



**UNIVERSIDAD
DEL AZUAY**

DEPARTAMENTO DE POSGRADOS

**“Optimización del Sistema de Explotación Corte Y Relleno en la Veta
Peluche Nivel 1346 de la Concesión Minera Corvis, Zaruma – el Oro”**

Trabajo de Titulación previo a la obtención del título de:
Magíster en Minas con mención en Planeamiento Minero

Autor:

MARCIAL EDUARDO FERNÁNDEZ ARTEAGA

Director:

LEONARDO ANÍBAL NÚÑEZ RODAS

CUENCA, ECUADOR

2025

Marcial Eduardo Fernández Arteaga

Trabajo de Titulación

Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Abril, 2025

**“Optimización del Sistema de Explotación Corte Y Relleno en la Veta Peluche Nivel
1346 de la Concesión Minera Corvis, Zaruma – el Oro”**

DEDICATORIA

El presente trabajo de titulación se lo dedico especialmente a mi esposa Beatriz y a mis hijos Gabriel, Santiago y Nicolas por su apoyo inquebrantable y por creer en mi durante todo este proceso estudiantil e impulsarme y seguir adelante.

A mis queridos Padres Daniel F., Magdalena A. por el apoyo incondicional que me ha brindado, a mis hermanos por esa confianza, a pesar de las vicisitudes siempre me brindaron su apoyo.

Marcial Eduardo Fernández Arteaga

AGRADECIMIENTO

Dedicado a Dios por haberme acompañado en esta etapa de mi vida, y darme la sabiduría necesaria para permitirme culminar nuevo logro académico en mi vida profesional.

Por intermedio del presente me gustaría expresar mi más sincera gratitud a mi familia, por ser mi fuente constante de inspiración y por su amor incondicional. durante esta etapa fueron fundamentales para mi éxito.

A la Universidad del Azuay a la facultad de Ingeniería de Minas y a los docentes de la Maestría en Minas, con mención en Planeamiento Minero, por la dedicación y los conocimientos impartidos al guiarme y orientarme a lo largo de este proyecto, fueron un pilar fundamental al formarme académicamente como Magister en Minas.

Además, agradecer al Ing. Diego Apolo Huanca Gerente General de la compañía Landapo S.A. cotitular del Área Corvis código 145, quien facilito la logística, operatividad y viabilidad de este proyecto, a través de su colaboración de personal técnico, para así permitirme realizar mi trabajo de investigación, previo a la obtención de mi grado.

Finalmente, expreso mis sinceros agradecimientos a todas las personas quienes han contribuido, brindado valiosas sugerencias, críticas constructivas y apoyo moral y material.

Marcial Eduardo Fernández Arteaga

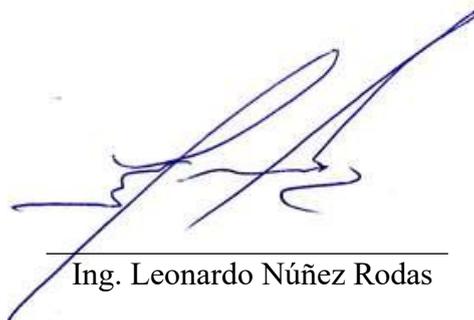
RESUMEN

El presente trabajo se enfoca en mejorar el sistema de explotación de corte y relleno en minería subterránea, específicamente en la concesión minera CORVIS, la cual posee 22.6 hectáreas de extensión y se localiza en el cantón Zaruma, provincia de El Oro.

El desarrollo de esta extracción de minerales está vinculado al sistema de minería a pequeña escala. Para ello se realizaron las siguientes etapas: recopilación de datos, elaboración de propuestas, presentación de resultados y conclusiones.

Tras analizar el sistema actual de explotación, se propusieron estrategias de mejora basadas en técnicas avanzadas y en literatura especializada, así mismo a través de simulaciones y un modelo matemático, se validaron estas propuestas, demostrando mejoras significativas en la productividad y reducción de costos. Los resultados indican que la optimización es viable para maximizar la rentabilidad en esta operación minera subterránea.

Palabras clave: Corte y relleno, operaciones mineras, minería subterránea, costos, optimización.



Ing. Leonardo Núñez Rodas

Director del trabajo de titulación

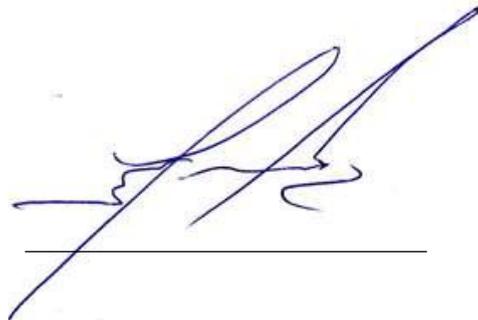
ABSTRACT

This study focuses on improving the cut and fill mining system in underground mining, specifically in the CORVIS mining concession, which covers an area of 22.6 hectares and is located in the Zaruma canton, El Oro province.

The development of this mineral extraction is linked to the small-scale mining system. To achieve this, the following stages were carried out: data collection, proposal development, presentation of results, and conclusions.

After analyzing the current mining system, improvement strategies were proposed based on advanced techniques and specialized literature. These proposals were validated through simulations and a mathematical model, demonstrating significant improvements in productivity and cost reduction. The results indicate that optimization is feasible to maximize profitability in this underground mining operation.

Keywords: Cut and fill, mining operations, underground mining, costs, optimization.

A handwritten signature in blue ink, consisting of several loops and a long horizontal stroke, positioned above a solid horizontal line.

Ing. Leonardo Núñez Rodas

Thesis Director

INDICE

DEDICATORIA	III
AGRADECIMIENTO.....	IV
RESUMEN	V
ABSTRACT.....	VII
INDICE	VIII
INDICE DE TABLAS	IX
INDICE DE FIGURAS.....	X
INDICE DE ANEXO	XI
INTRODUCCIÓN	1
OBJETIVOS.....	3
OBJETIVO GENERAL	3
OBJETIVOS ESPECÍFICOS:	3
1. CAPÍTULO	4
1.1. LOCALIZACIÓN GEOGRÁFICA.....	4
1.2. CLIMA, VEGETACIÓN E HIDROLOGÍA	10
1.2.1. <i>Clima</i>	10
1.2.2. <i>Vegetación</i>	11
1.2.3. <i>Hidrología</i>	12
1.3. TOPOGRAFÍA.....	13
1.4. GEOLOGÍA.....	16
1.4.1. <i>Geología Regional</i>	17
1.4.2. <i>Geología Local</i>	22
1.4.3. <i>Geomorfología</i>	24
1.4.4. <i>Geología Estructural</i>	25
1.4.5. <i>Tipo de Yacimiento</i>	27
1.5. TOPOGRAFÍA SUBTERRÁNEA	29
1.6. MUESTREO MINERO.....	31
1.7. RESERVAS.....	33
1.8. SISTEMA DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA ACTUAL.....	34
2. CAPÍTULO	38
2.1. SITUACIÓN ACTUAL DE GALERÍA.....	38

2.2.	OPERACIONES EN FASE ACTUAL DE EXPLOTACIÓN.....	42
2.2.1.	<i>Perforación</i>	42
2.2.2.	<i>Arranque y voladura</i>	44
2.2.3.	<i>Saneamiento</i>	49
2.2.4.	<i>Carga</i>	50
2.2.5.	<i>Transporte</i>	50
3.	CAPÍTULO	52
3.1.	PROPUESTA DE OPTIMIZACIÓN DEL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN ACTUAL.....	52
3.1.1.	<i>Elección del sistema de explotación</i>	52
	TABLA 8. CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO	52
3.1.2.	<i>Operaciones de la optimización</i>	55
3.1.2.1.	<i>Perforación</i>	55
	TABLA 9. CARACTERÍSTICAS Y ESPECIFICACIONES DE LAS PERFORADORAS YT - 27	56
3.1.3.	<i>Arranque y voladura</i>	59
3.1.4.	<i>Construcción de chimeneas manuales convencionales. Ciclo de construcción</i>	66
3.1.5.	<i>Saneamiento</i>	85
3.1.6.	<i>Carga</i>	86
3.1.7.	<i>Transporte</i>	88
3.1.8.	<i>Operaciones Auxiliares</i>	88
3.1.8.1.	<i>PRESIÓN POR EL TECHO (Pt)</i>	89
3.1.8.2.	<i>PRESIÓN LATERAL</i>	90
3.1.8.3.	<i>Presión ejercida por el piso</i>	91
3.1.8.4.	<i>Cálculo para establecer el diseño de la fortificación</i>	94
3.1.9.	<i>Labores de exploración</i>	112
4.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	113
5.	BIBLIOGRAFIA	116
6.	ANEXOS	119

INDICE DE TABLAS

TABLA 2.	5
TABLA 3. DATOS GENERALES	6
TABLA 4: SUPERFICIES DE LA INFRAESTRUCTURA EXISTENTE EN EL ÁREA “CORVIS” MINA LANDAPO....	15
TABLA 6. COORDENADAS UTM PSAD56, ÁREA “ALTO VIZCAYA”, COTAS 1280 Y 1480 MSNM. SECTOR DE TRABAJO.....	40
TABLA 8. CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO	52
TABLA 9. CARACTERÍSTICAS Y ESPECIFICACIONES DE LAS PERFORADORAS YT - 27	56
TABLA 24. CARACTERÍSTICAS DE LAS BOMBAS	99
TABLA 25. FLUJOGRAMA DE LAS ACTIVIDADES MINERAS	109
TABLA 26. DETALLE DE EQUIPOS Y MAQUINARIA	109
TABLA 27. DETALLE DE INSUMOS REQUERIDOS, PERFORACIÓN Y VOLADURA.....	110
TABLA 28. DETALLE DE INSUMOS REQUERIDOS, FORTIFICACIÓN Y BUZONES	111
TABLA 30. PRESUPUESTO GENERAL PARA INFRAESTRUCTURA Y LOGÍSTICA	112

INDICE DE FIGURAS

FIGURA 1. UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL SITIO VIZCAYA BAJO DEL CANTÓN ZARUMA	4
FIGURA 2. MAPA DE UBICACIÓN DEL ÁREA MINERA.....	5
FIGURA 3: ENTRADA PRINCIPAL AL ÁREA CORVIS COD. 145	6
FIGURA 4: ESTRUCTURA GEOLÓGICAS - TIPOS DE FALLAS.....	25
FIGURA 5. GEOLOGÍA DEL DISTRITO MINERO PORTOVELO-ZARUMA ESCALA 1:1'000.000.....	27
FIGURA 6. BOCA MINA E INTERIOR DE LA GALERÍA.....	30
FIGURA 7. GALERÍA “LANDAPO” PRIMER ENTIBADO INTERIOR MINA	31
FIGURA 8: ESTRUCTURA DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	35
FIGURA 9: DENOMINACIÓN DE BARRENOS QUE CONFORMAN UNA MALLA DE PERFORACIÓN.....	44
FIGURA 10. SENSIBILIDAD DEL EXPLOSIVO.....	45
FIGURA 11. SIMPATÍA EN LOS EXPLOSIVOS.....	45
FIGURA 12: CORTES PARALELOS, CORTE QUEMAD	55
FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA	55
FIGURA 13: PERFORADORA YT27, PERFORADORA DE ROCA NEUMÁTICA, PIE DE AVANCE.....	58
FIGURA 14. CARRO MINERO DE 1 TONELADA	87

INDICE DE ANEXO

ANEXO 1: FICHA TÉCNICA DEL PROYECTO.....	119
ANEXO 2: REGISTRO MINERO	120
ANEXO 3: AUTORIZACIÓN DE POLVORÍN	121
ANEXO 4: FOTOGRAFÍA FRENTE DE EXPLOTACIÓN	122
ANEXO 6: FOTOGRAFÍA, ÁREA DE COMPRESORES	123

Introducción

En Zaruma, provincia de El Oro, se encuentra la CONCESIÓN MINERA CORVIS, cód. 145, es una empresa minera productora de oro, cuyo potencial minero está respaldado por una reserva de mineral, la misma que se calcularán al final del año cuando termine la etapa exploratoria 2026, Se estima extraer 30.000 toneladas de mineral y 20.000 toneladas de estéril por año.

La Concesión Minera CORVIS Cod.145 tiene como objetivo mejorar la productividad de la veta PELUCHE y aumentar las reservas, brindando así una nueva opción minera que garantiza una mayor productividad que los métodos empleados inicialmente.

El éxito del proyecto dependerá de la estrecha colaboración y coordinación del equipo multidisciplinario de la organización (planificación, geología, minería, topografía, geomecánica, ventilación, etc.).

El propósito actual es mejorar el nivel de producción mediante la aplicación de estándares de alta calidad en las actividades unitarias y la adopción de nuevos sistemas de inicio para la explotación en los cortes.

Para el análisis se ha utilizado principalmente el aspecto geológico, estructural y recursos de la región a explorar, así como los avances tecnológicos y los recursos disponibles.

Descripción del problema

En la Sociedad Minera no se han llevado a cabo investigaciones para organizar la extracción del mineral de forma adecuada y ventajosa para la compañía. Por ende, se sugiere una posible optimización del sistema de extracción, considerando todos los elementos necesarios para que esto sea factible, como, por ejemplo, perforación y voladura, ventilación, sistema de transporte y drenaje.

Uno de los problemas más significativos en el campo de estudio de la veta Peluche es que el procedimiento de acarreo y transporte es extremadamente ineficaz, ya que el mineral volado requiere una larga distancia para llegar a la boca mina y las precauciones de seguridad como el sistema de ventilación tienen problemas técnicos importantes.

Además, en cuanto a cómo se hacen las perforaciones, no cuenta con un esquema de perforación con base técnica ni con una bitácora completa de las cantidades exactas de explosivos que se usan en cada perforación.

Justificación del problema

Este proyecto presenta a la Sociedad Minera la oportunidad de perfeccionar el sistema de explotación a través de un diseño que se ajuste a las características de la veta Peluche, respetando los factores técnicos, económicos y ambientales, asegurando de esta manera el máximo beneficio (Muñiz Vásquez & Palacios Nájera, 2019).

Así pues, se justifica llevar a cabo esta investigación en beneficio de la compañía y las minas cercanas, dado que puede utilizarse como metodología local en el área de estudio.

OBJETIVOS

Objetivo General

- El sistema de explotación corte y relleno debe optimizarse teniendo en cuenta la calidad del macizo rocoso y las propiedades geométricas del depósito mineral en la veta Peluche nivel 1346 de la Concesión Minera Corvis, del cotitular Minero Compañía LANDAPO S.A., ZARUMA – EL ORO”.

Objetivos específicos:

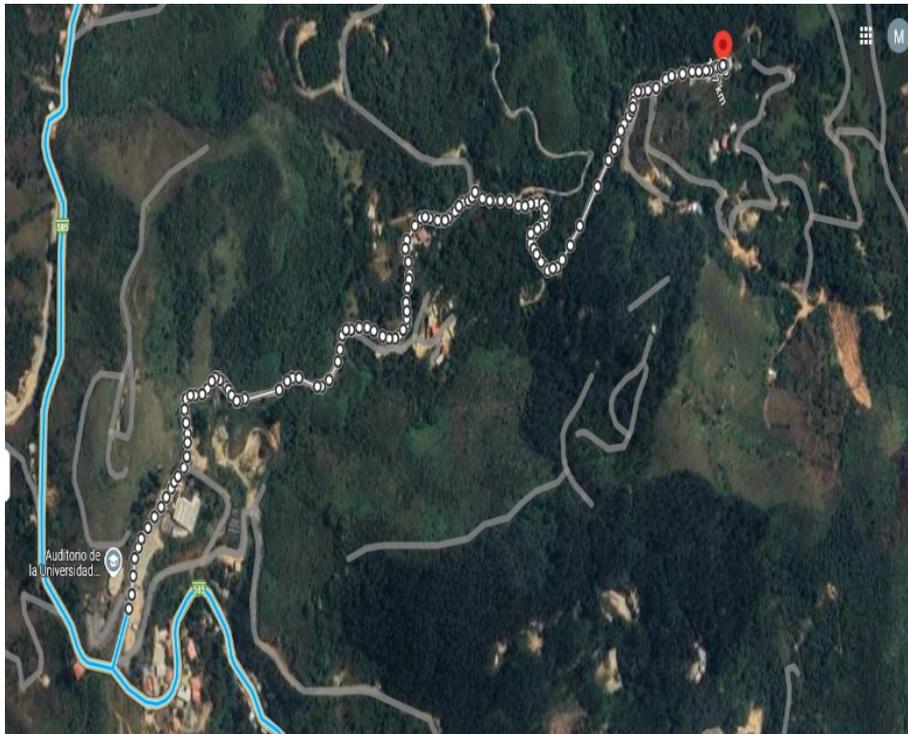
- Optimizar el sistema de explotación corte y relleno considerando la calidad del macizo rocoso y las características geométricas del yacimiento mineral en la veta Peluche nivel 1346 de la Concesión Minera Corvis.
- Implementar la técnica de explotación de corte y relleno en la veta Peluche a la profundidad de 1346 metros en la Concesión Minera Corvis.
- Optimizar el sistema de producción con implementación de equipo minero reduciendo el tiempo de los ciclos productivos y manejar cada uno de sus procesos operativos.
- Implementar el procedimiento de explotación de corte y relleno considerando tanto la calidad del terreno rocoso como las particularidades geométricas del depósito mineral en la veta Peluche nivel 1346 de la Concesión Minera Corvis, que pertenece al codueño Minero Compañía LANDAPO S.A.

1. CAPÍTULO

1.1. Localización Geográfica

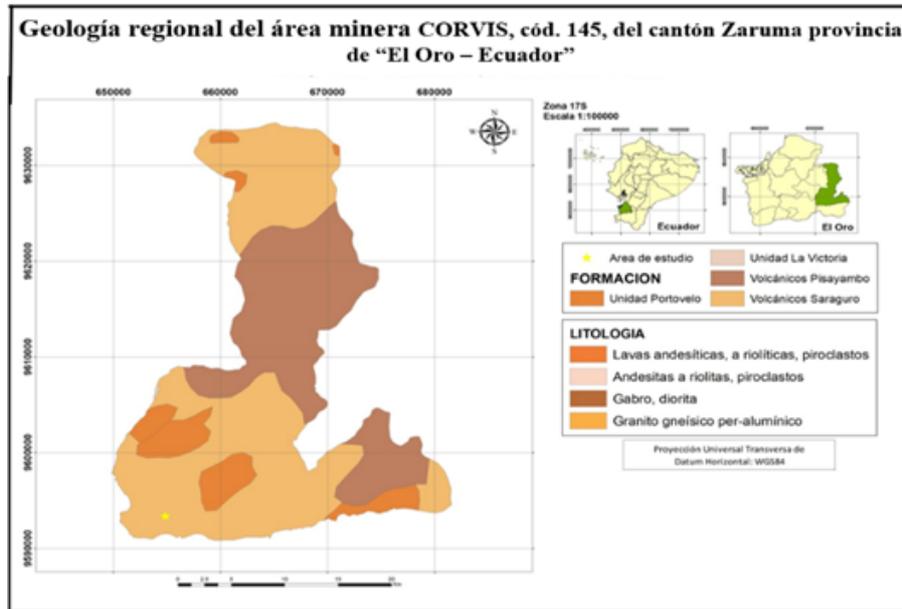
La Concesión Minera Corvis está ubicada en la jurisdicción política de la parroquia Zaruma, cantón Zaruma, provincia de El Oro. Esta propiedad consta de 22,26 hectáreas de minería contiguas con coordenadas UTM del punto de partida y otros vértices, vinculados al DATUM PSAD-56 y a la zona geográfica N^a 17, además de distancias a los costados del polígono circundante.

Figura 1. Ubicación Geográfica del Sitio Vizcaya Bajo del Cantón Zaruma



Fuente: Google Earth Pro, 07 de marzo del 2024. Elaboración propia

Figura 2. Mapa de ubicación del área minera



Fuente: Elaboración propia

TABLA 1. COORDENADAS U.T.M. PSAD-56 ZONA, DISTANCIAS DEL POLÍGONO QUE DELIMITAN

Coordenadas U.T.M. PSAD-56 - Zona 17			
PUNTO	X	Y	DISTANCIA (m)
PP	654.590.00	9.593.400.00	PP – 1 = 384.00
1	654.590.00	9.593.784.00	1 – 2 = 290.00
2	654.300.00	9.593.784.00	2 – 3 = 346.00
3	654.300.00	9.594.130.00	3 – 4 = 200.00
4	654.100.00	9.594.130.00	4 – 5 = 70.00
5	654.100.00	9.594.200.00	5 – 6 = 600.00
6	654.700.00	9.594.200.00	6 – 7 = 800.00
7	654.700.00	9.593.400.00	– PP = 110.00

Fuente: Elaboración propia.

TABLA 2. COORDENADAS DE LA BOCA MINA

Coordenadas de la Boca Mina

Coordenada X	Coordenada Y	Z
654187 m	9593994 m	1350 msnm

Fuente: Elaboración propia.

El acceso se lleva a cabo desde el centro de la ciudad Zaruma hacia el Hostal Municipal por un segmento asfaltado de cerca de 300 metros. Después, proseguimos por la vía El Minero hasta alcanzar la Av. Universitaria, que nos lleva hasta una vía de segundo orden que se extiende aproximadamente a 1800 metros, la cual nos lleva hasta el sitio de estudio.

Figura 3: Entrada Principal al Área Corvis cod. 145



Fuente: Elaboración propia.

TABLA 3. DATOS GENERALES

FICHA TÉCNICA

Recurso explotado	Oro		
Denominación del Área	Corvis		
Código	145		
Situación Geográfica, Político, Administrativa	Provincia	El Oro	
	Cantón	Zaruma	
	Parroquia	Zaruma	
	Sector	Vizcaya	
Fase Minera	Explotación de Minerales Metálicos		
Superficie	22.26 Ha.		
Datos de	Razón social	Sociedad Civil Minera Goldmins	Firma
	Gerente General	Ing. Diego Alberto Apolo Huanca	
	Numero de Ruc	0791792371001	
	Teléfono	0993261037	

COMPAÑÍA LANDAPO S.A. Cotitular Minero	Celular	0993974286	
	Domicilio tributario y societario	Barrio El Paraíso, vía al sitio de la Cascada	
		Parroquia: Portovelo	
		Cantón: Portovelo	
		Provincia: El Oro	
Correo electrónico	mineralandapo@gmail.com		
Asesor Técnico	Ing. Iván Oscullo Enríquez	Firma	
	Licencia Profesional	1005-09-919115	
	Teléfono	0988291924	
	Correo electrónico	ivoscumin@yahoo.es	
Numero de Personal;	Numero de personal afiliado al IESS		
Administrativo	Profesional	Operativo	Total

		19	19
--	--	----	----

Fuente: Elaboración propia.

Periodo del Plan de Desarrollo Minero

Años: agosto 2023 - año 2024 – año 2025 – año 2026

Detalle. –

Exploración subterránea mediante cruceros, frontones en veta, chimeneas y pozos a fin de determinar la continuidad de las vetas.

- Cruceros: 300 m
- Frontones hacia el norte: 600 m

Primera Etapa

- 300 m de frontones sur - norte con un avance de 1 m/día en el nivel 1280 y nivel 1320
- 150 m cruceros con un avance de 1 m/día en el nivel 1320 y nivel 1350
- Total, días = 450

Segunda Etapa

- 300 m de frontones sur - norte con un avance de 1 m/día en el nivel 1280 y nivel 1320
- 150 m cruceros con un avance de 1 m/día en el nivel 1320 y nivel 1350
- Total, días = 450

Nota. - Simultáneamente se desarrollará la explotación del mineral resultante producto de la exploración.

Las labores mineras programada se estiman realizar en 900 días; pero tomando en cuenta inconvenientes que se pueden presentar en el camino el presente Plan de Desarrollo Minero se programa hasta fines del año 2026.

Aspectos legales

Fecha de inscripción del título

- 7 de agosto del 2001
- 10 de mayo del 2010 (Fecha de sustitución del Título Minero)

Derecho Minero

Fechas de registro de Cesión y transferencia de Derechos Mineros

- 12 de julio del 2023, repertorio 175, Tomo 1, folio 27 bajo el No. 034

Actos Administrativos previos

Documentación en el anexo

1.2. Clima, Vegetación e Hidrología

1.2.1. Clima.

El clima predominante en Zaruma es el húmedo con un clima templado y la altitud oscila entre los 1100 y los 1300 msnm.

La temperatura promedio en la región baja de la capital del estado es de 21°C, y el invierno comienza en diciembre y termina en mayo.

En las zonas rurales de Güizhagüiña y Guanazán, la precipitación promedio anual es de 1.330 mm, con temperaturas que van de 10 a 19°C (INAMHI, s.f.).

El 29% del tiempo, el viento se dirige hacia el sureste a una velocidad promedio de 1,9 m/s. La velocidad promedio en dirección este es de 2,1 m/seg. El 19% tiene períodos tranquilos.

1.2.2. Vegetación.

La vegetación se encuentra principalmente en la región circundante, que está caracterizada por su topografía montañosa y su clima tropical de altura. Algunas de las características de la vegetación en esta zona podrían incluir:

- Bosques tropicales: Zaruma tiene una amplia gama de bosques tropicales, como bosques húmedos y bosques nubosos. Estos bosques tienen una gran biodiversidad, con una amplia variedad de especies de animales y plantas
- Vegetación de páramo: Dada la altitud de Zaruma, también es posible encontrar vegetación de páramo en las zonas más elevadas de sus alrededores. El páramo es un ecosistema montañoso con vegetación herbácea, musgos, líquenes y pequeños arbustos adaptados a altas altitudes y bajas temperaturas.
- Cultivos agrícolas: cultivos como café, cacao, plátano y maíz son comunes en las zonas más bajas y en los valles cercanos a Zaruma. Estos cultivos contribuyen a la vegetación de la región y son una parte importante de la economía local.
- Vegetación ribereña: Zaruma está cerca de ríos y arroyos, por lo que hay zonas de vegetación ribereña a lo largo de estos ríos y arroyos. La vegetación ribereña puede incluir una amplia gama de árboles, arbustos y plantas adaptadas a la humedad.

En resumen, la hidrología de Zaruma se distingue por la presencia de una red de ríos y arroyos, la variabilidad de la precipitación según el año y la importancia del agua para las

diversas actividades humanas y los ecosistemas locales. (Instituto Nacional de Meteorología e Hidrología, s.f.). (INAMHI).

1.2.3. Hidrología.

La hidrología de Zaruma, Ecuador, está estrechamente relacionada con su topografía montañosa y su ubicación en la provincia de El Oro. A continuación, se describen algunos aspectos relevantes de la hidrología de esta región:

1. **Ríos y arroyos:** Zaruma se encuentra en una zona montañosa que cuenta con una red de ríos y arroyos que atraviesan su territorio. Estos cuerpos de agua desempeñan un papel crucial en el suministro de agua para la ciudad y sus alrededores, así como en actividades como la agricultura y la generación de energía hidroeléctrica.
2. **Precipitación:** La precipitación es un factor importante en la hidrología de Zaruma. Debido a su ubicación en una región tropical, la ciudad experimenta una estación lluviosa y una estación seca. Las lluvias pueden ser intensas durante la temporada de lluvias, lo que contribuye al flujo de agua en los ríos y arroyos locales.
3. **Abastecimiento de agua potable:** Zaruma depende en gran medida de fuentes superficiales como ríos y arroyos cercanos. Sin embargo, para complementar el suministro de agua potable, también pueden existir sistemas de captación de agua subterránea.
4. **Gestión de recursos hídricos:** Dada la importancia del agua para la agricultura, la vida cotidiana y otras actividades económicas, la gestión de recursos hídricos es crucial en Zaruma. Esto puede incluir tomar medidas para preservar la calidad del agua, controlar la cantidad de agua utilizada para el riego y el abastecimiento urbano, y reducir el riesgo de inundaciones y sequías.

En síntesis, hay muchos ríos y quebradas que buscan su escape a través de la accidentada región de Zaruma, intentando llegar al Océano Pacífico. Los ríos Calera y Pindo son los principales componentes de esta importante red hidrográfica que será el motor de la economía de la región. Después de acumular agua de otros ríos, se unen para formar el río grande. Este río se unirá al Yaguachi para dar origen al Puyango y finalmente desembocará en el océano en Tumbes, en territorio actualmente peruano (Silvia, 2010).

1.3. Topografía

De acuerdo a Ferrer (1987), menciona que la topografía minera se origina a partir de las labores ejecutadas por las unidades topográficas, las cuales producen una comprensión precisa de un grupo de elementos ubicados en la superficie y en la mina.

La disposición espacial del terreno y las labores de la mina Corvis bajo su superficie de influencia se conocen gracias a la topografía realizada en el área de estudio. Además, se realiza el mapeo geológico sobre esta base topográfica. Además, permite un análisis exhaustivo del comportamiento de las estructuras.

En esencia, la topografía se define como el campo que estudia una porción limitada de terreno, realizando mediciones exactas de sus dimensiones, tanto en longitud como en ángulos, utilizando herramientas de diferente precisión. Esta información se plasma en un plano horizontal a través de escalas proporcionales, documentando los eventos importantes que hayan tenido lugar en la zona estudiada, así como su elevación o altitud, teniendo en cuenta la forma esférica de nuestro planeta.

Se cuenta con el levantamiento topográfico de superficie y levantamiento de labores mineras subterráneas que se actualiza sobre los frentes de exploración y explotación, debidamente identificados, en los que se incluye las instalaciones e infraestructura, frentes de desarrollo minero, con su respectiva simbología

Topografía Superficial

El código 145 de la concesión Minera "Corvis" está compuesto por 22.26 Ha. El terreno es irregular con cotas que oscilan entre 1280 y 1480 m.s.n.m.

En el área levantada se identificó una vía de segundo orden, que nos guía hacia el Sur hacia el lugar "Corvis" y hacia el Norte hacia el núcleo de Zaruma. A cerca de 50m de la Boca Mina, surge una vía de segundo orden con una longitud de alrededor de 1800m, que nos lleva a la salida de la Extensión de la Universidad Nacional de Loja.

TABLA 4: SUPERFICIES DE LA INFRAESTRUCTURA EXISTENTE EN EL ÁREA “CORVIS” MINA LANDAPO.

NOMBRE DE LA INFRAESTRUCTURA	DESCRIPCIÓN	SUPERFICIE (M ²)
CAMPAMENTO	construcciones de madera y zinc para cocina y dormitorios	200
	construcción prefabricada en hierro y madera para área de bodega y oficina	
	Galpón de mecánica	
	Tolvas de hormigón armado y hierro	
	Baños y WC	
COMPRESORES	En esta área se Galpón de compresor en buen estado.	60
POLVORÍN	El área donde se ubica el polvorín cuenta con todas las medidas de seguridad requeridas.	20
ESCOMBRERA	En este sitio de ubica la roca estéril.	300

Fuente: Elaboración propia

1.4. Geología.

Geología es la ciencia que estudia la tierra y las rocas de la que está constituida, los procesos que las formaron durante el tiempo geológico y el modelado de la superficie en el pasado y en el presente. (Btyth y Ffreitas, 1995).

Francisco Martínez, 1985. La geología estudia nuestro planeta; es un sistema organizado de saberes sobre la Tierra que pisamos, incluyendo sus relieves, llanuras y simas oceánicas. También abarca el desarrollo vital, desde el primer microorganismo en el barro hasta el hombre que hoy existe.

En función de la variedad de objetivos, la geología se divide en varias ramas específicas:

- La cristalografía, la mineralogía y la petrografía son disciplinas que estudian las sustancias que componen la Tierra.
- La Geodinámica se encarga de los eventos que ocurren en el interior de la Tierra, la cual se puede dividir en la Geodinámica interna (Tectónica, Sismología, Vulcanología) y la Geodinámica externa (Geomorfología, Hidrología, Glaciología, etc.).
- La geología histórica y la Paleogeología se ocupan de la observación de la evolución terrestre a lo largo del tiempo.
- Por último, pero no menos importante, la geología económica se enfoca en las aplicaciones prácticas de los recursos del subsuelo (Mendivil, 2002).

El elemento más esencial a considerar es la geología, pues nos proporcionará un entendimiento de las condiciones geológicas presentes en nuestro campo de estudio, proporcionándonos una noción de qué clase de roca podremos hallar en el sitio.

La geología de la zona se centra en identificar la litología, los minerales, los defectos y los elementos cercanos que se emplearán en los cálculos de optimización, como la resistencia de la roca en relación a los explosivos.

1.4.1. Geología Regional

El Distrito Minero Zaruma-Portovelo es el resultado de la explotación hidrotermal que tuvo lugar hace muchos millones de años. La existencia de depósitos auríferos ha sido establecida por estructuras geológicas de gran magnitud. Desde una perspectiva geográfica, esta zona se ubica en la parte meridional de la nación, justo donde las estribaciones septentrionales de los Andes dan paso a la sección central de la cadena montañosa.

La región de Portovelo-Zaruma posee dos grupos de volcanes que podrían ser de origen mioceánico y que, posiblemente, provienen de un mismo núcleo de erupción. Estas erupciones son el producto de un desarrollo mágico. La mayor parte de su litología se compone de andesitas-cuarcíferas pertenecientes a la formación Célica del cretácico, y la falla regional de Piñas-Portovelo marca una diferencia clara con las rocas metamórficas (tipo riolítica) de la serie Tahuín por la falla regional de Piñas-Portovelo.

Las formaciones en esta región geológicas se sitúan de manera discordante sobre un cimientamiento total compuesto por varias bases de deformación, lo que conduce a que la formación andesítica y cretácica (formación Célica) se halla de manera discordante sobre las rocas metamórficas.

Las fracturas con dirección NW-SE segmentan el distrito minero en amplios bloques estructurales. La falla Piñas-Portovelo es el componente geológico de mayor relevancia, pues distingue las rocas volcánicas del Cretácico de la formación Célica de las rocas metamórficas de la serie Tahuín, además de controlar la distribución de los minerales.

El sistema de vetas se encuentra al sur de Portovelo y ha sido llamado Portovelo-Minas nuevas, con una proyección de que su longitud podría llegar a cerca de 15 kilómetros.

Las transformaciones sintectónicas y epitéctónicas influyeron en la mineralización del sistema de fracturas. Este sistema intrincado se extiende desde N-S hasta NNW y SSW. Algunas estructuras más pequeñas en dirección NE lo impactaron.

Las vetas suelen inclinarse hacia el este con un ángulo significativo de entre 40 y 90 grados. Su potencia fluctúa entre unos cuantos centímetros y hasta dos metros, y en la mayoría de las circunstancias, no se sabe hasta qué punto se extiende. Se estima que las vetas de Portovelo tienen una profundidad alrededor de 800 metros. (Bermeo Granda & Inca Naranjo, 2023).

Litología

Se pueden considerar regionalmente tres áreas con características parecidas que se distinguen por su litología y estructura, siendo las siguientes:

Podemos identificar tres zonas que, a nivel regional, comparten rasgos distintivos en cuanto a su composición rocosa y organización geológica. Estas áreas son:

- La zona de Paccha.
- La zona de Zaruma-Portovelo.
- La zona de Piñas.

a. Zona de Paccha: Se caracteriza por presentar elementos litológicos, formando un grupo geológico que se describe seguidamente:

- ***Rocas Metamórficas***

Son un tipo de rocas que han experimentado cambios en su composición y estructura debido a altas presiones y temperaturas en la corteza terrestre.

La región se destaca por la diversidad de piedras que se encuentran en la superficie, como, por ejemplo: GNEIS, compuesto por uno o dos tipos de micas, incluyendo biotita y biotitamuscovita; hay presencia significativa de esquistos negros y cuarcitas.

Se puede encontrar una gran cantidad de Gneis, amfibolíticos y esquistos con moscovita en la zona.

Las Rocas trituradas salen a la superficie, siguiendo el rumbo de la falla de Pacha. En la zona de contacto, hallamos diorita y tonalita. A su vez, cuarcita y esquistos alterados exhiben silicificación y pliegues irregulares. El espesor total de estas unidades rocosas alcanza cerca de 1 km.

- ***Rocas Básicas***

La formación exhibe una diversidad petrográfica considerable, dado que su naturaleza varía desde gravas ricas en horblenda hasta anortosita. En ella, se aprecian los cristales grandes inmersos en la masa fundamental. Sus proporciones de elementos residuales y sus tonalidades muestran, igualmente, cambios importantes.

Es probable que haya rocas ultramáficas, la piritización es común; este tipo de rocas facilita el recorte de las rocas metamórficas.

- ***Rocas Intrusivas Intermedias Ácidas.***

Su composición es tonalítica a diorítica, dado que su mayor proporción se halla a 10 Km. En las regiones Este y Noroeste del pueblo de Paccha, las texturas son diversas a nivel macroscópico. Se han descubierto numerosas dioritas vinculadas con filones aplíticos.

- ***Rocas Volcánicas Indiferenciadas***

Se asemejan a las de la región Zaruma-Portovelo, aunque se distingue por tener un nivel de alteración hidrotermal más bajo; exhibe horizontes estratificados de tovas, lutitas y se asume que hay jaspe.

b. Zona Zaruma - Portovelo

De acuerdo con Billingsley (1926), las rocas volcánicas que abarcan la mayor parte de este territorio son asignadas a la formación Célica, aunque su identificación estratigráfica es complicada. De este a oeste, encontramos tres series:

- ***Serie Muluncay***

Principalmente está compuesto por piroclastos. Estas erupciones volcánicas se hallan al este de Zaruma en la ruta del bosque, así como en el río que lleva su nombre en las ascensiones de Minas Nuevas y Huertas, y en las pendientes sobre el río amarillo al noroeste de Portovelo.

Su estructura se basa esencialmente en materiales fragmentados expulsados por volcanes. Estas manifestaciones eruptivas se localizan en la zona oriental de Zaruma, siguiendo el camino del bosque, y también a lo largo del río que comparte su nombre, en los trayectos que ascienden hacia Minas Nuevas y Huertas, además de las laderas que dominan el río Amarillo al noroeste de Portovelo.

Su estructura se compone de lavas andesíticas traquiticas que se entrelazan con brechas andesíticas y tovas riolíticas, que suelen tener grano muy grueso, pero esto no impide que se desgasten.

- ***Serie Andesita Portovelo (Complejo Volcánico)***

El complejo volcánico se compone de andesitas porfiríticas, descrito por Newton Knox como un bloque fluido. Billingsley Yiants reportó en 1920 la formación de capas hacia el oeste, aceptada en estudios posteriores.

- ***Serie Faique***

Bonilla (2009), menciona que las rocas volcánicas piroplásticas más jóvenes de la serie Muluncay se localizan al oeste de la andesita Portovelo. A diferencia de la serie Faique, que contiene andesita feldespática, la serie Muluncay presenta características similares, pero con menor desgaste. Estas unidades volcánicas, posiblemente conectadas a los diques de Cerro Zaruma Urdu y Cerro de Santa Bárbara, son riolíticas y resultado de actividad explosiva. (Thournout et al. (1996).

c. Zona de Piña

El área está compuesta principalmente por rocas metamórficas, divididas en dos grupos:

- Por la falla Piñas N55W. Incluye gneis anfibolíticos con cuarzo recristalizado azul.
- Gneis de dos micas anfibolíticos con moscovita.

Las rocas metamórficas se estiman de edad paleosoicas y/o precámbricas.

En el Cerro Caichuma, se observan basaltos y diabasas de la formación Célica, junto con piroclastos andesíticos de actividad miocénica. Al sur, afloran macizos de diorítico y diorita en forma de intrusiones. (ARCOM, s.f.).

Estructura del distrito minero Zaruma Portovelo

El área de explotación minera en Portovelo-Zaruma se encuentra dentro de la Formación Célica (Cretácico), conocida anteriormente como "Piñón" de la Sierra, guardando relación con la Piñón de la Costa. La falla Regional de Portovelo la separa claramente de las rocas metamórficas de la serie Tahuín. Su composición rocosa principal es lava andesítica, exhibiendo una diversidad de texturas. No obstante, sobresale principalmente su gran

proporción de material afanítico y una tonalidad verdosa. El tabaco presenta estratos internos, conformados por andesitas y piroclásticos de la zona central.

Se determinan que la andesita basáltica (andesita Portovelo) es la representante predominante de fenocristales de plagioclasa y hornblenda. El mineral termal de Portovelo se compone de andesitas basálticas.

Esta parte incluye lava andesita de pórfido a basaltos andesíticos y toba con cristales intercalados, y toba riolítica a dacítica con una combinación de pedernal y pizarras. Todos los volcanes que se conocen están segmentados por extensas, pendientes o cimas de origen riolítico, reunidas en dos lentes magmáticas en los cerros de Santa Bárbara y Zaruma Urco, que se muestran con una intensa solidificación.

En la zona norte de El Pache, cerca de Muluncay Grande, se aprecian leves acumulaciones y biotita. Al este de Portovelo, resaltan depósitos y filones de naturaleza diorítica, al igual que al oeste de Zaruma. En Malvas, Muluncay Grande destaca por sus rocas andesíticas basálticas de un verde intenso, con pequeñas áreas de cuarzo no magnético. Estas rocas andesíticas tienen su límite en la Quebrada del Banco, al este de Portovelo.

La falla cuenta con una familia de fallas de gran magnitud con azimut de 120° a 160° y varios buzamientos de 30° a 65° E. Es importante destacar que su localización se encuentra en Tablón – Portovelo – Zaruma Sur. Malvas se encuentra bajo el control de un sistema de control norte a sur, por un sistema de vetas minerales (venas) que corren de norte a sur, Bonilla (2009).

1.4.2. Geología Local

Las características geológico mineras del Área Minera Corvis, está alojada en rocas volcánicas intermedias a silíceas, de la recientemente definida Unidad Portovelo (Pratt et al.,

1997), que está en contacto fallado contra las rocas metamórficas al Sur, y que se superpone disconformemente, sobre el complejo metamórfico de El Oro.

Esta unidad se caracteriza por lavas andesíticas de pórfido masivo, basaltos y brechas de andesita, y tobas cristalinas intermedias. También contiene sedimentos fluviales riolíticos a dacíticas, con intercalaciones sedimentarias menores (pedernal laminar). Las andesitas volcánicas muestran abundante alteración propilíticas de bajo grado a epidota, clorita y calcita.

Datos recientes (Misión Inglesa, Asped Et. al.) indican edades de 21.5 – 28.4 Ma. (Oligoceno más alto a Mioceno muy Temprano) que confirman la pertenencia de la Unidad Portovelo al Grupo Saraguro. Según Van Thournout y colaboradores (1996), la datación radiométrica K-Ar de la roca completa, específicamente del Saraguro Post, arroja una edad de 15,3 +/-0,5 millones de años. Este dato proviene de un flujo de lava dacítica localizado en las cercanías de Pinas. Dicha edad se asemeja a la de las granodioritas de Paccha (16,89 +/-0,16 Ma) y podría indicar un episodio magmático ocurrido durante el Mioceno Medio. Van Thournout et al. (1991, 1996) sugieren que todos estos volcanes del Mioceno son laderas y crestas de riolitas comagmáticas a base de tiza concentradas en dos áreas principales al noreste entre las colinas de Santa Bárbara y Zaruma Urcu. Y cortar Debido a la fuerza de la arena, estos cerros quedan como restos de erosión.

En el crucero o túnel principal de longitud 100 m por una sección de 2,0 x 2,5 m de forma abovedada la litología está representada por el grupo Saraguro, particularmente por la andesita de la unidad Portovelo, que tiene signos de propilitización media. De cuando en cuando se puede observar tobas de lapilli que se confunden con la roca dominante que es la andesita descrita anteriormente que se encuentra silicificada muy competente, que presenta una buena estabilidad.

- ***Características de las Vetas.***

Con la construcción del frontón, en su trayectoria se han localizado una estructura mineralizada de importancia y que con la continuidad de su desarrollo W-E se focalizara otras estructuras mineralizadas de importancia.

Estas estructuras exhiben una orientación predominante de N-S, inclinándose 65 grados hacia el Este; su profundidad oscila entre 0,25 y 1,2 m. La alineación de la veta se ve influenciada por una red de pequeñas fallas que tienden hacia el Norte-Noreste, con ángulos de inclinación que varían entre 45° y 90° hacia el Este y Sureste.

La composición mineralógica principalmente compuesta por Cuarzo (SiO₂), Pirita (FeS₂), Calcopirita (CuFeS₂), Galena (PbS), Esfalerita (ZnS), Plata (Ag) y Oro (Au) en cuyo orden se proyecta el seguimiento con frontones en dirección N – S, en una extensión que comprenderá dentro de los límites del área minera CORVIS.

1.4.3. Geomorfología

La ubicación geográfica de Zaruma se encuentra en una cordillera abrupta que limita los Ríos Calera y Amarillo. El fracturamiento tectónico controla el drenaje.

Los depósitos de pie de monte, que se muestran principalmente por conos de deyección, suelen mostrar pendientes menores del 40%. Las vertientes son convexas y disectadas en algunos lugares.

Relieves heterogéneos, moderados a fuertes y muy disectados se desarrollan sobre las rocas cristalinas. Las vertientes son abruptas y rectas. Las pendientes oscilan entre el 40 y el 70 %.

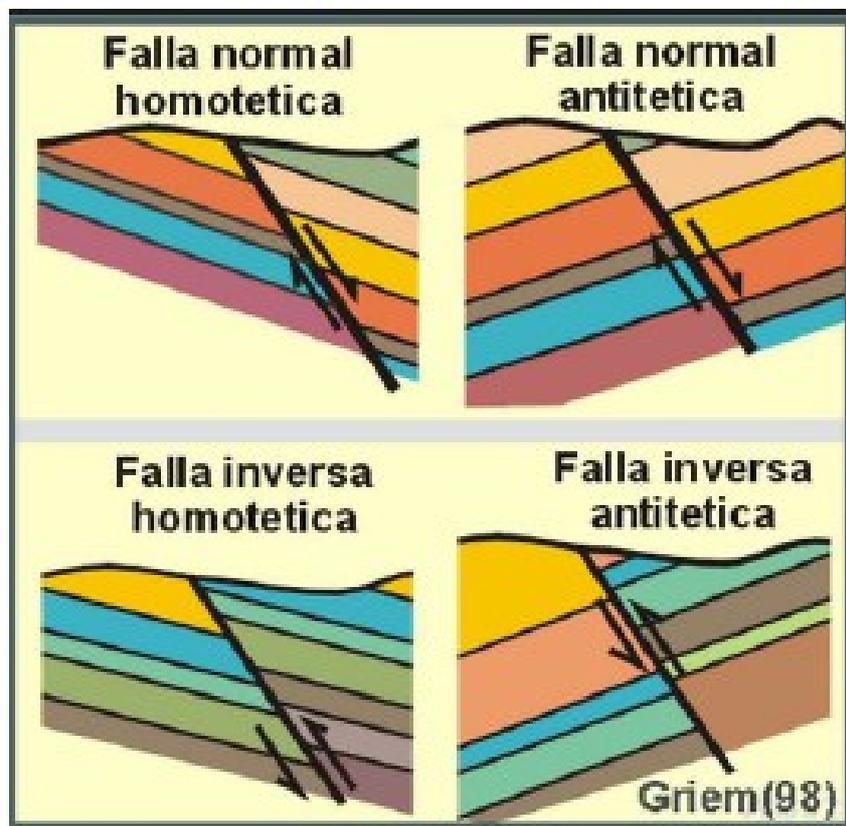
1.4.4. Geología Estructural

La geología estructural analiza la organización de los materiales como consecuencia de la dinámica que ocurre dentro de la corteza terrestre (Diez, 2005).

Los elementos que determinan cómo reaccionan los materiales en la corteza terrestre ante los sucesos dinámicos internos son:

- Presión
- Temperatura.

Figura 4: Estructura geológicas - Tipos de Fallas



Fuente: Geología Estructural Virtual - W.Griem (1999-2015)

Todos los fenómenos tectónicos causados por movimientos epirogénicos y orogénicos están relacionados con las estructuras. El diatrofismo, que es el resultado de la actividad volcánica y los movimientos sísmicos, también puede causar estructuras geológicas y deformar las rocas, generando plegamientos y ondulaciones.

La geología estructural es una parte crucial del presente proyecto porque nos permite conocer las estructuras geológicas que se encuentran en la galería de estudio. (Diez, 2005).

El distrito se divide en dos sectores, de la falla (130°/82°E) Portovelo – Piñas. En el lado norte de la falla se encuentran tobas y cristales dacíticos de color blanquecino, además encontramos rocas metamórficas como anfibolitas y gneis. Finalmente, en estas zonas encontramos el pórfido granodiorítico de Prado. Además, la ausencia de vetas de cuarcita con presencia de oro en las rocas metamórficas impide la mineralización en estas zonas. Sin embargo, los sedimentos aluviales acarreados por los ríos Amarillo y Calera si presentan sólidos con concentraciones de mineralización.

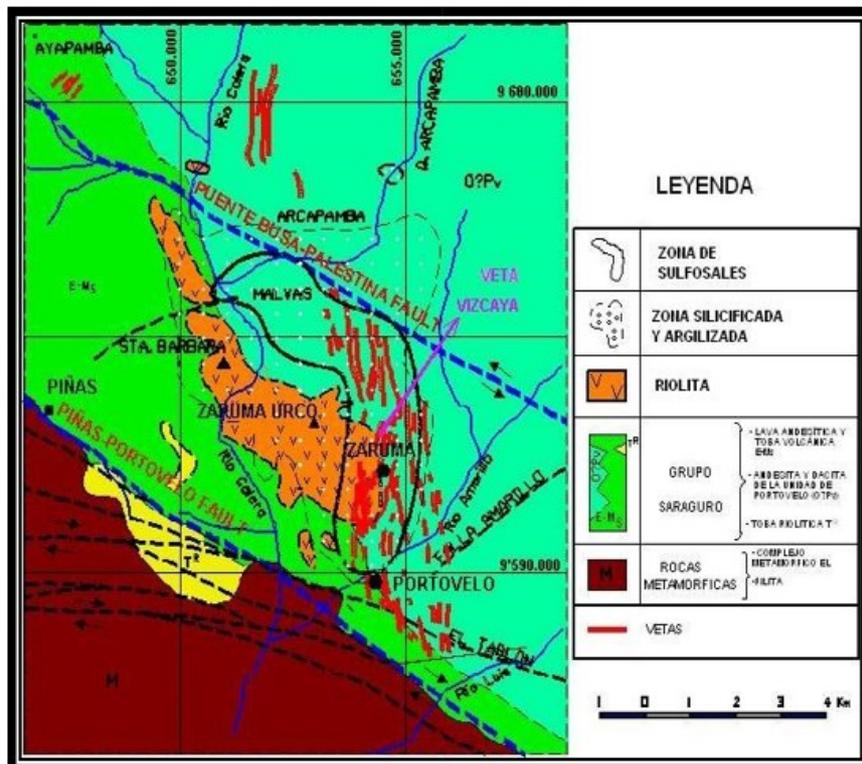
En el sector septentrional de la falla Portovelo - Piñas, se observa una rica diversidad geológica, con depósitos aluviales que emergen a lo largo del río Calera. Los depósitos coluviales son bastante limitados en esta área, aunque en la región de Arcapamba se pueden encontrar agregados volcánicos junto con fragmentos finos que no están bien clasificados, además de sedimentos volcánicos al norte de El Pache. En el área de La Chuva, a lo largo de la vía Portete hacia Portovelo – Piñas, hay tobas dacíticas de un tono verdoso que incluyen algunos trozos de pómez. También se encuentran tobas de lapilli junto a pómez y brechas de un color verdoso en el lado oeste de El Pache, extendiéndose hacia el sur en Zaruma. Al norte del distrito minero, hay flujos de escombros de composición andesítica que presentan un color verdoso, se extienden por las áreas de Malvas y Muluncay, así como al noreste de Zaruma. Igualmente, existen acumulaciones de residuos mineros cuya base presenta un color violáceo en la región de El Pache, justo donde se encuentra la falla de Piñas-Portovelo.

Asimismo, hay un conjunto de fallas predominantes orientadas entre 120° y 160°, con inclinaciones que varían de 30° a 65° E. Cabe destacar que la extensión del depósito abarca desde Tablón, pasando por Portovelo y Zaruma, hasta llegar al sur de Malvas, cubriendo así

una trayectoria de norte a sur. Además, está controlado por una red de fallas que albergan mineralizaciones, específicamente vetas, orientadas de norte a sur. Estas fallas juegan un papel importante, ya que modifican la distribución de los minerales y también provocan su desplazamiento.

Horizontalmente estas estructuras geológicas son clave en el control de la mineralización, de las cuales 38 tienen un contenido de oro que puede ser explotado. (Ver figura 5).

Figura 5. Geología del Distrito Minero Portovelo-Zaruma Escala 1:1'000.000



Fuente: Iamgold - Ecuador.

1.4.5. Tipo de Yacimiento

La región mineralizada de Portovelo - Zaruma es muy extensa, ya que sus vetas se extienden a una distancia de 15 km., en sentido Norte - Sur, 4 km en sentido Este – Oeste y 1.6 km verticalmente.

Los yacimientos auríferos de Portovelo, Zaruma, Minas Nuevas y Ayapamba son auríferos polimetálicos, vetiformes y epitermales, con materiales de base de cobre, plomo y zinc, así como metales preciosos de oro y plata. Son de la categoría Adularía (A. Paladines, s.f.).

El depósito situado en el Área "CORVIS" posee una fuente hidrotermal de temperatura moderada, con una veta de tipo rosario con conexiones claras y una mineralización polimetálica con productos de mejora. Adicionalmente, incluye elementos sulfurosos como galena, pirita y calcopirita.

Las fortalezas se crean mediante técnicas de relleno, lo que hace que el sonido sea fácil y clara.

A lo largo de su rumbo, los filones de cuarzo aurífero polimetálico no se encuentran mineralizados de forma homogénea. La concentración de minerales es de bonanza, siendo las riolitas de Zaruma Urco las que tienen la mayor concentración al S.

Los filones se encuentran entre Portovelo y Zaruma y se dirigen hacia el norte y hacia el sur en dirección norte y sureste, en paralelo al rumbo de la falla Piñas a Portovelo.

Las andesitas enormes de la Serie Portovelo representan rocas de caja, con un grano de grosor medio y fino, y están revestidas de grandes cantidades de granodioritas, monzonitas de cuarzo y riolitas. En la zona sur, las andesitas de Portovelo se encuentran enmarcadas por las rocas metamórficas del grupo Taquín, mediante fallas de orientación NE que controlan los procesos de mineralización.

La consistencia mineral de este depósito facilita su extracción. Las operaciones mineras en la región se ven obstaculizadas por el agua subterránea (Paladines, s.f.).

Mineralización

El yacimiento de Zaruma-Portovelo se encuentra en un área que incluye recursos auríferos, argentíferos y polimetálicos, lo que lo convierte en el distrito aurífero más destacado del país.

Desde las investigaciones iniciales realizadas en la región, se ha establecido que el yacimiento Portovelo - Zaruma es un depósito filoneano o vetiforme de procedencia hidrotermal, creado a partir del relleno de fracturas.

La profundidad y la extensión de la mineralización de las vetas del yacimiento pueden variar. lo que indica que la zona contiene una gran cantidad de pirita y una menor cantidad de calcopirita.

Los minerales principales de la mena incluyen pirita, calcopirita, escalerita, galena, bornita, oro y plata. La calcocina y la covelina se producen como resultado de este enriquecimiento secundario, y el cuarzo es uno de los minerales de ganga. En palabras de Paladines, s.f.

Se han identificado tres categorías de mineralización en el área de estudio:

- Las vetas auríferas de cuarzo son una especie de adularia que contiene una gran cantidad de sulfuros.
- Piritización,
- Vetas auríferas de cuarzo, clorita y luego sulfosales.

1.5. Topografía subterránea

Desde una perspectiva amplia, la topografía subterránea es una rama de la topografía cuyo propósito es estudiar la superficie de nuestro planeta y todo lo que se halla debajo de él. La topografía se define como: "El área encargada de recopilar y gestionar datos físicos con la

finalidad de obtener una representación geométrica, ya sea visual o analítica, del espacio físico que nos envuelve".

En general, las operaciones en el subsuelo siguen las mismas normas que las llevadas a cabo en el exterior, aunque con algunas particularidades debido a las condiciones propias del trabajo en el subsuelo. La falta de luz natural requiere la utilización de dispositivos de iluminación interior y la identificación de puntos a observar. La topografía subterránea nos permitirá conocer los límites de la galería en estudio para que podamos orientarnos correctamente. (Ingeniería Cartográfica Geodésica, s.f.).

La boca mina de la galería Mina Landapo se encuentra ubicada en las coordenadas:

TABLA 5: LA BOCA MINA DE LA GALERÍA MINA LANDAPO SE ENCUENTRA UBICADA EN LAS COORDENADAS:

DATUM PESAD 56. Zona 17 Sur		
X = 654187	Y = 9593994	Z – 1350 msnm

Fuente: Elaboración propia

Figura 6. Boca mina e interior de la galería



Fuente: Elaboración propia

El punto de partida de la galería presenta una dirección N 23° E y un buzamiento de 38° NE, donde los 5 primeros metros encontramos hormigón para su sostenimiento, consecuentemente a los 80m, 110m, 180m y 220m (estas distancias se encuentran en referencia al punto de partida de inicio de la galería), existe la presencia de entibado y guías de madera (Eucalipto). La galería tiene una longitud de cerca de 2,0m y una altura de 2,5m; es importante resaltar que algunas secciones de ella son extremadamente estrechas, llegando a 1m de anchura y 1,2m de alto, su longitud total es de 508m.

Alrededor de 250m del comienzo de la galería se sitúa una posición de emergencia médica para situaciones de accidentes en el trabajo.

Figura 7. Galería “Landapo” primer entibado interior mina



Fuente: Elaboración propia

1.6. Muestreo Minero

Barnes, en su publicación de 1980, El muestreo minero abarca diversas técnicas según el depósito mineral y la geología. Su calidad influye en la evaluación y planificación de proyectos. Según Barnes, minimizar errores y garantizar representatividad en las muestras es crucial para estimaciones precisas. La falta de precisión puede afectar gravemente la viabilidad.

Se confirmará el conocimiento adquirido a través de exámenes de oro total con los esquemas de valores obtenidos por la Concesión Minera Corvis y elaborados por el cotitular Minero Compañía LANDAPO S.A.

Al recolectar muestras, que es una tarea crucial que podría resultar en errores que afectarán las decisiones iniciales en un proyecto innovador de extracción de reservas, se requiere extrema precaución.

- **Tipo de Muestra**

Muestra de Canal

Para obtener una muestra que sea representativa, es necesario llevar a cabo un proceso de muestreo empleando canales perpendiculares al recorrido de la veta a lo largo de toda la extensión de la capa y con un ancho de 5 cm. El peso aproximado de cada muestra debe ser de 2,5 kg.

Obtención de Muestras Puntuales

Esta técnica de muestreo implica la selección aleatoria de muestras representativas a lo largo de toda la extensión del depósito mineral, de manera continua y sin seguir un patrón de canalización. Además, para ser representativa, la muestra debe tener aproximadamente 2,5 kilos de peso.

- **Densidad y Malla del Muestreo**

En este caso, la toma de muestra se basa en bases teórico-prácticas, por lo que la densidad de la muestra se determina por el progreso en las zonas de trabajo, es decir, si se efectúan dos disparos diarios en un frente, se recolecta una muestra cada día. Luego de cada disparo, se recoge una muestra concreta conocida como volumétrica, la cual es una

combinación de todo lo recolectado durante el disparo, lo que facilita la obtención de datos más exactos acerca de la ley del mineral.

Normalmente, la malla de muestreo es de cada metro, ya sea en una chimenea o en una galería, dependiendo del trabajo realizado.

1.7. Reservas

Cantidad de mineral adecuado para su explotación. Depende de diversos elementos: la ley promedio, la ley de corte, además de las condiciones técnicas, medioambientales y de mercado existentes en el instante de llevar a cabo la explotación.

Borisov (1976) hace referencia a la porción de un recurso mineral que posee la posibilidad de ser extraída legal o económicamente.

Se denomina reservas geológicas a todas las acumulaciones de mineral de valor que se hallan en el área investigada de un depósito minero. Las reservas geológicas, según su importancia económica, se subdividen en dos categorías cuya valoración se efectúa de forma individual:

- Reservas para la explotación
- Reservas potenciales

Reservas Explotables: Atenderán las demandas industriales, lo que significa que su explotación es rentable.

Reservas Potenciales/geológicas: Teniendo en cuenta la escasez de contenido del componente beneficioso, la escasa potencia de las masas mineralizadas, las condiciones de extracción excesivamente complejas o la exigencia de realizar tratamientos de transformación

extremadamente sofisticados, no son viables en el presente, pero podrían ser recuperables en el futuro.

Estos factores se toman en cuenta para establecer las reservas industriales y geológicas del proyecto Centenario y, en consecuencia, su persistencia.

1.8. Sistema de explotación subterránea actual

Borisov (1976) define el proceso de excavación subterránea requiere planificación cuidadosa por las condiciones geológicas, ventilación y manejo del agua. Borisov enfatizó la importancia de consideraciones técnicas para garantizar la seguridad. Su definición impulsó técnicas avanzadas en minería y el diseño de metodologías de excavación.

La variedad de las condiciones de los depósitos ha permitido a la ciencia establecer diversos métodos de extracción, destacando el Corte y Relleno como uno de los más relevantes en el área de estudio.

Corte y relleno debido al carácter angosto de las vetas y eventualmente mediante estocadas ascendentes con soportes puntuales de roca (pilares).

b) Corte y Relleno Ascendente (CUT AND FILL)

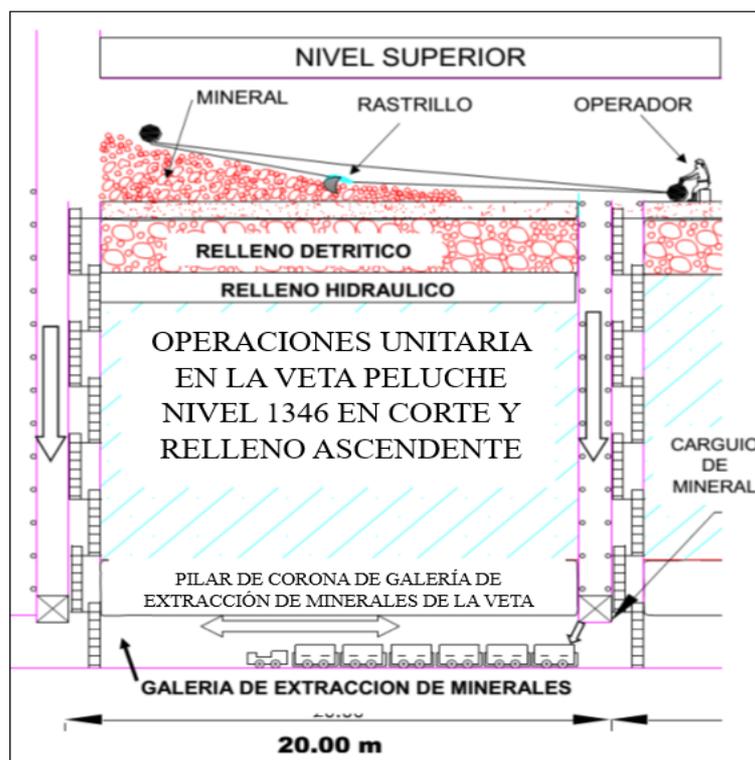
El proceso "Over Cut and Fill", llamado también corte y relleno ascendente, consiste en realizar cortes horizontales desde el fondo hacia arriba. Una vez terminado el corte, se saca el mineral fracturado de la misma área. Después de cortar, el volumen resultante se protege con material estéril para sostener y nivelar las cajas, mientras se prepara la siguiente rebanada. La roca estéril se refiere a aquella que se obtiene de otras operaciones mineras y se emplea para rellenar. Comúnmente, se opta por el sistema de relleno hidráulico. Este método implica el uso de material derivado de los residuos de la planta de concentración, (relaves) que se combina

con agua y se envía a la mina mediante conductos de 4 pulgadas. El agua presente en este relleno se drena, generando así un material adecuado y con una base más estable. También se suele mezclar con cemento (relleno de pasta) el cual proporciona una superficie más dura, mejorándose así el soporte del mismo, (Chambi A. 2014).

El procedimiento de Explotación de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos con las siguientes características:

- Un buzamiento intenso y una inclinación que excede los 50°.
- Aspectos físico-mecánicos similares a los del mineral y la roca de caja.
- Tiene una Potencia moderada.
- Límites regulares del sitio del yacimiento.

Figura 8: Estructura del método de explotación de corte y relleno ascendente



Fuente: Elaboración propia

c) Métodos combinados

En la zona minera de Portovelo-Zaruma (DMP-Z), se emplea una técnica mixta llamada "Corte y Relleno con Capas Inclinas". Su diseño ayuda a mover el material excavado usando la inclinación, lo que hace que fluya sin problemas hacia los túneles de transporte. Esto posibilita trabajar simultáneamente en dos puntos del bloque y reduce al mínimo la pérdida de recursos minerales valiosos dentro de la zona en explotación.

Condiciones de aplicación

Este método se puede utilizar en vetas o depósitos de yacimientos que tengan las siguientes características:

- Potencia de vetas superior a los 0,50 m, en Yacimiento filoneano.
- Las rocas de caja tienen firmeza y flexibilidad.
- El ángulo de inclinación (buzamiento) debe ser mayor a 45° (casi en posición vertical).

Se prefieren utilizar métodos de seguridad en unidades mineras que priorizan la seguridad de explotación con relleno

Ventajas y desventajas del método Corte y Relleno

Ventajas

- Prácticamente todo el mineral presente se aprovecha, alcanzando niveles de recuperación cercanos al 100%.
- Se logra una extracción exhaustiva del depósito, superando el 90% del mineral total, y minimizando la dilución a menos del 10%.
- Podría optarse por concentrarse en zonas de alta concentración de mineral y evitar aquellas con poca concentración no explotadas, de ahí que sea considerado un procedimiento altamente especializado.

- Teniendo en cuenta las necesidades particulares de cada proyecto, se resalta la eficacia y la reducción de costos en la preparación.
- Se puede confiar en ello.
- Se puede lograr un alto grado de mecanización.
- Posee una gran destreza para ajustarse a depósitos de yacimiento irregular.
- Debido a que se requiere para sostener el conducto que va a la superficie, solo se usa una porción pequeña de madera durante la operación.
- Es adaptable a tanques que carecen de las propiedades físicas y mecánicas correctas para su función.

Desventajas

- El precio inicial de las tareas aumenta por los gastos asociados al relleno.
- La productividad baja debido a la pausa en la fabricación por la obligación de rellenar.
- Muchos materiales de fortificación están siendo utilizados en gran cantidad
- Baja productividad del operador de la perforadora en el frente de trabajo
- Si la potencia disminuye, se hace más complicado llevar a cabo el mecanizado del carguío y transporte.

En resumen, el método de corte y relleno y sus variaciones, como el corte y relleno con capas inclinadas, son estrategias seguras y eficaces para la extracción de minerales subterráneos, adecuándose a diferentes contextos geológicos y reduciendo las pérdidas de material.

2. *CAPÍTULO*

2.1. **Situación actual de Galería.**

La mina Landapo, enfocada en la extracción de oro, se encuentra activa y consta de tres niveles, cada uno con distintos puntos de trabajo o explotación. Para cumplir con la producción diaria, se organizan dos turnos laborales: el primero va desde las 7:00 am hasta las 13:00 pm, y el segundo, desde la 12:00 pm hasta las 18:00 pm. En cada turno, ocho personas se presentan a laborar en la mina.

El sistema de explotación utilizado en la mina Landapo es el de corte y relleno ascendente, el cual ha demostrado ser efectivo según la experiencia. La empresa LANDAPO S.A. carece de un estudio topográfico que oriente las decisiones para la ejecución de las actividades mineras.

En la mina, no se emplea ningún sistema de soporte artificial. Esto se debe a que, aparentemente, se asume que la roca es lo suficientemente estable, aunque no hay estudios técnicos que respalden esta idea. A pesar de esto, hay zonas donde se han identificado fallas geológicas.

Para extraer tanto la roca que rodea al mineral como el mineral en sí, se usan perforadoras que funcionan con aire comprimido.

El patrón de perforación que se sigue en la galería incluye entre 25 y 30 barrenos, lo que resulta en una galería de dimensiones 2,5 x 2,0 metros, con barrenos de 1,8 metros de largo. Por otro lado, en las chimeneas, el patrón consiste en 17 a 20 barrenos, creando una sección de 1,5 x 1,5 metros, con barrenos que miden 1,6 metros.

En trabajos de inicio de excavaciones o en frentes rocosos, la planificación contempla la creación de 25 barrenos, que conforman una sección de 2,0 x 1,5 m. En estas situaciones,

se emplean barrenos de 1,6 m. de largo. Sin embargo, cuando la excavación se realiza directamente en la veta, se prefiere utilizar barrenos de 1,2 m. de largo o incluso más, ajustando esta longitud a las particularidades del terreno para minimizar la dilución del material.

En lo que respecta a la voladura, se emplea el explosivo denominado “Explogel III” como carga principal, complementado con nitrato de amonio como carga secundaria. Para la iniciación, se utilizan fulminantes comunes N° 8 y mecha lenta, aunque, si hay agua presente, se recurre a emulsiones especiales.

Es importante mencionar que tanto el diseño de las mallas de perforación como el cálculo de la cantidad de explosivos necesarios para la voladura se han llevado a cabo siguiendo criterios empíricos, basados principalmente en la experiencia práctica.

En la mina Landapo, la manera en que circula el aire varía: la galería principal usa un sistema de extracción, mientras que en las zonas de trabajo se aprovecha la ventilación que ofrece la naturaleza, dedicándole una hora por turno. Pero esa hora no alcanza para limpiar bien el aire en las zonas de trabajo, pues no es suficiente para eliminar todos los gases. Para mantener limpia la galería principal, se han colocado dos extractores en puntos clave, sacando el aire contaminado de las áreas cercanas.

Para llevar el material desde la zona en estudio hasta el nivel principal, se usan carretillas que recorren caminos complicados: sobrelíneas, laterales y chimeneas con poca pendiente (lo que complica el uso de la gravedad). Cuando ya hay bastante material acumulado, se usa un winche para llevarlo a unos buzones de trasiego. De ahí, vuelve a cargarse en carretillas para llevarlo a los buzones principales y, finalmente, sacarlo a la superficie. Todo este viaje, desde el subnivel uno hasta los buzones de la línea principal, cubre unos 300 metros.

Un punto importante a tener en cuenta es el uso de la chimenea, la cual se usa para llevar materiales y también para que los trabajadores entren y salgan, lo que trae serios problemas en cuanto a la seguridad y la salud.

En el nivel principal, donde se transporta el material, se usan carros mineros de 1 tonelada, que se mueven por toda la mina. Estos carros mineros llevan la roca estéril y el mineral, dependiendo de lo que haya en los buzones., la roca estéril se lleva al botadero que está justo a la salida de la mina, mientras que el mineral se guarda en una tolva en la superficie. El material estéril se lleva en volquetas a las diferentes obras que hace la Alcaldía de Zaruma, y el mineral se lleva a la planta de procesamiento que se alquila, ubicada en el sector de El Pache, que pertenece al Cantón Portovelo.

Coordenadas y cotas en donde se desarrollará las labores de exploración minera.

La Concesión Minera Corvis apenas alcanza un área de 22,26 Ha, por lo tanto, el espacio a laborar será una parte de la Concesión siendo las Coordenadas UTM PSAD56.

TABLA 6. COORDENADAS UTM PSAD56, ÁREA “ALTO VIZCAYA”, COTAS 1280 Y 1480 MSNM. SECTOR DE TRABAJO

PUNTO	X	Y
PP	654.100	9.594.200
1	654.590	9.594.200
2	654.590	9.593.784
3	654.300	9.593.784
4	654.300	9.594.130
5	654.100	9.594.130

Fuente: Elaboración propia

Nota: Por la presencia de cotitulares con labores mineras vecinas se dejará estribos de seguridad según sea necesario.

La entrada principal a las actividades mineras se lleva a cabo mediante un socavón perforado desde la superficie situado en las coordenadas $X = 654187$, $Y = 9593994$, Cota = 1350. Se avanza 120 metros hasta cortar la veta Peluche, después se prosigue hacia la veta 20 metros donde se ubica el Pozo 1.

Método de Exploración y Explotación de Vetas

El método de exploración y explotación tiene una relación directa con los parámetros Geológico - Minero y Minero - Técnicos que exhibe el yacimiento.

En la zona investigada, se lleva a cabo la extracción de minerales metálicos de manera subterránea, aunque en proporciones reducidas. Las actividades de exploración y extracción se realizan al mismo tiempo, siguiendo tanto la dirección principal de la veta como abriendo pozos perpendiculares que siguen la inclinación natural de la misma. El método de extracción que mejor se ajusta a estos depósitos es el de avance continuo selectivo. Esto se debe a que este sistema funciona bien en depósitos con forma de vetas, que tienen una inclinación que varía de suave a pronunciada, un grosor pequeño, y donde tanto el mineral como la roca circundante son estables. Una particularidad de este sistema es que el soporte del techo se realiza utilizando pilares y refuerzos creados con el mismo mineral. Estos elementos se distribuyen de forma irregular y se colocan en áreas donde hay materiales no deseados, donde el mineral escasea, o donde la veta se vuelve más delgada.

2.2. Operaciones en fase actual de explotación.

2.2.1. Perforación.

Se utilizan dos compresores INGERSOLL RAND 185 WIR/2002 e INGERSOLL RAND 250 WJD/1999 y martillos neumáticos TOYO YT-27 de aire comprimido para perforar en una roca basáltica andesítica, sin ningún cálculo técnico del número de barrenos y cantidad de explosivo, más que la experiencia del perforista.

El Aire comprimido es guiado desde la superficie hasta los frentes de perforación mediante tubos de PVC de 2”.

Principio De Perforación

La idea fundamental detrás de la perforación es la penetración mecánica de agujeros en la roca, que luego se rellenan con una carga explosiva específica y luego se detonan de manera técnica.

Tipos de perforación

Hay varios tipos o técnicas de perforación de rocas como las siguientes:

Métodos percusivos. - La combinación de rotación y percusión o golpe de la broca contra la roca es utilizada por los martillos de cabeza y de fondo en tareas de mayor escala, y por los perforadores manuales en tareas de menor escala o diámetro.

La base del funcionamiento de estos dispositivos es el impacto de una pieza denominada pistón sobre un útil, que a su vez trasmite energía a la base del barreno a través de un elemento conocido como " broca" (Sanz Contreras et al., 1993, p. 65).

Perforación rotativa. - Generalmente se lleva a cabo mediante triconos en la industria petrolera o mediante perforación diamantina durante las fases de exploración minera. Los perforadores son una fuente de energía, una batería de barras o tubos, conectados

individualmente o en serie, y una broca que debe romper la roca transmitiendo el peso, la rotación y el aire del barrido. Sanz Contreras y asociados (1993), pág. 71.

Distribución y nombres de los taladros

La distribución de cada taladro se determina mediante una fórmula; de ahí los distintos tipos de taladros o barrenos.

Cuele

Es el más significativo o importante y no se le coloca carga explosiva, sino que crea el camino libre que dirigirá la explosión de los otros taladros hacia él. Ocasionalmente, se realizan dos o más barrenos de diámetro más pequeño juntos o muy cerca uno del otro en lugar de un solo barreno de diámetro grande.

Contracuele

Están cargados de explosivos y sirven para ampliar la cara libre. Se vuelan primero y en un orden determinado, de forma que la abertura se ensanche gradualmente, lo que proporciona espacio para la roca fragmentada.

Destroza

Son los responsables de fragmentar casi la totalidad de la sección de la galería.

Hastiales.

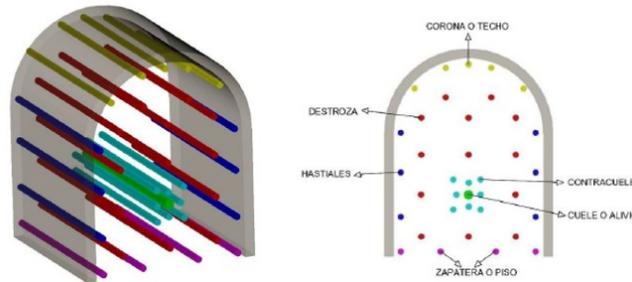
Mantener el perímetro de la sección, esto minimiza la Formación de grietas en la roca que previenen la sobreexcavación. Se ubican en el techo y en los hastiales del túnel. de esta forma se limita al mínimo la formación de grietas en la roca y se evita la sobre excavación.

Zapatera o piso.

Llevan un potente explosivo para levantar y sacudir la roca desprendida o caída. Se evita el peligro de que queden salientes de roca sólida en el piso del túnel y también facilitan

la construcción de cunetas de desagüe en el interior de la mina. Estos barrenos son los que conforman una malla de perforación.

Figura 9: Denominación de barrenos que conforman una malla de perforación



Fuente: Elaboración propia

2.2.2. Arranque y voladura

Se lleva a cabo siguiendo el horario y turnos después de verificar que el personal ha abandonado sus lugares de trabajo; se inicia utilizando explosivos colocados en el frente, con una carga en cuña y distribuyendo el resto de los barrenos de manera empírica, con un promedio de 22.

En el caso de rocas secas, se empleará dinamita como carga principal, mientras que para rocas húmedas o saturadas de agua se utilizará emulsión 100; la carga secundaria consistirá en ANFO, una mezcla de nitrato de amonio (NH_4NO_3) - 94% a 96% y un 4% a 6% de Diesel.

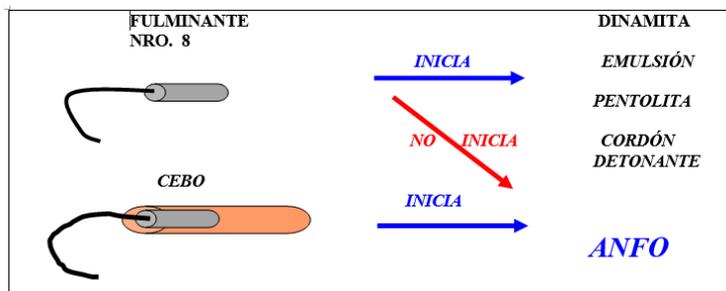
El proceso para preparar el explosivo se lleva a cabo arriba, en la superficie. Para esto, se necesita un fulminante # 8, un tramo de mecha de seguridad, dinamita o emulsión como la carga que inicia la explosión, ANFO para complementar, y también arena, en caso de que sea necesaria. Cada carga se realiza a mano y se etiqueta cartucho por cartucho, esta tarea la llevan a cabo el perforista y su ayudante. Una vez que los barrenos están cargados, se inicia el

encendido cortando la mecha comenzando por el cuele o cuña, seguido por los ayudantes, abridores, corona y piso.

En general los explosivos se pueden iniciar de dos maneras: por simpatía o por sensibilidad.

“La Sensibilidad es capacidad de reaccionar con el fulminante o detonador y requiere una cantidad mínima de energía, presión o poder para la iniciación” (Andrade Haro, 2021, p. 37).

Figura 10. Sensibilidad del explosivo

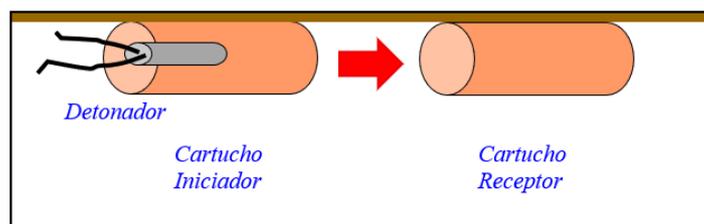


Fuente: (Romero, 2009, p 43)

Ciertos explosivos pueden empezar mediante un golpe fuerte o por aplastamientos, rozamientos, etc.

"La Simpatía es la capacidad de transmitir la onda de detonación por todo su cuerpo o masa y hacia otros explosivos, poder de propagación (autoexcitación)" (Andrade Haro, 2021, p. 39).

Figura 11. Simpatía en los explosivos



Fuente: (Romero, 2009, p 44)

Actualmente se están utilizando métodos para realizar explosiones o voladuras controladas, aprovechando al máximo las características de los explosivos y proporcionando una práctica segura para el personal a cargo de las explosiones, dejando atrás el trabajo de iniciación con mecha lenta que producen resultados ineficaces. Estos Los métodos son los siguientes:

"Sistema Elemental o convencional de mecha lenta – fulminante: mejorado recientemente en cierta medida con el encendido previo de las mechas de cada taladro mediante mecanismo rápido (cordón de encendido) y cápsulas conectadoras" (EXSA, 2001, p. 101).

"Sistema eléctrico convencional; con detonadores instantáneos y de retardo estándares complementado con el sistema de alta resistencia o corrientes estáticas o extrañas y con los sistemas eléctricos especiales, como el Magnadet y los de explosores secuenciales electrónicos" (EXSA, 2001, p. 101).

"Sistema no eléctrico, tipo Nonel y similares, y los cordones detonantes regulados por retardadores".

"Sistemas especiales en aplicaciones definidas, como los detonadores de concusión Domino para voladura subacuática y otros" (EXSA, 2001, p. 101).

TABLA 7. SISTEMA DE INICIACIÓN DE EXPLOSIVOS

SISTEMA DE ENCENDIDO DE EXPLOSIVOS			
<i>[Cuadro comparativo]</i>			
MECHA Y FULMINANTE	ELÉCTRICOS	ELÉCTRICOS ESPECIALES	NO ELÉCTRICOS

<p>Detonador básico junto a una mecha de combustión pausada (conocida como mecha de seguridad estándar).</p>	<p>Iniciadores que usan un filamento que se calienta con electricidad para activarse (Retrasos con Puente de alambre).</p>	<p>Existen iniciadores que usan un Sistema de encendido eléctrico que se aparta del resistor común. No son muy utilizados.</p>	<p>Dispositivos de encendido, tanto inmediatos como diferidos, que no requieren electricidad, donde la conexión al fulminante se realiza a través de distintos métodos:</p>
<p>CONVENCIONAL: Con fulminante y mecha</p>	<p>CONVENCIONAL: Fulminantes con tiempos de espera extensos y graduales (detonador de larga duración).</p>	<p>CON CEBADORES DE PUENTE DE ALTA RESISTIVIDAD ELÉCTRICA (HRW): (High resistivity wire). (1)</p>	<p>DETONACIÓN: usando cordones explosivos de baja potencia</p>
<p>PREPARADO: Posee mecha de ignición rápida, además de conectores para detonador y mecha estándar.</p>	<p>MICRORETARDO: Con pausas medidas en milésimas de Segundo (Detonadores de retardo corto).</p>	<p>CON CEBADORES DE PUENTE DE EXPLOSIVO (EBW): (<i>Exploding bridge wire</i>). (2)</p>	<p>SHOCK: Empleando conductos plásticos flexibles (como mangueras reactivas Nonel).</p>

	<p>SÍSMICO: De reacción inmediata o con un filamento robusto, inmune a interferencias y a la presión del agua en pozos profundos para buscar petróleo con cable.</p>	<p>CON CEBADORES DE PUENTE SEMICONDUCTOR: (<i>Semiconductor bridge wire</i>). ultra rápidos (3)</p>	<p>INFLAMACIÓN: utilizando gas inflamable dentro de tubos flexibles protegidos (como los Hercudet)</p>
		<p>CON CEBADOR MAGNADET: se activan por inducción eléctrica a través de un torolde. (4)</p>	<p>CONVENCIONAL: Generalmente usados en frentes de excavación y minas a Cielo abierto.</p>
		<p>CON DETONADORES ELECTRÓNICOS. (5)</p>	<p>a. Cordones explosivos de alta potencia, elementos de retardo superficial para cordón, y multiplicadores de alto poder (boosters</p>

			o reforzadores inmediatos)
			b. Cordones explosivos con o sin retardos superficiales, y con cebo iniciador retardado dentro de la perforación (deck master).
			c. Método LVST. (6)
			d. Método EXEL. (7)

Fuente: Manual Práctico de Voladura Exsa

2.2.3. Saneamiento

Después de la detonación, el equipo está listo para empezar a limpiar la zona de trabajo, dos horas más tarde.

Tras la ventilación inicial, se realiza una evaluación de la eficacia de la ventilación. Para esto, se verifica si hay disparos sin detonar. En caso de aparecer, serán eliminados con agua a presión por empleados especializados. Luego, se inspeccionan las paredes, techo y frontón en busca de fragmentos de rocas sueltas que son retirados con una barretilla. El tiempo de limpieza o saneamiento se calcula en 15 minutos.

2.2.4. Carga

La carga se llevará a cabo de manera manual, empleando picos y palas, en la que el material volado se depositará directamente en los dos vagones o carros mineros con ruedas neumáticas. Los carros mineros, o vagonetas, son producidos en los talleres industriales de la zona.

2.2.5. Transporte.

El transporte del material estéril se llevará a cabo utilizando los mismos medios de transporte hacia la superficie, ya sean los carros de mina o los vagones con espacio para 0,46 m³ o 1,25 toneladas, para después dejarlo en la escombrera asignada para esto. A veces, se usará como lastre para arreglar el camino de entrada, con dos mineros guían los carros mineros debido al terreno con pendiente superior al 1,5%, lo que implica que los carros mineros tienen sistema de frenado autónomo.

Operaciones Auxiliares.

Actualmente hay un equipo de trabajo que se ocupa del mantenimiento de la línea principal, la colocación de rieles, la reparación de máquinas de perforación y el mantenimiento de carros mineros.

Fortificación

En el proceso de construcción de fortificaciones, la compañía toma en cuenta áreas entabladas con madera, construidas en cuadros y rieles en desuso. Sin embargo, esta técnica es inadecuada ya que no cumple con las consideraciones técnicas de resistencia y no puede soportar el peso del material de relleno. Como resultado, estas áreas colapsan en un lapso de alrededor de tres meses.

Durante la construcción de fortificaciones, se lleva a cabo en áreas fracturadas, dañadas, con fallas y terrenos poco consolidados, utilizando madera, muros de hormigón y muros de sacos para evitar asentamientos y colapsos en la galería.

Alumbrado

Para los frentes de trabajo, la empresa usa linternas de casco para iluminar, mientras que la galería principal tiene iluminación permanente con focos de 60 w hasta 100 metros iniciales.

Ventilación

La ventilación en las labores subterráneas se lleva a cabo a través de la circulación de aire natural, aprovechando las labores ya existentes que, en general, están conectadas con obras antiguas y con los distintos frentes de otras sociedades. Además, se utiliza un sistema artificial mediante la inyección de aire comprimido desde la superficie, el cual se aplica durante unas horas en cada frente y en cada turno de trabajo.

3. CAPÍTULO

3.1. Propuesta de optimización del sistema de explotación actual

A partir de la información recopilada, se está desarrollando el proyecto de Optimización del Sistema de Explotación. Aquí se realizarán los cálculos necesarios de la perforación, y voladura, fases de fabricación, incluyendo tiempos de carga y transporte, fortificación; también se optimizará el alumbrado y la ventilación del interior mina.

Las ecuaciones requeridas se extraen del libro Excavaciones Subterráneas de Roberto Blanco Torres. 1987.

Finalmente, se calcularán los gastos que implica llevar a cabo la Optimización, en comparación con la rentabilidad que se conseguiría.

3.1.1. Elección del sistema de explotación

Exploración subterránea mediante cruceros, frontones en veta, chimeneas (rebajes) y pozos a fin de determinar la continuidad de las vetas.

- Cruceros: 300 m
- Frontones hacia el sur y norte: 600 m

El éxito de la explotación de un yacimiento depende de la adecuada selección del sistema de explotación, la selección de un sistema de extracción se basa en las características del sitio, así como en los principales criterios geológicos y técnicos mineros. Los depósitos se muestran en la Tabla 8.

TABLA 8. CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO

CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO	DESCRIPCION
Tipo de yacimiento	Hidrotermal, polimetálico,
Ley mineral promedio	4 g/t.
Importancia del mineral	Medio
Explotación de mineral	Oro
Forma específica	Filoniana tipo rosario
Consistencia del mineral	Media - Alta
Firmeza de la roca encajante	Alta
Contactos	Irregulares
Peso volumétrico del mineral	2,50 g/t.
Peso específico del mineral	2,70 g/t.
Peso volumétrico de la roca encajante	2,40 g/t.
Peso específico de la roca encajante	2,60 g/t.
Potencia promedio de la veta	0,25 – 1,2 m.
∠ de buzamiento	45° - 90°
Roca encajante	Andesita basáltica
Resistencia del mineral a la compresión	Ninguna
Resistencia del mineral a la compresión	800 kg/cm ²
Resistencia de la roca encajante a la compresión	1100 kg/cm ²
Fortaleza del mineral	8
Resistencia de la roca encajante	7

Fuente: Elaboración propia

Al comprender las características del yacimiento y tener en cuenta los factores técnicos, mineros y ambientales, se procede a seleccionar el sistema de explotación más adecuado. Esta elección se basa en una valoración matricial que considera criterios geológico-mineros y minero-técnicos de la Elección del Sistema de Explotación. Tras examinar las opciones de sistemas viables para esta mina, se ha optado por el sistema de Explotación por Cortes y Relleno por capas Inclinadas. El proceso comienza perforando y dinamitando un conducto casi vertical que funcionará como buzón. Desde este conducto, se realizarán excavaciones inclinadas, con un ángulo medio que oscila entre 45° y 55°, permitiendo que el mineral caiga por su propio peso hasta el buzón, donde se cargará directamente en el vagón, disminuyendo así el esfuerzo físico de los mineros. Este sistema cuenta con diferentes modalidades de preparación, cada una con sus pros y sus contras.

Ventajas

- El mineral puede desplazarse libremente hacia las galerías del trasciego, gracias a la pendiente y al tillado presentes en esa zona.
- En el bloque pueden existir dos frentes de ataque.
- Las reservas del bloque no sufren pérdidas.

Desventajas

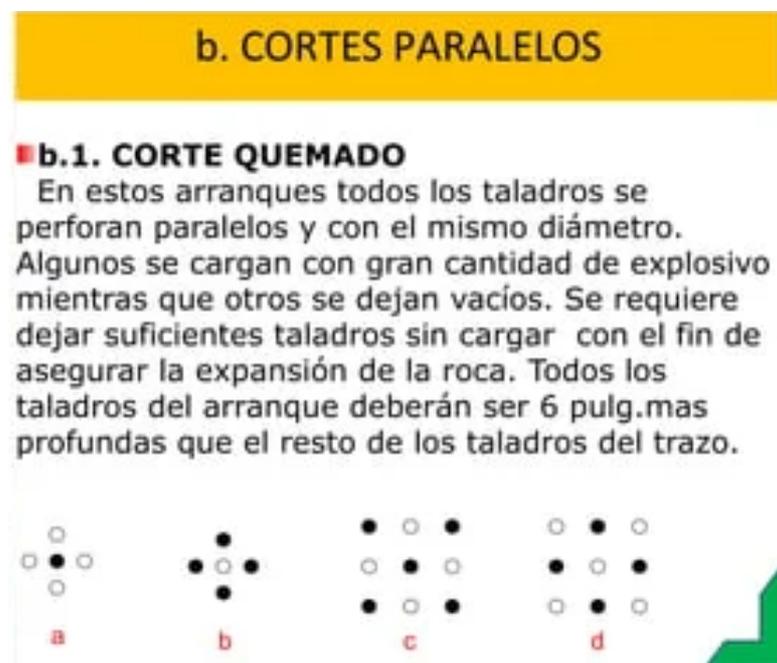
- El control de la presión en frentes inclinados es extremadamente difícil.
- Para los empleados que trabajan en superficies inclinadas, esto representa un desafío.
- Hay una disminución en la productividad a causa del transporte de material de relleno...

3.1.2. Operaciones de la optimización

3.1.2.1. Perforación

La perforación se lleva a cabo de forma que posibilite la generación de nuevas caras libres, basada en el método de perforación Corte Quemado, sumándose a esto la experiencia del perforista.

Figura 12: Cortes Paralelos, Corte Quemado



Fuente: Elaboración propia

Para perforar en una roca andesítica basáltica, se utiliza un circuito de compresores a diésel: y maquinas neumáticas YT-27, para labores de avance horizontal e inclinado que funcionan con aire a presión y agua; lo que significa que es una voladura media, el diámetro del hueco es de 0,38 mm y longitud 1,2 m, se volaran de 25 – 30 barrenos o huecos por lo general al final de cada turno de trabajo.

Las mangueras PVC de 2" reforzadas guían el aire comprimido desde la superficie hasta los pulmones de aire comprimido, distantes 300 m. uno del otro, la distribución desde los

Pulmones hacia los frentes de perforación llegando a la fuente de suministro de las máquinas a través de una manguera de 1" para aire y de ¾" para agua. Dentro de las áreas de trabajo.

La perforadora TOYO YT27 es un tipo de máquina neumática, de rotopercusión, que utiliza aire comprimido para su funcionamiento; el agua es esencial para su funcionamiento; realiza la función de refrigeración de la broca y también controla las emisiones generadas. Se utilizan barrenos de 1,8 metros de largo. Se utiliza junto con brocas de inserto de botones de tungsteno de 32 mm de diámetro.

La perforación en cada trabajo se realizará con las perforadoras neumáticas manuales de la empresa, modelo YT – 27 de producción china, que cumplen con las especificaciones detalladas en la tabla 9.

TABLA 9. CARACTERÍSTICAS Y ESPECIFICACIONES DE LAS PERFORADORAS YT - 27

PERFORADORA NEUMÁTICA TOYO YT 27	
Peso Kg	27 kg
Largo x Ancho x Alto	668 x 248 x 202 mm
Diámetro de cilindro	80 mm
Carrera de Pistón	60mm
Energía impacto	50-70 J (75.5J)
Frecuencia de impacto	37-40Hz (36.7 Hz)
Consumo de aire	83.3L/S
Diámetro int. Tubo de aire	Ø 25 mm

Diámetro int. Tubo de agua	Ø 13 mm
Velocidad de Perforación	300 – 480 mm/ min
Presión de aire	0.4 - 0.63MPa 92PSI
Presión de hidráulica	0.3 MPa
Torque	13 – 19 Nm
Diámetro de orificio	Ø 34 - 45 mm
Alcance de la perforación en materiales rocosos	5 m
Dimensión interna hexagonal (Vástago)	H22mm 108mm
Dispositivo de lubricación de aceite	FY250b oil lubricator:
Volumen del depósito de aceite	250ml
Modelo de pie avance	FT160A
Peso	1.2 kg
Modelo de pie de avance	FT160A / FT160B
Peso de embolo	17 kg 16 kg
Largo máximo	3006 mm
Largo mínimo	1668mm

Fuente: Elaboración propia

Figura 13: Perforadora YT27, Perforadora de Roca Neumática, Pie de Avance



Fuente: Elaboración propia.

Para empezar, se realiza el cálculo:

- **Diámetro de los barrenos (db)**

$$db = dc + 4mm$$

Donde:

dc = Diámetro del cilindro que contiene el material Explosivo.

$$db = 28mm + 4mm$$

$$db = 32mm = 3,2cm$$

TABLA 10. COMPARACIÓN BENCHMARKING DE OTRAS EXPERIENCIAS

MALA DE PERFORACIÓN			
LABOR	SECCION	Nº DE TALADROS EN OTRAS MINAS	Nº DE TALADROS EN LA COMPAÑÍA LANDAPO S.A.

CHIMENEA	1.20 x 1.20 m	11	15	18	25 a 28	25 a 28	28 a 30
SUBNIVEL	1.20 x1.50m	12	16	18	30 a 32	32 a 35	32 a 35
GALERÍA	1.20 x1.50m	18	22	25	35 a 37	35 a 37	35 a 37
TIPO DE ROCA		SUAV E	SEMIDU RO	DURO	SUAV E	SEMI DURO	DURO

Fuente: Base de datos del Departamento de Producción (COMPAÑÍA LANDAPO S.A).

3.1.3. Arranque y voladura

En un tramo común de 1,5 m. de ancho y 2,5 m. de alto, ya sea en frontón, chimenea o pozo, la técnica preferida es el corte quemado. Esta elección se debe a que su eficiencia es un 95% mejor comparada con el corte de cuña, cuyo diseño solo aprovecha un 75% de la perforación.

Cada día, esta tarea se lleva a cabo siguiendo el horario y los turnos laborales. Primero, se verifica que todo el personal haya abandonado sus áreas de trabajo. El inicio de la voladura se efectúa usando explosivos colocados al frente, con un corte en forma de cuña, y distribuyendo el resto de las perforaciones de forma práctica, usualmente unas 30. Estas perforaciones se rellenan con explosivos como Explogel III y ANFO, y se compactan con arena. Cada carga se introduce manualmente, cartucho por cartucho, labor que realizan el perforista y su asistente. Es importante mencionar que la mecha y el detonador se preparan en el polvorín dentro de la mina, y luego se colocan en el frente de voladura. Una vez que las perforaciones están cargadas, se corta la mecha, encendiendo primero la cuña, seguido por los ayudantes, abridores, la corona y el piso.

Al seleccionar el método de arranque y voladura para la galería, es fundamental lograr altas velocidades, rendimientos laborales óptimos y costos reducidos. En este contexto, es

necesario optimizar al máximo todas las actividades de explotación, incluyendo la perforación de barrenos, la limpieza del frente de explotación y la instalación de fortificaciones en los lugares requeridos.

Las galerías serán franqueadas mediante el método de perforación y voladura, llevando a cabo perforaciones en el yacimiento (roca) con una perforadora neumática de pie de avance.

Esto se realizará con un perforista operando su máquina de barrenar en el frente de explotación.

Tipos de explosivos a utilizar

TABLA 11. CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE LOS EXPLOSIVOS QUE SE UTILIZAN

CARÁCTERÍSTICAS TÉCNICAS DE ALGUNOS DE LOS EXPLOSIVOS QUE SE UTILIZAN				
ESPECIFICACIÓN TÉCNICA	COLUMNA DE CARGA	COLUMNA DE FONDO		
	ANFO	EXPLOGEL 910 11/8" X 7"	EMULSEN 910 1 " X 7"	DY.GELATINOSA 80% 7/8" X 8"
VELOCIDAD DE DETONACIÓN	2500 m/seg	3869 m/seg	4674 m/seg	6000 m/seg.
GASES GENERADOS	1,069 L/gr.	882 L/kg.	881 l/kg.	858 l/kg.
ENERGÍA LIBERADA	519.60 Kcal/kg	1028 Kcal/kg	928Kcal/kg	1040 Kcal/kg

RESISTENCIA AL AGUA	5min.	15min.	Excelente	Excelente
APLICACIÓN EN PERFORACIONES	SIN AGUA	SIN AGUA	CON AGUA Y SIN AGUA	CON AGUA Y SIN AGUA
EMPAQUE	PAPEL PERIODICO	PAPEL PARAFINADO DURO	PLASTICO	PAPEL PARAFINADO FRÁGIL

Fuente: Manuales de Explosivos MAXSAM, EXSA, FAMESA (Perú).

La resistencia de las rocas, la gascicidad de la mina y la acuosidad de la galería son factores importantes al seleccionar una sustancia explosiva. Los siguientes materiales explosivos y accesorios se utilizan para franquear galerías.

- Material Explosivo (M. E.)
 - a) Explogel III
 - b) Anfo Común.

El Anfo es una mezcla seca de nitrato de amonio y un derivado del petróleo, como el diésel, que aumenta la eficiencia de la fragmentación al usarse en las perforaciones con la cantidad correcta.

Implementos

- Detonador común o convencional # 8
- Mecha de seguridad de combustión lenta.

- Cordón detonante de 5gr/m.
- Conectores no eléctricos de retardo Lp de 25 micro segundos y 100 micro segundos

Cuando se detecta la conexión explosiva y el accesorio, se probará la condición de inicio y explosión.

La determinación de la intersección de la galería de corte se basa en el tipo de maquinaria y equipo utilizados, no en las chimeneas que solo se encuentran hasta el inicio del uso y la ventilación, que se elevan en el nivel superior.

Ancho de la Galería B

A continuación, se detallan las principales y más significativas dimensiones de las galerías:

- Uso que va a tener la excavación.
- El tamaño exacto de la maquinaria que se empleará durante la etapa de operación o de explotación.
- El sistema de ventilación que se implementará y el volumen de aire que se introducirá, respetando las normas de seguridad.

La siguiente fórmula que se obtiene para una excavación de sección arqueada el Ancho a nivel de la altura de los equipos:

$$B = m + KA + p + n$$

Donde:

m = Separación requerida entre la pared y el transporte: de 0. 20 a 0. 30 m.

K = Cantidad de carriles: solo 1.

A = El ancho del transporte es de 1 m.

n = Área de seguridad para que caminen los empleados: 0.70 – 0.90 m.

p : Distancia entre los transportes si hay más de un carril.

$$m = 0.25$$

$$K = 1$$

$$A = 1.00$$

$$N = 0.70$$

$$P = 0$$

$$B = 0,25 + 1 * 1 + 0 + 0,70 = 1,95 \text{ m}$$

Altura de la semi - bóveda (h_1)

$$h_1 = \frac{1}{3} * B$$

$$h_1 = \frac{1}{3} * 1.95 = 0.65 \text{ m}$$

Altura de la galería (H)

$$H = h_1 + h$$

$$H = 0,65 + 2,2 = 2,85 \text{ m.}$$

Donde:

h = Altura libre para tránsito del personal, además de la altura tope permitida para equipos y maquinaria 2,20m

Sección útil dentro de la galería (S_u)

$$S_u = B * (h + 0,26 * B)$$

$$Su = 1,95 (2,20 + 0,26 * 1,95) = 5,278 \text{ m}^2 = 5,28\text{m}^2$$

Sección proyecto de la galería

$$S_{\text{proy}} = Su$$

$$S_{\text{proy}} = 5,278\text{m}^2$$

$$S_{\text{proy}} = 5,28\text{m}^2$$

Sección franqueo de la galería

$$S_{\text{franq}} = u * S_{\text{proy}}$$

$$S_{\text{franq}} = 1,1 * 5,28 = 5,808\text{m}^2$$

u = Propiedad de la sección que sobrepasa lo excavado.

Volumen de material detonante

Dónde:

S_{luz} = Sección luz de la galería, (m).

T = Tiempo de demora de la ventilación, (min).

K = Un factor que considera cuánta agua hay en la mina;

k = 0,8 – si las galerías están secas.

k = 0,6 – si las galerías están llenas de agua.

q_{ce} = La cantidad de explosivos utilizados en una detonación, (Kg).

B = El volumen de gases que produce cada kilo de explosivo.

b = 40 l/Kg – al detonar en grandes bloques de roca.

L = El largo de la galería, medido en metros, (m).

$$Q_2 = \frac{2,25 \times S_{LUZ}}{60 \times t} \sqrt{\frac{k \times q_{ce} \times b \times L^2}{S \text{ luz}}}$$

$$Q_2 = \frac{2,25 \times 5_m}{60 \times 120\text{min}} \sqrt{\frac{0,80 \times 65 \text{ kg} \times 40/\text{kg} \times 250 \text{ m}^2}{5 \text{ m}}}$$

$$Q_2 = 7,95 \text{ m}^3/\text{min} = 0,13 \text{ m}^3 / \text{s}$$

Número de barrenos en el frente

Dependiendo de la dureza de la roca, también es posible determinar de manera aproximada el número total de taladros para la sección a través de la siguiente fórmula empírica.

$$N^{\circ}t = \frac{P}{dt} + (C \times S)$$

Donde:

P: El Perímetro o circunferencia alrededor del túnel, se calcula en metros usando esta sencilla ecuación:

$$P = \sqrt{S \times 4}$$

C: Valor que representa las propiedades de la Roca.

dt: Espacio entre agujeros barrenados en el borde o cerca del borde.

S: Área del túnel medida en m^2 (cara abierta).

TABLA 12. FACTORES QUE INFLUYEN EN LOS COEFICIENTES DT Y C RELACIONADO CON LA RESISTENCIA DE LA ROCA.

Resistencia de la roca	Distancia entre barrenos de contorno (m)
Muy resistente	0,50 a 0,55
Resistencia media	0,60 a 0,65
Poca resistencia	0,70 a 0,75

Fuente: Teoría de Técnica Sueca de Voladuras, (Gustafsson, 1977)

Tabla 13. Factores que influyen en los coeficientes dt y C relacionado con la resistencia de la roca.

Resistencia de la roca	Coefficiente de la roca (m)
Muy resistente	2,00
Resistencia media	1,50
Poca resistencia	1,00

Fuente: Manual de perforación y voladura López, Jimeno 2003

3.1.4. Construcción de chimeneas manuales convencionales. Ciclo de construcción

La siguiente ecuación explica los distintos parámetros que componen el tiempo del ciclo de construcción.

El tiempo que toma completar un ciclo (T_c) se calcula así: $T_c = t_{PL} + t_A + t_D + t_P + t_c + t_{TR} + t_v + t_F$ (mín).

Cada elemento significa lo siguiente:

t_{PL} : El tiempo necesario para levantar y posicionar la plataforma (entre 20 a 30 min.).

t_A : El tiempo que se emplea en el proceso de Acuñaadora.

t_D : El tiempo dedicado a marcar el esquema de detonación (entre 15 a 20 min.).

tP: El tiempo que toma perforar el diagrama de disparo.

tc: El tiempo utilizado en las operaciones de carga de explosivo (alrededor de 1,5 a 2,0 min. por detonación o tiro).

tTR: El tiempo que dura la detonación en sí.

TV: El tiempo requerido para la ventilación del area.

tF: El tiempo para la fortificación que variara según el tipo de soporte que se necesite instalar.

La siguiente ecuación se utiliza para calcular el tiempo de acuñadora (tA).

$$t_A = 20 \times S \times (0,5) (\text{min.})$$

Siendo:

S: La sección de la chimenea.

La siguiente ecuación se utiliza para calcular el tiempo de perforación del diagrama (tP).

$$T_P = \frac{n^\circ \times L}{V_p \times m \times e} (\text{min.})$$

Siendo:

n°: número de tiros.

VP: velocidad de perforación (m/min).

m: n° de máquinas perforadoras que funcionan simultáneamente.

e: eficiencia de simultaneidad por perforadores en operación (%).

e: 0,90 (1 máquina).

0,80 (2 máquinas).

0,75 (3 máquinas).

Se utiliza la siguiente ecuación Para calcular el tiempo de ventilación (t_v)

$$t_v = 12 \times (L)^{0,5}$$

Siendo:

L: Longitud de la chimenea, siendo aplicable hasta 180 m.

Así, la fórmula que se utiliza para calcular el número de ciclos diarios (NC) es la siguiente:

$$NC = 1440 \times fop / TC \text{ (ciclo / dia)}$$

Dónde:

fop: Según las circunstancias de trabajo particulares, se trata de un factor que refleja el tiempo productivo.

El Fop varía de 0,75 a 0,83.

Denominamos como A, el progreso real por cada detonación. El desempeño de la obra R se calcula mediante:

$$R = NC \times A \text{ (m / dia)}$$

Cálculo de la profundidad de perforación

Para calcular qué tan profundo deben ser los agujeros, con el objetivo de que la fractura alcance al menos el 95% de la longitud total, se puede emplear esta sencilla ecuación.

$$L_p = (dt + 26,51) / 41,67$$

$$L_p = (32 \text{ mm} + 26,51) / 41,67 = 1,40 \text{ m}$$

Por lo tanto, lo recomendable es usar una broca que mida 1,6 m.

Cálculo de sustancia explosiva

Los cálculos para determinar la carga explosiva se harán siguiendo las directrices del libro "Técnica Sueca de Voladuras" de Rune Gustafsson.

$$q_1 = 55 * \theta_1 * \left(\frac{B_{max}}{\theta_2}\right)^{1.5} * \left(B_{max} - \frac{\theta_2}{2}\right) * \frac{C}{0.4} * \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

Donde:

q_1 : Concentración lineal de carga.

θ_1 : Diámetro de la broca (0.038 m).

θ_2 : Diámetro equivalente (0.054 m).

B_{max} : Burden máximo. (0.08 m).

C : Coeficiente de la Roca. (0.377)

RWS_{ANFO} : Potencia Relativa en Peso del Explosivo referida al Anfo.

Se usará como Explosivo EXPLOGEL III 1 1/4"x8" ($RWS_{ANFO} = 1.02$)

$$q_1 = 55 * 0.038 * \left(\frac{0.08}{0.054}\right)^{1.5} * \left(0.08 - \frac{0.054}{2}\right) * \frac{0.377}{0.4} * \frac{1}{1.02} = \frac{0.70 \text{ Kg}}{\text{m}}$$

Cantidad de carga de los barrenos de zapatera

C_{CFP} . Concentración de carga de fondo. (kg/m)

$$c_{cfp} = \frac{\theta_1^2}{1000}$$

donde:

θ_1 . Diámetro de la broca. (38 mm)

$$c_{cfp} = \frac{38^2}{1000} = 1.4 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

h_{fp} . Longitud de la carga de fondo. (m)

$$h_{fp} = \frac{1}{3} L$$

Donde:

L: Longitud del Barreno (1.8 m)

$$h_{fp} = \frac{1}{3} (1.8) = 0.6m$$

Q_{fp} . Peso de la carga de fondo. (Kg)

$$Q_{fp} = c_{cfp} * h_{fp}$$

$$Q_{fp} = 1.4 * 0.6 = 0.84 kg$$

Zona de retacado

$$h_{Rp} = 0.2 * B_{Max}$$

Donde:

B_{Max} : Burden de los taladros de Zapatera (0.58 m)

$$h_{Rp} = 0.2 * 0.58 = 0.116 \approx 0.12 m$$

c_{ccp} . Concentración de carga de columna. (kg/m)

$$c_{ccp} = 0.7 * c_{cfp}$$

$$c_{ccp} = 0.7 * 1.4 = 0.98 \frac{Kg}{m}$$

h_{cp} . Longitud de la carga de columna. (m)

$$h_{cp} = L - (h_{fp} + h_{Rp})$$

$$h_{cp} = 1.8 - (0.6 + 0.12) = 1.08m$$

Q_{cp} . Peso de la carga de columna. (Kg)

$$Q_{cp} = c_{ccp} * h_{cp}$$

$$Q_{cp} = 0.98 * 1.08 = 1.05 Kg$$

Q_p . Carga de los barrenos del piso. (Kg/barreno)

$$Q_p = Q_{fp} + Q_{cp}$$

$$Q_p = 0.84 + 1.05 = 1.90 Kg/barreno$$

TABLA 14. MATERIAL EXPLOSIVO EN PERFORACIONES DE PISO

Distribución de la carga en los barrenos del piso		
Densidad de la carga concentrada al fondo	C_F (Kg/m)	1.4
Extensión de la carga reforzada al fondo	h_F (m)	0.60
Masa de la carga reforzada al fondo	Q_F (Kg)	0.84
Área de confinamiento	R_F (m)	0.12
Densidad de la carga distribuida en la columna	C_c (Kg/m)	0.98
Extensión de la carga en la columna	h_c (m)	1.08

Masa de la carga en la columna	Q_c (Kg)	1.05
Carga explosiva en perforaciones del piso	Q_T (Kg/barreno)	1.90
Cantidad total de explosivos por perforación	Cart/barreno	3.0

Fuente: elaboración propia

Cantidad de carga de los barrenos de hastiales.

h_{fh} . Longitud de la carga de fondo (m)

$$h_{fh} = \frac{1}{6} L$$

Donde:

L: Longitud del Barreno (1.8 m)

$$h_{fh} = \frac{1}{6} (1.8) = 0.3m$$

Q_{fh} . Peso de la carga de fondo (Kg)

$$Q_{fh} = 0.6 * Q_{fp}$$

$$Q_{fh} = 0.6 * 0.84 = 0.5 \text{ kg}$$

c_{cfp} . Concentración de carga de fondo (kg/m)

$$c_{cfh} = \frac{Q_{fh}}{h_{fh}}$$

$$c_{cfp} = \frac{0.5}{0.3} = 1.6 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

Zona de retacado

$$h_{Rh} = 0.5 * B_{Max}$$

Donde:

B_{Max} : Burden de los taladros de Zapatera (0.51 m)

$$h_{Rh} = 0.5 * 0.51 = 0.25 \text{ m}$$

h_{ch} : Longitud de la carga de columna (m)

$$h_{ch} = L - (h_{fh} + h_{Rh})$$

$$h_{ch} = 1.8 - (0.3 + 0.25) = 1.25 \text{ m}$$

Q_{ch} : Peso de la carga de columna (Kg)

$$Q_{ch} = c_{ch} * h_{ch}$$

$$Q_{ch} = 0.6 * 1.25 = 0.75 \text{ Kg}$$

Q_h : Carga de los barrenos de hastiales (Kg/barreno)

$$Q_h = Q_{fh} + Q_{ch}$$

$$Q_h = 0.5 + 0.75 = 1.25 \text{ Kg/barreno}$$

TABLA 15. MATERIAL EXPLOSIVO EN PERFORACIONES DE HASTIALES

Distribución de la carga en los barrenos de hastiales		
Densidad de la carga concentrada al fondo	C_F (Kg/m)	1.6
Extensión de la carga reforzada al fondo	h_F (m)	0.3

Masa de la carga reforzada al fondo	Q_F (Kg)	0.5
Área de confinamiento	R_F (m)	0.25
Densidad de la carga distribuida en la columna	C_c (Kg/m)	0.6
Extensión de la carga en la columna	h_c (m)	1.25
Masa de la carga en la columna	Q_c (Kg)	1.75
Carga explosiva en perforaciones de hastiales	Q_T (Kg/barreno)	1.25
Cantidad total de explosivos por perforación	Cart/barreno	1.5

Fuente: elaboración propia

Cantidad de carga de los barrenos de corona

h_{ft} . Longitud de la carga de fondo (m)

$$h_{ft} = \frac{1}{6} L$$

Donde:

L: Longitud del Barreno (1.8 m)

$$h_{ft} = \frac{1}{6} (1.8) = 0.3m$$

C_{Cft} . Concentración de carga de fondo (kg/m)

TABLA 16. CARGA DE FONDO EN RELACIÓN CON EL DIÁMETRO DE LA BROCA

Diámetro de barreno (mm)	Profundidad de barreno (m)	Carga de fondo (Kg/m)
33	1.6	1.10
32	2.4	1.00
31	3.2	0.95
38	2.4	1.44
37	3.2	1.36

Fuente: La Técnica de La Voladura Sueca

$$c_{cft} = 1.44 \frac{Kg}{m}$$

h_{Rt} Zona de retacado (m)

$$h_{Rt} = 0.5 * B_{Max}$$

Donde:

B_{Max} : Burden de los taladros de Zapatera (0.71 m)

$$h_{Rt} = 0.5 * 0.71 = 0.35 m$$

Q_{ft} . Peso de la carga de fondo (Kg)

$$Q_{ft} = h_{ft} * C_{cft}$$

$$Q_{ft} = 0.3 * 1.44 = 0.43 kg$$

C_{cc} . Concentración de carga de columna. (kg/m)

$$c_{cct} = 0.3 * c_{cft}$$

$$c_{cct} = 0.3 * 1.44 = 0.43 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

h_{ct} . Longitud de la carga de columna (m)

$$h_{ct} = L - (h_{ft} + h_{Rt})$$

$$h_{ct} = 1.8 - (0.3 + 0.35) = 1.15\text{m}$$

Q_{ct} . Peso de la carga de columna (Kg)

$$Q_{ct} = c_{cct} * h_{ct}$$

$$Q_{ct} = 0.43 * 1.15 = 0.4945 \text{ Kg}$$

Q_t . Carga de los barrenos de corona (Kg/barreno)

$$Q_t = Q_{ft} + Q_{ct}$$

$$Q_t = 0.43 + 0.49 = 0.92 \text{ Kg/barreno}$$

TABLA 17. MATERIAL EXPLOSIVO EN PERFORACIONES DE CORONA.

Distribución de la carga en los barrenos de la corona		
Densidad de la carga concentrada al fondo	C_F (Kg/m)	1.44
Extensión de la carga reforzada al fondo	h_F (m)	0.30
Masa de la carga reforzada al fondo	Q_F (Kg)	0.43
Área de confinamiento	R (m)	0.35
Densidad de la carga distribuida en la columna	C_c (Kg/m)	0.43
Extensión de la carga en la columna	h_c (m)	1.15

Masa de la carga en la columna	Q_c (Kg)	0.49
Carga explosiva en perforaciones de la corona	Q_T (Kg/barreno)	0.92
Cantidad total de explosivos por perforación	Cart/barreno	1.50

Fuente: elaboración propia

Cantidad de carga de los barrenos de destroza

h_{RD} Zona de retacado

$$h_{RD} = 0.5 * B_{Max}$$

Donde:

B_{Max} : Burden de los taladros de Zapatera (0.51 m)

$$B_{Max} = \frac{L - 0.4}{2}$$

$$B_{Max} = \frac{1.8 - 0.4}{2} = 0.7m$$

$$h_{RD} = 0.5 * 0.7 = 0.35 m$$

h_{fD} . Longitud de la carga de fondo (m)

$$h_{fD} = \frac{1}{3} L$$

Donde:

L: Longitud del Barreno (1.8 m)

$$h_{fh} = \frac{1}{3} (1.8) = 0.6m$$

C_{cFD} . Concentración de carga de fondo (kg/m)

$$c_{cfD} = 1.44 \frac{Kg}{m}$$

Q_{fD} . Peso de la carga de fondo (Kg)

$$Q_{fD} = C_{cfD}$$

$$Q_{fD} = 0.6 * 1.44 = 0.86 \text{ kg}$$

C_{cCD} . Concentración de carga de columna. (kg/m)

$$c_{cCD} = 0.5 * c_{cfD}$$

$$c_{cCD} = 0.5 * 1.44 = 0.7 \frac{Kg}{m}$$

h_{cD} . Longitud de la carga de columna (m)

$$h_{cD} = L - (h_{fD} + h_{RD})$$

$$h_{cD} = 1.8 - (0.6 + 0.35) = 0.85m$$

Q_{cD} . Peso de la carga de columna (Kg)

$$Q_{cD} = c_{cCD} * h_{cD}$$

$$Q_{cD} = 0.7 * 0.85 = 0.6 \text{ Kg}$$

Q_D . Carga de los barrenos de destroza (Kg/barreno)

$$Q_D = Q_{fD} + Q_{cD}$$

$$Q_D = 0.86 + 0.6 = 1.46 \approx 1.5 \text{ Kg/barreno}$$

TABLA 18. MATERIAL EXPLOSIVO EN PERFORACIONES DE VOLADURA

Distribución de la carga de barrenos para la voladura
--

Densidad de la carga concentrada al fondo	C_F (Kg/m)	1.44
Extensión de la carga reforzada al fondo	h_F (m)	0.60
Masa de la carga reforzada al fondo	Q_F (Kg)	0.86
Área de confinamiento	R (m)	0.35
Densidad de la carga distribuida en la columna	C_c (Kg/m)	0.43
Extensión de la carga en la columna	h_c (m)	0.85
Masa de la carga en la columna	Q_c (Kg)	0.60
Carga explosiva en perforaciones de voladura	Q_T (Kg/barreno)	1.50
Cantidad total de explosivos por perforación	Cart/barreno	3.00

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

Cantidad de carga de los barrenos de contracuele primer cuadrante

TABLA 19. PESO DE LA CARGA DE FONDO SEGÚN EL MÉTODO SUECO DE VOLADURA

Diámetro de barreno (mm)	Burden	Peso de Carga de fondo (Kg)	Concentración de carga de columna (Kg)
38	0.2	0.25	0.45
38	0.3	0.4	0.45
38	0.4	0.5	0.50
38	0.5	0.65	0.70

FUENTE: TÉCNICA DE VOLADURA SUECA

Q_{fc} . Peso de la carga de fondo (Kg)

$$Q_{fc} = 0.25 \text{ Kg}$$

h_{fc} . Longitud de la carga de fondo (m)

$$h_{fc} = l_{EXP} * N$$

$$N = \frac{Q_{fc}}{P_{EXP}}$$

$$N = \frac{0.25}{0.192} = 1.3 \text{ cartuchos}$$

$$h_{fc} = 0.2032 * 1.3 = 0.26 \text{ m}$$

h_{RC} Zona de retacado

la mas pequeña según técnica sueca es 0.1m

c_{cfD} . Concentración de carga de fondo (kg/m)

$$c_{cfD} = \frac{Q_{fc}}{h_{fc}}$$

$$c_{cfD} = \frac{0.25}{0.26} = 0.95 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

h_{cC} . Longitud de la carga de columna (m)

$$h_{cC} = L - (h_{fc} + h_{RC})$$

$$h_{cC} = 1.8 - (0.26 + 0.1) = 1.45 \text{ m}$$

c_{ccc} Concentración de carga de columna. (kg/m)

$$c_{ccc} = 0.45 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

Q_{cc} . Peso de la carga de columna (Kg)

$$Q_{cc} = c_{ccc} * h_{cc}$$

$$Q_{cc} = 0.45 * 1.45 = 0.65 \text{ Kg}$$

Q_D . Carga de los barrenos de contracuele primer cuadrante (Kg/barreno)

$$Q_D = Q_{fc} + Q_{cc}$$

$$Q_D = 0.25 + 0.65 = 0.9 \text{ Kg/barreno.}$$

TABLA 20. MATERIAL EXPLOSIVO EN PERFORACIONES DE CONTRACUELE

Distribución de la Carga de los barrenos de contracuele (1er cuadrante)		
Densidad de la carga concentrada al fondo	C_F (Kg/m)	0.95
Extensión de la carga reforzada al fondo	h_F (m)	0.26
Masa de la carga reforzada al fondo	Q_F (Kg)	0.25
Área de confinamiento	R (m)	0.10
Densidad de la carga distribuida en la columna	C_c (Kg/m)	0.45

Extensión de la carga en la columna	h_c (m)	1.45
Masa de la carga en la columna	Q_c (Kg)	0.45
Carga explosiva en perforaciones de contracuele	Q_T (Kg/barreno)	0.90
Cantidad total de explosivos por perforación	Cart/barreno	1.00

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

- Cantidad de carga de los barrenos de contracuele segundo cuadrante

TABLA 21. PESO DE LA CARGA DE FONDO SEGÚN EL MÉTODO SUECO DE VOLADURA

Diámetro de barreno (mm)	Burden	Peso de Carga de fondo (Kg)	Concentración de carga de columna (Kg)
38	0.2	0.25	0.45
38	0.3	0.4	0.45
38	0.4	0.5	0.50
38	0.5	0.65	0.70

FUENTE: TÉCNICA DE VOLADURA SUECA

Q_{fc} . Peso de la carga de fondo (Kg)

$$Q_{fc} = 0.4 \text{ Kg}$$

h_{fc} . Longitud de la carga de fondo

$$h_{fC} = l_{EXP} * N$$

$$N = \frac{Q_{fc}}{P_{EXP}}$$

$$N = \frac{0.4}{0.192} = 2.08 \text{ cartuchos}$$

$$h_{fC} = 0.2032 * 2.08 = 0.42 \text{ m}$$

h_{RC} Zona de retacado

la mas pequeña según la tabla 0.1m

C_{cFD} . Concentración de carga de fondo (kg/m)

$$c_{cFD} = \frac{Q_{fc}}{h_{fC}}$$

$$c_{cFD} = \frac{0.40}{0.42} = 0.95 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

h_{cC} . Longitud de la carga de columna (m)

$$h_{cC} = L - (h_{fC} + h_{RC})$$

$$h_{cC} = 1.8 - (0.42 + 0.1) = 1.28\text{m}$$

C_{ccc} Concentración de carga de columna. (kg/m)

$$c_{ccc} = 0.45 \frac{\text{Kg}}{\text{m}}$$

Q_{cC} . Peso de la carga de columna (Kg)

$$Q_{cC} = c_{ccc} * h_{cC}$$

$$Q_{cC} = 0.45 * 1.28 = 0.576 \cong 0.58 \text{ Kg}$$

Q_D . Carga de los barrenos de contracuele segundo cuadrante (Kg/barreno)

Alivio			2					
1er Cuadrante	0.14	0.18	4	1	4	0.45	1.80	
	0.11							
2do Cuadrante	0.25	0.48	4	2	8	0.57	2.28	
3er Cuadrante	0.41	0.92	4	3	12	0.60	2.40	
Ayuda corona	0.45	0.40	3	3	9	0.60	1.80	
Ayuda hastiales	0.40		4	3	12	0.60	2.40	
Hastiales	0.25	0.61	6	1.5	9	0.75	4.50	
Corona	0.51	0.57	5	1.5	7.5	0.19	2.45	
Zapatera	0.46	0.61	4	3	12	1.05	4.20	
			2	34				
Total			36		73.5		2183	

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

3.1.5. Saneamiento

Después de realizar la voladura, el personal está preparado para llevar a cabo el saneamiento del frente de ataque, después de una hora de su voladura o arranque de material.

Después de la ventilación del frente, se verifica la eficacia de la voladura verificando si existen disparos sin detonar. Si se presentan estos tiros sopladados o quedados, se tiene que disolverlos con abundante agua a presión por personal debidamente capacitado. Luego, se lleva a cabo una limpieza de las paredes, techo y frontón con el objetivo de encontrar fragmentos de rocas sueltas que se desprenden con una barretilla. El tiempo de limpieza es de alrededor de 15 minutos.

3.1.6. Carga

La carga se realiza de dos formas, en función del equipo de trabajo.

En las excavaciones horizontales, como en los avances de galería y cruceros, el material extraído se carga a mano con pico y pala. Después, este material se traslada a los buzones de trasiego y, desde allí, se sube a la línea principal mediante el uso de Winches.

En las operaciones verticales hacia abajo, como la construcción de pozos, la excavación también se realiza manualmente con pico y pala. El mineral extraído se coloca directamente en los recipientes de los Winches, que lo elevan hacia los buzones de las líneas superiores o de la línea principal.

En labores ascendentes como ventanillas, chimeneas, rebajes, entre otras; se transporta el material a los buzones de trasiego empleando la fuerza y el ángulo de las actividades. Así, el mineral llega a los buzones y desde estos se traslada a los carros de la minería

La carga se la efectúa mediante paleo manual a los carros mineros de 1 ton de capacidad.

Los carros mineros o vagonetas son construidos en los talleres del campamento.

El volumen que puede contener un carro minero o vagoneta VC se calcula de la siguiente manera:

$$\text{Extensión} = 1,2 \text{ m.}$$

$$\text{Altura} = 0,65 \text{ m.}$$

$$\text{Ancho} = 0,7 \text{ m}$$

$$k_{11} = \text{Coeficiente de llenado (0,8 – 0,9)}$$

$$V_c = L * A_n * A_l * 0,85$$

$$V_c = 0,46 \text{ m}^3$$

Figura 14. Carro minero de 1 tonelada



FUENTE: ORIGINAL DE MINA

3.1.7. Transporte

El transporte del mineral y estéril desde el frente de trabajo hasta las tolvas de almacenamiento en superficie se realiza empleando carros mineros de 1 ton. En el nivel principal se utiliza motovolqueta y en los niveles inferiores carros mineros que se movilizan en una línea de rieles hasta los buzones de wincheo.

Desde las tolvas de almacenamiento en superficie se lleva el material estéril en volquetes a las distintas obras que realiza el Ilustre Municipio de Zaruma; en tanto que el mineral se traslada hasta la planta de beneficio de alquiler ubicada en el sector de El Pache perteneciente al Cantón Portovelo.

3.1.8. Operaciones Auxiliares

La Compañía Landapo cuenta con un equipo técnico capacitado, compuesto por profesionales de mecánica, electricidad, carpintería, polvorín, almacén, limpieza, seguridad y personal encargado de supervisar.

Considerando que hablamos de una galería de construcción continua y de dimensiones limitadas, el tiempo destinado a las Actividades de Apoyo se invierte en la colocación de conductos, en el suministro de energía eléctrica y agua, al igual que en la ubicación del tubo de ventilación y los rieles. Estas actividades se realizan en turnos y con personal específico para este trabajo; estas actividades se realizan cuando se han excedido los 12 m en la exploración lineal, y entonces se asigna una cuadrilla.

Fortificación.

Las enormes formaciones rocosas, en su estado natural, mantienen una tensión interna compensada, pero la creación de túneles mineros altera este balance. En consecuencia, estas fuerzas tienden a redistribuirse y cambiar de dirección buscando un nuevo punto de

equilibrio, lo que produce una nueva distribución de tensiones alrededor de las rocas cercanas a la excavación, a lo que se denomina presión minera.

La magnitud de estas presiones mineras depende de varios elementos, como:

- a) La extensión y el diseño del túnel.
- b) La estructura y rumbo de las formaciones.
- c) La alineación del túnel con respecto a la orientación de las estructuras.
- d) Las propiedades físicas y mecánicas de las rocas.
- e) El tamaño de la base o cimentación.
- f) La cercanía de otras obras de excavación.
- g) El tipo de soporte o fortificación utilizado interior mina.
- h) El tiempo que la excavación está en funcionamiento.

Considerando la geología interna de la mina y la presencia de zonas de contacto con andesita basáltica, con material de relleno mineral y bordes de milonita, se hace indispensable colocar fortificación en ciertas áreas del interior de la mina.

3.1.8.1. PRESIÓN POR EL TECHO (P_t)

Donde:

B = Dimensión horizontal de la excavación	1,75 m
b = Elevación de la zona de equilibrio natural	- ? -
γ = Densidad de la masa rocosa Kg/m ³	1,96 t/m ³ = 1960 kg/m ³
a = Mitad de la dimensión horizontal de la excavación	0,875 m
f = Resistencia del material rocoso	7,5

H = Altura de la excavación 2,18

ϕ = Angulo de rozamiento interno de la roca $\text{tg}^{-1} 7,5 = 82^{\circ}24'$

$$b = \frac{a}{f}$$

$$b = \frac{0.875}{7.5} = 0.11 \text{ m}$$

$$P_t = B * b * \gamma$$

$$P_t = 1.75\text{m} * 0.11\text{m} * 1960 \text{ kgf/m}^3$$

$$P_t = 377.3\text{kgf/m}^3$$

1. Presión ejercida por el techo por cada unidad de superficie.

$$P_a = \frac{P_t}{B}$$

$$P_a = \frac{377.3}{1.75} = 215.6 \text{ kgf/m}$$

3.1.8.2. PRESIÓN LATERAL

$$P_l = \frac{q_1 + q_2}{2} * H$$

1. Carga de la Presión lateral ejercida a la altura del techo de la excavación

$$q_1 = \gamma * b * \text{tg}^2 \frac{90 - \phi}{2}$$

$$q_1 = 1960 * 0,11 * \text{tg}^2 (3.8)$$

$$q_1 = 1960 * 0,11 * \text{tg}^2 \frac{90 - 82^{\circ}24'}{2}$$

$$q_1 = 0.95 \text{ kgf/m}^2$$

2. Carga de la presión lateral en el piso de la excavación

$$q_2 = y * (b + H) * tg^2 \frac{90 - \varphi}{2}$$

$$q_2 = 1960 * (0.11 + 2.18) * tg^2 \frac{90 - 82^\circ 24'}{2}$$

$$q_2 = 1960 * (2.29) * tg^2(3.8)$$

$$q_2 = 19.80 \text{kg/m}^2$$

3. Punto de aplicación de presión

$$y = \frac{H}{3} * \frac{3b + H}{2b + H}$$

$$y = \frac{2.18}{3} * \frac{3 * 0.11 + 2.18}{2 * 0.11 + 2.18}$$

$$y = 1.089 \text{ m}$$

La presión lateral es:

$$Pl = \frac{q_1 + q_2}{2} * H$$

$$Pl = \frac{0.95 \text{ Kg/m}^2 + 19.80 \text{ Kg/m}^2}{2} * 2.18 \text{ m}$$

$$Pl = 22.6 \text{ Kg/m}^2$$

3.1.8.3. Presión ejercida por el piso

1. Cargas sobre el prisma de deslizamiento

$$H_p = b + H$$

$$H_p = 0,11 + 2,18 = 2,29 \text{ m}$$

2. Profundidad a la cual se extiende el movimiento de las rocas por el piso

$$X_0 = \frac{H_p * tg^4 * \frac{90 - \varphi}{2}}{1 - tg^4 * \frac{90 - \varphi}{2}}$$

$$X_0 = \frac{2.29 * tg^4 * \frac{90 - 82^{\circ}24'}{2}}{1 - tg^4 * \frac{90 - 82^{\circ}24'}{2}}$$

$$X_0 = \frac{4.456 * 10^{-5}}{1 - 1.946 * 10^{-5}} = 4,45 * 10^{-5} m$$

3. Parte de la excavación que se opone a la presión activa

$$X_0 = ctg \frac{90 - \varphi}{2} < a$$

$$a = \frac{B}{2}$$

$$a = \frac{1.75}{2} = 0,875 m$$

$$4.456 * 10^{-5} * ctg \frac{90 - 82^{\circ}24'}{2} < 0,875 m$$

$$3,35 * 10^{-3} < 0,875 m$$

En consecuencia, la presión tiende a acumularse sobre todo en los bordes de la zanja de la excavación.

Magnitud de la presión activa.

$$D_{act} = \frac{Y * X_0}{2} * (2H_p + H_o) * tg^2 \frac{90 - \varphi}{2}$$

$$D_{act} = \frac{1960 * 4.45 * 10^{-5}}{2} * (2 * 2.29 + 4.45 * 10^{-5}) * tg^2 \frac{90 - 82^{\circ}24'}{2}$$

$$D_{act} = 0.043 * (4.58) * tg^2(3.8)$$

$$D_{act} = 8.66 \times 10^{-4} \text{ Kg/m}$$

Magnitud de la presión pasiva

$$D_{pas} = \gamma * X_o * tg^2 \frac{90 + 82^\circ 24'}{2}$$

$$D_{pas} = 1960 * (4.45 \times 10^{-5}) * tg^2 \frac{90 + 82^\circ 24'}{2}$$

$$D_{pas} = 3.84 \times 10^{-3} \text{ Kg/m}$$

Diferencia entre presiones que están en efecto

$$D_o = D_{act} - D_{pas}$$

$$D_o = 8.66 \times 10^{-4} \text{ Kg/m} - 3.84 \times 10^{-3} \text{ Kg/m}$$

$$D_o = 4.82 \times 10^{-4} \text{ Kg/m}$$

Magnitud de la presión minera ejercida por el piso

$$P_p = \frac{D_o * \text{sen} * \frac{90 - \varphi}{2}}{\text{cos} \varphi}$$

$$P_p = \frac{4.82 \times 10^{-4} \text{ Kg/m} * \text{sen} * \frac{90 - 82^\circ 24'}{2}}{\text{cos} 82^\circ 24'}$$

$$P_p = \frac{4.82 \times 10^{-4} \text{ Kg/m} * \text{sen} * (3.8)}{0.1322}$$

$$P_p = 2.42 \times 10^{-5} \text{ Kg/m}$$

Angulo de incidencia de la presión en relación con el piso

$$\beta = \frac{90 - \varphi}{2}$$

$$\beta = \frac{90 - 82^{\circ}24'}{2}$$

$$\beta = 3^{\circ}48'$$

3.1.8.4. Cálculo para establecer el diseño de la fortificación

Por la fórmula americana:

$$\frac{Rc}{5} \geq y * H_e$$

Donde:

Rc = Fortaleza ante la presión de la roca, Andesita 1500-2500 Kg/cm^2

y = Peso volumétrico de la roca, Kg/cm^3 - $1960\text{kg}/\text{m}^3 = 0,00196$

He = Profundidad a la que se encuentra la excavación

$$\frac{1500}{5} \geq 0,00196 * 175$$

$$300 \text{ Kg}/\text{cm}^2 \geq 3.4 \times 10^{-3} \text{ Kg}/\text{cm}^2$$

Tras analizar los datos obtenidos, no se considera esencial realizar la fortificación, No obstante, si se identifican áreas con poca firmeza en la roca maciza, estas se controlarán o fortificarán mediante estructuras cuadradas sucesivas. Dichas estructuras, dispuestas para crear los buzones de trasciego, contribuirán a la sujeción de la roca circundante.

En el los buzones de trasciego, la fortificación se llevará a cabo utilizando marcos de madera de 15 cm x 15 cm. Asimismo, los muros a los lados se cubrirán con tablonés

específicos (de 5 cm de grosor, 20 cm de amplitud y 3 m de largo) para dar soporte o sostenimiento al material de relleno.

Alumbrado.

El alumbrado interno de la mina se realiza mediante iluminación continua con focos de 100 W y energía de 110 V en áreas claves como: áreas de ubicación de pulmones, transformadores y buzones, además del socavón principal de acceso.

El personal cuenta con lámparas frontales de batería recargable para su iluminación adecuada al moverse por los diferentes lugares de trabajo interior mina, las cuales son suministradas por la empresa minera.

La forma en que vamos a calcular la iluminación será a través del método de los lúmenes.

Ventilación.

En las operaciones que se llevan a cabo bajo tierra, la ventilación se logra moviendo aire, tanto de forma natural como forzada, gracias a la introducción de aire a presión desde arriba, durante un par de horas en cada zona de trabajo y en cada turno.

El aire comprimido se lleva mediante una tubería de 2 pulgadas, desde la superficie hasta los pulmones de distribución situados dentro de la mina, logrando así un flujo de aire apropiado para su ventilación correspondiente.

Caudal necesario de aire

La determinación del volumen de aire requerido para la ventilación se lleva a cabo considerando diversos factores, como:

- a. Gasto de sustancia explosiva.
- b. Extracción de mineral de la mina

- c. Cantidad de polvo.
- d. Cantidad de individuos presentes en el área laboral.
- **Volumen de aire calculado en función de la cantidad de explosivo utilizado**

$$Q_{SE} = \frac{A * b * \frac{100}{c} * \frac{k}{t}}{60}$$

Donde:

A = Cantidad de material explosivo detonada simultáneamente,

$$A = Q_r = 9.54 \text{ kg}$$

b = La cantidad típica de dióxido de carbono (gas carbonico) que se genera cuando se detonan explosivos para fragmentar 1 kg de material explosivo, ocupando un volumen de 0,04 m³.

c = El factor clave de disolución de los gases tras la detonación, expresado en volumen, es 0,008%.

t = El tiempo necesario para ventilar después de la explosión, se estima entre 45 y 60 minutos.

K = Un factor de seguridad para el cálculo del aire, fijado en, 1,45.

$$Q_{SE} = \frac{9.5 * 0.04 * \frac{100}{0.008} * \frac{1.45}{60}}{60} = 1.91 \text{ m}^3/\text{seg}$$

- **Volumen de aire en función del número de personas**

$$Q_m = \frac{q * n * k}{60}$$

Donde:

q = El volumen de aire requerido por individuo, según los estándares de seguridad, es de, $6\text{m}^3/\text{min}$

n = El número máximo de personas permitidas en el frente de trabajo es de 6, (1 perforista, 1 ayudante del perforista, 2 personas en el carro minero, 1 capataz y 1 ingeniero).

En el área de trabajo la cantidad máxima de personas permitidas en el frente de trabajo es de: (1 perforista, 1 ayudante del perforista, 1 persona en la carro minero, 1 capataz y 1 ingeniero; total 6 personas).

$$Q_m = \frac{6 * 6 * 1.45}{60} = 0.87 \text{ m}^3/\text{seg}$$

- **Volúmenes de aire basados en la velocidad mínima**

$$Q = V * S_{\text{franq}}$$

Donde:

V = La velocidad mínima del flujo de aire está determinada por las regulaciones de seguridad vigentes, $0,15 \text{ m}/\text{seg}$.

$S_{\text{franq}} = \text{Área abierta } 3 \text{ m}^2$.

$$Q = 0.15 * 3 = 0,45\text{m}^3/\text{seg}$$

- **Caudal de aire real requerido para la ventilación**

$$Q_{ra} = p * Q_{max}$$

Donde:

P = La fuga de aire, influenciada por el largo de la manga de ventilación, varía; su coeficiente oscila entre 1,05 y 1,60.

Q_{max} = Cantidad máxima de aire.

$$Q_{max} = Q_{SE} = 1.91 \text{ m}^3/\text{seg}$$

$$Q_{ra} = 1.325 * 3.02 = 4.00 \text{ m}^3/\text{seg}$$

- **Elección del método de ventilación**

El sistema de ventilación elegido para la mina será de tipo inyectado, dado que solo se requiere aire fresco en los últimos 100 m. de la galería, precisamente ahí es donde se llevan a cabo los trabajos de exploración, ya que los primeros 500 m. se conectan con otras labores que actúan como conductos de ventilación natural gracias a su diseño vertical.

Aspectos Positivos y Negativos Sistema de Ventilación por Inyección.

Ventajas:

- Se emplea una estructura de ventilación exclusiva.
- No se requiere un grado de ventilación global.
- El ventilador principal opera de forma muy estable (la presión se mantiene constante).
- Gestión fácil de la distribución del uso de aire.
- La presencia de un solo ventilador simplifica la regulación de su operación.
- Se asegura el flujo de aire puro a través de la manga.
- La absorción de aire desde las rocas profundas no se produce.

Desventajas:

- Es imprescindible instalar ventiladores principales de gran potencia.
- Si se detiene la ventilación, los gases tienden a acumularse.

Se determinó que la mejor variante de ventilación es la de inyección de aire fresco, después de analizar los beneficios y desventajas de cada método, así como el hecho de que en el sector de estudio hay una galería de ventilación conectada con otras labores mineras que permite evacuar los gases producidos por la minería.

Desagüe

Para impedir que el agua se filtre a niveles inferiores, la construcción de las galerías de transporte se diseña con una cuneta que dirige el agua hacia el exterior de la mina, aprovechando la gradiente del terreno.

En el pozo central construido en la veta, se observa filtración de agua debido a su conexión con rellenos, con un flujo de agua de 50 litros por hora. Por lo tanto, se construyó un estanque de 6 m³, para almacenar el agua, y una bomba de 2" se enciende para evacuar el agua al nivel de la galería principal. En la Tabla 22, se detallan las características de las bombas empleadas.

TABLA 24. CARACTERÍSTICAS DE LAS BOMBAS

Marca	ITAICUZZY
Tipo	40 – 160 B
Voltaje (V)	220 – 380

Caudal $Q=L/1$ (litros)	200 – 750
Altura máxima (m)	62 – 44
Hp	10
Kw	7,5
Am	27 – 15,5
Rpm	3450

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

a. Análisis del sistema de explotación actual con el sistema de explotación propuesto

Con el objetivo de contrastar el sistema de explotación que utilizamos actualmente con la alternativa que proponemos, examinaremos elementos esenciales como la perforación, la voladura, la carga y el transporte de materiales, el saneamiento del área, las tareas de apoyo, la fortificación, la iluminación y la ventilación. Seguidamente, presentamos un estudio comparativo detallado de cada uno.

Perforación

Sistema Actual:

- **Método:** No se realiza ningún cálculo técnico del número de barrenos y cantidad de explosivo, más que la experiencia del perforista.
- **Equipos:** Compresores INGERSOLL RAND 185 WIR/2002 y INGERSOLL RAND 250 WJD/1999, martillos neumáticos TOYO YT-27.

- **Distribución de aire:** Tubos PVC de 2" desde la superficie a los frentes de perforación.

Sistema Propuesto:

- **Método:** Corte Quemado, creación de nuevas caras libres.
- **Equipos:** Se utilizarán circuito de compresores a diésel y máquinas neumáticas YT-27.
- **Distribución de aire:** comprimido guiado desde la superficie por mangueras PVC reforzada de 2" hasta los pulmones de aire comprimido, y luego distribución por mangueras de 1" para aire y 3/4" para agua respectivamente.

Comparación:

- El sistema propuesto ofrece un enfoque más técnico y sistematizado en la perforación, lo que probablemente aumente la eficiencia y seguridad.

Arranque y Voladura

Sistema Actual:

- **Método:** Uso de explosivos de forma empírica con una distribución de 22 barrenos cargados con Explogel III y ANFO.
- **Retacado:** De arcilla y armado manual del explosivo en superficie.

Sistema Propuesto:

- **Método:** Uso de explosivos Explogel III y ANFO, retacado de arena. Con un método de Corte Quemado lo que ofrece un rendimiento de 95%.
- **Accesorios:** Empleo de explosivos y accesorios específicos como Explogel III, Anfo, Fulminante ordinario #8, mecha lenta de seguridad, cordón detonante de 5.

Comparación:

- El sistema propuesto proporciona un enfoque más estructurado y eficiente en la voladura, con mayor rendimiento y seguridad.

Saneamiento

Sistema Actual:

- **Método:** Limpieza del disparo sin desquinche ni revisión de barrenos quedados, el saneamiento lo realiza el maquinista de manera poco eficiente.

Sistema Propuesto:

- **Método:** Personal calificado realiza la Verificación de efectividad de la voladura y liquida los tiros sin detonar con agua a presión,
- saneamiento se realiza con la ayuda de una barretilla del frente de ataque después de 1 hora.

Comparación:

- El sistema propuesto ofrece un saneamiento más seguro y eficiente, procurando no exista tiros quedados.

Carga

Sistema Actual:

- **Método:** Carga manual, con pico y pala, directamente a los carritos de mina de 0,51 m³.

Sistema Propuesto:

- **Método:** Paleo manual a carros mineros de 1 ton, uso de mando manual, sobre rieles.

Comparación:

- El sistema propuesto incrementa la capacidad de carga y eficiencia en el proceso de carga.

Transporte

Sistema Actual:

- **Método:** Transporte con carritos mineros sobre riel, guiados por dos mineros debido a la gradiente de más del 1,5%.

Sistema Propuesto:

- **Método:** Transporte con carros mineros de 1 ton, uso de motovolquetas en el nivel principal, buzones de wincheo y carros mineros en para niveles inferiores.

Comparación:

- El sistema propuesto mejora la eficiencia del transporte con mayor capacidad de carga y mejor manejo de los materiales.

Operaciones Auxiliares

La Compañía Landapo S. A. tiene en su equipo a expertos cualificados en áreas como mecánica, electricidad y carpintería, además de contar con personal especializado para la gestión del polvorín y la bodega. También disponemos de un grupo dedicado a la limpieza y la seguridad, así como supervisores experimentados.

Sistema Actual:

- Equipo de trabajo se encarga del mantenimiento de la línea principal, rieles, máquinas de perforación, y carros mineros.

Sistema Propuesto:

- Personal técnico capacitado en mecánica, electricidad, carpintería, polvorín, bodega, limpieza, seguridad y supervisión.
- Instalación de tuberías, electrificación de aire y agua, colocación de manga de ventilación y rieles en turnos específicos.

Comparación:

- El sistema propuesto incluye una organización más estructurada y técnica de las operaciones auxiliares.

Fortificación

Sistema Actual:

- **Método:** Zonas entibadas con madera, en cuadros y rieles en desuso.
Fortificación deficiente y colapsan en aproximadamente tres meses.

Sistema Propuesto:

- **Método:** Consideración de factores como forma y dimensión de la excavación, propiedades físico-mecánicas de las rocas, profundidad de la excavación.
Fortificación basada en estudios técnicos.

Comparación:

- El sistema propuesto ofrece una fortificación más segura y duradera ya sea con madera o hierro con una eficiencia del 95%.

Alumbrado

Sistema Actual:

- **Método:** Iluminación personal con lámparas de carburo en los frentes de trabajo y alumbrado permanente con focos de 60 W en la galería principal solo en los 100 metros iniciales de la galería principal.

Sistema Propuesto:

- **Método:** Alumbrado permanente en las galerías, mejor planificación de la iluminación para asegurar condiciones de trabajo seguras en toda la mina.

Comparación:

- El sistema propuesto mejora significativamente las condiciones de trabajo al proporcionar una iluminación más efectiva en la iluminación de toda la mina.

Ventilación

Sistema Actual:

- **Método:** Ventilación por tiro natural de 12 horas, siendo ineficiente, evidenciando la persistencia de gas productor de la voladura y humedad.

Sistema Propuesto:

- **Método:** Mejora la ventilación, con planificación técnica para asegurar la eliminación de gases y humedad, con un ambiente de trabajo seguro y saludable.

Comparación:

- El sistema propuesto ofrece una ventilación más eficiente, mejorando la calidad del aire y la seguridad de los trabajadores en el interior mina.

Conclusión

El sistema de explotación propuesto presenta mejoras significativas en términos de seguridad, eficiencia y sostenibilidad. Implementa técnicas avanzadas de perforación, voladura

y fortificación, lo que resulta en una mayor productividad y un entorno de trabajo más seguro. La carga y el transporte del mineral también se optimizan, reduciendo el esfuerzo físico y mejorando la eficiencia operativa. La propuesta de mejora en el alumbrado y ventilación asegura mejores condiciones de trabajo, reduciendo riesgos asociados con gases y humedad.

En resumen, la implementación del sistema de explotación propuesto tiene el potencial de aumentar la rentabilidad y seguridad de la operación minera, justificando los costos de optimización en comparación con los beneficios obtenidos.

Tratamiento y Beneficio de minerales

El mineral minado será transportado a la Planta de Beneficio Bemimport S.A ubicada en el sitio puente negro del cantón Portovelo.

Definición del Proceso de Flotación.

La flotación es un procedimiento para concentrar minerales en estado húmedo, empleando las propiedades físico-químicas superficiales de las partículas para realizar la elección. Este procedimiento conlleva la división de materiales de diversos orígenes, mediante burbujas de agua y fundamentándose en las propiedades hidrofílicas de los minerales, que suelen aproximarse y mantener contacto con el agua, como, por ejemplo: óxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos, entre otros, y las características hidrofóbicas de los metales autóctonos, sulfuros de metales (higroscópicos).

El método de flotación empleado se basa en espuma, donde la división ocurre cuando las partículas que repelen el agua se pegan de manera selectiva a burbujas diminutas de gas (aire) que se inyectan en la mezcla o interior de la pulpa. Este grupo de partícula y burbuja

asciende a la superficie, formando una espuma con minerales, la cual se saca mediante espas giratorias que recogen la espuma y la dirigen al conducto de concentrados; la proporción de elementos sólidos en el proceso de flotación varía entre el 15% y el 40%.

Procedimiento circuito de flotación

- Reducir el tamaño del mineral mediante molienda hasta obtener una finura adecuada que permita la separación de los componentes valiosos de la ganga.
- Establecer las condiciones óptimas para facilitar la adhesión selectiva de los minerales buscados a las burbujas de aire.
- Generar un flujo ascendente de burbujas de aire dentro de la mezcla de mineral y agua.
- Formar en la superficie de la mezcla una capa de espuma enriquecida con los minerales.
- Retirar la espuma superficial que contiene concentrados los minerales de interés.

Aditivos utilizados en proceso de Flotación

- **Colectores**

En el procedimiento de flotación, se emplean agentes de recolección, que son compuestos químicos, con el propósito de adherir las partículas de los minerales y, simultáneamente, convertirlos en grupos que repelen el agua. La totalidad de estos agentes son de origen orgánico, lo que implica que se descomponen biológicamente o biodegradan.

Todo agente de recolección consta de dos partes: una polar y otra no polar. La parte no polar está compuesta por un hidrocarburo y, por consiguiente, repele el agua, mientras que la parte polar tiene la capacidad de relacionarse con el agua.

El acto de adherir los minerales mediante estos compuestos químicos es generalmente conocido como el proceso de recolección.

- **Espumantes**

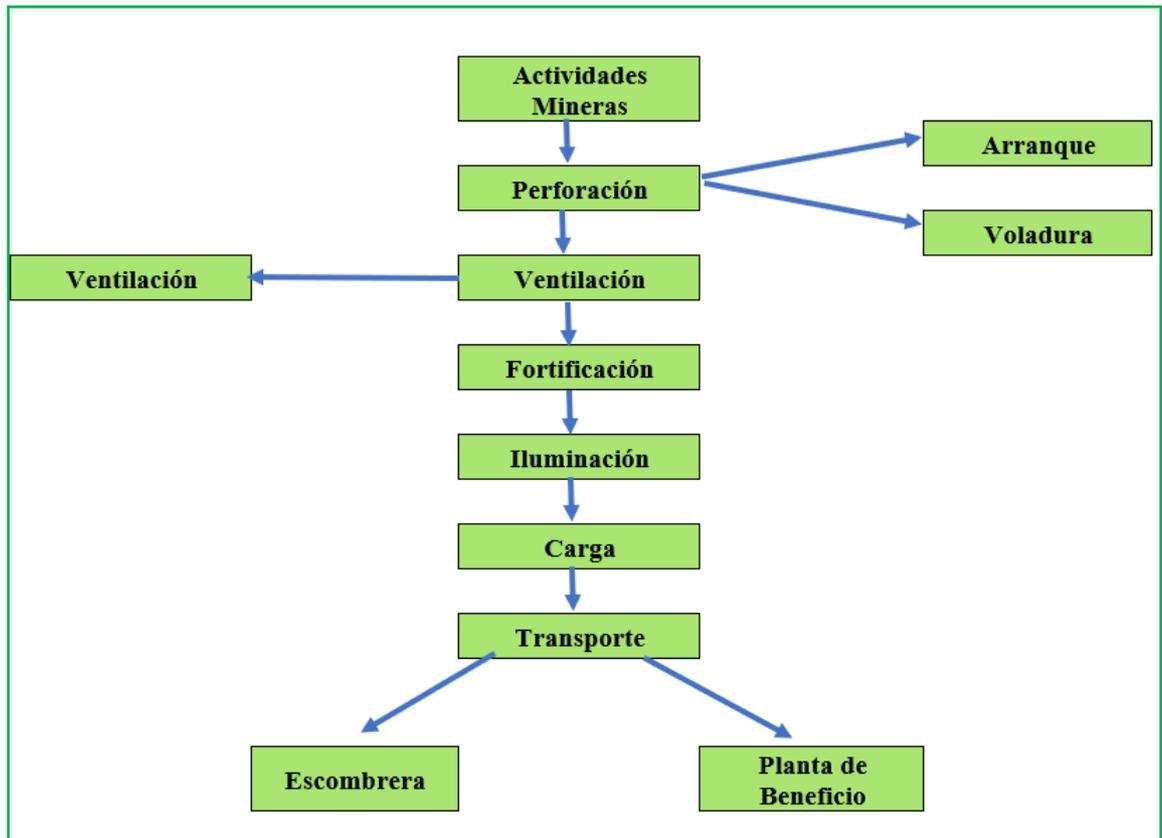
Los espumantes son compuestos orgánicos que no se disuelven fácilmente en agua, y su propósito principal es garantizar que las partículas que repelen el agua se separen correctamente. Normalmente, las burbujas se forman al inyectar aire u otro gas, o simplemente al agitar la mezcla, pero no duran mucho. Los espumantes entran en juego para alargar la vida de la espuma, impidiendo que las partículas atrapadas se hundan otra vez en la pulpa, lo que afectaría negativamente la cantidad de material recuperado.

Modificadores

Estos son los reactivos utilizados para controlar la actividad de los colectores, y son: depresores, activadores y reguladores del pH de la comida.

- *Depresor*: es un compuesto que evita la que un colector se adsorba en la superficie de un mineral, usualmente el sulfhidrato de sodio. Se utiliza en cantidades limitadas para estimular los óxidos de cobre, en cambio, el sulfato de cobre se utiliza para estimular el zinc.
- *Activadores*: Son los reactivos utilizados para fomentar la adsorción de un colector. Por ejemplo, se utiliza en cantidades reducidas el sulfhidrato de sodio para activar los óxidos de cobre, en cambio, el sulfato de cobre se emplea para activar el zinc.
- *Reguladores de pH*: El pH tiene un rol esencial en la efectividad de los reactivos. Se utiliza cal o ceniza de sodio para elevar el pH, mientras que se utiliza ácido sulfúrico para disminuirlo el pH.

Tabla 25. Flujograma de las actividades mineras



FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA.

TABLA 26. DETALLE DE EQUIPOS Y MAQUINARIA

TIPO	MODELO	SERIE	CAPACIDAD DE CARGA O TRABAJO
1 COMPRESOR A DIESEL INGERSOLL-RAND	P250WJD /1999	296025UKI359	250
1 COMPRESOR A DIESEL INGERSOLL-RAND	P185WIR/2002	326518ULL295	185
1 DUMPER MINING	2023.04	20230423	2000
6 CARROS MINEROS DE LLANTA NEUMATICA			1 tonelada

1 PULMON PARA AGUA			1,20 X 0,80 m
2 CARROS MINEROS SOBRE RIELES			1,25 tonelada
2 EXTRACTORES ELECTRICOS			3 HP
8 MARTILLOS DE PERFORACION	TOYO YT27		

Fuente: Elaboración propia.

Detalle de Infraestructura

Se han acondicionado los espacios necesarios para la operatividad del proyecto:

- construcciones de madera y zinc para cocina y dormitorios
- construcción prefabricada en hierro y madera para área de bodega y oficina
- Galpón de compresores
- Galpón de mecánica
- Tolvas de hormigón armado y hierro
- Polvorín
- Baños y WC

TABLA 27. DETALLE DE INSUMOS REQUERIDOS, PERFORACIÓN Y VOLADURA

Perforación y voladura		
Martillos perforadores YT27	12	u
Barillones de 1,2 m	100	u
Brocas de pupos	2000	u
Explogel III	1000	cajas

Fulminante común N. 8	2200	cajas
Anfo	500	qq
Mecha lenta	400.000	m
Manguera reforzada de 2"	2500	m
Manguera reforzada de 1"	1000	m
Manguera de ½"	1000	m
Rieles	2500	m

Fuente: Elaboración propia

TABLA 28. DETALLE DE INSUMOS REQUERIDOS, FORTIFICACIÓN Y BUZONES

Fortificación y Buzones		
Palos cuadrados de 0,20 x 0,20 m (3 m)	300	u
Tablones (3 m)	600	u
Durmientes	2500	u

Fuente: Elaboración propia

TABLA 29. DETALLE DE INSUMOS REQUERIDOS, OTROS

Otros		
Aceite	1000	gal

Cable eléctrico N. 0	1000	m
Repuestos y accesorios		

Fuente: Elaboración propia

Volumen de material a explotar

Se estima extraer 30.000 ton de mineral y 20.000 ton de estéril por año

3.1.9. Labores de exploración

Método y Sistema de Exploración

Exploración subterránea mediante cruceros, frontones en veta, chimeneas (rebajes) y pozos a fin de determinar la continuidad de las vetas.

Cruceros	300	m
Frontones hacia el sur y norte	600	m

Geoquímica de Suelos

No se realizará

Sondajes

No se realizará

Reservas Minerales

Las Reservas se calcularán al final del año cuando termine la etapa exploratoria 2026

PLAN DE INVERSION ECONOMICO

TABLA 30. PRESUPUESTO GENERAL PARA INFRAESTRUCTURA Y LOGÍSTICA

Presupuesto General para infraestructura y logística

Acabados de la construcción de infraestructura	\$ 50.000
Logística (servicios profesionales)	\$ 36.000
Presupuesto general para labores mineras	
Construcción de cruceros y frontones	\$ 360.000
Presupuesto general de implementación de planes de seguridad minera	
Servicios profesionales	\$ 25.000
EPP	\$ 20.000
Labores y señalética	\$ 5.000
Otros	
Maquinaria (ventiladores, Bombas, Pulmones, motovolqueta, Dumper Mining,)	\$100.000
TOTAL	\$ 596.000

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES.

- Construcción de 900 m de labores exploratorias.
- Inversión para el periodo: 596.000 dólares (Quinientos noventa y seis mil dólares).
- Área de trabajo dentro de toda la Concesión Minera entre las cotas 1280 y 1480 msnm.
- Periodo de trabajo desde el mes de agosto 2023 hasta fines del año 2026.

- La información recolectada y procesada se utiliza para crear una base de datos digital que ayuda a desarrollar proyecciones del comportamiento de la estructura mineral y a inferir su duración en profundidad. • Las actualizaciones continuas nos permiten saber dónde se encuentra el material arrancado y los resultados de laboratorio confirman la información del estudio.
- El método de extracción a través de corte y relleno ascendente es el más apropiado y se adapta de manera más eficaz a la forma y disposición del mineral.
- En el plan ambiental se contempla la seguridad minera y la salud ocupacional con el fin de manejar cada uno de los procesos operativos en las mejores condiciones ambientales, una muestra de ello es que se capacita al personal para explorar otros frentes en profundidad. Con la incorporación de equipo minero como carros mineros y motovolquetas, se potencializan los ciclos productivos, ya que con menos personal se produce más.
- El sistema de corte y relleno por capas inclinadas mejoró la tecnología. El material obtenido se reúne en un buzón de transporte por gravedad, donde se traslada directamente a las vagonetas o maquinaria minera.
- La Matriz de Interacción Ambiental se utilizó para identificar todos los efectos de la actividad minera, verificando los mismos factores o indicadores utilizados para desarrollar el plan ambiental presentado por la Concesión Minera Corvis del cotitular minero COMPAÑIA LANDAPO S.A al estado, del cual se tomaron en cuenta los parámetros más propensos a ser afectados por la actividad minera. En consecuencia, este Plan de Gestión Ambiental busca prevenir la manipulación de residuos dañinos, tales como carburantes y lubricantes, cerca de la zona de equipos. Igualmente, procura regular el estruendo de los compresores, las emanaciones gases producto de la quema de gasóleo, plantar árboles en terrenos frágiles por la escasez

de flora, vigilar de forma continua las aguas, los suelos y la atmósfera dentro de la mina y las dependencias del área de estudio, sensibilizar a los mineros sobre la protección en la mina en cada fase de excavación, detonación, oxigenación, llenado y traslado, donde deben contar con sus debidos implementos de resguardo, entre ellos calzado de seguridad, casco, protectores auditivos, guantes, respirador con filtros de carbón activado y linternas o lámpara de carburo.

RECOMENDACIONES.

- Conservar un método de explotación ordenado, asegurando la protección de los trabajadores, adquirir repuestos para compresores, máquinas de perforar, vagonetas, locomotora, pala cargadora.
- Se deben recolectar muestras cada semestre para enviar a laboratorios para verificar los valores de la ley minera a medida que se desarrollan los trabajos mineros. Para que se lleven a cabo con éxito, todos los trabajos deben organizarse y acordarse con todos los involucrados.

- Se propone crear una unidad de Aseguramiento de Calidad. Esta se dedicaría a examinar a fondo cómo se realizan la perforación y la detonación, la obtención del mineral y su traslado, buscando cómo perfeccionar y supervisar cada una de estas fases del proceso.
- Actualizar la topografía y la geología para correlacionar las estructuras mineralizadas, creando nuevos proyectos de exploración tanto longitudinales como verticales.
- El objetivo de crear más puestos de trabajo es optimizar los procesos productivos, buscando así un incremento en la fabricación y un balance adecuado entre lo que cuesta producir y las ganancias obtenidas. Además, tener una cantidad guardada de materia prima para poder afrontar situaciones imprevistas o que estén fuera de nuestro control.
- Según lo dispuesto por la Ley y Reglamento Minero, llevar a cabo el Estudio de Impacto Ambiental para mantener informado al gobierno sobre el manejo sustentable de la mina.
- Para determinar la estabilidad de las galerías, se realiza la caracterización de macizos.

5. BIBLIOGRAFIA.

- Almeida Aguilar, J. (2008). Evaluación del Potencial Aurífero en el Ecuador. Recuperado el 10 de marzo del 2015. Obtenido de http://fungeomine.org/documentos/potencial_aurifero_aluvial_enel_ecuado.pdf
- AVILA ACOSTA, Roberto. "Introducción a la metodología de la investigación. La Tesis Profesional". 2da Edición Lima – Perú. Estudios y Ediciones R. A. 1997.
- Sagaseta, C., Introducción a la Geotecnia: Tipos y Propiedades de los suelos.

- Quinteros Jerez, M. (07 de junio de 2015). Historia de la Minería en el Ecuador. Recuperado el 07 de Octubre de 2014, de <http://es.slideshare.net/mquinterosjerez/historia-de-la-mineria-en-elecuador-1>
- GUALPA, R. Y ESCOBAR, I. (1998), estimación de reservas y optimización del sistema de explotación en el sector comprendido entre los niveles 1 y 2, mina La Bomba “Sociedad Minera Pacchapamba”.
- HERNANDEZ, R, FERNANDEZ, C. “Metodología De la Investigación 4ta Edición México DF Editorial Mc Graw Hill Interamericana. 2003.
- VEGA, L. CHÁVEZ, JM. 1990. Perforación y Voladura para operaciones mineras, Bolivia.
- BORISOV, S. KLOKOV, M. GORNOVOI, B. (1976). Métodos de Explotación Minera.
- DÁVILA, J. Estudio de Impacto Ambiental del Área minera “B 1/2”.
- FERRER, R. 1987. Topografía minera II. Pueblo y Educación. La Habana: CU.
- NOGUEL, J. TORRES R.; Nociones de Minería,
- BLANCO, R. 1984. Labores de excavación subterránea. Pueblo y Educación. La Habana: CU.
- SOSA, H. (1976); Apuntes sobre Explotación Subterránea.
- BUSTILLO REVUELTA, M. LÓPEZ JIMENO. Manual de Evaluación y diseño de Explotaciones Mineras.
- EXSA ((1985). Siempre - Nunca lo que usted debe saber al Usar Explosivos. Lima: Exsa. Recuperado el 16 de diciembre de 2013.
- <http://plata.uda.cl/minas/academicos/hmery/BLOCK%20CAVING.html>
- <http://plata.uda.cl/minas/academicos/hmery/Introduccion.html>
- <http://plata.uda.cl/minas/academicos/hmery/ROOM%20AND%20PILLAR.htm>
- <http://plata.uda.cl/minas/academicos/hmery/SKRINKAGE.html>

- Seminario de perforación y voladura EXPLOCEN C.A., Portovelo, 2009.
- <http://plata.uda.cl/minas/academicos/hmery/CUT%20AND%20FILL.html>
- http://www.aulados.net/Geologia_yacimientos/Geologia_Minis/Geologia_Minis_portada.htm
- <http://plata.uda.cl/minas/academicos/hmery/SUB%20LEVEL%20STOPING.html>
- Yacimientos Minerales. Una guía on-line.
- <http://plata.uda.cl/minas/academicos/hmery/SUB%20LEVEL%20CAVING.html>
- http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtual/Publicaciones/geologia/v01_n2/tecn_explot.htm
- http://www.aulados.net/Geologia_yacimientos/Geologia_Minis/Exploracion_mapas_tecnicas.htm.
- <http://plata.uda.cl/minas/academicos/hmery/bibliografia.htm>

6. ANEXOS

Anexo 1: Ficha técnica del proyecto.

FICHA TECNICA			
Recurso Explotado:	Oro		
Denominación del Area:	Corvis		
Código:	145		
Situación Geográfica Político, administrativa	Provincia:	El Oro	
	Cantón:	Zaruma	
	Parroquia:	Zaruma	
	Sector:	Vizcaya	
Fase Minera:	Explotación de Minerales Metálicos		
Superficie:	22,26 Ha		
Datos de COMPAÑÍA LANDAPO S.A Cotitular Minero	Razon Social	Sociedad Civil Minera Goldmins	FIRMA
	Gerente General	Ing. Diego Alberto Apolo Huanca	
	Numero de RUC:	0791792371001	
	Teléfono:	0993261037	
	Celular:	0993974286	
	Domicilio tributario y societario	Barrio El Paraiso, vía al sitio La Cascada	
		Parroquia: Portovelo	
		Cantón: Portovelo	
		Provincia: El Oro	
		Correo electrónico	mineralandapo@gmail.com
Asesor Técnico	Ing. Iván Oscullo Enríquez	FIRMA	
	Licencia Profesional	1005-09-919115	
	Teléfono:	0988291924	
	Correo electrónico	ivoscumin@yahoo.es	
Número de Personal	Numero de personal		
	afiliado al IESS		19
Administrativo	Profesional	Operativo	total
		19	19

Anexo 2: Registro Minero



COORDINACIÓN ZONAL-EL ORO
REGISTRO MINERO

RAZÓN DE INSCRIPCIÓN

En la ciudad de Machala a los doce días del mes de julio del año dos mil veintitrés, queda inscrita la Escritura Pública que en copia antecede y contiene el CONTRATO DE CESIÓN Y TRANSFERENCIA DE DERECHOS MINEROS, que realiza el señor José María López Román, en calidad de titular de la Concesión Minera **CORVIS** código **145**, transfiriendo el **(0.49%)** de los derechos de la Concesión en referencia, a favor de la Compañía **LANDAPO S.A.**; **Inscripción** anotada en el Número de Repertorio **175** del Tomo **I**, Folio **27** bajo el Número **034**, del Libro de Registro de Contratos de Cesión y Transferencia de Derechos Mineros, del Registro Minero de la Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales No Renovables - Coordinación Zonal El Oro

Machala, 12 de julio del 2023



Abg. Patricio Añazco Romero.
REGISTRADOR MINERO
ARCERNNR - COORDINACIÓN ZONAL EL ORO

Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales No Renovables

Dirección: Avenida Naciones Unidas E7-71 y Av. De Los Shyrís
Código postal: 100100 - QUITO - ECUADOR
Teléfono: +593 9 226 8100
Correo electrónico: arcernnr@rcnrenergia.gub.ec



Anexo 3: Autorización de Polvorín

RESUELVE:

1. Autorizar se proceda a otorgar la Autorización Consumidor de Explosivos para Concesión Minera de Pequeña Minería al señor Diego Alberto Apolo Huanca con RUC: 079179231001, representante legal de LANDAPO S.A, y que la capacidad de almacenamiento en el **polvorín primario de explosivos es de 1100 kilogramos y en el polvorín secundario de iniciadores es de 466 kilogramos.**

Cumpliendo para el efecto que el usuario tendrá que mantener las liquidaciones en el SINCOAR actualizadas a fin de no sobrepasar su capacidad de almacenamiento.

2. En caso de alguna duda sobre la aplicación de la presente Resolución, deberá procederse a elevar a consulta al Centro de Control de Armas EL ORO.
3. La presente Resolución entra en vigencia a partir de la recepción de la misma, siendo de estricto cumplimiento y controlada por medio de la liquidación subida por parte del usuario al sistema SINCOAR, recordando lo dispuesto en el Reglamento a la Ley de Armas Municiones y Explosivos, en su artículo 6 literal e) que textualmente dice "Suspender temporal o definitivamente, según corresponda los permisos y autorizaciones que hubiere conferido".

Dado, en el Centro de Control de Armas "EL ORO", del Comando Conjunto de las Fuerzas Armadas, en la ciudad de Machala, al 21 de julio de 2023.



Javier Mauricio Holguín Ordoñez
Capitán de Infantería
**COORDINADOR MILITAR DEL CENTRO
DE CONTROL DE ARMAS "EL ORO".**

Anexo 4: Fotografía Frente de Explotación



Anexo 5: Fotografía, Carros Mineros De Llanta Neumática



Anexo 6: Fotografía, Área de Compresores

