades físicas y químicas del oro.....	41
2.2	MÉTODOS DE EXTRACCIÓN DEL ORO.....	42
2.2.1	El método del cianuro.....	42
2.2.2	Método merrill – crowe.....	42
2.2.3	Método del carbón activado.....	43
2.2.4	Método del mercurio.....	44
2.2.5	Recuperación del oro por lixiviación.....	44
2.3	MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN	47
2.3.1	Lixiviación heap leaching.....	47
2.3.2	Lixiviación insitu.....	47



2.3.3	Lixiviación dump leaching.....	48
2.3.4	Lixiviación por agitación	48
2.3.5	Lixiviación bacteriana	48
2.3.6	Lixiviación vat leaching	48
2.3.6.1	Chancado	49
2.3.6.2	Molienda.....	49
2.3.6.3	Aglomeración	49
2.3.6.4	Curado	50
2.3.6.5	Riego.....	50
2.3.6.6	Adsorción / Desorción	51
2.4	DIAGRAMA DE POURBAIX.....	51

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1	MATERIAL DE ESTUDIO	55
3.1.1	Muestra.....	55
3.1.1.1	Preparación de muestra para el análisis químico.....	55
3.1.2	Equipos, Instrumentos e insumos.....	57
3.1.3	Prueba metalúrgica de cianuración	60
3.1.4	Determinación de fuerza de cianuro o cianuro libre	64
3.1.5	Preparación de nitrato de plata	64
3.2	MÉTODOS	67
3.2.1	Diseño Experimental	67
3.2.2	Variables y Niveles	67

CAPÍTULO IV

PLANTA PILOTO Y ANÁLISIS DE RESULTADOS



4.1	COMPONENTES DE PLANTA PILOTO DE LIXIVIACIÓN.....	75
4.1.1	Cerco perimétrico de la planta de lixiviación.....	75
4.1.2	Plataforma de aglomeración de relaves.....	76
4.1.3	Plataforma de preparación mecánica de relaves	76
4.1.4	Poza de solución lixivante.....	76
4.1.5	Pozas de lixiviación.....	76
4.1.6	Sistema de adsorción con carbón	76
4.1.7	Pozas de solución barren	77
4.1.8	Poza de relaves 1 y 2	77
4.1.9	Instalaciones Auxiliares	77
4.1.9.1	Construcción del campamento.....	77
4.1.9.2	Biodigestor	78
4.1.9.3	Almacén de cianuro	78
4.1.9.4	Poza de grandes eventos	78
4.1.9.5	Relleno sanitario para la disposición de residuos sólidos industriales	79
4.1.9.6	Relleno sanitario para la disposición de residuos sólidos domésticos.....	79
4.1.9.7	Construcción de zanjas de coronación	79
4.1.9.8	Construcción de calicata de monitoreo.....	80
4.2	DESCRIPCIÓN DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN EN PLANTA PILOTO	80
4.2.1	Transporte del mineral	80
4.2.2	Preparación previa de los relaves auríferos.....	81
4.2.3	Lixiviación	81



4.3	ADSORCIÓN	83
4.3.1	Proceso de precipitado en carbón.....	83
4.3.2	Disposición de relaves lixiviados.....	83
4.4	BALANCE METALÚRGICO DE CIANURACIÓN CONVENCIONAL..	85
4.4.1	Consumo de agua para el proceso de lixiviación	86
4.5	CRONOGRAMA DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN.....	86
4.6	REQUERIMIENTO DE PERSONAL	88
4.7	ANÁLISIS DE RESULTADOS	88
4.7.1	Análisis de resultados de prueba de cianuración en botellas	88
4.7.2	Resultados del diseño experimental	90
CAPÍTULO V		
SEGURIDAD E HIGIENE INDUSTRIAL		
5.1	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD.....	95
5.2	SEGURIDAD E HIGIENE INDUSTRIAL	96
5.2.1	Programa De Seguridad	96
5.2.2	Charlas de seguridad	97
5.2.3	Inspecciones planeadas	97
5.2.4	Primeros Auxilios.....	98
5.2.5	Señalización	98
5.2.6	Manejo del cianuro.....	99
5.3	PLAN DE CIERRE.....	101
5.3.1	Plan de cierre progresivo.....	101
5.3.2	Plan de cierre final	101
5.4	MONITOREO EN CIERRE Y POST CIERRE.....	102
5.5	INVERSIÓN ESTIMADA EN EL PROYECTO.....	103



VI. CONCLUSIONES	105
VII. RECOMENDACIONES	106
VIII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	107
ANEXOS.....	110

ÁREA: Metalurgia extractiva

TEMA: Proceso de lixiviación de oro

FECHA DE SUSTENTACION: 22 de octubre de 2014



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1 Vértices de la concesión Minera William	24
Tabla 2 Acceso al Proyecto William.....	25
Tabla 3 Promedio mensual de temperatura máxima (°C).....	26
Tabla 4 Precipitación máxima en 24 horas (cm3).....	27
Tabla 5 Evaporación total mensual (cm3)	28
Tabla 6 Promedio mensual de humedad relativa (%)	28
Tabla 7 Mineralogía del área del proyecto.....	33
Tabla 8 Nombre de los cerros y su ubicación de Cojata.....	36
Tabla 9 Indicadores de pobreza distrito de Cojata	40
Tabla 10 Composición química del mineral	57
Tabla 11 Inicio de prueba.....	66
Tabla 12 Fin de prueba.....	66
Tabla 13 Variables del diseño experimental	68
Tabla 14 Condición de las variables en estudio	68
Tabla 15 Combinaciones experimentales del diseño factorial.....	69
Tabla 16 Resultados de laboratorio.....	69
Tabla 17 Efectos estimados para la recuperación de oro (%).....	70
Tabla 18 Análisis de varianza para la recuperación de oro diseño factorial 2 ³	71
Tabla 19 Coeficiente de regresión para recuperación de oro	72
Tabla 20 Análisis de residuos para recuperación de oro.....	72
Tabla 21 Camino de máximo ascenso para recuperación de oro	73
Tabla 22 Balance metalúrgico del proceso de cianuración.....	84



Tabla 23	Balance metalúrgico de cianuración convencional.....	86
Tabla 24	Cronograma del proceso de lixiviación (campaña 1 mes).....	87
Tabla 25	Inicio de prueba.....	89
Tabla 26	Fin de prueba.....	89
Tabla 27	Variables del diseño experimental	90
Tabla 28	Condición de variables de estudio	91
Tabla 29	Recuperación de oro (%)	91
Tabla 30	Análisis de varianza para la recuperación de oro diseño factorial 2^3	93
Tabla 31	Camino de máximo ascenso para recuperación de oro	94
Tabla 32	Implementos de seguridad	95
Tabla 33	Comité de seguridad e higiene minera.....	99
Tabla 34	Inversión aproximada en el proyecto	103
Tabla 35	Insumos	103
Tabla 36	Servicios.....	104



ÍNDICE DE FÍGURAS

	Pág.
Figura 1 Cojata y sus comunidades	38
Figura 2 Diagrama de pourbaix del sistema oro – cianuro – agua a 25°C.....	53
Figura 3 Esquema de disolución del oro en medio cianuro.....	54
Figura 4 Potencial de las reacciones parciales del oro	54
Figura 5 Diagrama de preparación mecánica de muestra.....	56
Figura 6 Diagrama de Pareto estandarizado para recuperación de oro	70
Figura 7 Grafica de efectos principales para recuperación de oro.....	71
Figura 8 Grafica de efectos principales para recuperación de oro.....	74
Figura 9 Lixiviación en una etapa	82
Figura 10 Diagrama de flujo del proceso de lixiviación.....	85
Figura 11 Diagrama de Pareto para recuperación de oro	92
Figura 12 Efectos principales para recuperación de oro.....	92



ÍNDICE DE ANEXOS

	Pág.
Anexo 1. Ubicación de nuestro proyecto.....	111
Anexo 2. Proximidad a nuestro proyecto	112
Anexo 3. Sector Aurora Cojata.....	112
Anexo 4. Distribución F nivel de significancia 1%	113
Anexo 5. Distribución F nivel de significancia 5%	114
Anexo 6. Resultados de laboratorio.....	115
Anexo 7. Plano	116



ACRÓNIMOS

g/Tm:	Gramos por tonelada métrica
Tm:	Tonelada métrica
pH:	Potencial de hidrogeno
g/lata:	Gramos por lata
Tm/día:	Tonelada métrica por día
Has:	Hectáreas
°C:	Grados Celsius
msnm:	Metros sobre el nivel del mar
cm³:	Centímetro cúbico
Kg/Tm:	Kilogramo por tonelada métrica
NaCN:	Cianuro de sodio
NaOH:	Soda caustica
Ag NO₃:	Nitrato de plata
KI:	Yoduro de potasio
FCN:	Fuerza de cianuro
PVC:	Policloruro de vinilo
HDPE:	Polietileno de alta densidad
Ppm:	Partes por millón



RESUMEN

El objetivo del presente trabajo es evaluar la lixiviación de los relaves mineros de oro por el método de Vat Leaching por los bajos costos de operación, el material fue obtenido de la mina la Rinconada que emite 3Tm de relave por día con una ley de 5.6 g/Tm. Las pruebas experimentales realizadas en el laboratorio, tuvieron por finalidad evaluar el consumo de cianuro de sodio e hidróxido de sodio. El diseño experimental es de naturaleza explicativa para ello se evalúa la influencia de 3 factores: concentración de cianuro, temperatura y pH con concentraciones mínimo y máximo 0,5-1; 10 -20 y 10-11 respectivamente. La metodología implica la evaluación de los factores preponderantes para la lixiviación sometiendo el relave a dichas concentraciones. Los resultados de la interacción de las variables indican que los tres factores actúan significativamente en la extracción de oro de los relaves mineros por proceso de cianuración. Terminados los análisis se dispone a someter el material al proceso de Vat Leaching por los bajos costos de operación el mismo que consta de: limpieza de relaves, lixiviación, adsorción, proceso de precipitado en carbón y disposición de relaves lixiviados. Así también se hace una breve descripción de los efectos ambientales que puede provocar este método de extracción realizando una comparación entre la amalgamación y la cianuración evaluando su toxicidad y la tecnología aplicada para reducir los impactos ambientales. En Ingeniería del proyecto se evalúa la factibilidad económica del presente estudio anteponiendo los costos de maquinaria, insumos y mano de obra concluyendo su factibilidad económica y gran porcentaje de utilidades que se pueda obtener del mismo.

Palabras clave: Lixiviación, Concentración, Recuperación, Tiempo.



ABSTRACT

The objective of this work is to evaluate the leaching of gold mining tailings by the VatLeaching method due to the low operating costs. The material was obtained from the Rinconada mine that emits 3Tm of tailings per day with a grade of 5.6 g/Tm. . The experimental tests carried out in the laboratory were intended to evaluate the consumption of sodium cyanide and sodium hydroxide. The experimental design is explanatory in nature, for which the influence of 3 factors is evaluated: cyanide concentration, temperature and pH with minimum and maximum concentrations 0.5-1; 10 -20 and 10-11 respectively. The methodology involves the evaluation of the predominant factors for leaching by subjecting the tailings to these concentrations. The results of the interaction of the variables indicate that the three factors act significantly in the extraction of gold from mine tailings by the cyanidation process. Once the analyzes are completed, the material is prepared to be subjected to the Vat Leaching process due to the low operating costs, which consists of: tailings cleaning, leaching, adsorption, carbon precipitate process and disposal of leached tailings. There is also a brief description of the environmental effects that this extraction method can cause, making a comparison between amalgamation and cyanidation, evaluating their toxicity and the technology applied to reduce environmental impacts. In project engineering, the economic feasibility of this study is evaluated, putting the costs of machinery, supplies and labor first, concluding its economic feasibility and the large percentage of profits that can be obtained from it.

Keywords: Leaching, Concentration, Recovery, Time.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

En términos de creación de empleo, contribución activa al crecimiento del Producto Bruto Interno y aumento de la renta nacional per cápita, la minería es una de las industrias más importantes. Por otra parte, la minería puede tener efectos desfavorables, como demuestran los residuos mineros, que tienen diversos efectos negativos sociales, medioambientales y económicos. Los residuos mineros son materiales peligrosos que tienen el potencial de alterar los equilibrios ecológicos, perjudicar la salud pública, deteriorar las masas de agua y alterar los paisajes naturales debido a su composición y densidad. La eliminación inadecuada de los residuos y las técnicas de tratamiento inadecuadas han provocado importantes incidentes de filtraciones, drenaje ácido, contaminación de acuíferos y otros efectos perjudiciales para los ecosistemas y la biodiversidad.

La cianuración es el proceso que recupera metales preciosos de los residuos mineros aprovechando la propiedad del oro de disolverse en soluciones diluidas de cianuro sódico o potásico, preferentemente a otros minerales, en presencia de oxígeno. Este método tiene la ventaja de no requerir el uso de mercurio, y también aprovecha mejor los recursos porque el oro puede recuperarse incluso de minerales marginales. Los individuos asociados con esta industria, la mayoría de los cuales no son formales, se han dedicado durante mucho tiempo a actividades extractivas, principalmente capitalizando la sencilla metalurgia extractiva de la amalgamación, claramente por medio del mercurio metálico. Pero los mineros han utilizado este elemento de forma descuidada e indiscriminada en todos los lugares que han visitado. Debido a ello, se han filtrado al medio ambiente docenas, si no cientos, de toneladas métricas de mercurio, ya sea en



forma de vapor de mercurio durante la extracción del oro del mercurio asistida por soplete o en forma líquida dentro de los relaves. Se reconoce comúnmente que este metal es extremadamente peligroso y que se degrada lentamente al formar compuestos orgánicos como el metilmercurio. Teniendo esto en cuenta, la lixiviación del oro utilizando soluciones adecuadamente diluidas de cianuro de sodio o de potasio presenta una alternativa para prevenir o minimizar la contaminación y lograr mayores recuperaciones en el procesamiento de minerales auríferos. Para el caso del pequeño productor minero, la alternativa más adecuada es la Lixiviación en Vat Leaching, que no es más que el tratamiento del mineral de oro por cianuración y la extracción del contenido metálico mediante carbón activado.

1.1 ANTECEDENTES

Actualmente el proceso de lixiviación en Vats con cianuro se viene utilizando en la EMPRESA MINERA ÑAUPAJCANCHIS – ANANEA, EMPRESA MINERA ORAMPILLO – que tratan relaves seleccionados y molturados hasta malla 200 Y CORPORACION MINERA PACIFICO S.A.C. CHALA – CARAVELÍ, proceso que se realizaba anteriormente en CORP. MINERA PACIFICO S.A.C., se caracteriza por su costo de capital y operación muy bajo, además de su flexibilidad y fácil manejo desde el punto de vista operacional y protección del medio ambiente, con la recirculación total de sus soluciones estériles. Estas ventajas (contrarrestadas hasta cierto punto por bajas recuperaciones entre 60 a 80 % y tiempos más largos de lixiviación respecto a los otros métodos de cianuración) junto a los recientes altos precios de oro, han permitido tratar menas de oro de baja ley, desmontes, relaves de amalgamación y minas pequeñas. El proceso de amalgamación que hoy en día se trabaja está ocasionando graves problemas ambientales pues para mencionado proceso se hace uso del mercurio , metal pesado que al ser quemado volatiliza y daña a los trabajadores que lo manipulan, por otro lado los



relaves mineros llevan consigo grandes cantidades del mercurio que tienen como depósito final los cuerpos de agua ríos que son usados por los pobladores de la zona y los que viven por sus riveras que hacen uso de sus aguas para la agricultura y ganado ingresando a la cadena trófica por esta vía. Siendo así es fácil de suponer que el mercurio depositado en los cuerpos de agua sufrirá procesos de metilación siendo absorbido por la flora y fauna del medio.

La lixiviación del oro por cianuración, utilizando soluciones diluidas de cianuro de potasio o de sodio, es otra forma de evitar la contaminación por mercurio y conseguir mayores recuperaciones al procesar minerales auríferos (Huapaya et al., 2019).

La lixiviación en Vat Leaching es el tratamiento de la mena por cianuración y carbón activado para extraer el contenido metálico del mineral, que es la mejor opción para los pequeños productores mineros de la región de Puno.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

Los relaves mineros emitidos al medio ambiente son problema potencial pues causan impacto ambiental al agua, suelo y aire ocasionando la lixiviación de los metales pesados tales como el mercurio hacia los cuerpos de agua permitiendo su absorción por la flora y fauna del medio.

La región Puno es una zona altamente minera de la cual se extrae oro por diferentes procesos uno de ellos quizás el más usado por la minería informal es de amalgamación el cual hace uso del mercurio para la extracción de tan deseado metal recuperando solo el 40 a 60% del metal además, durante este proceso la cantidad de mercurio que se pierde por lata de mineral asciende a 65 g/lata; por cada lata de mineral



se pierden entre 20 y 400 g. esta cantidad va a parar a los relaves mineros ocasionando gran impacto ambiental en el medio ambiente.

Por otro lado, el proceso de amalgamación es un proceso relativamente caro que implica la compra de grandes cantidades de mercurio elevando los costos de extracción y minimizando las ganancias por las personas que se dedican a tal actividad, por ello se pretende realizar el estudio técnico para la instalación de una planta piloto de lixiviación de relaves de oro en la minera William Cojata-Puno.

1.2.1 Problema general

¿Es posible la instalación de una planta piloto de lixiviación de relaves mineros por el método Vat leaching en la minera William Cojata-Puno?

1.2.2 Problema específico

- ¿Es factible recuperar oro de los relaves mineros por el método Vat leaching en la minera William Cojata-Puno?
- ¿Cuáles son los factores que influyen en la recuperación del oro por el método de cianuración en los relaves mineros?

1.3 JUSTIFICACIÓN

Hasta el 28 de febrero de 2010 se documentaron 252 conflictos sociales, de los cuales 121 estaban relacionados con cuestiones socioambientales, según el informe de conflictos N° 72 de la Defensoría del Pueblo. El tema de la contaminación minera en el río Suches es uno de ellos.

En el altiplano de la cordillera oriental, la cuenca del río Suches se eleva hasta la laguna Suches, donde comienza su curso el río del mismo nombre. Cuando finalmente



desemboca en el lado boliviano del lago Titicaca, cruza la frontera natural entre Perú y Bolivia.

La jurisdicción más impactada por los relaves mineros en el río Suches es el distrito de Cojata, ubicado en la provincia de Huancané. Las aguas del río son utilizadas por sus pobladores para el riego de pastos y la provisión de humedales; sin embargo, el ganado se ha ido extinguiendo desde que opera la minería informal (F.Bravo).

En los últimos años, el problema ambiental en la cuenca del Suches se ha agravado en la región de Puno como consecuencia de las actividades mineras de mineros peruanos y bolivianos que se han establecido en la zona del Suches a través de grupos mineros informales y particulares. Estos mineros han sido responsables de la contaminación de la cuenca del Suches por la descarga directa de efluentes con altas concentraciones de sólidos en suspensión, lo que ha modificado el espacio geográfico y dañado algunos recursos naturales, particularmente los recursos hídricos.

Mediante técnicas artesanales de concentración gravimétrica para lavar los materiales auríferos, se vierten efluentes líquidos con altas concentraciones de sólidos en suspensión (SS) directamente al río Suches, que repercute en el lago Titicaca.

Debido a la remoción de material minero (morrena aurífera), el tratamiento de minerales por gravimetría da lugar a efluentes líquidos en suspensión con metales pesados y a una contaminación del cuerpo receptor (río Suches).

Por tanto, la DREM – Puno, cumpliendo con sus funciones constituye e implementa la agencia técnica de Suches de la Republica del Perú con R.D. N° 060-2009 DREM-PUNO/D, para encargar la fiscalización y/o control de operaciones mineras informales, censo de actividades mineras y maquinarias.



Por estas consideraciones se elabora el presente estudio denominado “ESTUDIO TÉCNICO PARA LA INSTALACION DE UNA PLANTA PILOTO DE LIXIVIACIÓN DE RELAVES DE ORO EN LA MINERA WILLIAM COJATA-PUNO”; para desarrollar actividades mineras dentro del área de 100 Has de la concesión Minera William; en condición como productor minero artesanal.

1.4 OBJETIVOS

1.4.1 Objetivo general

Realizar el estudio técnico para la instalación de una planta piloto de lixiviación de relaves de oro en la concesión minera William Cojata-Puno.

1.4.2 Objetivos específicos

- Recuperar oro de los relaves mineros por el método Vat leaching en la minera William Cojata-Puno.
- Evaluar los factores que influyen en la recuperación del oro por el método de cianuración en los relaves mineros.

1.5 HIPÓTESIS

1.5.1 Hipótesis general

Los relaves mineros provenientes de la actividad minera ascienden a 3,6TM/día los mismos que con un adecuado tratamiento pueden ser recuperados con ley de 5,6 gr/TM, por lo cual se pretende realizar un estudio técnico para la instalación de una planta piloto de lixiviación de relaves minero evitando así la contaminación del medio ambiente y deterioro de los paisajes naturales.



1.5.2 Hipótesis específicas

- Los relaves mineros emitidos por las mineras formales ascienden a 3,6 TM/día de los cuales tiene una ley aproximada a 5,6g/Tm de mineral aurífero siendo necesario su recuperación por el método de cianuración por las ventajas que este ofrece (recuperación de pequeñas cantidades).
- Para realizar la extracción del oro de los relaves mineros se ha de tener en cuenta los siguientes factores: concentración de cianuro, temperatura y pH su interacción permitirá obtener mayor concentración de oro.

1.6 ÁMBITO DE ESTUDIO

1.6.1 Ubicación y acceso

El área de la concesión minera William es de 100 Has, se encuentra ubicado en el paraje denominado Aurora, sector norte, perteneciente al distrito de Cojata, Provincia de Huancané, los vértices se describen en la tabla siguiente:

Tabla 1

Vértices de la concesión Minera William

VÉRTICES	COORDENADAS UTM	
	NORTE	ESTE
1	8'363,000.00	459 000.00
2	8'362,000.00	459 000.00
3	8'362,000.00	458 000.00
4	8'363,000.00	458 000.00

Fuente: Elaboración Propia.

El acceso al proyecto desde la ciudad de Puno es aproximadamente 4 horas; por carretera asfaltada, pasando por Juliaca hasta Huancané, luego por carretera afirmada pasando por el distrito de Vilquechico, Cojata y llegando al



área de la planta de tratamiento de mineral William; en épocas de avenidas, el tránsito vehicular es muy peligroso; en el siguiente cuadro se observan las vías de acceso.

Tabla 2

Acceso al Proyecto William

Tramos (Puno-Mina)	Distancia (Km)	Vía (Terrestre)	Tiempo (Horas)	Condición
Puno - Juliaca	45	Asfaltada	00h 40	Regular
Juliaca - Huancané	57	Asfaltada	01h 00	Regular
Huancané- Vilquechico	15	Afirmada	00h 30	Regular
Vilquechico - Cojata	50	Afirmada	02h 00	Deteriorada
Cojata – Área del proyecto	15	Afirmada	00h 30	Deteriorada
TOTAL	182		4h 00	

Fuente: Elaboración Propia.

1.6.2 Fisiografía, topografía

La topografía de la zona del proyecto se caracteriza por una llanura ligeramente inclinada hacia el suroeste; los cortes del terreno tienen alturas de 1 a 2 metros y son amplias pampas; hay poca existencia de llanuras y un relieve más suave que el de la cordillera.

1.6.3 Clima y meteorología

Como demuestra su ubicación al pie de la cordillera de los Andes, su clima es moderado, templado y frígido.

a. Temperatura

Uno de los componentes climáticos más cruciales y esenciales para la creación del ciclo hidrológico es la temperatura; la evaporación se ve afectada principalmente por ella. Dado que en los meses de otoño e invierno desciende a temperaturas inferiores a 0 °C, el régimen de temperaturas en esta zona es sumamente desfavorable.

La temperatura máxima mensual media del año es de 12,32°C, alcanzándose en mayo y agosto los 13,55°C, según datos de la estación meteorológica de Cojata. En el siguiente cuadro se ofrecen más detalles:

Tabla 3

Promedio mensual de temperatura máxima (°C)

Año	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	Prom
2,007	12.60	12.30	10.70	12.00	11.70	12.60	12.20	13.80	11.50	13.50	12.80	11.80	12.29
2,008	10.80	11.10	11.40	12.30	12.10	12.60	12.30	13.30	13.50	12.40	13.90	12.40	12.34
Media	11.70	11.70	11.05	12.15	11.90	12.60	12.25	13.55	12.50	12.95	13.35	12.10	12.32

Fuente: SENAMHI – Puno.

b. Precipitación

Según el análisis de los datos meteorológicos de la estación de Cojata, las precipitaciones en la región varían estacionalmente; la precipitación media máxima en 24 horas es de 10,27 mm al año.

A lo largo del año, hay una distribución muy variable de la precipitación máxima mensual; los meses de enero, febrero, marzo, octubre, noviembre y diciembre son los más intensos; el resto de los meses representan el 23,5% de la precipitación total anual.



El mes con mayor precipitación es enero, con 27,22 mm, y el de menor precipitación es julio, con 0,76 mm. En el cuadro siguiente se ofrece una descripción más detallada al respecto:

Tabla 4

Precipitación máxima en 24 horas (cm³)

Año	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	Prom
2,004	30.60	10.10	14.70	12.60	4.40	3.40	2.20	6.20	9.00	5.70	12.20	8.10	9.93
2,005	19.20	13.50	7.30	8.20	0.80	0.00	1.60	1.80	6.40	19.10	10.60	7.60	8.01
2,006	40.90	12.30	15.00	10.20	2.30	0.00	0.00	3.20	11.0	13.40	9.80	9.80	10.66
2,007	29.60	13.90	21.00	11.10	9.30	0.00	0.00	2.90	9.80	5.50	16.0	24.5	11.97
2,008	15.80	14.20	19.6	8.40	3.10	8.50	0.00	2.50	6.10	16.10	12.20	22.6	10.76
Media	27.22	12.80	15.52	10.10	3.98	2.38	0.76	3.32	8.46	11.96	12.16	14.52	10.27

Fuente: SENAMHI – Puno.

c. Evaporación

La evaporación, también conocida como vaporización, se produce cuando las moléculas de la superficie de un líquido se separan y pasan a la fase gaseosa. Variables como el viento, la humedad, la temperatura y la radiación solar afectan a la velocidad de evaporación del agua.

La tabla siguiente muestra la evaporación media anual, que es de 76,20 mm; la evaporación total mensual más baja es de 51,80 mm en julio, y la más alta es de 91,83 mm en septiembre:

Tabla 5*Evaporación total mensual (cm³)*

Año	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	Prom
2,006	56.4	84.6	82.7	89.3	80.7	76.2	36.2	107	91	73.7	75.1	74.3	77.3
2,007	67	77.3	61.3	80.1	88.2	82.9	77.4	26.2	79.2	88.7	78.9	67.4	72.9
2,008	52.4	84	92.9	81.3	93.4	64.9	41.8	88.6	105	81.9	88	66.6	78.4
Media	58.6	82	79	83.6	87.4	74.7	51.8	74	91.8	81.4	80.7	69.4	76.2

Fuente: SENAMHI – Puno.

d. Humedad Relativa

La temperatura y el contenido de vapor de agua del aire afectan a la humedad relativa.

Según la tabla siguiente, la humedad relativa media anual es del 80,21%; la humedad relativa media mensual más baja es del 73,50% en agosto; y la más alta es del 87% en febrero:

Tabla 6*Promedio mensual de humedad relativa (%)*

Año	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	Prom
2,007	85	88	86	84	83	82	73	72	80	72	84	84	81.08
2,008	84	86	83	79	77	75	76	75	77	78	79	83	79.33
Media	84.5	87	84.5	81.5	80	78.5	74.5	73.5	78.5	75	81.5	83.5	80.21

Fuente: SENAMHI – Puno.

1.6.4 Geología**a) Geología Histórica**

En la zona de estudio se encontraron afloramientos rocosos desde el Paleozoico inferior (Ordovícico) hasta el Cenozoico (Terciario superior). Los



depósitos de gran potencia de origen glaciar y aluvial se limitan a la depresión Crucero-Ananea-Cojata y de menor magnitud al fondo de los valles.

El levantamiento y el plegamiento fueron provocados por movimientos orogénicos; durante el Mioceno y en el Terciario, el batolito granítico se situó a lo largo de la línea de plegamiento más intensa hasta la actual cordillera oriental. Los esquistos, posiblemente de edad ordovícica, se vieron afectados por un suave levantamiento.

b) Rasgos Geomorfológicos

- La unidad morfoestructural de la Cordillera Oriental comprende la zona del proyecto. Cuatro subunidades comprenden esta unidad en el área del proyecto: Precordillera de Carabaya, Depresión Longitudinal del Crucero, Ananea, Cojata, Cadena de Nevados, y Vertiente Amazónica de oeste a este (Laubacher, 1978).

- **Pre-Cordillera de Carabaya**

Esta subunidad se encuentra fuera del área de estudio y se ubica al suroeste del valle del río Grande. La Precordillera, orientada SE-NWW, se distingue por cerros de perfiles redondeados; algunas de sus crestas superan los 5.000 msnm (el Cerro Yanacaca alcanza los 5.143 msnm). Rocas paleozoicas y algunas cretácicas delinean esta cordillera.

- **Depresión longitudinal del Crucero Ananea – Cojata**

La cuenca alta del valle del río Grande es adyacente a esta subunidad. De sureste a noroeste, el río fluye por el centro de este relieve, que tiene un lecho muy ancho.



Como llanura aluvial, el valle presenta una superficie ligeramente inclinada, casi plana. Las pampas son los relieves planos dentro de esta unidad, y tenemos algunas de las más importantes: Parinani, Baltimore, Limapampa, haipitianapampa, Islapampa, Pampablanca y Limapampa.

Las lagunas de origen glaciario, cuyos diques son morrenas frontales, son otro relieve común en la depresión. Las principales lagunas son Pararani, Pacharia, Saracucho, Queo, Rinconada, Sillacunca y Pacharia.

Los potentes depósitos glaciares y fluvioglaciares, situados al noreste de las estribaciones de Carabaya y de las montañas nevadas, forman abanicos en esta depresión.

- **Cadena de Nevados**

Al este de la zona de estudio y al noreste de la laguna Rinconada, se concentran los grandes nevados. Se desarrollan entre los 4.800 y los 5.850 msnm. La subunidad se distingue por su topografía abrupta, sus perfiles angulosos y la presencia de fuertes glaciares. Ñacaria (5.360), Vilacota (5.179 m), Ananea (5.600 m), Ananea Grande (5.829 m), Ritipata (5.350 m), Chapi (5.400 m) y Callejón (5.350 m) son los principales nevados.

- **Formación Ananea**

Las rocas más antiguas del extremo norte de la provincia de San Antonio de Putina y de la mayor parte de la provincia de Sandia están formadas por una secuencia de pizarras, areniscas y cuarcitas paleozoicas; sobre ellas se han depositado calizas y areniscas cretácicas. Una importante formación de



ignimbritas terciarias, depósitos aluviales y glaciares cuaternarios ha cubierto las formaciones anteriores.

Toda la Cordillera Oriental está formada por rocas paleozoicas. Se extiende al este de la cuenca del río Inambari y al norte cubre las estribaciones del altiplano. Las rocas mesozoicas aparecen en dirección a la cuenca del Titicaca, con intersecciones cubiertas por formaciones cenozoicas y recientes.

La litología de esta formación es como una sucesión repetida y uniforme de lutitas en paquetes de 20 a 80 cm. La formación Sandia que sobre yace a la formación Ananea se muestra en un fallamiento inverso; sin embargo, no se observa ningún contacto con la formación suprayacente.

El desarrollo de un micro plegamiento chevroncentimétrico y una esquistosidad de flujo subparalela a la estratificación en el suroeste impactan sobre esta formación. Sus ejes están en la dirección N 105° E, con un acortamiento de noreste a suroeste. Esta esquistosidad y los pequeños pliegues se producen en bloques limitados por fracturas o fallas, o al lado de las fallas. A ambos lados de la depresión de Carabaya, los placeres continúan en la depresión del Trapiche, en el cuadrángulo de La Rinconada, y en la cuenca del río Suches (Cojata).

En una matriz limo-arcillo-arenosa, el material se compone de clastos sin ninguna disposición. Aunque algunos bloques erráticos tienen un diámetro superior a 1 m, el tamaño medio de los clastos oscila entre 10 y 30 cm. La composición litológica de los clastos de estos depósitos varía según su lugar de origen. Por ejemplo, las morrenas que rodean la Cordillera Oriental tienen clastos de cuarzo vetado, cuarcita, pizarra y algunos granitos; por el contrario, las morrenas que rodean las estribaciones de Carabaya tienen clastos de arenisca,



caliza de chert y, ocasionalmente, ignimbritas. Estos depósitos morrénicos se depositaron durante varias etapas de glaciación (Fornari et al. 1981), a partir del Plioceno superior y hasta el Pleistoceno.

Los yacimientos morrénicos tienen importancia económica porque contienen placeres auríferos, sobre todo los de la Cordillera Oriental, pero no los de las estribaciones de Carabaya.

c) Geología Local

El yacimiento de la concesión minera “William” pertenece al grupo de placeres de origen fluvial, fluvio glacial y glacial íntegramente emplazados sobre rocas paleozoicas de la Formación Ananea, constituidas por lutitas negras y morrenas auríferas de valor económico, sobre estas se han depositado los materiales cuaternarios constituidos por:

- Un aglomerado consolidado de bloques, grava, arena, arcilla y vetas de cuarzo en cantos rodados semiangulares forma las morrenas de este yacimiento.
- Las gravas y arenas gruesas se encuentran junto a bancos de conglomerado arcilloso en los depósitos fluvio-glaciares.
- El oro de estos sedimentos se concentra en determinados bancos con mayor selección granulométrica y se distribuye con cierta homogeneidad. Los depósitos fluviales están formados por lentes de grava y arena gruesa.
- El oro de estos yacimientos es más fino y aplanado que en los anteriores.
- Este metal se distribuye selectivamente; los contenidos que tienen valor económico se encuentran en lentes de posición específicas y presentan características granulométricas claras.

- Las partes centrales de los ríos marginales son los depósitos fluviales, que son depósitos superficiales de gravas, arenas y limos recientes.

d) Mineralización del área del proyecto

El oro se encuentra en depósitos morrénicos tanto en estado nativo como libre; presenta una amplia gama de granulometría, que va de gruesa (Charpas) a fina (Polvo). Se dispersa en forma heterogénea en combinación con el Oro y sus minerales asociados, que incluyen:

Tabla 7

Mineralogía del área del proyecto

Mineral	Composición
Cuarzo	SiO ₂
Casiterita	SnO ₂
Magnetita	Fe ₃ O ₄
Wolframita	(Fe,Mn)WO ₄
Oro Nativo	Au

Fuente: Elaboración propia.

1.6.5 Suelos

Textura de la marga arenosa: marrón oscuro, húmeda, granular muy fina, débil: blanda, muy fuertemente ácida, con un pH de 4,5. También hay un 4% de materia orgánica y un 40% de grava, gravilla, subangular y subredondeada.

a) Clasificación de las tierras por su capacidad de uso mayor

Los suelos de nuestro ámbito de estudio se agrupan de la siguiente manera en función de su calidad agrostológica:

Sub clase P2cw. - En nuestra zona de estudio, el tipo de suelo y vegetación más común es el Bofedal. Su superficie se evalúa como un suelo



franco arenoso con una capa importante de materia orgánica; sin embargo, presenta limitaciones debidas a factores climáticos y a un drenaje imperfecto, y tiene una pendiente plana y ligeramente inclinada (del 2 al 4%) (Plataforma del Estado Peruano, 2018).

b) Suelos aptos para pastos

En cuanto a su aptitud para la explotación de pastos nativos y exóticos adecuados a las condiciones bioclimáticas de la región, los suelos predominantes en el Distrito de Cojata presentan ciertas limitaciones edafológicas, climáticas y topográficas que impiden la realización de cultivos limpios.

El área del Proyecto Comprende de 01 Cuadrícula que equivale a 10 Has este suelo se encuentra en las pampas de Chejuyo, además de ser clasificado Fisiográficamente como Deposito fluvio-glacial.

c) Suelos de Protección

El factor edáfico y la erosión del agua durante las estaciones lluviosas, así como la fuerte pendiente de los suelos superficiales, son las principales limitaciones de los suelos de protección.

1.6.6 Hidrología

a) Aguas superficiales

Pequeños arroyos efímeros que dependen de la lluvia caracterizan la hidrografía de la zona del proyecto. El río Suches, sin embargo, es la única fuente importante de vida porque tiene un patrón desigual: su caudal aumenta significativamente durante la estación seca y disminuye notablemente durante la



estación lluviosa. Nacido en la laguna de Suche, el río Suche fluye de norte a sur y atraviesa diversas comunidades campesinas y/o parcialidades. Incluso se considera una frontera natural entre Bolivia y Perú cuando desemboca finalmente en el lago Titicaca (Ministerio de Agricultura, 2010).

El proyecto se encuentra ubicado dentro de la cuenca del río suches, específicamente al margen izquierdo del río suches las aguas provienen de la laguna suches.

Una parte de estas aguas, serán aprovechadas por el proyecto minero siendo captados por un canal de riego.

b) Aguas subterráneas

La morfología de la zona del proyecto muestra un enorme valle fluvioglacial asimétrico creado por la confluencia de una gran cantidad de glaciares que forman los nevados de la Cordillera Oriental. El gran valle actual está representado por la línea de confluencia de los glaciares de una y otra cordillera.

Sin indicios de afloramientos de aguas subterráneas o capas freáticas, la capa freática de la zona del proyecto está compuesta por depósitos morrénicos y fluvioglaciares según las características mencionadas. Los bloques de pizarra y los guijarros de cuarcita están incrustados en una matriz de arena arcillosa limosa.

1.6.7 Diagnóstico del estado actual de la zona

El Distrito de Cojata en la actualidad viene siendo afectado y contaminado por los relaves mineros artesanales informales que se realizan en el centro poblado de suches, cabe indicar que la misma población que explota sin ninguna medida

de prevención lo cual indica que nuestro proyecto se realizara con todas las medidas necesarias para no contaminar y degradar nuestro ambiente biológico.

1.6.8 Paisaje

La descripción y el análisis del estudio del paisaje tienen en cuenta, entre otras cosas, la caracterización de su visibilidad, calidad y fragilidad. Se entiende por paisaje toda manifestación visual del entorno cuya imagen muestra el resultado de las interacciones entre los elementos que lo componen; ello, en conjunción con los patrones estéticos de visualización, permite una comprensión integral del medio (Programa de las Naciones Unidas para el Desarrollo, 2022). Sin embargo, cabe indicar que nuestra zona de proyecto está rodeada de cerros, y bofedales, los cerros y los bofedales son los que conforman el Paisaje del distrito de Cojata y se llaman:

Tabla 8

Nombre de los cerros y su ubicación de Cojata

Nº	Ubicación	Nombre del cerro
1	Comunidad de Umabamba	Villa Karka
2	Comunidad de Huancasaya.	Kiata.
3	Comunidad de Huancasaya	Ch'appiukku
4	Comunidad de Chajana	Surpu Luma
5	Comunidad de los Andes	Huancarani.
6	Comunidad de Tumapirhua	Tumapirhuakarka
7	Parcialidad de Condoriquiña	Pukarakarka
8	Comunidad de Quenajani	Kala Nasa
9	Parcialidad de Mallcunuta	MallcunutaKarka

Fuente: Elaboración propia.

1.6.9 Ambiente socioeconómico

A una altitud de 4.320 metros sobre el nivel del mar, Cojata, uno de los distritos más antiguos de la provincia de Huancané, está situado a 15° W' 50" de



latitud sur y $69^{\circ} 21'45''$ de longitud oeste del meridiano de Greendwich. Se encuentra frente a la cordillera de los Andes con su majestuoso río Suches, que es la frontera entre Perú y la hermana república de Bolivia. Ocupa 881,18 km², lo que constituye el 1,22% de la región y el 18,65% de la provincia. Además, su densidad de población por km² es de 5,6% (Luque & Apaza, 2014).

Cojata, distrito de la provincia de Huancané y del departamento y/o región de Puno, está ubicado en la frontera. Tiene una importancia socioeconómica significativa en la región de Puno, principalmente por su producción ganadera, que es la fuente principal de las familias urbanas y rurales, junto con el comercio internacional a través del KKATUS.

Las siguientes provincias y distritos limitan con Cojata:

- Por lado norte, con el distrito de Ananea y Quilcapuncu.
- Por lado Sur, con la provincia de Moho y Distrito de Rosaspata.
- Por lado Oeste, con el distrito de Inchupalla y distrito de Vilquechico.
- Por lado Este, con la Hermana República de Bolivia.

Figura 1

Cojata y sus comunidades



Fuente: Centro salud Cojata.

1.6.10 Economía y negocios

a. Actividad Ganadera

Esta zona es principalmente ganadera. Los pobladores de las zonas rurales del distrito de Cojata se dedican a la crianza de llamas y alpacas; en menor medida a la crianza de ovinos y bovinos, de los cuales obtienen carne y fibra, que venden en las ferias y fiestas dominicales, obteniendo dinero para la subsistencia de sus familias.



Los animales contraen diarrea, lo que aumenta la mortalidad de sus crías, como consecuencia de las heladas y las granizadas.

b. Ingresos Económicos

Las familias tienen ingresos principalmente por la actividad ganadera (venta de carne, fibra de alpacas, llamas y ovinos).

c. Mercado

Comercialización de productos comestibles, fibra de alpaca y carne se realizan en la feria semanal de la capital del distrito de Cojata (Domingos) y en la frontera Perú – Bolivia en el lugar Chejjepampa (viernes).

d. Pobreza

Según el mapa de pobreza elaborado por FONCODES 2006, El departamento de Puno se encuentra en el quintil 2. Los departamentos de Cuzco, Ucayali, Piura y San Martín también se encuentran en esta categoría.

Según el mapa de pobreza, el distrito de Cojata se encuentra en el quintil 1. Los indicadores de pobreza del FONCODES se resumen en el siguiente cuadro:



Tabla 9

Indicadores de pobreza distrito de Cojata

N°	INDICADORES	DATA
1	Población 2005:	4354
2	Índice de Carencias	0.8255
3	Quintil del Índice	1
4	% de población sin:	
	- Sin Agua (%)	78
	- Sin Desagüe/letrinas (%)	70
	- Sin Electricidad (%)	100
5	Analfabetismo mujeres (%)	27
6	Niños de 0 a 12 años (%)	27
7	Desnutrición Año 1999 (%)	48

Fuente: INEI – Censos Nacionales 2007: XI de Población y VI de Vivienda, Mapa de pobreza a nivel distrital FONCODES 2006.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 CONSIDERACIONES SOBRE EL ORO

2.1.1 El oro

Es un metal de transición dúctil, blando, lustroso, amarillo y pesado. La mayoría de los productos químicos no reaccionan con el oro. En forma de depósitos aluviales y pepitas, este metal suele encontrarse en estado puro (López, 2007).

2.1.2 Propiedades físicas y químicas del oro

a. Propiedades físicas

- Color: Habitualmente es amarillo propio, pero depende de su pureza.
- Raya: Amarillo brillante.
- Brillo: Metálico.
- Dureza: 2.5.
- Densidad: 19.3g/cm^3
- Óptica: opaco

b. Propiedades Químicas

- **Clase:** elemento nativo
- **Subclase:** metal
- Presenta solución sólida frecuente con plata.



2.2 MÉTODOS DE EXTRACCIÓN DEL ORO

2.2.1 El método del cianuro

La minería por lixiviación en pilas con cianuro consta de seis componentes principales y es la técnica más empleada:

- a. Origen del mineral.
- b. Plataforma (pad) asociada al túmulo (heap) con un forro (el inter de los sajones).
- c. Solución de cianuro de sodio.
- d. Sistema de aplicación y recolección.
- e. Embalses de almacenamiento de solución (los SSP), y (f). La planta de recuperación de minerales.

Para obtener bloques y fragmentos manejables en el yacimiento, se emplean explosivos; posteriormente, este material se somete a molienda, lo que reduce significativamente el tamaño del grano (normalmente a menos de 70u). Esta es la fase de mayor impacto.

2.2.2 Método merrill – crowe

Para el proceso Merrill – Crowe se agrega Zinc en polvo y sales de plomo a la solución. El oro se divide y precipita, y el zinc en polvo se combina con el cianuro. Luego se funde el precipitado para obtener el oro.

Recuerde que en esta fase del proceso se produce el llamado “cianuro estéril” (solution o barren) y el descarte o “slag material” que contiene metales



pesados. En la mayoría de los casos, estas escorias se vierten en escombreras o pilas de residuos.

Para reducir la cantidad de cianuro consumido, el cianuro estéril puede destinarse a un ciclo abierto en el que se diluye y luego se vierte a los cursos de agua o a un ciclo cerrado.

2.2.3 Método del carbón activado

Se emplea sobre todo en operaciones con bajo contenido de plata. En este caso la solución se impulsa a través de columnas de carbón activado. El oro y la plata de la solución se adhieren al carbón, y la solución estéril, que todavía contiene cianuro, se lleva a un depósito de almacenamiento (Gasca, 2016).

Se utiliza soda cáustica caliente para separar el carbón del oro y la plata. A continuación, la solución pasa por una celda con ánodo de acero inoxidable y cátodo para atrapar el material.

En un horno, el carbón usado se reactiva, lo que permite reutilizarlo. En Argentina, el quebracho colorado, un árbol que se sigue talando irracionalmente en el bosque chaqueño (provincia biogeográfica del Chaco), es la fuente de la mayor parte del carbón activado.

Las operaciones de recuperación del oro provocan nuevos efectos medioambientales, entre ellos

- a. Existe la posibilidad de que los residuos contengan metales pesados y otras sustancias peligrosas.



- b. Los derivados gaseosos de los productos químicos utilizados en el proceso de recuperación contaminan el aire.
- c. Contaminación del agua subterránea y superficial con los residuos peligrosos del proceso de recuperación.
- d. Accidentes durante el transporte de sustancias peligrosas.
- e. Accidente por derrames en el área de recuperación.
- f. Mayor destrucción del paisaje y de la percepción ambiental del sitio afectado.
- g. Las personas que trabajan en la mina se ven afectadas.

2.2.4 Método del mercurio

Algunas empresas y mineros independientes dedicados a la extracción de oro continúan empleando esta técnica, aunque este método Cordón Esquel ya no se utiliza.

El mercurio se ha usado en escudo de la Guayana desde varios años atrás, una superficie de 415.000 kilómetros cuadrados compartida por Venezuela, Surinam, Guayana francesa y Brasil (actualmente el cuarto productor mundial del oro). Las actividades mineras en la región de las amazonas descargan al ambiente unas 200 toneladas de mercurio por año. La descarga se realiza en las dos fases de actividad minera (Galvis, 2020).

2.2.5 Recuperación del oro por lixiviación

Para tratar metalúrgicamente minerales con bajas leyes de metales preciosos, la lixiviación en (Heap Leaching) es un proceso muy económico. A



mediados de los años 70 del siglo pasado, este método de tratamiento se potenció enormemente; en 1980, los precios del oro subieron a 600 dólares la onza.

Según el principio fundamental de la cianuración, las soluciones alcalinas débiles tienen un efecto disolvente favorable sobre el oro y la plata presentes en el mineral. La reacción enunciada por Elsner (1946) es la siguiente:



La química utilizada la propiedad para disolver la plata y el oro durante el proceso de cianuración en pilas, que es la misma aplicada en los procesos de cianuración por agitación.

El oxígeno, que es necesario para la disolución de la plata y el oro, se agrega a la solución de cianuro, suministrando aire al tanque solución de cabeza, por aspersión en forma de lluvia y por bombeo de la solución recirculante.

La velocidad de disolución de metales preciosos en soluciones de cianuro depende de la superficie del metal en contacto con la fase líquida, lo que hace que el proceso de disolución sea heterogéneo. Además, la velocidad de agitación influye en la velocidad de disolución.

Los siguientes son factores adicionales que afectan la velocidad de disolución:

- **Tamaño de partícula.** - Debido a que es posible que las partículas gruesas no se descompongan durante el proceso de cianuración, cuando hay oro grueso libre en el mineral, es una práctica común recuperarlo mediante trampas antes de la cianuración.



- **Oxígeno.** - La aireación de la pulpa es una parte esencial de la disolución del oro y la plata. El oxígeno que se utiliza en el proceso de cianuración proviene del aire atmosférico.
- **Concentración de la solución de cianuro.** - Cuando una solución de CN pasa de diluida a concentrada, la solubilidad del oro aumenta. La solubilidad es extremadamente baja cuando contiene menos del 0,005% de NaCN. Cuando contiene 0,01% de NaCN, aumenta rápidamente y luego lentamente hasta alcanzar su pico con 0,25% de NaCN. Del 0,05 al 0,07 % de NaCN es la proporción más eficaz. Para el tratamiento de minerales de oro, la concentración normal de CN es 0,05% de NaCN; para los minerales de plata, es del 0,3%. Para los concentrados de oro y plata, la concentración de NaCN oscila entre 0,3 y 0,7%. El NaCN es el más utilizado en el proceso de cianuración, aunque también se emplea KCN (Azañero, 2001).
- **Temperatura.** - Un problema importante es la pérdida causada por la descomposición del cianuro; la velocidad de disolución del metal en una solución de NaCN aumenta con la temperatura alcanzando 85°C, por encima de esta temperatura ocurre las pérdidas por descomposición del cianuro.
- **Alcalinidad protectora.** - El hidróxido de calcio desempeña las siguientes funciones en la cianuración:
 - Evitar las pérdidas de cianuro por hidrólisis.
 - Prevenir las pérdidas de cianuro por acción del CO₂ del aire.
 - Neutralizar los componentes ácidos.
 - Facilitar el asentamiento de las partículas finas de modo que pueda separarse la solución rica clara de la mena cianurada.



- **Porcentaje de finos.** - Cuando hay un alto porcentaje de finos más del 20% del total las partículas tienden a aglutinarse; como resultado, las soluciones de cianuro no pueden pasar; por lo tanto, estos minerales deben curarse con cal, cemento o ambos para aglomerarlos y permitir la percolación.

2.3 MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN

Arango et al., (2023) La lixiviación es la disolución total o parcial de un sólido con el fin de recuperar valores contenidos en él.

2.3.1 Lixiviación heap leaching

En las operaciones de lixiviación en botaderos y en pilas, la recuperación total de la planta se define por lo que ocurre en la pila de lixiviación.

La lixiviación es la que depende más específicamente de las condiciones particulares de la mineralogía, terreno e infraestructura de cada yacimiento.

2.3.2 Lixiviación insitu

Consiste en la aplicación de soluciones lixiviantes directamente a un cuerpo mineralizado que previamente haya sido fracturado, pueden ser:

- Minas abandonadas.
- Yacimientos profundos menores a los 300 TM. En el que pueden establecer ciclos de lixiviación y oxidación.
- Yacimientos profundos en los que no es necesario el drenaje.



2.3.3 Lixiviación dump leaching

También llamada lixiviación en botaderos o montones requiere de poco capital de inversión y es económica de operar, pero la recuperación es baja (40 a 60%) y necesita mucho tiempo.

2.3.4 Lixiviación por agitación

La lixiviación por agitación es una técnica que requiere la liberación total del mineral para lograr altas recuperaciones de oro. La disolución del oro será mayor si está más expuesto a soluciones de cianuro. Se utilizan dos métodos para recuperar oro de soluciones ricas: se utiliza carbón activado (CIP); el otro método consiste en precipitar con polvos de zinc (Merrill Crowe).

2.3.5 Lixiviación bacteriana

Los microorganismos más importantes para la lixiviación bacteriana en pilas son aquellos capaces de solubilizar metales. Estos se caracterizan por ser aeróbicos (necesitan oxígeno) y acidofílicos (se desarrollan en ambiente ácido). Estas bacterias son:

- Thiobacillus ferrooxidans
- Thiobacillus thiooxidans

2.3.6 Lixiviación vat leaching

La lixiviación en Vat Leaching es la acumulación de minerales en una batea o equivalente, como pozas de concreto o mantas transportables, en las que se agregan soluciones de cianuro. Esto se explica por el nombre del método, ya que el mineral se encuentra en un recipiente tipo batea. Previo al riego de



soluciones de cianuro, se realiza una aglomeración sobre el material molido; las operaciones pueden ser de diversa magnitud y las leyes del oro deben justificar la molienda.

A continuación, se detallará una típica operación metalúrgica en Vat Leaching:

2.3.6.1 Chancado

En este punto, el mineral que se ha extraído de la mina se tritura hasta alcanzar un tamaño adecuado de aproximadamente 3/4". también podemos procesar relaves de amalgamación, en este caso la trituración ya no es necesaria.

2.3.6.2 Molienda

Una vez que se introduce el mineral triturado en un molino de bolas, se cierra y se realiza la molienda en seco durante aproximadamente una hora y media. Una vez finalizada la molienda, se vacía el molino y el mineral en polvo (pulverizado) se coloca en la zona de aglomeración.

2.3.6.3 Aglomeración

Para proporcionar una alcalinidad protectora, el mineral seco o relaves se mezclan con cemento y cal. En promedio, el consumo de cemento es de unos 12 kilogramos por TM de mineral o relaves.

La cal varía según la acidez del mineral, alrededor de 1 kg/TM de mineral o relave. Luego, la primera mezcla, que normalmente se hace manualmente, se humedece con la solución concentrada de cianuro; esta solución suele ser aproximadamente el 80% del cianuro que se utiliza en



el tratamiento. En los días siguientes a la operación, normalmente se completa el 20% restante. Es posible completar esta etapa de aglomeración manualmente o mediante un aglomerador cilíndrico, donde se agrega la solución concentrada de cianuro.

2.3.6.4 Curado

Curado es dejar en reposo la pulpa, es decir el material con los reactivos ya aglomerado. En este punto, el material se deja en reposo para que la reacción de disolución del oro pueda tener lugar en un ambiente con oxígeno (aeróbico), también para que el cemento y la cal interactúen con las arcillas y los “pellets” tomen consistencia.

En esta etapa, aproximadamente el 90 % de todo el oro se disolverá y el tiempo de reposo no suele ser superior a 24 horas después de llenar la poza.

2.3.6.5 Riego

Después de algunas irrigaciones, se consigue extraer el oro disuelto y disolver alrededor del 10% del soluble total. Los riegos son necesarios para disminuir la concentración del oro de la solución, solución que es retenida en el mineral aglomerado como humedad, esta humedad del material es alrededor de 18%.

El riego sucesivo tiene como objetivo reducir la concentración de oro en las soluciones por debajo de 1,0 mg/l, o hasta un punto en el que sea rentable reducirla. Normalmente se realizan de 12 a 15 irrigaciones con una solución que se recircula en circuito cerrado.

2.3.6.6 Adsorción / Desorción

Con capacidades operativas de adsorción de aproximadamente 5 o 6 g Au/Kg de carbón, se emplea carbón activado granulado procedente de una malla adecuada. Las primeras tres o cuatro columnas son las mejores para recolectar porque la última concentra muy poco metal, lo que la hace conveniente para usar en el proceso posterior.

2.4 DIAGRAMA DE POURBAIX

Un diagrama de Pourbaix se utiliza en química para mostrar un equilibrio estable en las fases de un sistema electroquímico acuoso. Las líneas muestran los límites del ion predominante (Sosa, 2024). Como resultado, comprender un diagrama de Pourbaix es similar a comprender un diagrama de fases.

Debido a la denominación de los dos ejes, los diagramas de Pourbaix también se denominan diagramas Eh – pH. Para el potencial de voltaje con respecto al electrodo de hidrógeno estándar (SHE), que se calcula mediante la ecuación de Nernst, el eje vertical se denomina Eh. Aunque normalmente se pueden utilizar otros elementos, la h representa hidrógeno.

$$Eh = E^0 - \frac{0.0592}{n} \log \frac{[C]^c [D]^d}{[A]^a [B]^b}$$

Para registrar la función de la concentración de iones de hidrógeno, el eje horizontal es la etiqueta de pH.

$$\text{pH} = -\log[H^+]$$



Las líneas de iones representan el equilibrio de concentración y se dibujan en una unidad, aproximadamente 1 M. Para concentraciones distintas de 10^{-3} M o 10^{-6} M, se pueden dibujar líneas adicionales.

Es importante tener en cuenta que el esquema frecuentemente se verá alterado cuando estos diagramas se toman de cualquier sistema químico; sin embargo, se pueden tomar de cualquier sistema químico. Por ejemplo, el carbonato tiene un impacto significativo en el diagrama del uranio.

De acuerdo con la ecuación de Nernst, las líneas de equilibrio también se verán alteradas por la concentración y temperatura de los iones presentes en la solución solvatada.

En lugar de las especies estables, un diagrama de pourbaix muestra las áreas de inmunidad, corrosión y pasividad. Esto proporcionará una guía sobre la estabilidad de un metal en determinadas condiciones.

El metal no es atacado cuando tiene inmunidad. Sin embargo, la corrosión indica el ataque general. Cuando un metal tiene una capa estable de óxido u otra sal en su superficie, se produce la pasivación. La relativa estabilidad del aluminio se ejemplifica con la capa de alúmina que tiene en su superficie cuando se expone al aire.

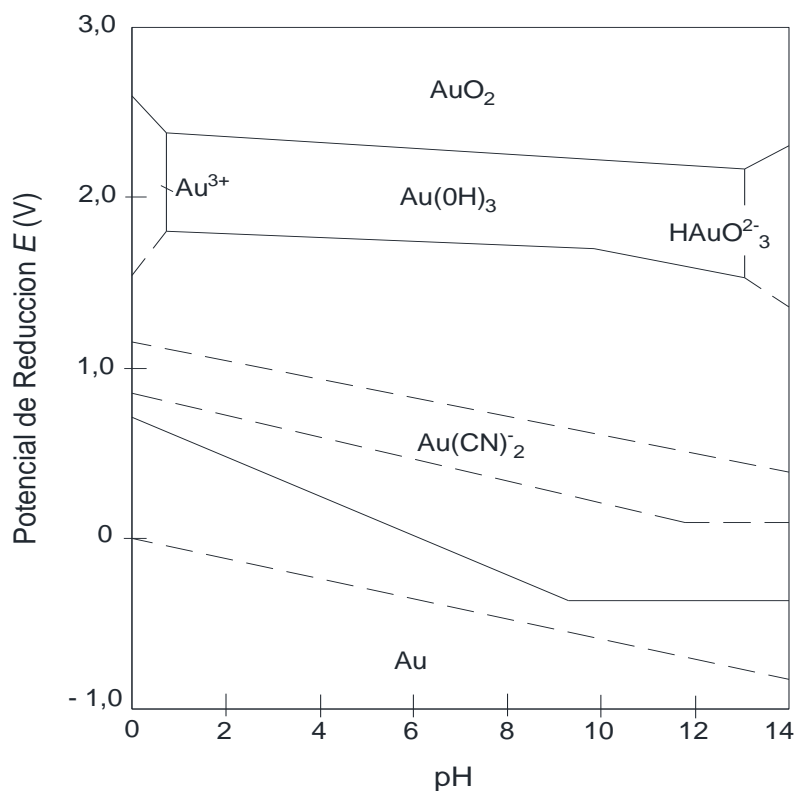
Según los diagramas de Pourbaix, que conectan el potencial de óxido-reducción (E_v) del metal con el pH del medio, compuestos como $Au(OH)_3$; AuO_2 ; Se requiere que se formen $(HAuO_3)^{-2}$ y el ion $(Au)^{+3}$ debido a sus altos potenciales redox, que son más altos que la descomposición del oxígeno. Debido a la extrema estabilidad de este último, la lixiviación del oro metálico es extremadamente difícil.

Sin embargo, en el diagrama Au – H₂O – CN, la reacción: $\text{Au}(\text{CN})_2 + e = \text{Au} + 2\text{CN}$ ocurre dentro de los límites de estabilidad del agua. Como resultado de la hidrólisis del cianuro a un pH inferior a 9, el campo de estabilidad del complejo de aurocianuro está limitado por una línea recta. Al principio, esta línea se vuelve casi horizontal como resultado de la acción oxidante del oxígeno en un medio básico. Al final, esta pendiente permite que la reacción de lixiviación sea efectiva debido a la formación de aurocianuros.

La adición de cianuro reduce los compuestos $\text{Au}(\text{OH})_3$, Au^{+3} y $(\text{HAuO}_3)^{-2}$.

Figura 2

Diagrama de pourbaix del sistema oro – cianuro – agua a 25°C



Fuente: Elaboración Propia.

Los principios electroquímicos de la corrosión controlan la disolución del oro; La oxidación del oro en la zona anódica sigue a la reducción del oxígeno en la superficie del



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 MATERIAL DE ESTUDIO

3.1.1 Muestra

En esta investigación se trabajó con relave aurífero perteneciente a mina la Rinconada, que se encuentra ubicado en el distrito de Ananea, Provincia de San Antonio de Putina, Departamento de Puno.

Se realizó un muestreo con contenido de relaves de las diferentes zonas, con un peso aproximado de 50 Kg. Para luego efectuarle pruebas metalúrgicas. Las muestras fueron zarandeadas para separar elementos contaminantes (desechos y otros).

Para realizar el análisis químico se tuvo que preparar la muestra, para ello mencionaremos el procedimiento.

3.1.1.1 Preparación de muestra para el análisis químico

La muestra adquirida se llevó al laboratorio de análisis de minerales C.M. Alborada E.I.R.L. ubicada en la ciudad de Nazca, Provincia de Nazca, departamento de Ica.

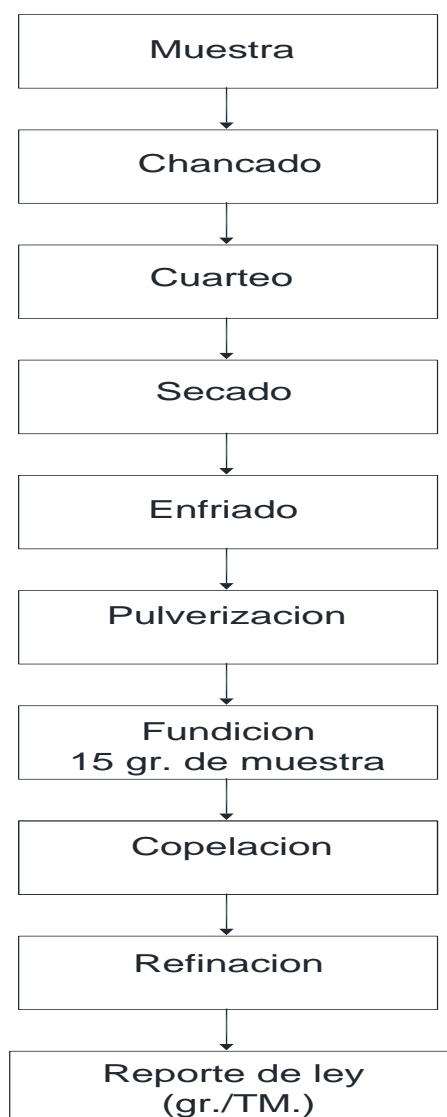
De la muestra tomamos 14 Kg. Reducimos su tamaño mediante una chancadora de quijadas hasta llegar a ½ pulgada, con la ayuda de cortador de jones reducimos a la mitad nuestra muestra, para luego llevarlo a un secado a 100 °C.

Finalmente nos queda 15gr. De muestra para realizar el análisis químico.

A continuación, se muestra el diagrama de preparación mecánica de muestra.

Figura 5

Diagrama de preparación mecánica de muestra



Fuente: Elaboración propia



Luego de realizar el respectivo análisis, laboratorio nos da el siguiente reporte.

Tabla 10

Composición química del mineral

Elemento	Gr/TM	Oz/Tc	%	Ppm
Au	5.60			
Ag	5.80			
Cu			0.19	1900
Fe			5.0	

Fuente: Laboratorio de análisis de minerales C.M. Alborada Eirl.

3.1.2 Equipos, Instrumentos e insumos

A. Equipos

- **Chancadora de mandíbula primaria**

Marca: Braun cipmunk

Dimensiones: 2" x 3,5"

Motor Marca: General Electric

HP: 2

RPM: 1720

Volt: 208 – 220/440

Amp: 6,6/3.3

Ciclos: 60

- **Pulverizadora**

Marca: Braun Corp



Motor: General Electric

HP: 3

Volt: 220/380

RPM: 1725

Amp: 8, 24/4, 75

Ciclos: 60

- **Rop – Tap (rotating taper)**

Marca: Denver.

Motor: 2HP.

Voltaje: 220V – 60Hz.

Capacidad: Nido de 6 cedazos más bandeja.

- **Equipo de agitación de botellas**

Marca: General Electric.

Motor: Trifásico.

Potencia: 1 HP.

RPM: 1730.

- **Cámara fotográfica**

Marca: Sony

- **Horno tipo mufla eléctrico**

Capacidad: 6 crisoles u 8 copelas

Dimensiones internas: (60 x 36 x 36 de altura) cm.

Dimensiones externas: (70 x 60 x 60 de altura) cm.

Trifásico de 1200 °C.



- **Horno de copelación trifásico**

Temperatura máxima de 980 °C.

- **Balanza electrónica**

Capacidad: max. 3.0 Kg.

Marca: AND, 0.01 g.

- **Balanza analítica**

Marca: Sartorius.

Capacidad: 303 gr.

Precisión: 0,1 mg.

B. Instrumentos

- pH – metro electrónico: Marca Metler Toledo.
- Vasos de precipitación: capacidad de 250 mL.
- Probeta graduada: Capacidad de 25mL.
- Fiolas: Capacidad de 250 y 1000 mL.
- Matraz Erlenmeyer: Capacidad de 100 mL a 200mL.

C. Insumos

- Mineral aurífero.
- Cianuro de Sodio (NaCN).
- Soda Caustica (NaOH).
- Agua destilada (H₂O).
- Nitrato de Plata (AgNO₃).
- Rhodamina.
- Fundentes.



- Cemento.
- Cal.
- Carbón activado.
- Peróxido de hidrogeno.

D. Otros materiales

- Equipos de protección personal.
- Embudos de vidrios.
- Lunas de reloj.
- Calculadora.
- Cronometro.

3.1.3 Prueba metalúrgica de cianuración

Las pruebas de cianuración en botellas nos ayudaran a obtener información preliminar sobre:

El consumo total de reactivos que intervienen en el proceso de lixiviación tales como el NaOH, NaCN, CaO y porcentaje de recuperación de Au VS Tiempo.

Las variables que influyen en la recuperación de oro y consumo de reactivos son:

- Granulometría del mineral.
- Porcentaje de sólidos.
- Concentración de Cianuro.
- Tiempo de lixiviación.
- pH.



- Tamaño de partícula de oro.

En cuanto a los reactivos que utilizaremos son los siguientes:

- Solución de Nitrato de Plata (AgNO_3).
- 0.10 gr. De Rhodamina.
- Indicador yoduro de potasio (KI) al 5%.
- Cal.
- 2L de agua destilada y potable.
- Cianuro de sodio al 95%.
- Floculante.

Equipos de laboratorio

- 01 botella de vidrio oscuro (color café) de 1 litro.
- 01 botella de vidrio de 100 ml.
- 01 fiola de 50 ml.
- 03 vasos de precipitación de laboratorio de 100 ml.
- 01 probeta de 25 ml.
- 01 bureta ambar de 50 ml o 25 ml.
- 01 balanza con exactitud de dos decimales de gramos y capacidad de 3.5 Kg.
- 01 luna reloj.
- 01 pH metro.
- 01 varilla de agitación.
- 01 papel filtro Whatman # 42.

Equipos de protección personal en laboratorio



Se debe evitar ingerir alimentos durante la practica en laboratorio y antes de salir del laboratorio lavarse las manos con abundante agua y jabón.

A continuación, detallaremos los equipos de protección personal a ser utilizados en laboratorio.

- Lentes de seguridad.
- Respirador.
- Guantes de banana.
- Guantes de latex.
- Mandil o mameluco.
- Zapatos de seguridad.

Procedimiento

1. Cuartear y homogenizar el material.
2. Elegimos una muestra representativa, malla 10, 100 y 200.
3. Pesar 1Kg. De mineral y 100 gr. De mineral por separado.
4. Con los 100 gr. De mineral colocamos en un vaso de precipitación de 400 ml y agregar 200 ml. De agua, determinamos la acidez del mineral y regular el pH con cal hasta obtener un pH de 10.5 a 11.
5. Colocar en la botella de plástico o vidrio el mineral de 1 Kg. Y añadimos agua potable de acuerdo al porcentaje de solidos a trabajar.
6. Agregamos cal, considerando para 1 Kg. De muestra, para obtener pH alcalino de la pulpa (pH = 11).
7. Agregamos X gr. De cianuro de sodio según la concentración de cianuro a trabajar.
8. Colocar la botella en el equipo rolator de botellas.



9. Después de 1 hora retiramos la botella.
10. Vaciar 50 ml. De pulpa cianurada en un vaso de precipitación (250 ml.) y regresar la botella al roedor.
11. Medimos el Ph.
12. Filtramos la pulpa hasta obtener 10 ml. De solución filtrada.
13. Vaciar el filtrado en un matraz de 250 ml. Y añadimos 3 gotas de indicador KI (5%).
14. Titulamos con AgNO_3 hasta que se vea un color amarillento.
15. Anotamos el volumen gastado.
16. Medir 10 ml. De la solución filtrada restante (guardar en tubos de plástico de centrifuga de 15 ml. Codificar el número de botella y hora), para su posterior análisis por Au en equipos de absorción atómica.
17. Con el volumen gastado de AgNO_3 calcula el volumen del cianuro de sodio para su posterior reposición.
18. Reponer el volumen de NaCN (equivalente en gr. NaCN), el restante del vaso, cuidando de lavar el lodo del papel filtro, colocarlo dentro de la botella y en el equipo de agitador de botellas.
19. Repetir los pasos 12 – 18 cada hora, según criterio en base al consumo que presente el mineral, anotando el volumen gastado de AgNO_3 y el volumen agregado de NaCN en la botella.
20. Todo este proceso se realizará durante 24 horas, el tiempo fijado para la prueba y haber obtenido la última solución rica (10 ml.) para la lectura por absorción atómica.
21. Al término de la prueba, vaciar la pulpa de la botella en un balde.



22. Añadir floculante y dejarlo reposar por 15 minutos, se formará un precipitado (sólidos).
23. Separar el precipitado (Sólido) del líquido (solución rica).
24. Vaciar los sólidos en la botella de prueba.
25. Preparar una solución de cal (2 L) y añadirlo a la botella.
26. Colocar la botella al equipo de agitador de botellas, por 15 minutos.
27. Repetir 2 veces los pasos 24 – 29.
28. Dejar secar el relave para su posterior ensayo al fuego.

3.1.4 Determinación de fuerza de cianuro o cianuro libre

- Dejar decantar la pulpa y separar la solución clara, filtrarla en seguida.
- Medir 2.5 cc. de solución y colocarlo en un Erlenmeyer de 50 cc.
- El matraz con los 2.5 cc. De muestra se coloca sobre un fondo negro, procurando que la superficie del líquido sea tangente a la parte superior de ese fondo y la titulación se hace con solución de nitrato de plata, debiendo observar cuidadosamente cada adición de nitrato de plata, permitiendo que la nube blanco azulosa que se forma, permanezca algunos segundos antes de agitar el matraz y disolverla.
- El punto final se alcanza cuando después de agitar el matraz, aparece la primera opalescencia permanente de una niebla azulosa que ofusca o enturbia la brillantez original de la solución.

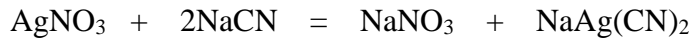
3.1.5 Preparación de nitrato de plata

La solución de nitrato de plata se prepara disolviendo 4.33 gr. De nitrato de plata cristalizada Q.P. en agua destilada hasta hacer un litro. 1 cc. De solución



de nitrato de plata es equivalente a 0.01 % de NaCN. Las lecturas en las buretas deben tener un error +/- 0.1 cc.

Demostración para determinar la fuerza de cianuro o cianuro libre



169.87 g. 98 gr.

0.00433 g. X

$$X = 0,0025$$

Se necesita 0,0025 g. de NaCN por ml de AgNO₃

$$\text{NaCN}(\%) = (((0.0025 \text{ g. NaCN}) / (1 \text{ ml AgNO}_3)) * ((\text{Vgasto ml AgNO}_3) / (\text{Vmuestra}))) * 100$$

$$\text{NaCN}(\%) = ((\text{Vgasto}) / (\text{Vmuestra})) * 0.25$$

Donde:

Vgasto = volumen de gasto AgNO₃

Vmuestra = Volumen de muestra

- Pesar la muestra de cal 10 gramos para cada prueba.
- Agregar a la solución preñada de oro la muestra de cal.
- Cerrar las botellas y someter a giro continuo por 24 horas.
- Filtrar y realizar los análisis y ensayos por oro para cada prueba.



- **Inicio de prueba**

Tabla 11

Inicio de prueba

5 ppm Au		15 ppm Au		25 ppm Au	
Concentración (mg/l) Au	5.334	Concentración (mg/l) Au	15.74	Concentración (mg/l) Au	25.960
% FCN	0.23	% FCN	0.22	% FCN	0.25
pH	10	pH	10	pH	10

Fuente: Laboratorio de análisis de minerales C.M. Alborada Eirl.

- **Fin de prueba**

Tabla 12

Fin de prueba

5 ppm Au		15 ppm Au		25 ppm Au	
Concentración (mg/l) Au	5.259	Concentración (mg/l) Au	15.59	Concentración (mg/l) Au	25.86
% FCN	0.19	% FCN	0.20	% FCN	0.20
pH	12	pH	12	pH	12

Fuente: Laboratorio de análisis de minerales C.M. Alborada Eirl.

La prueba de 5 ppm Au, se ha iniciado con una concentración de oro de 5.334 mg/l Au, sometiendo a giro constante por 24 horas, resultando una lectura final por absorción atómica de concentración de oro de 5.259 mg/l Au, dándonos una pérdida de oro de 1.405 % se observa también que ha habido consumo de



NaCN de 17.391 %, ya que la fuerza de cianuro inicial es de 0.23 % FCN y ha bajado a 0,19 % FCN.

La prueba de 15 ppm Au, se ha iniciado con una concentración de oro de 15.740 mg/l Au, sometiendo a giro constante por 24 horas, resultando una lectura final por absorción atómica de concentración de oro de 15.590 mg/l Au, dándonos una pérdida de oro 0.953 %, se observa también que ha habido consumo de NaCN de 9.090 %, ya que la fuerza de cianuro inicial es de 0.22 % FCN y ha bajado a 0.20 % FCN.

La prueba de 25 ppm Au, se ha iniciado con una concentración de oro de 25.960 mg/l Au, sometiendo a giro constante por 24 horas, resultando una lectura final por absorción atómica de concentración de oro de 25.860 mg/l Au, dándonos una pérdida de oro de 0.385 %, se observa también que ha habido consumo de NaCN de 20.00 %, ya que la fuerza de cianuro inicial es de 0.25 % FCN y ha bajado a 0.20 % FCN.

3.2 MÉTODOS

3.2.1 Diseño Experimental

El diseño experimental que se usó para el análisis estadístico de los datos experimentales, es el diseño con 3 factores, ya que este modelo se ajusta a la cantidad de variables de estudio, así como la forma de explicar sus resultados de manera aceptable.

3.2.2 Variables y Niveles

A continuación, se muestra las variables del diseño experimental.

Tabla 13

Variables del diseño experimental

Variables	Factores
Dependiente	% Recuperación de oro
Independiente	Fuerza de Cianuro
Independiente	Temperatura
Independiente	pH

Fuente: Elaboración propia.

En la siguiente tabla se muestra los niveles mínimo y máximo de cada variable de estudio.

Tabla 14

Condición de las variables en estudio

Variables	Mínimo	Centro	Máximo
A: Fuerza de cianuro(g/l)	0.5	0.75	1
B: Temperatura (°C)	10	15	20
C: pH	10	10.5	11

Fuente: Elaboración propia.

En la siguiente tabla detallaremos una serie de combinación de variables.

Tabla 15*Combinaciones experimentales del diseño factorial*

Nro.	Combinación	A	B	C	X1	X2	X3	Y
1	1	0.5	10	10	-	-	-	80.50
2	A	1.0	10	10	+	-	-	83.40
3	B	0.5	20	10	-	+	-	81.20
4	Ab	1.0	20	10	+	+	-	84.40
5	C	0.5	10	11	-	-	+	80.30
6	Ac	1.0	10	11	+	-	+	82.20
7	Bc	0.5	20	11	-	+	+	82.80
8	Abc	1.0	20	11	+	+	+	84.20

Fuente: Elaboración propia.

Considerando variables reales obtendríamos los siguientes resultados:

Tabla 16*Resultados de laboratorio*

Cianuro (g/L)	Temperatura (°C)	pH	Recuperación oro (%)
0.5	10	10	80.5
1	10	10	83.4
0.5	20	10	81.2
1	20	10	84.4
0.5	10	11	80.3
1	10	11	82.2
0.5	20	11	82.8
1	20	11	84.2

Fuente: Laboratorio de análisis de minerales C.M. Alborada Eirl.

En la siguiente tabla se mostrará los efectos correspondientes:

Tabla 17

Efectos estimados para la recuperación de oro (%)

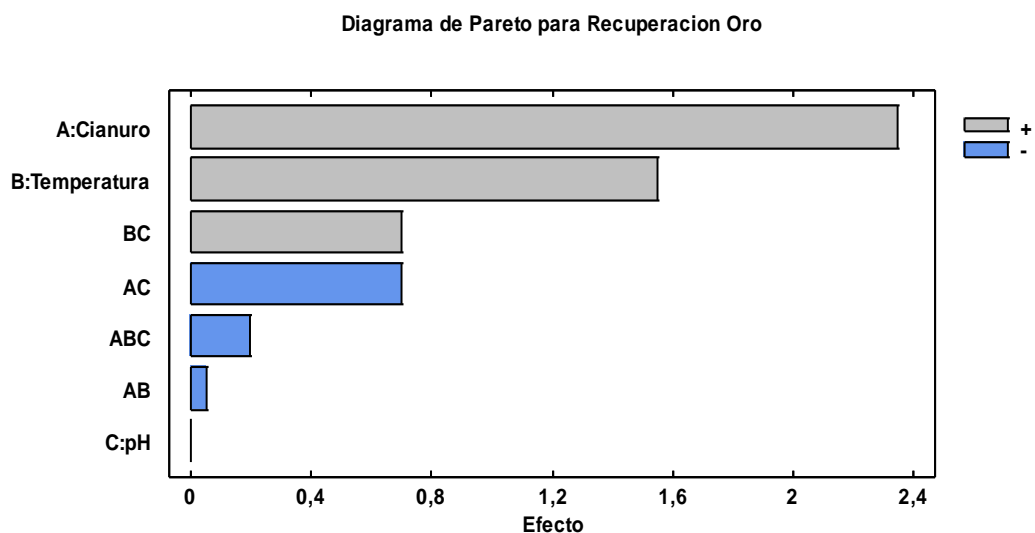
Efecto	Estimado
Promedio	82.375
A: Cianuro	2.35
B: Temperatura	1.55
C: pH	0
AB	-0.05
AC	-0.7
BC	0.7
ABC	-0.2

Fuente: Statgraphics centurión XIX.

Diagrama de Pareto para recuperación de oro

Figura 6

Diagrama de Pareto estandarizado para recuperación de oro

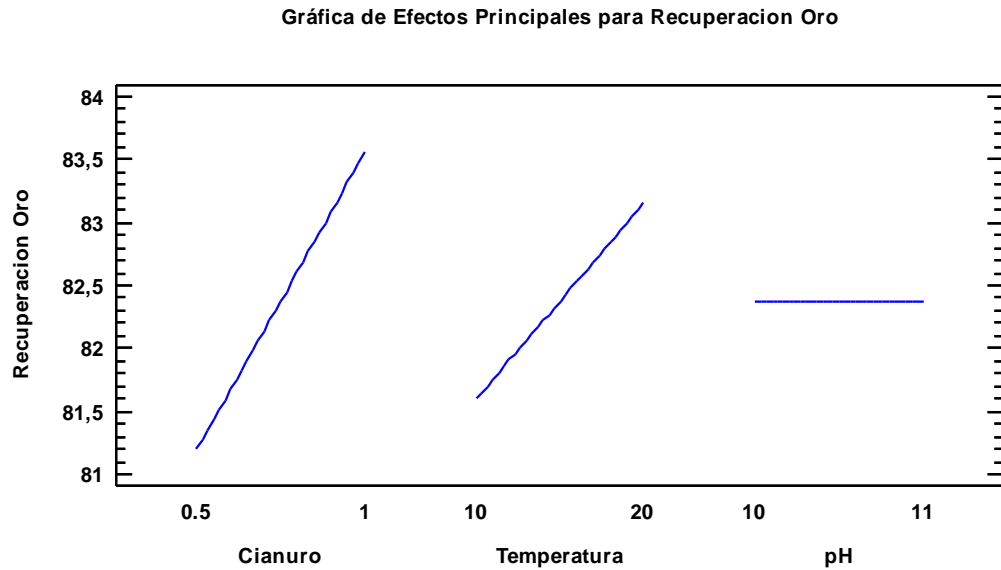


Fuente: Statgraphics centurión XIX.

Efectos principales para la recuperación de oro

Figura 7

Gráfica de efectos principales para recuperación de oro



Fuente: Statgraphics centurión XIX.

Análisis de varianza

Tabla 18

Análisis de varianza para la recuperación de oro diseño factorial 2³

Fuente	Suma de cuadrados	G.L	Cuadrado medio	Fo	P<0.05	Significancia
A: Cianuro	11.045	1	11.045	21.6	0.0097	Si
B: Temperatura	4.805	1	4.805	9.4	0.0374	Si
C: pH	0	1	0	0	1	No
Error total	2.045	4	0.51125			
Total (corr.)	17.895	7				

Fuente: Statgraphics centurión XIX.

Coeficiente de regresión para recuperación de oro diseño factorial 2³



Tabla 19

Coefficiente de regresión para recuperación de oro

Coefficiente	Estimado
Constante	76.525
A: Cianuro	4.7
B: Temperatura	0.155

Fuente: Statgraphics centurión XIX

Modelo matemático

Recuperación oro = 76.525 + 4.7*Cianuro + 0.155*Temperatura

Análisis de residuos para recuperación de oro

Tabla 20

Análisis de residuos para recuperación de oro

Fila	% Recuperación oro		Residuos	R²
	Experimental	Calculada		
1	80.5	80.425	0.075	0.005625
2	83.4	82.775	0.625	0.390625
3	81.2	81.975	-0.775	0.600625
4	84.4	84.325	0.075	0.005625
5	80.3	80.425	-0.125	0.015625
6	82.2	82.775	-0.575	0.330625
7	82.8	81.975	0.825	0.680625
8	84.2	84.325	-0.125	0.015625
			Suma R² =	2.045

Fuente: Statgraphics centurión XIX.

$$SCMr = \frac{\text{SumaR}^2}{N - Tm}$$

SCMr= Suma de cuadrados media del residuo



N = número de pruebas

Tm = términos del modelo

$$SCM\bar{r} = \frac{2.045}{8-3} = \frac{2.045}{5} = 0.409$$

$$glr=8-3 = 5$$

$$Fo = \frac{SCM\bar{r}}{CM.error} = \frac{0.41}{0.51} = 0.8$$

- Fo = 0,8
- F(tablas)
- F(0,05;glr;gle)
- F(0,05;5;4)
- F(tablas) =6,26
- Fo < F(tablas) 0,8 < 6,26

Modelo aceptado

Camino de máximo ascenso para recuperación de oro

Tabla 21

Camino de máximo ascenso para recuperación de oro

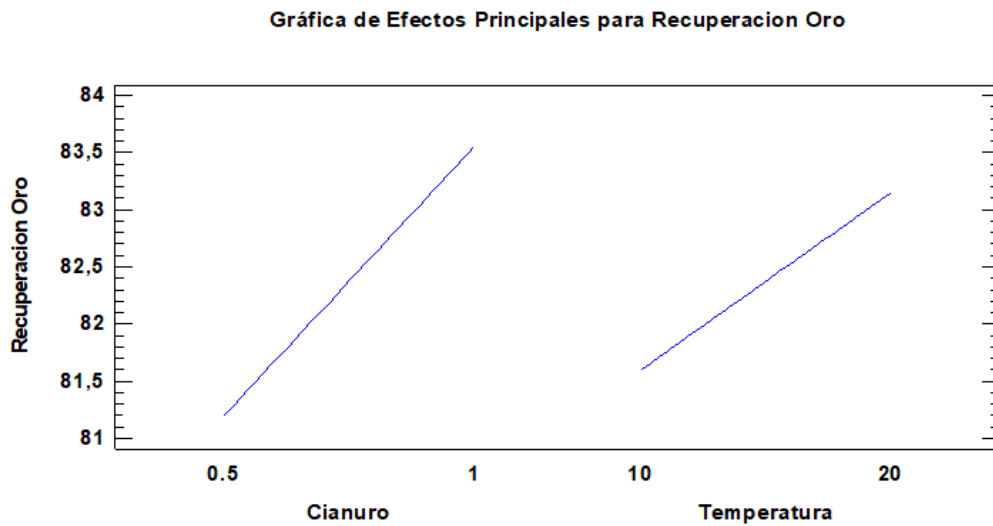
Cianuro (g/l)	Temperatura (°C)	pH	Predicción para recuperación de oro (%)
0.75	15	10.5	82.375
0.8	15.6596	10.5	82.7122
0.85	16.3191	10.5	83.0495
0.9	16.9787	10.5	83.3867
0.95	17.6383	10.5	83.7239
1	18.2979	10.5	84.0612

Fuente: Statgraphics centurión XIX.

- **Gráfica de efectos principales para recuperación de oro**

Figura 8

Gráfica de efectos principales para recuperación de oro

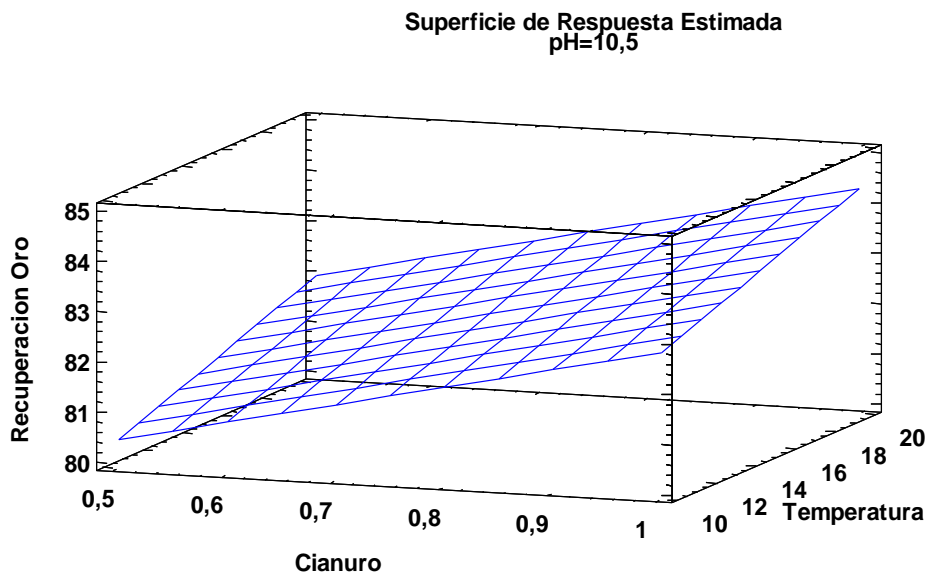


Fuente: Statgraphics centurión XIX.

- **Superficie de respuesta estimada**

Figura 1.

Superficie de respuesta estimada



Fuente: Statgraphics centurión XIX.



CAPÍTULO IV

PLANTA PILOTO Y ANÁLISIS DE RESULTADOS

4.1 COMPONENTES DE PLANTA PILOTO DE LIXIVIACIÓN

4.1.1 Cerco perimétrico de la planta de lixiviación

El área para la instalación de la planta de lixiviación será (23900 m²) dentro de esta área encontramos los componentes del proyecto que son:

- Plataforma de recepción o aglomeración de relaves auríferos.
- Plataforma para la preparación mecánica de minerales.
- Poza de solución lixiviación.
- Poza de lixiviación 1.
- Poza de lixiviación 2.
- Sistema de adsorción con carbón activado.
- Pozas de solución barren.
- Pozas de relaves finales.

El cerco perímetro de su integridad será construido con muro de piedra (cimiento 0.5m, altura 1.7m y ancho 0.8m: la función principal del cercado será para evitar el contacto de la fauna doméstica, que por algún motivo repentino puedan acercarse hasta las operaciones, que también servirá el cercado para proteger de personas foráneas y/o curiosos. El acceso principal será por una compuerta debidamente acondicionada; que servirá para el ingreso y salida de los trabajadores.



4.1.2 Plataforma de aglomeración de relaves

La plataforma tiene la dimensión de 38 X 18 m, el cual tendrá una pendiente no mayor de 4° en dirección a la canaleta de la poza de grandes eventos.

4.1.3 Plataforma de preparación mecánica de relaves

Se contará con área adecuada para la preparación mecánica de relaves auríferos y tendrá las siguientes especificaciones técnicas: largo 38m, ancho 18m, área 684m², conformación con capa de arcilla = 30cm, recubrimiento con geomembrana de PVC de 1mm. Canal de tierra de 18 x 38cm.

4.1.4 Poza de solución lixiviante

Para la acumulación de solución lixiviante se implementará una poza de 3m x 3m y 1m de profundidad.

4.1.5 Pozas de lixiviación

Se tendrá previsto instalar 2 pozas para el proceso de lixiviación con cianuro, que servirán para la acción de lavado de trazas de cianuro y oro lixiviado una vez agotado, que tendrá las siguientes características.

- Largo: 11.5m para cada poza
- Ancho: 6m para cada poza
- Altura: 1.1m
- Conformación de capa de arcilla que tendrá un espesor de 30cm.

4.1.6 Sistema de adsorción con carbón

La solución pregnant, producto del proceso de lixiviación, es trasladada por gravedad al sistema de adsorción. El sistema de adsorción de cada poza, estará



compuesto por 2 columnas de 0.56m de diámetro x 1.22m de altura cada uno con 100kg de carbón activado y una capacidad de 2gr Au/Kg de carbón. Interiormente será impermeabilizado con mantas de geomembrana de PVC de un espesor de 1mm y pendiente de 1% hacia la salida.

4.1.7 Pozas de solución barren

Se construirá 01 poza para depositar la solución barren que cumplirá en las siguientes especificaciones técnicas:

- Largo: 3m.
- Ancho: 3m.
- Altura: 1.19m.
- Impermeabilizado con geomembrana HDPE.

4.1.8 Poza de relaves 1 y 2

Los relaves lixiviados o cianurados, que han sido previamente lavados con agua fresca serán encapsulados en las 02 pozas de relavera diseñada y construida de acuerdo a los requerimientos técnicos, se construirá 02 pozas, cumpliendo las siguientes especificaciones:

- Capa de arcilla: 30 cm
- Dimensiones: 40 x 30m cada uno
- Profundidad: 5m cada uno

4.1.9 Instalaciones Auxiliares

4.1.9.1 Construcción del campamento

Se tiene previsto instalar los siguientes ambientes:



- 01 ambiente para oficina de coordinación de 3m x 4m ocupando un área de 12m².
- 01 ambiente para almacén general de 10m x 6m, con un área de 60m².
- 01 ambiente para comedor de 3m x 4m, que ocupa un área de 12m².
- 01 ambiente para cocina de 3m x 4m, que ocupa un área de 12m².
- 01 ambiente para guardianía de 3m x 4m, que ocupa un área de 12m².
- 01 ambiente para laboratorio de 6m x 10m, que ocupa un área de 60m².

4.1.9.2 Biodigestor

Para el cuidado de las personas que laboran en planta piloto de lixiviación, se tiene previsto instalar biodigestor en un área de 4m², para el producto de residuos fisiológicos.

4.1.9.3 Almacén de cianuro

Las dimensiones del almacén para cianuro son de 10m x 6m, ocupando un área de 60 m².

4.1.9.4 Poza de grandes eventos

Se implementará esta poza con la finalidad de acumular agua procedente de precipitaciones pluviales que tendrá las siguientes dimensiones.

- Largo: 25m.
- Ancho: 10m.
- Profundidad: 5m.



4.1.9.5 Relleno sanitario para la disposición de residuos sólidos industriales

Se implementará un relleno sanitario de residuos sólidos industriales, en un área que no involucra causas de agua ni peligros de salud pública, además se protegerá el interior del relleno sanitario con geomembrana de HDPE de 1mm de espesor, evitando así depresiones de acumulación de agua y otros. Cuyas dimensiones son:

- Largo: 4m.
- Ancho: 2m.
- Profundidad: 2m.
- Volumen: 16m³.

4.1.9.6 Relleno sanitario para la disposición de residuos sólidos domésticos

Se propone la implementación de un relleno sanitario con las siguientes dimensiones:

- Largo: 4m.
- Ancho: 2m.
- Profundidad: 2m.
- Volumen: 16m³.

4.1.9.7 Construcción de zanjas de coronación

Para evitar el ingreso del agua producto de precipitaciones pluviales en épocas de avenida se construirá zanjas de coronación y zanjas colectores debajo de la poza de relaves, cuyas dimensiones son:



- Largo: según requerimiento.
- Ancho: 0.40m.
- Profundidad: 0.30m.
- Forma trapezoidal.

4.1.9.8 Construcción de calicata de monitoreo

Por medidas de seguridad y cuidado del medio ambiente, se construirá una calicata de monitoreo que posee las siguientes características:

- Ancho: 2m.
- Largo: 2m.
- Profundidad: 3m.

4.2 DESCRIPCIÓN DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN EN PLANTA PILOTO

El proceso a emplearse será Lixiviación en Vat leaching por los bajos costos de operación.

4.2.1 Transporte del mineral

Los relaves auríferos producidos por minas aledañas al sector Norte Aurora y del lugar, serán trasladados en un volquete de capacidad de 4 TN hacia la planta de lixiviación.



4.2.2 Preparación previa de los relaves auríferos

a) Limpieza de relaves

Se realizará una clasificación del mineral pasando por una zaranda mecánica de $\frac{3}{4}$ y 1" de abertura, evitando así los residuos orgánicos que podrían perjudicar el proceso de lixiviación.

b) Proceso de Paletización

Consiste en aglomerar con la ayuda de cemento portland y la adición de cianuro de baja concentración, que cumplirá con la relación de 1 TN de relaves / 1 bolsa de cemento.

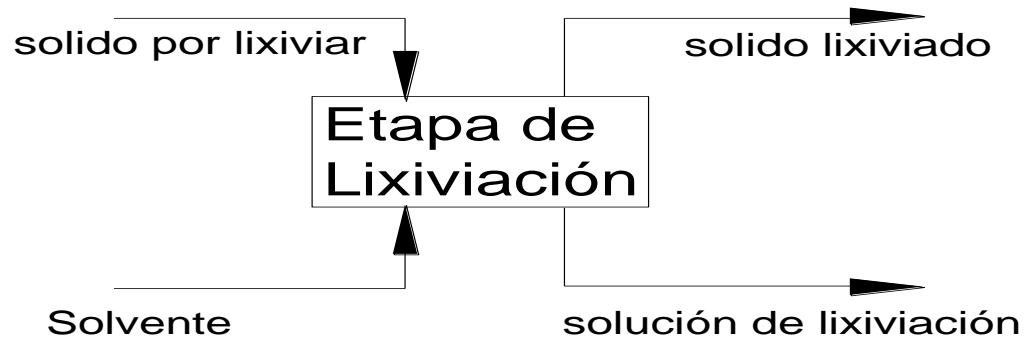
4.2.3 Lixiviación

Una vez obtenido los pelets, estos serán transportados por medio de pequeños vagones u otros medios hacia las pozas de lixiviación, una vez completada la capacidad de la poza se realizará el proceso de curado, que es dejar reposar el mineral durante 24Hrs. Para que ocurra la disolución de oro con presencia de oxígeno. Seguidamente se da el inicio al riego del material aglomerado con una solución lixivante con concentración de pH 11 y 2% de cianuro de sodio (NaCN).

Lixiviación en una etapa

Figura 9

Lixiviación en una etapa



Fuente: Diana Lizbeth Ramírez Isidro

En la figura se representa esquemáticamente la operación de lixiviación en una etapa. Esta etapa incluye la operación completa: mezcla y separación de las fases insolubles

- Sólido por lixiviar:** Está compuesto por el sólido insoluble (B) y la totalidad del soluto (B)
- Solvente:** también llamado líquido lixivante, está compuesta por solvente puro o por solvente con algo de soluto.
- Sólido lixiviado:** después de la operación de lixiviación se separan las dos fases y el sólido lixiviado quedara con algo de solución remanente asociada al sólido.
- Solución de lixiviación:** esta corriente es la solución concentrada, llamada también extracto o miscela. Sus componentes son: solvente y soluto en la solución.



4.3 ADSORCIÓN

La solución pregnant producto del proceso de lixiviación es transportado hacia el circuito CIC (carbón in column) construido por 4 columnas de carbón activado donde el oro es adsorbido por el carbón (Pérez et al., 2023). El carbón es un material que se caracteriza por poseer una gran cantidad de micro poros (poros menores que 2 nanómetros).

La solución barre (solución pobre) que sale de la última columna es llevada a la poza barren en donde se aplicara el cianuro para mantener la concentración deseada.

4.3.1 Proceso de precipitado en carbón

El proceso de precipitado en carbón activado se realiza generalmente cuando el mineral contiene muy poca proporción de Ag, por ello la solución pregnant en esta etapa debe ser totalmente clarificado para el proceso de precipitado. La solución barre o solución pobre se recircula por medio de una motobomba conducido por una tubería de PVC de 1" de diámetro, hacia un tanque de almacenamiento temporal para volver a regar la poza de lixiviación, esta solución se utilizará para elaborar los pelets (Misnaza et al., 2006).

4.3.2 Disposición de relaves lixiviados

Los relaves finales producto del proceso de cianuración serán trasladados a la poza de relaves, esto para evitar la contaminación al medio ambiente.

Balance metalúrgico del proceso de cianuración



Tabla 22

Balance metalúrgico del proceso de cianuración

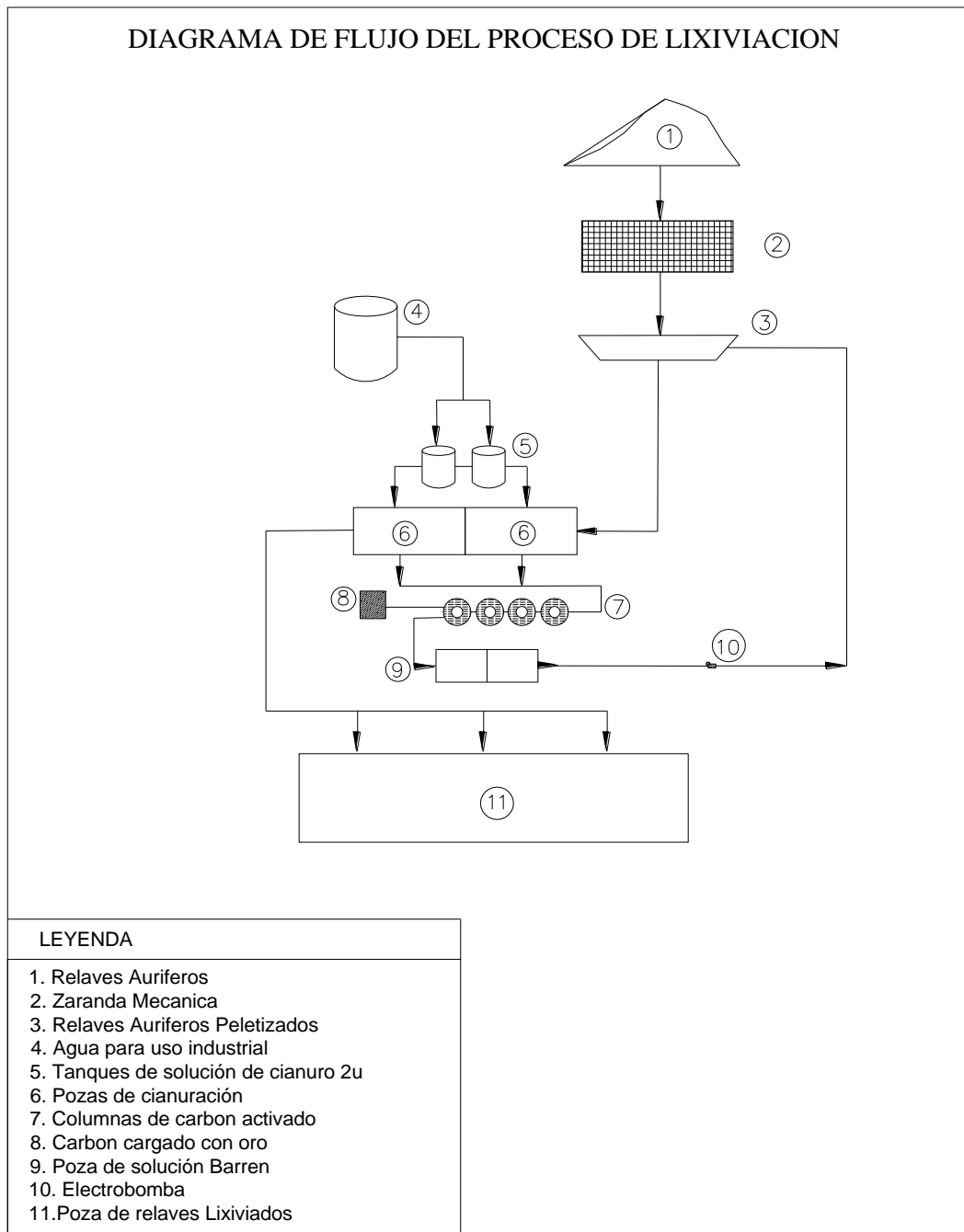
RELAVE SOLUCIÓN	TM (lt)	LEY (gr/TM) (gr/lt)	FINOS (gr.)	DISTRIBUCIÓN (%)
Cabeza (sólido)	60	10	500	100
Solución pregnant (líquido)	3446.4	0.1000	375	75
Solución barren (líquido)	2229.2	0.0206	50	10
Relave final (sólido)	60	1.5	75	15

Fuente: Laboratorio de análisis de minerales C.M. Alborada Eirl.

A continuación, presentamos el diagrama de flujo del proceso de lixiviación en nuestra planta piloto de lixiviación.

Figura 10

Diagrama de flujo del proceso de lixiviación



Fuente: Elaboración Propia.

4.4 BALANCE METALÚRGICO DE CIANURACIÓN CONVENCIONAL



Tabla 23

Balance metalúrgico de cianuración convencional

TIEMPO Hrs	Solución Rica Gr/m3	Relave Au Gr./TN	% Recup.	Consumo Kg/TM		Fuerza CN fin	Incr.Kg CN	Incr.Kg Cal
				NaCN	Cal			
0.0	0.0	25.20	0.00	0.00	0.00	0.20	32.00	60
12.0	7.37	10.74	57.40	4.58	7.33	0.11	5.50	0
48.0	7.89	9.72	61.45	5.32	7.33	0.02	6.02	0
72.0	9.57	6.42	74.53	6.26	7.33	0.03	7.70	0
96.0	10.87	3.87	84.66	7.36	7.33	0.06	9.02	0
120.0	11.02	3.57	85.82	8.50	7.33	0.07	9.33	0

Fuente: Laboratorio de análisis de minerales C.M. Alborada Eirl.

4.4.1 Consumo de agua para el proceso de lixiviación

Se utilizará 100 litros de agua por tonelada lo que equivale a 0.1m³ por lo que el consumo por mes será 6000 litros equivalente a 5m³, el requerimiento de agua fresca será almacenada en dos tanques de PVC provistas con válvulas de regulación, el suministro de agua consiste en aplicar en 3 fases, primero en la etapa de aglomeración, riego y lavado, la solución que recircula en circuito cerrado.

4.5 CRONOGRAMA DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN

En el siguiente cuadro se muestra el cronograma del proceso de lixiviación.

- **Cronograma del proceso de lixiviación (campana 1 mes)**

Tabla 24

Cronograma del proceso de lixiviación (campaña 1 mes)

N°	ACTIVIDADES	30 DÍAS																																					
		I - Semana							II - Semana							III - Semana							IV - Semana																
		1	2	3	4	5	6	7	1	2	3	4	5	6	7	1	2	3	4	5	6	7	1	2	3	4	5	6	7										
1	Traslado de relaves	█	█																																				
2	Limpieza (zarandeo)			█	█																																		
3	Peletización con cemento, agua.					█	█																																
4	Carguío de pelets						█	█																															
5	Reposo de pelets							█																															
6	Lixiviación (cianuración)								█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	
7	Decantación y clarificación								█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	
8	Precipitado con carbón activado								█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	
11	Muestreo del carbón cargado con oro.																																					█	
12	Análisis del carbón cargado con oro																																						█
13	Lavado de relaves lixiviados con agua nueva																																						█
14	Traslado e encapsulado de relaves lixiviados.																																						█

Fuente: Elaboración propia.



4.6 REQUERIMIENTO DE PERSONAL

El personal que operará directamente en la planta de lixiviación, será debidamente organizado y distribuido de la siguiente forma: Personal Administrativo y operativo, capacitados en temas relacionados al proyecto, manejo administrativo, seguridad e higiene industrial, cuidado del medio ambiente y otros.

a) Personal Administrativo

- Gerente general (titular) : 01
- Secretaria : 01
- Asesor legal (Externo) : 01
- Administrador (Permanente) : 01

b) Personal Operativo

- Asesor técnico (Ing. Metalurgista) : 01
- Seguridad y medio ambiente (Externo) : 01
- Técnico en procesamiento de minerales (Permanente) : 01
- Obreros de planta (Permanente) : 06

4.7 ANÁLISIS DE RESULTADOS

4.7.1 Análisis de resultados de prueba de cianuración en botellas

La prueba de cianuración en botella se realizó por un tiempo de 24 horas, considerando las concentraciones de 5, 15 y 25 ppm Au.

Inicio de prueba considerando las 3 concentraciones de oro

Tabla 25*Inicio de prueba*

5 ppm Au		15 ppm Au		25 ppm Au	
Concentración (mg/l) Au	5.334	Concentración (mg/l) Au	15.74	Concentración (mg/l) Au	25.960
% FCN	0.23	% FCN	0.22	% FCN	0.25
pH	10	pH	10	pH	10

Fuente: Laboratorio de análisis de minerales C.M. Alborada Eirl.

Fin de prueba considerando las 3 concentraciones de oro**Tabla 26***Fin de prueba*

5 ppm Au		15 ppm Au		25 ppm Au	
Concentración (mg/l) Au	5.259	Concentración (mg/l) Au	15.59	Concentración (mg/l) Au	25.86
% FCN	0.19	% FCN	0.20	% FCN	0.20
pH	12	pH	12	pH	12

Fuente: Laboratorio de análisis de minerales C.M. Alborada Eirl.

De la prueba de 5 ppm Au, se puede apreciar que ha iniciado con una concentración de oro de 5.334 mg/l Au, sometiendo a giro constante por 24 horas, resultando una lectura final por absorción atómica de concentración de oro de 5.259 mg/l Au, dándonos una pérdida de oro e 1.405 %, se observa también que ha habido consumo de NaCN de 17.391 %, ya que la fuerza de cianuro inicial es de 0.23 % FCN y ha bajado a 0.19% FCN.

De la prueba de 15 ppm Au, se ha iniciado con una concentración de oro de 15.740 mg/l Au, sometiendo a giro constante por 24 horas, resultando una lectura final por absorción atómica de concentración de oro de 15.590 mg/l Au,



dándonos una pérdida de oro de 0.953 %, se observa también que ha habido consumo de NaCN de 9.090 %, ya que la fuerza de cianuro inicial es de 0.22 % FCN y ha bajado a 0.20 % FCN.

De la prueba de 25 ppm Au, se ha iniciado con una concentración de oro de 25.960 mg/l Au, sometiendo a giro constante por 24 horas, resultando una lectura final por absorción atómica de concentración de oro de 25.860 mg/l Au, dándonos una pérdida de oro de 0.385 %, se observa también que ha habido consumo de NaCN de 20.00 % ya que la fuerza de cianuro inicial es de 0.25 % FCN y ha bajado a 0.20 % FCN.

4.7.2 Resultados del diseño experimental

En nuestro proyecto el diseño experimental que se usó, es el diseño con 3 factores ya que este modelo se ajusta a la cantidad de variables de estudio.

En la siguiente tabla se muestra las variables del diseño experimental.

Tabla 27

Variables del diseño experimental

Variabes	Mínimo	Máximo
A: Fuerza de cianuro(g/l)	0.5	1
B: Temperatura (°C)	10	20
C: pH	10	11

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 22 mostramos la variables mínimo y máximo de cada variable como son: Fuerza de cianuro (g/l), Temperatura (°C) y pH.



En la siguiente tabla mostraremos los niveles máximos, mínimos y centro de cada variable de estudio.

Tabla 28

Condición de variables de estudio

Variables	Mínimo	Centro	Máximo
A: Fuerza de cianuro(g/l)	0.5	0.75	1
B: Temperatura (°C)	10	15	20
C: pH	10	10.5	11

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 20 se muestra el centro de cada variable, estos valores serán ingresado al programa Statgraphics centurión XIX.

En la siguiente tabla se muestra el resultado de recuperación de oro (%), considerando un total de 8 pruebas.

Tabla 29

Recuperación de oro (%)

Cianuro (g/L)	Temperatura (°C)	pH	Recuperación oro (%)
0.5	10	10	80.5
1	10	10	83.4
0.5	20	10	81.2
1	20	10	84.4
0.5	10	11	80.3
1	10	11	82.2
0.5	20	11	82.8
1	20	11	84.2

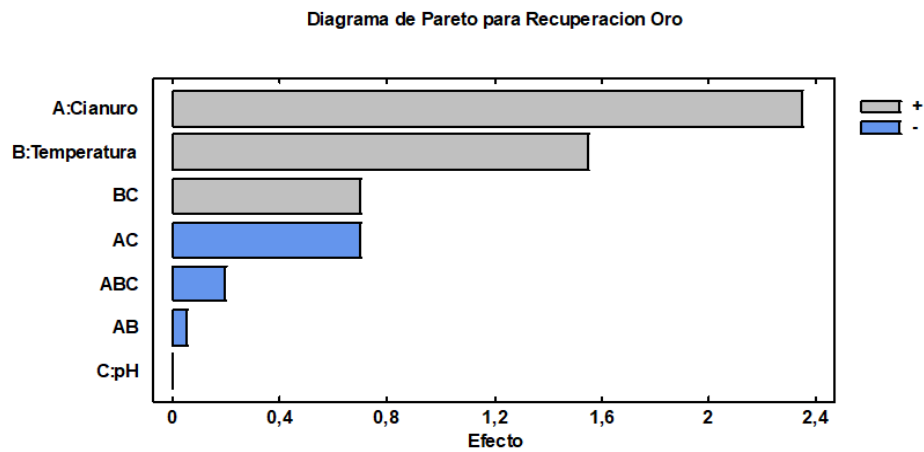
Fuente: Laboratorio de análisis de minerales C.M. Alborada Eirl.

En la tabla Nro. 24 se observa que en la prueba 4 se obtiene una recuperación de 84.4% de oro.

Diagrama de Pareto para la recuperación de oro

Figura 11

Diagrama de Pareto para recuperación de oro



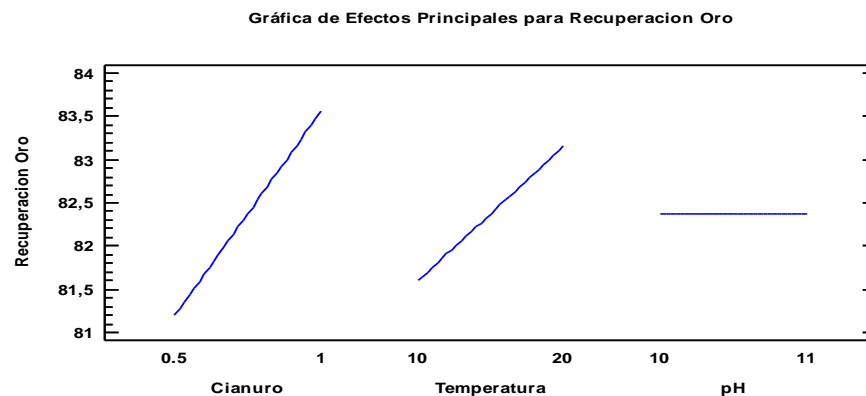
Fuente: Statgraphics centurión XIX.

En la figura 11 la variable más significativa es el cianuro de sodio y la variable menos significativa es el pH.

Efectos principales para recuperación de oro

Figura 12

Efectos principales para recuperación de oro



Fuente: Statgraphics centurión XIX.

En la figura 12 cuando se aumenta el cianuro de sodio, la recuperación de oro aumenta. Al aumentar la temperatura aumenta la recuperación de oro.

Análisis de varianza

Tabla 30

Análisis de varianza para la recuperación de oro diseño factorial 2³

Fuente	Suma de cuadrados	G.L	Cuadrado medio	Fo	P<0.05	Significancia
A: Cianuro	11.045	1	11.045	21.6	0.0097	Si
B: Temperatura	4.805	1	4.805	9.4	0.0374	Si
C: pH	0	1	0	0	1	No
Error total	2.045	4	0.51125			
Total (corr.)	17.895	7				

Fuente: Statgraphics centurión XIX.

En la tabla 25 el cianuro de sodio es menor que el 0.05 por lo tanto es significativa. La temperatura es menor que 0.05 por lo tanto es significativa.

$$SCMr = \frac{\text{SumaR}^2}{N - Tm}$$

SCMr= Suma de cuadrados media del residuo

N = número de pruebas

Tm = términos del modelo

$$SCMr = \frac{2.045}{8-3} = \frac{2.045}{5} = 0.409$$

$$glr=8-3 = 5$$



$$F_o = \frac{SCM\bar{r}}{CM.error} = \frac{0.41}{0.51} = 0.8$$

Fo = 0,8

F(tablas)

F(0,05;glr;gle)

F(0,05;5;4)

F(tablas) =6,26

Fo < F(tablas) 0,8 < 6,26 Por lo tanto nuestro modelo es aceptado

Camino de máximo ascenso para recuperación de oro

Tabla 31

Camino de máximo ascenso para recuperación de oro

Cianuro (g/l)	Temperatura (°C)	pH	Predicción para recuperación de oro (%)
0.75	15	10.5	82.375
0.8	15.6596	10.5	82.7122
0.85	16.3191	10.5	83.0495
0.9	16.9787	10.5	83.3867
0.95	17.6383	10.5	83.7239
1	18.2979	10.5	84.0612

Fuente: Statgraphics centurión XIX.

En la tabla Nro. 26 vemos que operando con una concentración de cianuro de sodio de 1 g/l, 18.29 °C de temperatura y a un pH de 10.5 obtenemos una recuperación de oro de 84 %

CAPÍTULO V

SEGURIDAD E HIGIENE INDUSTRIAL

5.1 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

De acuerdo al RSHM. D.S. 046 - 2001 E.M. en sus artículos 63°, 64° y 65°, el titular minero proveerá los equipos de seguridad a fin de proteger el bienestar y la salud de los trabajadores, así como conservar el medio ambiente donde se desarrollarán sus diversas actividades, y asegurar la capacitación permanente de los trabajadores. Se debe poner en marcha un reglamento interno de seguridad, así como una evaluación e identificación temprana de los riesgos en función de las circunstancias del centro minero. Además, se requiere el siguiente equipo de seguridad, que se renovará periódicamente, según se detalla en la tabla siguiente:

- **Implementos de Seguridad**

Tabla 32

Implementos de seguridad

N°	DETALLE	CANTIDAD
1	Guantes de jebe (pares)	10
2	Guantes de cuero(pares)	10
3	Mamelucos(u)	10
4	Casco minero(u)	10
5	Botas de jebe(pares)	5
6	Lentes de seguridad(u)	10
7	Protector de oído(pares)	10
8	Correa de seguridad(u)	5
9	Respirador antipolvo(u)	5
10	Ropa de Agua(juegos)	3

Fuente: Elaboración propia.



5.2 SEGURIDAD E HIGIENE INDUSTRIAL

5.2.1 Programa De Seguridad

Controlar la posibilidad de daños a personas, equipos y materiales como consecuencia de accidentes forma parte de seguridad. La reducción de costos y riesgos, la mejora de las capacidades de prevención y la regulación de la gravedad y frecuencia de incidentes y accidentes son los objetivos de un programa de seguridad (Saari, 2012). Los objetivos se alcanzarán mediante la aplicación de medidas correctivas sistemáticas y la modificación de los comportamientos inseguros; el propietario de la planta debe cumplir las siguientes responsabilidades fundamentales:

- a) Promover y mantener el más alto nivel de bienestar físico y mental de los trabajadores.
- b) Proteger a los trabajadores de los riesgos resultantes de los agentes nocivos con motivo de sus ocupaciones.
- c) Ubicar y mantener a los trabajadores de manera adecuada y conforme a sus aptitudes físicas y psicológicas.
- d) Evitar el desmejoramiento de la salud causada por las condiciones de trabajo.
- e) Crear la conciencia de seguridad en todos los trabajadores.
- f) Establecer índices de frecuencia y severidad de accidentes e incidentes.
- g) Brindar condiciones seguras de trabajo, aplicando un control adecuado de los riesgos de la labor y el medio ambiente.
- h) Minimizar los riesgos y causas más frecuentes de accidentes en base a las inspecciones.



- i) Proteger la vida y salud de los trabajadores; bienes materiales de la planta de lixiviación.

Para ello, como principios básicos del programa se tendrá en cuenta lo siguiente:

- Comunicación y charlas de seguridad e higiene.
- Inspecciones diarias y mensuales en todas las instalaciones de planta.

5.2.2 Charlas de seguridad

Una vez a la semana, el jefe de planta y/o el técnico de planta llevarán a cabo charlas de seguridad durante 10-15 minutos. El objetivo de estas charlas es proporcionar instrucciones claras y eficaces; identificar los problemas del trabajo diario; obtener y proporcionar retroalimentación en las comunicaciones bilaterales; y motivar al trabajador para que pueda expresar los problemas que hay en su trabajo y que el supervisor no puede ver. Las acciones del trabajador serán comunicadas a la autoridad competente.

5.2.3 Inspecciones planeadas

Establecer y corregir las causas de los peligros e incidentes será el objetivo de las inspecciones planificadas. Los objetivos significativos de estas inspecciones serán: El número de inspecciones realizadas por el jefe de Planta aumentará con el número de problemas resueltos.

- Identificar los problemas y peligros que se presentan en forma diaria.
- Identificar las deficiencias de los equipos como causa básica de riesgos laborales, como también la mala operación de los mismos.



Para ello, se examinarán las siguientes áreas: Las instalaciones de la planta de lixiviación, incluyendo lo siguiente: la plataforma de preparación mecánica de relaves; las pozas de lixiviación; los estanques de solución barren; poza final de relaves; las zanjas de coronación; los tanques de agua y solución de lixiviación; la fosa de monitoreo, los caminos de acceso, la señalización, el campamento; y la cerca perimetral.

5.2.4 Primeros Auxilios

Se utilizará un botiquín de primeros auxilios de emergencia, totalmente abastecido con medicamentos básicos, para los servicios de primeros auxilios a los trabajadores de la planta. Personal debidamente formado en primeros auxilios se encargará de la atención. En el puesto de salud de La Rinconada, los trabajadores recibirán atención médica. En caso de mayor riesgo o de acuerdo a la gravedad de la situación, serán trasladados a la ciudad de Juliaca.

5.2.5 Señalización

De acuerdo a lo señalado en el D.S. N° 046-2001-EM, en sus anexos 11 de código de colores del Art. 92° y 93 del citado reglamento, se implementará con la respectiva señalización básica presente en la concesión minera y en las áreas de explotación, incluyendo el ingreso principal, campamentos, puntos de monitoreo y letrinas sanitarias. El código de colores facilitará la identificación de los avisos para mayor claridad. Por consiguiente, el titular deberá adoptar las siguientes medidas de prevención:

- a) Para asegurarse de que todos los empleados entienden el significado y lo utilizan en sus respectivas áreas de trabajo, hay que hablar de la



señalización, los avisos y la codificación por colores. Antes y durante la fase de proyecto, los nuevos empleados deben recibir formación o charlas de iniciación en sus respectivos campos. Además, se realizarán inspecciones básicas periódicas para asegurarse de que los empleados conocen las señales y avisos.

- b) En las zonas visibles del lugar de trabajo se colocarán carteles con un código de colores y señales. Se detallará los códigos de colores y señalización. Deberán estar representados en las cartillas de seguridad.

El comité de seguridad estará conformado de acuerdo al detalle de la siguiente tabla

Tabla 33

Comité de seguridad e higiene minera

CARGO	DETALLE	CANTIDAD
Coordinador general de cuadrilla de salvataje	Ing. Supervisor de operaciones	1
Cuadrilla de salvataje	Titular minero jefe del proyecto	2
Personal de apoyo	Personal de planta	1
Personal de apoyo	Fiscal	1
Personal de apoyo	Representante del área de salud local	1
TOTAL		5

Fuente: Elaboración propia.

5.2.6 Manejo del cianuro

El titular tomará las siguientes medidas preventivas que serán de conocimiento de todo el personal permanente y eventual:



- Solo el personal capacitado podrá realizar el manipuleo y uso del cianuro.
- Se debe evitar inhalar (respirar) polvos o gases de cianuro.
- Las soluciones que contienen cianuro deben manipularse con extremo cuidado, en un área bien ventilada, con gafas protectoras y guantes de látex. Nunca trabajar solo en áreas donde se manipula cianuro.
- No ingerir alimentos ni fumar cuando se utilice los compuestos de cianuro.
- El cianuro no debe ser transportado ó almacenado junto con productos alimenticios, bebidas o cualquier otro artículo para consumo humano.
- Se debe evitar el contacto con ácidos o sales ácidas, ya que puede generar ácido cianhídrico gaseoso que es muy venenoso.
- Para preparar una solución de cianuro de sodio, antes se debe agregar al agua, hidróxido de sodio (soda caustica) u otro compuesto alcalino, hasta alcanzar un Ph de 11 en promedio.
- Llevar un estricto control del pH, el que debe estar entre 10.5 y 11 en promedio, pero de ninguna manera por debajo de 7, para evitar la formación de ácido cianhídrico (HCN) al estado de gas venenoso.
- Los estanques con soluciones de cianuro y de solución barren para reciclaje, deben estar bien protegidas para impedir el acceso de personas no autorizadas y en otros casos de animales.

5.3 PLAN DE CIERRE

El plan de cierre, será de forma progresiva paralelamente al avance de las actividades de proyecto; de modo que la zona y el entorno no se vean afectados considerablemente; con el objeto de establecer medidas necesarias de acondicionamiento o restauración reduciendo los riesgos para la salud y el ambiente.

5.3.1 Plan de cierre progresivo

Paralelamente al desarrollo del proyecto el titular minero a previsto el desarrollo de las siguientes actividades:

- Cubierta con tierra original de áreas disturbadas o con periodo de vida agotado: letrinas, pozas, entre otros.
- Desmontaje parcial de las instalaciones que puedan perturbar las operaciones dentro del área del proyecto.
- Mantenimiento de los principales accesos al área del proyecto.
- Mantenimiento de las actividades de plan de monitoreo.

5.3.2 Plan de cierre final

a) Cierre de las pozas de relave

Dependiendo de la naturaleza de los relaves acumulados estos podrían requerir ser neutralizados antes de ser encapsulados con una capa de arcilla de 30 cm de espesor y cubiertas con tierra orgánica para su posterior revegetación con especies nativa; manteniendo los canales de coronación.

b) Disposición final de los efluentes



Los efluentes de agua serán recuperados hasta que la concentración de cianuro y otros contaminantes se reduzcan a niveles permisibles y la neutralización natural durante su almacenamiento para finalmente ser tratados con una solución alcalina.

c) Retiro de las instalaciones (Desmantelamiento)

Comprende el desmantelamiento de las diferentes instalaciones, oficinas y remoción de cimentaciones estructurales para proceder con la revegetación, previa evaluación del propietario del terreno superficial o titular para el caso.

d) Renivelación de terrenos

Las habitaciones usadas con fines de operaciones se mantendrán debido a que el titular también es dueño del terreno superficial, respecto a las trincheras de residuos serán cubiertas con una capa de 30 cm de suelo orgánico top soil desbrozado durante la etapa preoperativa procediendo a la revegetación manteniendo sus canales de coronación como medida preventiva ante la erosión.

5.4 MONITOREO EN CIERRE Y POST CIERRE

Con el objeto de verificar la eficiencia de las medidas preventivas y las actividades de remediación para la restauración del terreno y el ecosistema, se programa continuar con los monitoreos de la calidad del agua en los puntos establecidos en el presente estudio con una frecuencia anual durante un año posterior al cierre.



5.5 INVERSIÓN ESTIMADA EN EL PROYECTO

En el cuadro siguiente detallaremos la inversión estimada en nuestro proyecto

Tabla 34

Inversión aproximada en el proyecto

EQUIPO	CANTIDAD	US\$
Motobomba	1	250
Poza de cianuración	2	2000
Poza de solución	1	200
Columnas de carbón	2	200
Carbón activado	200	800
Otros (3%)		106.50
TOTAL		3656.50

Fuente: Elaboración propia.

- **Insumos**

Tabla 35

Insumos

INSUMOS	CANTIDAD	US\$
Cianuro de sodio	150 Kg.	350
Cal apagada	200 Kg.	75
Cemento	5000 Kg.	100
Otros		15.75
TOTAL		540.75

Fuente: Elaboración propia.



- **Servicios**

Tabla 36

Servicios

SERVICIOS	US\$
Desorción	230
Análisis	1000
movilidad	2000
Mano de obra	6500
Otros (3%)	291.9
TOTAL	10021.90

Fuente: Elaboración propia.

INVERSIÓN ESTIMADA EN US\$ 14219.15



VI. CONCLUSIONES

- Se realizó el estudio técnico considerando diseño y parámetros metalúrgicos para la lixiviación del oro.
- Empleando el método de lixiviación por vat leaching, adsorción con carbón activado, desorción, se llega a una recuperación de 85 a 90%.
- En nuestro proyecto los factores que influyen en la recuperación de oro son: granulometría, concentración de solución de cianuro, oxígeno, tiempo de lixiviación, pH, temperatura y alcalinidad protectora.



VII. RECOMENDACIONES

- Para llegar a una recuperación mayor al 90% se recomienda instalar tanques de agitación.
- Se recomienda trabajar con una concentración de cianuro de 0.75 g/l a 1g/l y un pH de 10.5 a 11.
- Se requiere más entrenamiento de operadores o técnicos capacitados ya que el sistema de nuestro proyecto tiene poca automatización.
- Generar confianza entre el empresariado y la comunidad de Cojata estableciendo canales de comunicación, donde se conozcan los diversos subproyectos de orden social a favor de esas poblaciones.



VIII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Arango, D. F. O., Gutiérrez, M. L. F., & Zapata, O. Á. M. (2023). Lixiviación. *Evaluación de La Lixiviación de La Bebida Del Café Utilizando Diferentes Métodos de Preparación*, 39–60. <https://doi.org/10.2307/jj.7471121.5>
- Azañero, O. Á. (2001). *Recuperación De Oro Y Plata De Minerales Por Heap Leaching*. Revista Del Instituto de Investigación de La Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalurgica y Geográfica. https://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtual/publicaciones/geologia/v04_n7/recup_oro_plata.htm
- Galvis, C. S. R. (2020). *El bioma amazónico frente a la contaminación por mercurio* (J. C.-W. C. Analiz Vergara - WWF Unidad de Coordinación Amazónica (ed.); Jordi Surk, p. 173). https://d2ouvy59p0dg6k.cloudfront.net/downloads/informe_mercurio_digital.pdf
- Gasca, T. J. A. (2016). *Carbon activado de carácter básico para recuperar oro lixiviado cianurados* [Instituto Potosino de Investigación Científica y Tecnológica A.C.]. <https://ipicyt.repositorioinstitucional.mx/jspui/bitstream/1010/1811/1/TMIPICYTG3C32016.pdf>
- Huapaya, C. P., Espejo, R. C., & Gonzales, A. P. (2019). Significativa Reducción del Consumo de Cianuro en la Lixiviación del oro permitió ahorros considerables en los costos operativos de Planta Procesos en Mina La Arena. *Empresa: Panamerican Silver – Mina La Arena*, 1–15. <https://app.ingemmet.gob.pe/biblioteca/pdf/PERM35-443.pdf>
- López, F. A. (2007). Metales preciosos: El oro. *Boletín de La Real Academia de Córdoba*



de Ciencias, Vol. 97, 259–268.

https://helvia.uco.es/bitstream/handle/10396/6296/braco152_2007_11.pdf?sequence=1

Luque, L., & Apaza, M. G. (2014). *Conociendo y ubicando el distrito de Cojata en la región Puno*. <https://www.monografias.com/trabajos88/conociendo-y-ubicando-distrito-cojata-region-puno/conociendo-y-ubicando-distrito-cojata-region-puno2>

Ministerio de Agricultura. (2010). *Evaluación de los Recursos Hídricos en las Cuencas de los Ríos Huancané y Suches* (Dirección, Issue MINAGRI, ANA. (2010). Estudio hidrológico de las cuencas Huancané y Suches. 415.). Administración Local de Agua Huancané.

https://www.ana.gob.pe/sites/default/files/publication/files/estudio_hidrologico_cuencas_huancane_y_suches_-_texto_final_2010_0.pdf

Misnaza, F. A., Mosquera, J. G., Pantoja, G. K., & Rodríguez, K. R. (2006). Precipitación De Oro En Solución Mediante El Proceso Merrill Crowe. *Informe Final De Laboratorio Iv*. https://recordcenter.sgc.gov.co/B8/22004000018066/documento/nativos/71_Public_Espec_Tecn_mineral_qcas_metal_menas_auriferas/Links/Jica_Imagenes_RETOCADAS/Capítulo_metalurgia/GraficasOriginales_10/Merrill-Crowe.pdf

Pérez, M. E., Kurokawa, G. M., Lobato, F. A., Romero, R. D., Valverde, E. S., & Apolaya, M. A. (2023). Modelo matemático aplicado al control del proceso de carbón en pulpa. *Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica (FIGMM)*, 33(2), 79–91. <https://doi.org/10.21754/tecnia.v33i2.1990>

Plataforma del Estado Peruano. (2018). Reglamento de clasificación de tierras por su



capacidad de uso mayor. *Journal of Chemical Information and Modeling*, 53(9), 1689–1699. <https://www.midagri.gob.pe/portal/download/pdf/reglamento-ctcum-junio2018.pdf>

Programa de las Naciones Unidas para el Desarrollo. (2022). Analisis, social,economico, minero y ambiental de los distritos de Ananea y Cojata. In *planetGOLD Perú* (Ministerio, pp. 1–70). Proyecto Binacional GIRH-TDPS. https://www.planetgold.org/sites/default/files/Analisis_social_economico_minero_ambiental_Ananea_Cojata.pdf

Saari, J. (2012). Programas de seguridad. *Enciclopedia de Salud y Seguridad En El Trabajo*, 60.2-60.28.

Sosa, W. J. (2024). *Diagrama de pourbaix*. Scribd. <https://es.scribd.com/document/385979556/Diagrama-de-Pourbaix>



ANEXOS

Anexo 1. Ubicación de nuestro proyecto



Anexo 2. Proximidad a nuestro proyecto



Anexo 3. Sector Aurora Cojata





Anexo 4. Distribución F nivel de significancia 1%

DISTRIBUCION F NIVEL DE SIGNIFICANCIA 1%

Numero de grados de libertad del numerador

V2/V1	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	15	20
1	4052.40	4999.50	5403.30	5624.60	5763.70	5859.00	5928.30	5981.60	6022.50	6055.80	6157.30	6208.70
2	98.50	99.00	99.17	99.25	99.30	99.33	99.38	99.37	99.39	99.40	99.43	99.45
3	34.12	30.82	29.46	28.71	28.24	27.91	27.67	27.49	27.34	27.23	26.87	26.69
4	21.20	18.00	16.69	15.98	15.52	15.21	14.88	14.80	14.66	14.55	14.20	14.02
5	16.26	13.27	12.06	11.39	10.97	10.67	10.46	10.29	10.16	10.05	9.72	9.55
6	13.74	10.92	9.78	9.15	8.75	8.47	8.26	8.10	7.98	7.87	7.56	7.40
7	12.25	9.55	8.45	7.85	7.46	7.19	6.99	6.84	6.72	6.62	6.31	6.16
8	11.26	8.65	7.59	7.01	6.63	6.37	6.18	6.03	5.91	5.81	5.52	5.36
9	10.56	8.05	6.99	6.42	6.06	5.80	5.61	5.47	5.35	5.26	4.96	4.81
10	10.04	7.56	6.55	5.99	5.64	5.39	5.20	5.06	4.94	4.85	4.56	4.41
11	9.65	7.21	6.22	5.67	5.32	5.07	4.89	4.74	4.63	4.54	4.25	4.10
12	9.33	6.93	5.95	5.41	5.06	4.82	4.64	4.50	4.39	4.30	4.01	3.86
13	9.07	6.70	5.74	5.21	4.86	4.62	4.44	4.30	4.19	4.10	3.82	3.66
14	8.86	6.51	5.56	5.04	4.70	4.46	4.28	4.14	4.03	3.94	3.66	3.51
15	8.68	6.36	5.42	4.89	4.56	4.32	4.14	4.00	3.89	3.80	3.52	3.37
16	8.53	6.23	5.29	4.77	4.44	4.20	4.03	3.89	3.78	3.69	3.41	3.26
17	8.40	6.11	5.18	4.67	4.34	4.10	3.93	3.79	3.68	3.59	3.31	3.16
18	8.29	6.01	5.09	4.58	4.25	4.01	3.84	3.71	3.60	3.51	3.23	3.08
19	8.18	5.93	5.01	4.50	4.17	3.94	3.77	3.63	3.52	3.43	3.15	3.00
20	8.10	5.85	4.94	4.43	4.10	3.87	3.70	3.56	3.46	3.37	3.09	2.94
21	8.02	5.78	4.87	4.37	4.04	3.81	3.64	3.51	3.40	3.31	3.03	2.88
22	7.95	5.72	4.82	4.31	3.99	3.76	3.59	3.45	3.35	3.26	2.98	2.83
23	7.88	5.66	4.76	4.26	3.94	3.71	3.54	3.41	3.30	3.21	2.93	2.78
24	7.82	5.61	4.72	4.22	3.90	3.67	3.50	3.36	3.26	3.17	2.89	2.74
25	7.77	5.57	4.68	4.18	3.88	3.63	3.46	3.32	3.22	3.13	2.85	2.70
26	7.72	5.53	4.64	4.14	3.82	3.59	3.42	3.29	3.18	3.09	2.82	2.66
27	7.68	5.49	4.60	4.11	3.78	3.56	3.39	3.26	3.15	3.06	2.78	2.63
28	7.64	5.45	4.57	4.07	3.75	3.53	3.36	3.23	3.12	3.03	2.75	2.60
29	7.60	5.42	4.54	4.04	3.73	3.50	3.33	3.20	3.09	3.00	2.73	2.57
30	7.56	5.39	4.51	4.02	3.70	3.47	3.30	3.17	3.07	2.98	2.70	2.55
40	7.31	5.18	4.31	3.83	3.51	3.29	3.12	2.99	2.89	2.80	2.52	2.37
60	7.08	4.98	4.13	3.65	3.34	3.12	2.95	2.82	2.72	2.63	2.35	2.20
120	6.85	4.79	3.95	3.48	3.17	2.96	2.79	2.66	2.56	2.47	2.19	2.03

Numero de grados de libertad del denominador

Fuente:



Anexo 5. Distribución F nivel de significancia 5%

DISTRIBUCION F NIVEL DE SIGNIFICANCIA 5%

Numero de grados de libertad del numerador

V2/V1	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	15	20
1	161.45	199.50	215.71	224.58	230.16	230.99	236.77	238.88	240.54	241.88	245.95	248.01
2	18.51	19.00	19.16	19.25	19.30	19.33	19.35	19.37	19.38	19.40	19.43	19.45
3	10.13	9.55	9.28	9.12	9.01	8.94	8.89	8.85	8.81	8.79	8.70	8.66
4	7.71	6.94	6.59	6.39	6.26	6.16	6.09	6.04	6.00	5.96	5.86	5.80
5	6.61	5.70	5.41	5.19	5.05	4.95	4.88	4.82	4.77	4.74	4.62	4.56
6	5.99	5.14	4.76	4.53	4.39	4.28	4.21	4.15	4.10	4.06	3.94	3.87
7	5.59	4.74	4.35	4.12	3.97	3.87	3.79	3.73	3.68	3.64	3.51	3.44
8	5.32	4.46	4.07	3.84	3.69	3.58	3.50	3.44	3.39	3.35	3.22	3.15
9	5.12	4.26	3.86	3.83	3.48	3.37	3.29	3.23	3.18	3.14	3.01	2.94
10	4.96	4.10	3.71	3.48	3.33	3.22	3.14	3.07	3.02	2.98	2.84	2.77
11	4.84	3.98	3.59	3.36	3.20	3.09	3.01	2.95	2.90	2.85	2.72	2.65
12	4.75	3.89	3.49	3.26	3.11	3.00	2.91	2.85	2.80	2.75	2.62	2.54
13	4.67	3.81	3.41	3.18	3.03	2.92	2.83	2.77	2.71	2.67	2.53	2.46
14	4.60	3.74	3.34	3.11	2.96	2.85	2.76	2.70	2.65	2.60	2.46	2.39
15	4.54	3.68	3.29	3.06	2.90	2.79	2.71	2.64	2.59	2.54	2.40	2.33
16	4.49	3.63	3.24	3.01	2.85	2.74	2.66	2.59	2.54	2.49	2.35	2.28
17	4.45	3.59	3.20	2.96	2.81	2.70	2.61	2.55	2.49	2.45	2.31	2.23
18	4.41	3.55	3.16	2.93	2.77	2.66	2.58	2.51	2.46	2.41	2.27	2.19
19	4.38	3.52	3.13	2.90	2.74	2.63	2.54	2.49	2.42	2.38	2.23	2.16
20	4.35	3.49	3.10	2.87	2.71	2.60	2.51	2.45	2.39	2.35	2.20	2.12
21	4.32	3.47	3.07	2.84	2.68	2.57	2.49	2.42	2.37	2.32	2.18	2.10
22	4.30	3.44	3.05	2.82	2.66	2.55	2.46	2.40	2.34	2.30	2.15	2.07
23	4.28	3.42	3.03	2.80	2.64	2.53	2.44	2.37	2.32	2.27	2.13	2.05
24	4.26	3.40	3.01	2.78	2.62	2.51	2.42	2.36	2.30	2.25	2.11	2.03
25	4.24	3.39	2.99	2.76	2.60	2.49	2.40	2.34	2.28	2.24	2.09	2.01
26	4.23	3.37	2.98	2.74	2.59	2.47	2.39	2.32	2.27	2.22	2.07	1.99
27	4.21	3.35	2.96	2.73	2.57	2.46	2.37	2.31	2.25	2.20	2.06	1.97
28	4.20	3.34	2.95	2.71	2.56	2.45	2.36	2.29	2.24	2.19	2.04	1.96
29	4.18	3.33	2.93	2.70	2.55	2.43	2.35	2.28	2.22	2.18	2.03	1.94
30	4.17	3.32	2.92	2.69	2.53	2.42	2.33	2.27	2.21	2.16	2.01	1.93
40	4.08	3.23	2.84	2.61	2.45	2.34	2.25	2.18	2.12	2.08	1.92	1.84
60	4.00	3.15	2.76	2.53	2.37	2.25	2.17	2.10	2.04	1.99	1.84	1.75
120	3.92	3.07	2.68	2.45	2.29	2.18	2.09	2.02	1.96	1.91	1.75	1.66

Numero de grados de libertad del denominador



Anexo 6. Resultados de laboratorio



C.M. ALBORADA E.I.R.L.
ALBORADA CONSULTORES METALURGISTAS E.I.R.L.

Pj. La Gobernadora Nro. 202 Urb. Casco Urbano - Nazca - Ica

CERTIFICADO DE ANÁLISIS

Cliente: EDUARDO DIAZ

Fecha: NASCA, 14 DE AGOSTO DEL 2014

DESCRIPCION	Au g/t	Ag Oz/t	Cu Tot.	Cu Ox	As	%
Ensaye tipo Reconocimiento						
Muestras de mineral en trozos						
Nro. 1 roca perforada	0.40					
Nro. 2 superficies roca perforada	0.15					
Nro. 3 riachuelo ladera cerro	0.80					
Nro. 4 ladera cerró	0.250					
Nro. 5 final celTó	0.20					
Nro. 6 Relave	5.60					

[Signature]
C.M. ALBORADA E.I.R.L.
R.U.C. 2049438973

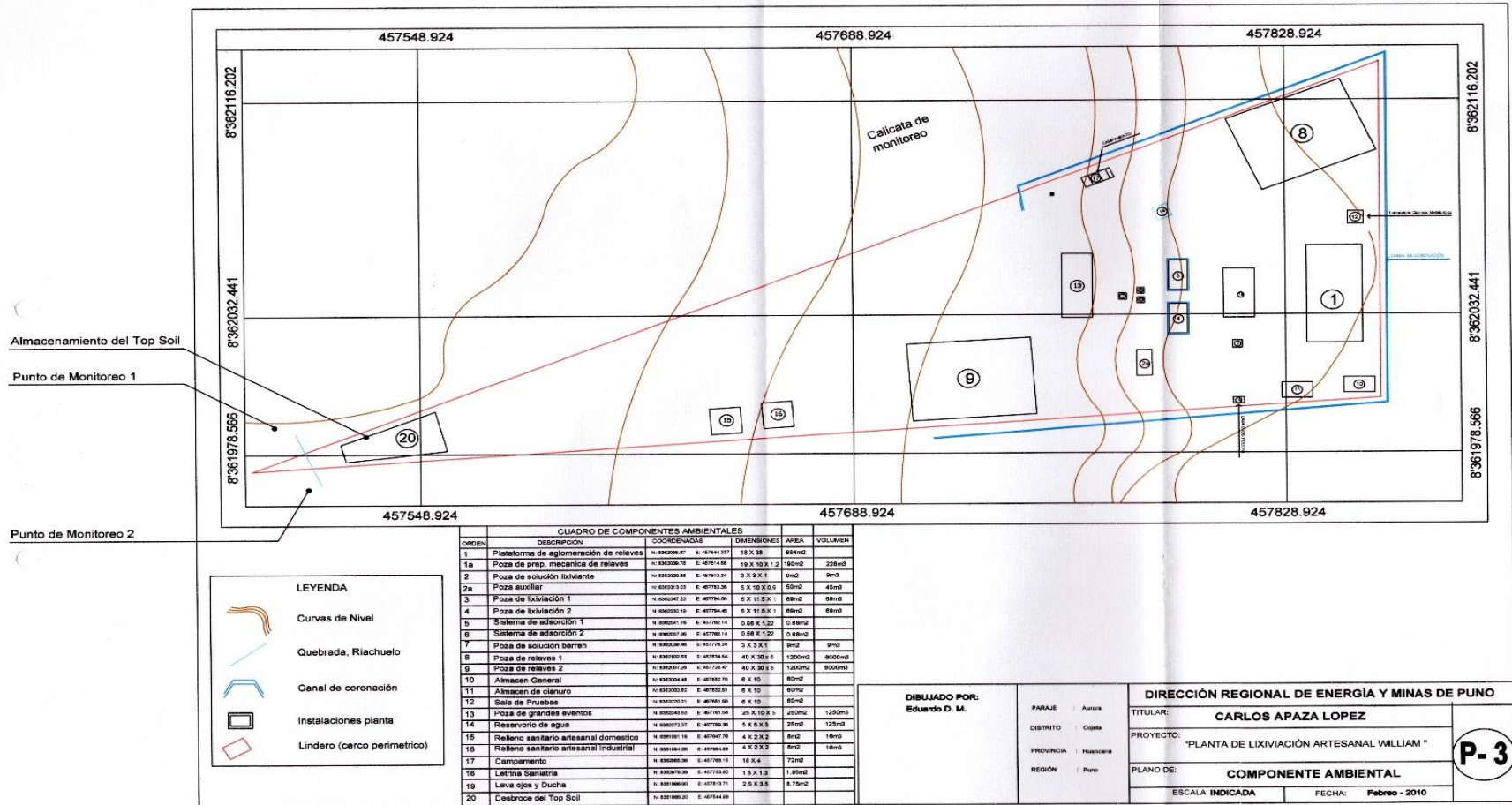
Nº rec20245p

Nota: Los remanentes de las muestras se guardarán por un periodo de 1 mes plazo en que podrán ser retirados por sus dueños

Telefax: (056)522-968 RPM: #975237216 / #335957 Cel: 956520981 RPC: 958967999
E-mail: info@cm-alborada.com

Arequipa Mz. F Lt. 11 Artempa Cerro Colorado Telf.: (054) 487-697

Anexo 7. Plano



CUADRO DE COMPONENTES AMBIENTALES				
ORDEN	DESCRIPCIÓN	COORDENADAS	DIMENSIONES	VOLUMEN
1	Plataforma de aglomeración de relaves	N: 457544.937 E: 457544.937	15 X 30	450m ³
1a	Poza de prep. mecánica de relaves	N: 457538.702 E: 457541.180	10 X 10 X 1.2	120m ³
2	Poza de solución lixiviante	N: 457538.941 E: 457533.341	3 X 3 X 1	9m ³
2a	Poza auxiliar	N: 457533.333 E: 457533.333	5 X 10 X 0.8	40m ³
3	Poza de lixiviación 1	N: 457547.23 E: 457534.56	6 X 11.5 X 1	68m ³
4	Poza de lixiviación 2	N: 457550.19 E: 457534.56	6 X 11.5 X 1	68m ³
5	Sistema de adsorción 1	N: 457540.78 E: 457530.14	0.69 X 1.32	0.88m ³
6	Sistema de adsorción 2	N: 457540.78 E: 457530.14	0.69 X 1.32	0.88m ³
7	Poza de solución barren	N: 457539.48 E: 457533.34	3 X 3 X 1	9m ³
8	Poza de relaves 1	N: 457534.56 E: 457534.56	40 X 30 X 5	1200m ³
9	Poza de relaves 2	N: 457534.56 E: 457534.56	40 X 30 X 5	1200m ³
10	Almacén General	N: 457534.56 E: 457534.56	8 X 10	80m ³
11	Almacén de cloruro	N: 457534.56 E: 457534.56	6 X 10	60m ³
12	Sala de Pruebas	N: 457534.56 E: 457534.56	6 X 10	60m ³
13	Poza de grandes eventos	N: 457534.56 E: 457534.56	25 X 10 X 5	1250m ³
14	Reservorio de agua	N: 457534.56 E: 457534.56	5 X 5 X 5	125m ³
15	Relleño sanitario artesanal domestico	N: 457534.56 E: 457534.56	4 X 2 X 2	16m ³
16	Relleño sanitario artesanal Industrial	N: 457534.56 E: 457534.56	4 X 2 X 2	16m ³
17	Campamento	N: 457534.56 E: 457534.56	1.5 X 4	7.5m ³
18	Letrina Sanitaria	N: 457534.56 E: 457534.56	1.5 X 1.5	1.8m ³
19	Lave ojos y Ducha	N: 457534.56 E: 457534.56	2.5 X 3.5	8.75m ³
20	Desbroce del Top Soil	N: 457534.56 E: 457534.56		

LEYENDA

- Curvas de Nivel
- Quebrada, Riachuelo
- Canal de coronación
- Instalaciones planta
- Líndero (carco perimetrico)

DIBUJADO POR:
Eduardo D. M.

PARAJE : Aurora
DISTRITO : Cuyba
PROVINCIA : Huancabamba
REGIÓN : Puno

DIRECCIÓN REGIONAL DE ENERGÍA Y MINAS DE PUNO

TITULAR: **CARLOS APAZA LOPEZ**

PROYECTO: "PLANTA DE LIXIVIACIÓN ARTESANAL WILLIAM"

PLANO DE: **COMPONENTE AMBIENTAL**

ESCALA: INDICADA FECHA: **Febreo - 2010**

P-3



AUTORIZACIÓN PARA EL DEPÓSITO DE TESIS O TRABAJO DE INVESTIGACIÓN EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

Por el presente documento, Yo Eduardo Díaz Mamani
, identificado con DNI 43244004 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado

Ingeniería Metalúrgica

, informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación para la obtención de Grado Título Profesional denominado:

" ESTUDIO TÉCNICO PARA LA INSTALACION DE UNA PLANTA PILOTO DE LIXIVIACION DE RELAVES DE ORO EN LA MINERA WILLIAM COJATA - PUNO "

" Por medio del presente documento, afirmo y garantizo ser el legítimo, único y exclusivo titular de todos los derechos de propiedad intelectual sobre los documentos arriba mencionados, las obras, los contenidos, los productos y/o las creaciones en general (en adelante, los "Contenidos") que serán incluidos en el repositorio institucional de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno.

También, doy seguridad de que los contenidos entregados se encuentran libres de toda contraseña, restricción o medida tecnológica de protección, con la finalidad de permitir que se puedan leer, descargar, reproducir, distribuir, imprimir, buscar y enlazar los textos completos, sin limitación alguna.

Autorizo a la Universidad Nacional del Altiplano de Puno a publicar los Contenidos en el Repositorio Institucional y, en consecuencia, en el Repositorio Nacional Digital de Ciencia, Tecnología e Innovación de Acceso Abierto, sobre la base de lo establecido en la Ley N° 30035, sus normas reglamentarias, modificatorias, sustitutorias y conexas, y de acuerdo con las políticas de acceso abierto que la Universidad aplique en relación con sus Repositorios Institucionales. Autorizo expresamente toda consulta y uso de los Contenidos, por parte de cualquier persona, por el tiempo de duración de los derechos patrimoniales de autor y derechos conexos, a título gratuito y a nivel mundial.

En consecuencia, la Universidad tendrá la posibilidad de divulgar y difundir los Contenidos, de manera total o parcial, sin limitación alguna y sin derecho a pago de contraprestación, remuneración ni regalía alguna a favor mío; en los medios, canales y plataformas que la Universidad y/o el Estado de la República del Perú determinen, a nivel mundial, sin restricción geográfica alguna y de manera indefinida, pudiendo crear y/o extraer los metadatos sobre los Contenidos, e incluir los Contenidos en los índices y buscadores que estimen necesarios para promover su difusión.

Autorizo que los Contenidos sean puestos a disposición del público a través de la siguiente licencia:

Creative Commons Reconocimiento-NoComercial-CompartirIgual 4.0 Internacional. Para ver una copia de esta licencia, visita: <https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

En señal de conformidad, suscribo el presente documento.

Puno 22 de Agosto del 2024

Eduardo Díaz Mamani

FIRMA (obligatoria)



Huella



DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD DE TESIS

Por el presente documento, Yo Eduardo Díaz Momani
identificado con DNI 43244004 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado

Ingeniería Metalúrgica
informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación para la obtención de Grado
 Título Profesional denominado:

“ ESTUDIO TÉCNICO PARA LA INSTALACION DE UNA PLANTA PILOTO
DE LIXIVIACIÓN DE RELAVES DE ORO EN LA MINERA WILLIAM COJATA - PUNO
” Es un tema original.

Declaro que el presente trabajo de tesis es elaborado por mi persona y **no existe plagio/copia** de ninguna naturaleza, en especial de otro documento de investigación (tesis, revista, texto, congreso, o similar) presentado por persona natural o jurídica alguna ante instituciones académicas, profesionales, de investigación o similares, en el país o en el extranjero.

Dejo constancia que las citas de otros autores han sido debidamente identificadas en el trabajo de investigación, por lo que no asumiré como tuyas las opiniones vertidas por terceros, ya sea de fuentes encontradas en medios escritos, digitales o Internet.

Asimismo, ratifico que soy plenamente consciente de todo el contenido de la tesis y asumo la responsabilidad de cualquier error u omisión en el documento, así como de las connotaciones éticas y legales involucradas.

En caso de incumplimiento de esta declaración, me someto a las disposiciones legales vigentes y a las sanciones correspondientes de igual forma me someto a las sanciones establecidas en las Directivas y otras normas internas, así como las que me alcancen del Código Civil y Normas Legales conexas por el incumplimiento del presente compromiso

Puno 22 de Agosto del 2024

Ed. Díaz Momani
FIRMA (obligatoria)



Huella