

Escuela Superior Politécnica del Litoral

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

Diseño de Explotación para la Concesión Minera de Materiales No Metálicos,
Código 700415, situada en Playas-Guayas

INGE-2508

Proyecto Integrador

Previo la obtención del Título de:

Ingeniero en Minas

Presentado por:

Ayllin Arantza Tigrero Romero

José Daniel Maldonado Fernández

Guayaquil - Ecuador

PAO I - 2024

Dedicatoria

El presente proyecto lo dedico a mis padres y abuelos que siempre me han apoyado y velado porque cumpla cada una de mis metas en el transcurso de la vida y por nunca dejar que me rinda en el camino.

Ayllin Tigrero Romero.

Dedicatoria

Dedico este trabajo a mi mamá, mis queridos abuelos y mi hermano, quienes siempre creyeron en mí y me motivaron a alcanzar mis metas.

José Maldonado Fernández.

Agradecimientos

Agradezco a Dios por permitirme alcanzar este objetivo y estar siempre conmigo. A mis padres, Henry Tigrero y Yadira Romero, por darme siempre su apoyo, cariño y confianza. A mis amigos, Fabián, Juan, Arián, Iziz, Hilary y Katherine por estar presente en los momentos que más lo necesitaba. A mi enamorado Steven Vargas por siempre ser mi soporte incondicional y motivarme a seguir. Agradecer a mi profesora PhD. Silvia Loaiza por guiarme y aconsejarme durante toda la carrera universitaria.

Además, quiero expresar mi agradecimiento al tutor de proyecto, MSc. René Ayala, por su orientación y consejos durante todo este proceso. De igual manera, al Ingeniero José Ruano por su apoyo incondicional, por brindarnos acceso y facilitarnos los recursos necesarios para realizar todas las actividades planificadas en la concesión El Fusil.

Ayllin Tigrero Romero.

Agradecimientos

Mis más sinceros agradecimientos a mi familia por siempre apoyarme en el transcurso de mi carrera universitaria.

Al ingeniero René Ayala, quien con su conocimiento nos ayudó en todo el proceso de realización de este trabajo.

Al ingeniero José Ruano, propietario de la concesión El Fusil, quién nos abrió las puertas para la elaboración de este proyecto.

José Daniel Maldonado Fernández.

Declaración Expresa

Nosotros Ayllin Arantza Tigreiro Romero y José Daniel Maldonado Fernández acordamos y reconocemos que:

La titularidad de los derechos patrimoniales de autor (derechos de autor) del proyecto de graduación corresponderá al autor o autores, sin perjuicio de lo cual la ESPOL recibe en este acto una licencia gratuita de plazo indefinido para el uso no comercial y comercial de la obra con facultad de sublicenciar, incluyendo la autorización para su divulgación, así como para la creación y uso de obras derivadas. En el caso de usos comerciales se respetará el porcentaje de participación en beneficios que corresponda a favor del autor o autores.

La titularidad total y exclusiva sobre los derechos patrimoniales de patente de invención, modelo de utilidad, diseño industrial, secreto industrial, software o información no divulgada que corresponda o pueda corresponder respecto de cualquier investigación, desarrollo tecnológico o invención realizada por nosotros durante el desarrollo del proyecto de graduación, pertenecerán de forma total, exclusiva e indivisible a la ESPOL, sin perjuicio del porcentaje que nos corresponda de los beneficios económicos que la ESPOL reciba por la explotación de mi/nuestra innovación, de ser el caso.

En los casos donde la Oficina de Transferencia de Resultados de Investigación (OTRI) de la ESPOL comunique los autores que existe una innovación potencialmente patentable sobre los resultados del proyecto de graduación, no se realizará publicación o divulgación alguna, sin la autorización expresa y previa de la ESPOL.

Guayaquil, 3 de junio del 2024.



Ayllin Arantza Tigreiro Romero



José Daniel Maldonado Fernández

Evaluadores



Firmado electrónicamente por:
SAMANTHA TAMARA
JIMENEZ OYOLA

PhD. Samantha Tamara Jiménez Oyola

Profesor de Materia



Firmado electrónicamente por:
RENE SILVIO AYALA
LOMAS

MSc. René Silvio Ayala Lomas

Tutor de Proyecto

Resumen

El presente trabajo se centró en el diseño de un sistema de explotación a cielo abierto para la concesión minera El Fusil, situada en la parroquia San Antonio del cantón General Villamil Playas, de la provincia del Guayas, Ecuador, mediante una propuesta técnica, socioambiental y de seguridad que optimice la explotación de caliza.

Para este propósito, se realizó el levantamiento topográfico y estructural de la concesión, seguido de un muestreo geotécnico en campo y ensayos de laboratorio, para determinar las características geomecánicas de la caliza; información fundamental para cuantificar los recursos y diseñar un sistema de explotación seguro y eficiente.

Se optó por un método de explotación a cielo abierto mediante bancos descendentes. Se proyectó la construcción de 4 bancos, la cual se orientaría en dirección oeste-este (W-E), considerando las vías de acceso ya existentes.

Se identificó impactos en lo social y ambiental. El impacto social se refiere a las áreas de influencia directa e indirecta de la concesión minera. El análisis del impacto ambiental se lo realizó para las actividades de explotación, lo cual permitió evidenciar que el proyecto es potencialmente generador de alteraciones al entorno, sin embargo, no son de gran magnitud. Por último, se identificó los factores de riesgo en cantera por cada puesto de trabajo.

El presente trabajo representa un aporte significativo al sector minero ecuatoriano no metálico, al proporcionar un diseño de explotación optimizado, permitiendo una explotación de caliza más eficiente y sostenible, contribuyendo al desarrollo económico de la región.

Palabras Clave: Explotación minera, minería no metálica; caliza, minería sostenible

Abstract

This study focused on designing an open-pit mining system for the El Fusil mining concession, located in the San Antonio parish of the General Villamil Playas canton, Guayas province, Ecuador. Through a technical, socio-environmental, and safety proposal, the aim was to optimize limestone exploitation.

For this purpose, a topographic and structural survey of the concession was carried out, followed by geotechnical sampling in the field and laboratory tests to determine the geomechanical characteristics of the limestone. This information was fundamental for quantifying resources and designing a safe and efficient mining system.

An open-pit mining method using descending benches was chosen. The construction of 4 benches was projected, oriented in a west-east (W-E) direction, considering the existing access roads.

In the socio-environmental component, both social and environmental impacts were identified. The social impact refers to the direct and indirect areas of influence of the mining concession. The environmental impact analysis was conducted for the exploitation activities, which showed that the project is potentially capable of generating alterations to the environment, although they are not of great magnitude. Finally, the risk factors in the quarry were identified for each job position.

This study represents a significant contribution to the Ecuadorian non-metallic mining sector by providing an optimized mining design. This allows for a more efficient and sustainable limestone exploitation, contributing to the economic development of the region.

Keywords: Mining exploitation, non-metallic mining, limestone, sustainable mining.

Índice General

Resumen	VIII
Abstract	IX
Simbología	XIV
Índice de figuras	XV
Índice de tablas.....	XVII
Capítulo 1	- 1 -
1.1 Introducción.....	2
1.2 Descripción del problema.....	3
1.3 Justificación del problema	3
1.4 Objetivos.....	4
1.4.1 Objetivo general	4
1.4.2 Objetivos específicos.....	4
1.5 Marco teórico.....	4
1.5.1 Antecedentes	4
1.5.2 Descripción del área de estudio.....	5
1.5.3 Geología	6
1.5.4 Conceptos básicos: Recursos y reservas minerales.....	9
1.5.5 Métodos de evaluación de recursos.....	10
1.5.6 Diseño del sistema de explotación a cielo abierto.....	11
1.5.7 Componente socioambiental	17
1.5.8 Componente de Seguridad	18
1.5.9 Marco legal.....	19
Capítulo 2	20
2. Metodología	21
2.1 Técnicas de investigación.....	22
2.1.1 Fase I recolección de datos.....	22
2.1.2 Fase II trabajo de campo	22

	XI
2.1.3	Fase III trabajo de laboratorio 23
2.1.4	Fase IV análisis de resultados 23
2.2	Fase I Levantamiento de información 23
2.3	Situación actual de la concesión El Fusil - Fase II Recolección de datos de campo..... 24
2.3.1	Geología local 24
2.3.2	Levantamiento topográfico 24
2.3.3	Muestreo sistemático para la caracterización geoquímica 26
2.3.4	Geomecánica 27
2.3.5	Maquinaria y Volqueta..... 28
2.4	Análisis de muestras - Fase III Trabajo de laboratorio..... 29
2.4.1	Ensayo de granulometría 29
2.4.2	Ensayo de humedad..... 29
2.4.3	Ensayo de densidad 30
2.4.4	Ensayo de resistencia a la compresión simple 32
2.4.5	Porosidad..... 33
2.4.6	Análisis de carbonato de calcio 33
2.5	Fase IV Diseño de explotación - Interpretación de resultados y diseño..... 35
2.5.1	Parámetros del diseño de explotación. 35
2.5.2	Componentes socioambientales. 51
2.5.3	Componente de seguridad 53
Capítulo 3 57
3.	Resultados y análisis 58
3.1	Resultados de trabajo en campo 58
3.2	Resultados de laboratorio 59
3.2.1	Granulometría..... 59
3.2.2	Humedad 60
3.2.3	Densidad..... 61

3.2.4	Resistencia a la compresión simple.....	61
3.2.5	Ensayo de porosidad.....	62
3.2.6	Análisis de carbonato de calcio.....	62
3.3	Resultados de diseño	64
3.3.1	Diseño de explotación	64
3.3.2	Resultados sociales.....	85
3.3.3	Resultados socioambientales.....	87
3.3.4	Resultados de seguridad	88
Capítulo 4	91
4.1	Conclusiones y recomendaciones.....	92
4.1.1	Conclusiones.....	92
4.1.2	Recomendaciones	93
Referencias	94
Apéndices	96
Apéndice A.	Cálculos de granulometría.	97
Apéndice B.	Cálculos de Densidad.....	98
Apéndice C.	Cálculos de Resistencia a la compresión simple.....	99
Apéndice D.	Cálculo del volumen de Yacimiento.....	100
Apéndice E.	Cálculo de producción de la mina.	102
Apéndice F.	Cálculo de vida útil de la mina.	103
Apéndice G.	Cálculo de la profundidad límite de la cantera.	104
Apéndice H.	Cálculos de rendimiento de maquinaria y transporte.....	109
Apéndice I.	Cálculos del diseño de perforación.....	111
Apéndice J.	Evaluación de Matriz Conesa.....	116
Apéndice K.	Evaluación de riesgos para operador de excavadora.	117
Apéndice L.	Evaluación de riesgos para conductor de volqueta.....	120
Apéndice M.	Evaluación de factores riesgos para perforista.....	123
Apéndice N.	Evaluación de riesgos para ayudante de perforista.....	126

Abreviaturas

AID	Área de influencia directa.
AII	Área de influencia indirecta.
ARCERNNR	Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales No Renovables.
ESPOL	Escuela Superior Politécnica del Litoral.
I.E.P.C	Instituto Ecuatoriano de Petróleo, Geología y Minería.
IGM	Instituto Geográfico Militar
INSHT	Instituto Nacional de Seguridad e Higiene en el Trabajo.
INEN	Instituto Ecuatoriano de Normalización.
PIB	Producto Interno Bruto.
RMR	Calificación del Macizo Rocoso (Rock Mass Rating).
RQD	Designación de Calidad de Roca (Rock Quality Designation).
SST	Seguridad y Salud en el Trabajo.
SUCS	Sistema Unificado de Clasificación de Suelos

Simbología

CaCO ₃	Carbonato Cálculo.
dB	Decibeles.
kg	Kilogramo.
pH	Potencial de hidrógeno.
ha	Hectárea
hp	Caballos de fuerza.
km	Kilómetro.
l	Litro.
m	Metro.
mm	Milímetro.
rpm	Revoluciones por minuto.
S	Segundos
ton	Toneladas

Índice de figuras

Figura 1.1 <i>Ubicación de concesión minera El Fusil</i>	6
Figura 1.2 <i>Esquema de clasificación de recursos y reservas minerales (Stephenson, 2001)</i>	10
Figura 1.3 <i>Diagrama de métodos de evaluación de recursos</i>	11
Figura 1.4 <i>Etapas de aprovechamiento de materiales no metálico</i>	15
Figura 1.6 <i>Diagrama de factores de riesgos</i>	18
Figura 1.7 <i>Normativa legal aplicable a las explotaciones no metálicas en Ecuador</i>	19
Figura 2.1 <i>Metodología aplicada para el desarrollo del proyecto</i>	21
Figura 2.2 <i>Plan de vuelo con drone DJI Mavic</i>	25
Figura 2.3 <i>Colocación de antena GNSS</i>	25
Figura 2.4 <i>Colocación de puntos de referencia previo al vuelo</i>	25
Figura 2.5 <i>Puntos de muestreo para el análisis de carbonatos de calcio</i>	26
Figura 2.6 <i>Toma de muestras con excavadora</i>	27
Figura 2.7 <i>Toma de muestras manuales</i>	27
Figura 2.8 <i>Procedimiento para la caracterización geomecánica</i>	28
Figura 2.10 <i>Identificación de familias de discontinuidades</i>	28
Figura 2.9 <i>Uso del esclerómetro</i>	28
Figura 2.11 <i>Muestras en el horno</i>	30
Figura 2.12 <i>Pesaje de muestras tomadas en campo</i>	30
Figura 2.14 <i>Tabulación de muestra</i>	31
Figura 2.13 <i>Secado de muestra</i>	31
Figura 2.16 <i>Pesaje en balanza de flotabilidad</i>	32
Figura 2.15 <i>Aplicación de parafina</i>	32
Figura 2.18 <i>Ensayo de RCS</i>	32
Figura 2.17 <i>Extracción de núcleo de roca</i>	32
Figura 2.19 <i>Metodología de explotación</i>	38
Figura 3.1 <i>Mapa topográfico</i>	58
Figura 3.2 <i>Mapa estructural</i>	58
Figura 3.3 <i>Mapa Fase 1- Delimitación del área de la Fase 1 para el diseño de explotación</i>	59
Figura 3.4 <i>Curva granulométrica, muestra tomada en calicata</i>	60
Figura 3.5 <i>Porcentaje de carbonato de calcio en la concesión El Fusil</i>	64
Figura 3.6 <i>Fase 1 de explotación dividida en secciones en dirección norte-sur</i>	65
Figura 3.7 <i>Perfiles de la zona de interés</i>	66

Figura 3. 8	<i>Perfiles de la zona de la sobrecarga.</i>	68
Figura 3. 9	<i>Dirección de explotación de la cantera.</i>	70
Figura 3. 10	<i>Vías de acceso de la concesión el Fusil.</i>	71
Figura 3. 11	<i>Esquema de rampa de acceso de la concesión el Fusil.</i>	72
Figura 3. 12	<i>Esquema de rampa de acceso de la concesión el Fusil para la Fase 1 de explotación.</i>	73
Figura 3. 13	<i>Esquemas de parámetros de diseño.</i>	74
Figura 3. 14	<i>Profundidad límite de la cantera (H).</i>	75
Figura 3. 15	<i>Esquema del espaciamiento y burden de las perforaciones.</i>	77
Figura 3. 16	<i>Esquema del diseño de perforación.</i>	77
Figura 3. 17	<i>Esquema para carga de barreno.</i>	79
Figura 3. 18	<i>Dirección de salida de la voladura.</i>	80
Figura 3. 19	<i>Simulación del diseño de explotación de la concesión El Fusil.</i>	81
Figura 3. 20	<i>Número de cortes geológicos para el análisis minero geométrico.</i>	82
Figura 3. 21	<i>Perfiles para el análisis minero geométrico.</i>	82
Figura 3. 22	<i>Resultados del análisis minero geométrico.</i>	83
Figura 3. 23	<i>Resultados del análisis minero geométrico para el diseño de explotación.</i>	84
Figura 3. 24	<i>Gráfico general del análisis minero geométrico para el diseño de explotación.</i>	84
Figura 3. 25	<i>Gráfico general del análisis minero geométrico para el diseño de explotación por etapas.</i>	85
Figura 3.26	<i>Áreas de Influencia socioeconómica directa e indirecta.</i>	87
Figura 3.27	<i>Distribución de prioridad de riesgo hacia el operador de excavadora.</i>	88
Figura 3. 28	<i>Distribución de prioridad de riesgo hacia el operador de volqueta.</i>	89
Figura 3. 29	<i>Distribución de prioridad de riesgo hacia el perforista.</i>	89
Figura 3. 30	<i>Distribución de prioridad de riesgo hacia el ayudante de perforista.</i>	90

Índice de tablas

Tabla 1.1 <i>Datos generales de concesión minera (ARCERNNR, 2020).</i>	5
Tabla 1.2 <i>Ubicación de coordenadas UTM del área minera El Fusil (ARCERNNR, 2020).</i>	6
Tabla 1.3 <i>Categorías de pureza según su porcentaje de carbonato de calcio.</i>	14
Tabla 2.1 <i>Distribución de días laborables en el año.</i>	35
Tabla 2.2 <i>Clasificación de las rocas según Protodiakonov.</i>	42
Tabla 2.3 <i>Coeficiente de seguridad para estabilidad en función del tiempo.</i>	44
Tabla 2.4 <i>Parámetros óptimos para calcular el diámetro del barreno.</i>	46
Tabla 2.5 <i>Especificaciones técnicas Excavadora Hidráulica 320DL</i>	48
Tabla 2.6 <i>Especificaciones técnicas Volquete Hino serie GH-1828</i>	49
Tabla 2.7 <i>Especificaciones técnicas Perforadora Epiroc- Flexi ROC T20R</i>	50
Tabla 2.8 <i>Criterios de evaluación (Dellavedova, 2016).</i>	52
Tabla 2.9 <i>Ponderaciones del impacto total</i>	53
Tabla 2.10 <i>Especificaciones de prioridades de corrección.</i>	54
Tabla 2.11 <i>Evaluación de nivel de deficiencia.</i>	55
Tabla 2.12 <i>Evaluación de nivel de exposición.</i>	55
Tabla 2.13 <i>Evaluación de nivel de consecuencia.</i>	56
Tabla 3.1 <i>Composición del suelo según el método SUCS.</i>	60
Tabla 3.2 <i>Cálculos de humedad de las muestras tomadas en campo.</i>	61
Tabla 3.3 <i>Resultados del ensayo de resistencia a la compresión simple.</i>	62
Tabla 3.4 <i>Resultados del análisis de carbonato de calcio.</i>	63
Tabla 3.5 <i>Datos obtenidos de los perfiles para el cálculo de volumen de caliza.</i>	66
Tabla 3.6 <i>Datos obtenidos de los perfiles para el cálculo de volumen de sobrecarga.</i>	68
Tabla 3.7 <i>Datos de producción obtenidas en base la planta de procesamiento.</i>	70
Tabla 3.8 <i>Datos para el diseño de explotación.</i>	74
Tabla 3.9 <i>Resultados de rendimiento de la maquinaria y transporte.</i>	75
Tabla 3.10 <i>Parámetros para el diseño de perforación.</i>	76
Tabla 3.11 <i>Parámetros utilizados para la voladura.</i>	78
Tabla 3.12 <i>Área de influencia directa.</i>	86
Tabla 3.13 <i>Área de influencia indirecta.</i>	86

Capítulo 1

1.1 Introducción

La minería no metálica ha sido una actividad fundamental en la explotación de los recursos naturales que no están relacionados con minerales y desempeñan un papel crucial en numerosas industrias y sectores de la economía (Herrmann y Zappettini, 2014).

La minería no metálica proporciona los materiales necesarios para la construcción de infraestructuras, la fabricación de productos industriales, y una amplia gama de aplicaciones comerciales y domésticas. Los materiales no metálicos son componentes clave en la producción de cemento, vidrio, cerámica, fertilizantes, productos químicos, áridos para la construcción, entre otros (Lu et al., 2023).

En Ecuador, la minería no metálica ha representado un gran aporte, experimentando un notable crecimiento en los últimos años. En el informe del 2022 del Ministerio de Energía y Minas indica que en el 2018 los ingresos provenientes de la misma alcanzaron los 4.31 millones de dólares, con una producción de 5.84 millones de toneladas. Es importante mencionar que, el PIB minero nacional se calcula mediante dos categorías en las cuentas nacionales: Explotación de minas y canteras y Fabricación de otros productos minerales no metálicos, que según reporte del Ministerio de Energía y Minas de Ecuador se ha mantenido en 1.6% desde el 2016 (Ministerio de Energía y Minas, 2022).

El trabajo de titulación se basará en la concesión minera, El Fusil, código 700415, con un área de 9 hectáreas mineras y está en el km 17 de la vía Progreso–Playas. El área minera se encuentra vigente en su fase de exploración y explotación del material caliza bajo el régimen de pequeña minería (ARCERNNR, 2020).

La concesión minera El Fusil, no cuentan con estudios de exploración, evaluación de recursos y diseño de exploración. Es importante indicar que, su potencial geológico minero es desconocido debido a la falta de trabajos de investigación en esta zona.

El presente proyecto integrador tiene como propósito proponer la evaluación de los recursos y el diseño de un sistema explotación a cielo abierto, que permita tener evaluado los recursos de caliza y la explotación del material necesario para cubrir la producción de capacidad de la planta de 1500 toneladas mensual, con base en criterios técnicos, socioambientales y de seguridad, para la explotación eficiente y sostenible de los materiales no metálicos.

1.2 Descripción del problema

La concesión minera no metálica El Fusil, código 700415, ubicada en Playas, provincia de Guayas, no cuenta con información sobre sus reservas explotables y, por ende, no tiene un diseño de explotación que permita al titular minero optimizar sus procesos extractivos y operar con base en criterios técnicos, ambientales y de seguridad. En este contexto, se requiere caracterizar la caliza y realizar una evaluación de recursos del yacimiento para, posteriormente, proponer un diseño de un sistema de explotación que le permita al titular operar en cumplimiento con la normativa minera, ambiental y de seguridad.

1.3 Justificación del problema

Este proyecto representa una contribución significativa a la industria minera no metálica. Actualmente, la ausencia de los datos de los recursos de caliza de interés puede generar obstáculos para el avance de esta, por lo que es indispensable la realización de un levantamiento geomecánico, estructural y analizar el % de carbonato de calcio, así como la evaluación de recursos indicados. Por ende, por tratarse de un yacimiento de calizas, esto permitirá desarrollar el diseño del sistema de explotación óptimo, socialmente viable como ambientalmente sostenible y con seguridad.

1.4 Objetivos

1.4.1 Objetivo general

Proponer el diseño de explotación a cielo abierto, con base en criterios técnicos, socioambientales y de seguridad, para la explotación eficiente y sostenible de los materiales no metálicos de la concesión minera con código 700415.

1.4.2 Objetivos específicos

1. Cuantificar los recursos explotables de la concesión minera con código 700415, mediante el levantamiento topográfico y la caracterización de los materiales.
2. Proponer un sistema de diseño de explotación a cielo abierto considerando aspectos técnicos, socioambientales y de seguridad en las operaciones mineras, en cumplimiento con la normativa minera aplicable.

1.5 Marco teórico

1.5.1 Antecedentes

A nivel nacional se investigó el siguiente proyecto "Diseño de explotación de caliza para la cantera Cerro Azul" ubicada al oeste de la ciudad de Guayaquil, donde se tiene una planificación minera a 5 años con un plan de explotación a largo plazo de las reservas de la cantera. El diseño que se propone es un banqueo descendente en el cual se ha diseñado 8 niveles de explotación con una altura de 10 metros cada uno; de igual forma se obtuvo un volumen de reservas a extraer de 182478.15 m³ mediante la realización de 5 cortes longitudinales en sentido SE-NO y transversales en sentido SO-NE (Alvear et al., 2011).

De igual manera a nivel internacional se analizó el proyecto "Diseño de Plan de Minado para la explotación minera de la roca caliza en la concesión Cerro Huandorchugo perteneciente a la empresa Hazmat Transport" donde las reservas encontradas en el área de estudio corresponden a la formación geológica Cajamarca, estas se calcularon utilizando el método de perfiles y de la

inversa al cuadrado de la distancia. Los resultados de la investigación indican la aplicación del método de explotación por banqueo, utilizando bancos con una pendiente de talud de 65° y una altura de 2,6 metros (Salazar Julcamoro & Silva Lucano, 2023).

Se evidencia que el proyecto del diseño de explotación en la concesión el Fusil se lo realizará en un área intervenida y a escala de pequeña minería en comparación a los trabajos indicados anteriormente.

1.5.2 Descripción del área de estudio

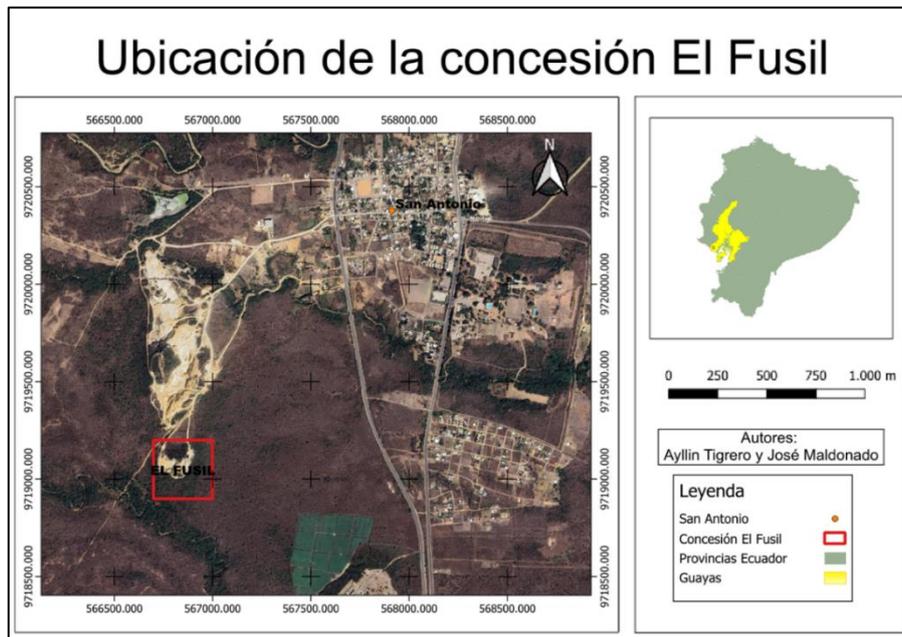
a) Ubicación del área de estudio

La concesión minera El Fusil con código #700415 se encuentra ubicada en la provincia del Guayas, cantón General Villamil-Playas, comuna San Antonio (Figura 1.1). La Tabla 1.1 presenta los datos generales de la concesión minera. Con base en la información del catastro minero de ARCERNNR las coordenadas en UTM Datum PSAD se presentan en la Tabla 1.2.

Tabla 1.1

Datos generales de concesión minera (ARCERNNR, 2020).

Código Catastral	700415	Fecha de inscripción	07/02/2002
Titular	Ruano Azua José	Mineral de interés	Caliza
Tipo de mineral	No Metálico	Tipo de solicitud	Concesión minera
Provincia	Guayas	Cantón	Playas
Plazo (meses)	261	Superficie	9 ha
Fase de recurso	Exploración-Explotación	Estado actual	Inscrita

Figura 1.1*Ubicación de concesión minera El Fusil***Tabla 1.2***Ubicación de coordenadas UTM del área minera El Fusil (ARCERNNR, 2020).*

Concesión Minera El Fusil		
Coordenada UTM, Datum PSAD 56, Zona 17 Sur		
Vértice	Coordenadas X	Coordenadas Y
1	566442	9718825
2	566742	9718825
3	566442	9718526
4	566742	9718526

1.5.3 Geología

a) Geología regional

Formación Cayo

Se encuentra dispuesta sobre la formación Piñón, compuesta por una amplia gama de estratos en los que se destacan las areniscas, tobas y conglomerados volcánicos; cerca de

Guayaquil predominan estratificaciones de colores oscuros de lutitas y calizas silicosas. Está esparcida de foraminíferos y contiene algo de radiolarios.

Los conglomerados y areniscas contienen cantos rodados y aglomerados volcánicos en pequeñas proporciones. Las lutitas presentan alto porcentaje de sílice que gradúan desde argilitas silicosas hasta el tope donde finalmente dominan los cherts, también aparecen tobas de dureza variada con coloraciones verdosas y azul grisáceas formando parte de la porción alta de la formación, aparecen como delgados horizontes de estratos de hasta 6 metros de espesor (Núñez, 2003).

Formación Guayaquil

Representa el cretáceo superior de la costa ecuatoriana y se encuentra dispuesta sobre la formación Guayaquil, consiste en estratificaciones masivas y delgadas de lutitas, arcilita y tobas parcialmente deformadas de color gris, verdoso oscuro y negro, se pueden identificar estructuras sin-sedimentarias y rizaduras. En la parte superior se puede presenciar su carácter calcáreo secundario con concreciones de cherts que varían de tamaño desde centímetros hasta algunos metros. Se presentan variadas deformaciones estructurales debido a la inestabilidad tectónica de la región, lo que ha ocasionado una violenta deposición de los estratos (Núñez, 2003).

b) *Geología local*

Grupo Progreso

Este nombre fue dado por los geólogos de I.E.P.C para describir una secuencia de areniscas, lutitas y conglomerados que afloran en la parte suroriental de la Cuenca Progreso. Incluye formaciones de San Antonio, Progreso y Cerro Mala de la base hasta la cima respectivamente. Este grupo se superpone al grupo Dos Bocas con inconformidad cuestionable y es sobreyacida por el Grupo Lechuza con aparente conformidad. Ocupa la superficie de la zona central sudoriental de

la Cuenca Progreso y se extiende en la Isla Puná. Con base en su rica megafauna, dicho grupo se encuentra correlacionado con la Formación Zorritos en Perú (Deniaud, 1998).

Formación San Antonio

Los geólogos del I.E.P.C describieron la Formación San Antonio como una serie de rocas calizas que contienen fósiles, las cuales se encuentran en la superficie de la colina San Antonio, a unos 10 km al norte de Playas. En este lugar, la formación de estas calizas, ricas en algas, presenta un grosor variable y ha sido fuertemente deformada y fracturada. La distribución de esta formación podría estar limitada al flanco suroeste de la Cuenca Progreso, a pesar de que las calizas de Bellavista de Zacachum comparten un conjunto de fauna similar. Hasta el momento, no se ha podido observar la base ni la cima de esta formación.

Además de lithothamnium y bryozoans, que comprende la mayoría de los marcos de estas calizas son foraminíferos como *Amphistegina* sp., *Rupertia* sp., *Textularia* sp., *Robulus* sp. Y *Sphaerogypsina* sp. Que indican una edad miocena. En efecto, debido a la abundancia de algas coralinas, la formación de San Antonio se confunde a menudo por la Formación San Eduardo.

En la cantera de San Antonio, una sección parcial consta de varios adelgazamientos y ciclos ascendentes de algas coralinas y packstones foraminíferos y grainstones intercaladas con foraminíferos que llevan piedra caliza y piedras raras.

Los megafósiles encontrados en el lugar indican que la formación pertenece al Mioceno. Entre estos fósiles, se destacan *Amphisteginae rupertia* sp., *Textularia* sp., *Robulus* sp., *Sphaerogypsina* sp., bryozoans y *Lithothamnion*. La presencia de estas especies sugiere que el ambiente en el que se formaron era poco profundo y con alta energía. Los diferentes tipos de capas indican variaciones en la energía del ambiente, desde lagunas hasta zonas más abiertas (peritidales). Las estructuras construidas por las algas coralinas competían por espacio en estos sustratos duros marinos poco profundos. Estas algas eran más resistentes a la energía del agua y la luz que los corales (Deniaud, 1998).

Formación San Eduardo (Caliza de San Antonio)

En la zona San Antonio, dentro de una falla geológica, se pueden observar rocas calizas de color crema y habano que se formaron en arrecifes. Estas rocas contienen algas y foraminíferos, y su grosor varía entre 0 y 120 metros. En 1973, el museo Británico de Historia Natural de Londres realizó estudios que identificaron la presencia de algas *Solenomeris* sp., *Archaeolithothamnium lugeoni* Pfender y *Lithothamnium jaurai* Lemoine, las cuales indican que estas rocas se formaron durante el Eoceno Medio. Debido a sus características similares en cuanto a composición y edad, se considera que la caliza de San Antonio es equivalente a la Formación San Eduardo (Núñez, 2003).

Concesión minera El Fusil

El área de estudio ubicado en la comuna de San Antonio cuenta con la presencia de dos litologías marcadas, de caliza y arcilla. La caliza de la zona es de grano fino a medio, sus colores varían de beige amarillento, beige claro, beige oscuro y gris, existiendo altas concentración de carbonato de calcio, siendo este el material de interés para varios sectores de la industria.

1.5.4 Conceptos básicos: Recursos y reservas minerales

La estimación de recursos y reservas es importante al inicio de un proyecto minero, ya que determina el valor económico de la caliza en el área de desarrollo. Considerando el volumen como de la calidad del contenido de % de carbonato de calcio para el financiamiento del proyecto.

Un recurso mineral es una concentración de material sólido de interés económico, cuyas características geológicas como su continuidad, grado y cantidad, son identificadas o calculadas mediante información geológica detallada y específica.

Por otro lado, una reserva mineral representa una parte explotable del recurso que puede ser rentable, teniendo en cuenta los factores como: dilución y pérdida de material durante la explotación, tras los estudios de explotación, caracterización del material, aspectos legales,

ambientales y sociales. Estas evaluaciones son fundamentales para justificar la explotación de la recurso mineral (Figura 1.2) (Stephenson, 2001).

Además, un aspecto fundamental en la evaluación del depósito de caliza es la caracterización de los recursos geológicos mediante la recopilación de datos de campo, que en este caso incluyen la toma de muestras, calicatas, afloramientos y taludes existentes de labores antiguas e interpretación geológicas. Es importante indicar que, las estimaciones de recursos y reservas se basa en la información geológica del yacimiento, considerando la geometría del yacimiento y la continuidad de la ley mineral de interés del % de carbonato de calcio (Hidalgo Ruiz, 2023).

Figura 1.2

Esquema de clasificación de recursos y reservas minerales (Stephenson, 2001).

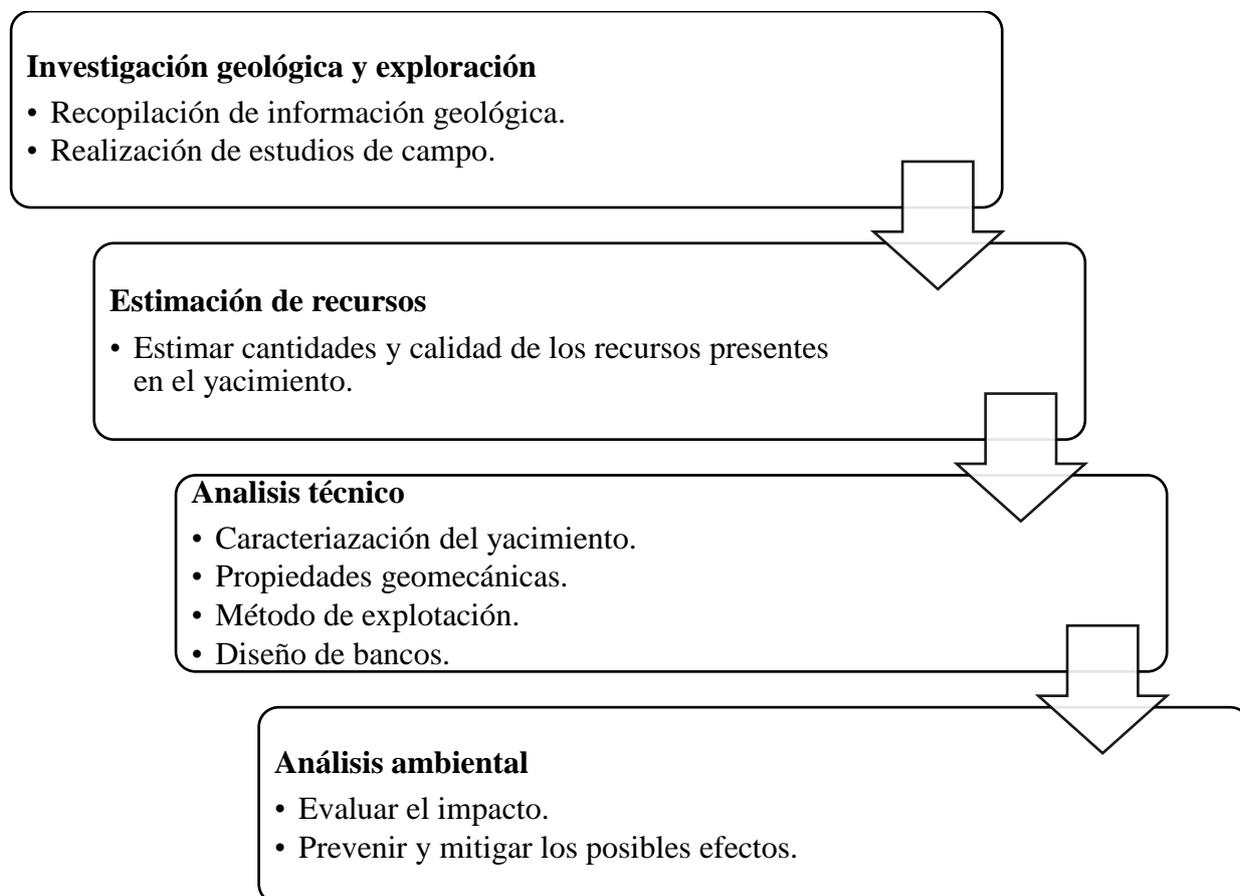


1.5.5 Métodos de evaluación de recursos

El proceso de evaluación de recursos es indispensable, y a la vez complejo, para determinar la cantidad, calidad y accesibilidad de los materiales disponibles en la misma, siguiendo una serie de pasos y metodologías (Figura 1.3).

Figura 1.3

Diagrama de métodos de evaluación de recursos.



Además, los depósitos de material no metálico están condicionados por aspectos hidrogeológicos, geométricos y la calidad del material. También, son de gran importancia los diversos factores, tanto externos e internos, para la explotación de este. Dado que estos materiales son pocos cohesionados, es posible utilizar métodos de arranque mecánico (AUSIMM, 2014).

1.5.6 Diseño del sistema de explotación a cielo abierto

El diseño de una cantera de caliza depende de diversos factores claves, como la elección del método de explotación, la geometría del yacimiento, la producción anual y la ley de corte de % de carbonato de calcio. La selección de un método de explotación a cielo abierto se basa en un previo análisis sistemático de parámetros específicos del yacimiento, como su geometría,

propiedades geomecánicas y factores económicos, ambientales, sociales y distribución de leyes en la caliza. Para la determinación del ritmo anual de producción de la vida útil del yacimiento (Herrera Herbert & Pla Ortiz de Urbina, 2006).

a) Factores geométricos

Un modelo geológico y detallado del yacimiento, que incluya información sobre la forma y las dimensiones del yacimiento, es crucial para determinar el método de explotación adecuado y establecer el volumen explotable, la densidad de fracturación o diaclasado natural del material, familias de orientaciones preferentes de debilidad del macizo rocoso, comportamiento mecánico de las discontinuidades y fracturas (Herrera Herbert & Pla Ortiz de Urbina, 2006).

b) Factores geomecánicos

Granulometría

El análisis granulométrico es una técnica analítica fundamental con amplio rango de aplicaciones en la tierra y aplicada como estudio de laboratorio. El tamaño de grano es una característica fundamental o propiedad física de muestras de partículas o sedimentos y rocas sedimentarias. El tamizado se realiza con materiales húmedos o secos, y los tamices generalmente se agitan para permitir el paso de las partículas a través de las aberturas (Teresa & Segurado, 2008).

Humedad

La humedad del suelo es un factor crucial que afecta diversas propiedades físicas del mismo, como su densidad, porosidad, compactación, permeabilidad, resistencia al corte, consistencia, capacidad de succión y color. Esta característica del suelo varía constantemente dependiendo de factores como el clima, la vegetación, la profundidad del suelo y las propiedades físicas del perfil. La humedad del suelo se define como la cantidad de agua contenida por unidad de masa de sólidos en el suelo (Flores & Alcalá, 2010).

Densidad

La densidad es propiedad fundamental de los materiales. Relaciona la masa de las partículas del material, saturada superficialmente seco, con el volumen, incorporando el espacio ocupado por los poros impermeables y permeables llenos de agua, sin incluir los espacios vacíos entre las partículas.

La densidad aparente comprende la masa por unidad de volumen de la parte impermeable de las partículas del material (INEN, 2010).

Resistencia a la compresión simple

Este ensayo permite evaluar la resistencia a la compresión simple de un material rocoso, así como determinar sus constantes elásticas: el módulo de Young y el coeficiente de Poisson. Se lleva a cabo aplicando una carga axial creciente sobre un núcleo cilíndrico de roca sin confinar hasta que se produzca la rotura (González et al., 2002).

Porosidad

El espacio poroso del suelo es la parte que no está ocupada por material sólido, y está llena de aire y/o agua. La cantidad de este espacio depende de cómo están acomodadas las partículas sólidas del suelo.

Para medir la porosidad, se puede suponer que es igual a la humedad de saturación, pero esto sólo funciona para suelos con poros conectados. En la mayoría de los casos, la porosidad calculada a partir de la densidad aparente será mayor que la cantidad de agua que se puede almacenar en el suelo cuando está saturado, esto se debe a que no todos los poros están conectados y algunos quedan llenos de aire incluso después de saturar la muestra (Flores & Alcalá, 2010).

Peso específico

El peso específico del suelo es la relación entre su peso y su volumen, y depende de la humedad, los espacios de aire y el peso específico de las partículas sólidas. Para evitar confusiones, en los ensayos de laboratorio se miden dos valores: el peso específico seco y la humedad. Es

importante diferenciar este concepto de la densidad del suelo, que relaciona la masa con el volumen (Cruz Ramos Renzo José, 2018).

c) Leyes de Corte

Las especificaciones químicas para rocas de carbonato de calcio se emplean generalmente en aplicaciones o industrias determinadas. Por lo cual la pureza de la caliza se clasifica según el porcentaje en peso de CaCO_3 como se indica en la Tabla 1.3 a continuación (Abdelaal et al., 2017).

Tabla 1. 3

Categorías de pureza según su porcentaje de carbonato de calcio (Abdelaal et al., 2017).

Clasificación de pureza	CaCO_3
Muy alta pureza	>98.5%
Alta pureza	97-98.5
Media pureza	93.5-97
Baja pureza	85-93.5%
Impura	<85%

d) Métodos de explotación

Los procedimientos empleados para la explotación de materiales de interés y sobrecarga en superficie, es conocido como método de explotación a cielo abierto, esta se adapta según la topografía del terreno y las características geométricas del yacimiento de caliza.

Cantera

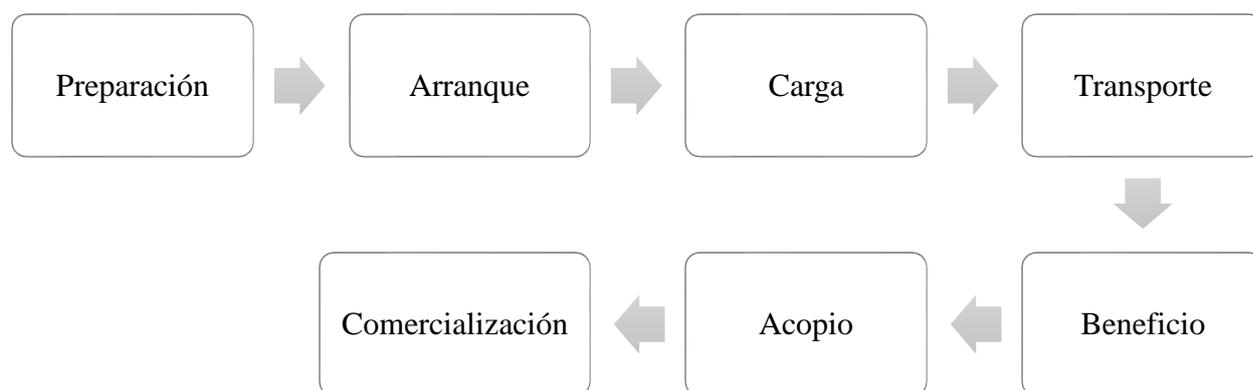
El término “cantera”, se define como una explotación minera a cielo abierto donde se extraen materiales áridos y pétreos, caliza, rocas ornamentales y material de relleno. Según la producción de la cantera se utilizan diversos métodos de explotación siendo los más comunes arranque mecánico y el de barrenado y voladura en materiales de mayor dureza y cohesión (Herrera Herbert & Pla Ortiz de Urbina, 2006).

Etapas de aprovechamiento de materiales de caliza

Las etapas de aprovechamiento de materiales no metálicos de caliza (Figura 1.4), comprende lo siguiente:

Figura 1.4

Etapas de aprovechamiento de materiales no metálico.



Acorde al Art.2 del Reglamento Especial para la Explotación de Materiales Áridos y Pétreos (Registro Oficial Suplemento 784), se considera que: Los agregados minerales que son suficientemente consistentes y resistentes a agentes atmosféricos, provenientes de macizos rocosos, generalmente magmáticos. Tanto los materiales áridos como los materiales pétreos pueden ser utilizados como materia prima en actividades de construcción (Correa Delgado, R. & Pástor Morris, 2012).

e) Factores del diseño

Para realizar la explotación de una cantera en yacimientos de caliza el procedimiento está definido por los parámetros o criterios para el diseño a cielo abierto los cuales permiten alcanzar las producciones esperadas, socioambientales y con las condiciones de seguridad.

Estabilidad de taludes

En las explotaciones a cielo abierto, la estabilidad de los taludes se distingue como un elemento crucial para el éxito del proyecto, pues de ella depende no solo la seguridad de las operaciones, sino también la rentabilidad de esta. Los estudios geotécnicos deben considerarse desde las etapas iniciales del proyecto, considerando los condicionantes geométricos específicos, como la altura del talud y del banco, y sus ángulos de inclinación. Esta evaluación inicial debe ser complementada continuamente con los datos obtenidos durante la fase de explotación, asegurando así un monitoreo constante de la estabilidad y permitiendo la toma de decisiones oportunas en caso de ser necesario.

Maquinaria

Luego de la elección del método de explotación, es necesario establecer el equipo de arranque y maquinaria de carga y transporte. La elección de maquinaria adecuada depende de la escala de la operación, las características del material y se debe considerar factores como la capacidad de carga, potencia y maniobrabilidad.

Factores que considerar para la selección de equipos:

- **Escala de la operación:** El tamaño y la capacidad de la maquinaria deben estar en concordancia con el volumen de material a extraer y procesar.
- **Características del material:** La dureza, granulometría y cohesión del material influyen en la elección del tipo **de maquinaria y sus características técnicas.**
- **Capacidad de carga:** Se debe considerar la capacidad máxima de carga de los equipos, asegurando que sea compatible con los volúmenes de material a manejar.
- **Potencia:** La potencia del motor de la maquinaria debe ser suficiente para garantizar un rendimiento eficiente y seguro durante las operaciones.

- **Maniobrabilidad:** Se debe evaluar la capacidad de maniobra de los equipos en el espacio de trabajo disponible, considerando factores como el radio de giro y la estabilidad en terrenos irregulares.

Diseño de vías

En las canteras, el diseño de vías se posiciona como un componente fundamental de la infraestructura, para garantizar un acceso seguro y eficiente a todos los bancos y escombrera de la cantera, tanto para el tránsito de personal como para la circulación de maquinaria y equipos de acarreo y transporte.

Perforación y Voladura

En las canteras, la fragmentación del material rocoso para su posterior procesamiento se hace mediante técnicas de perforación y voladura. Esta metodología, a diferencia del arranque directo empleado en formaciones tipo gravera, se caracteriza por su capacidad para fragmentar eficientemente materiales de mayor dureza y cohesión como es el caso de la caliza.

La perforación, paso inicial del proceso de voladura, para el diseño tiene como objetivo fragmentar el material de caliza de manera eficiente y segura, considerando variables como la dureza, la profundidad del banco de explotación y la distribución espacial de los barrenos. El contenido de esta sección está basado en la información proporcionada por Herrera, Herbert. (2007) en su obra “Diseño de Explotaciones de Cantera” (Herrera Herbert, 2007) .

1.5.7 Componente socioambiental

La minería no metálica en Ecuador, si bien aporta beneficios económicos, también genera impactos ambientales que deben ser gestionados técnicamente. El área de influencia directa de un proyecto minero comprende las comunidades que colinda con la concesión El Fusil. En la fase de explotación se identificará los impactos más severos, que pueden afectar al medio físico y biótico. Entre los impactos ambientales más comunes en la explotación de la caliza en la preparación, arranque, carga, transporte, beneficio y acopio que suelen impactar al suelo y aire, la alteración

del paisaje y la afectación a la biodiversidad. La gestión ambiental requiere la identificación y evaluación de los impactos ambientales, y el cumplimiento de la normativa ambiental vigente del país (Häberer, 2009).

1.5.8 *Componente de Seguridad*

Los titulares de derecho mineros son responsables de asegurar la salud y seguridad del personal durante las operaciones mineras, proveer servicios de salud y atención permanente. Además, la capacitación continua de los trabajadores sobre los riesgos asociados con sus actividades para prevenir los accidentes y enfermedades profesionales.

Las obligaciones de los empleadores en seguridad y salud laboral dependen del número de trabajadores y el nivel de riesgo (bajo, medio o alto), el sector minero está catalogado como alto riesgo por lo que se hace necesario evaluar los riesgos por puesto de trabajo (Decreto Ejecutivo No.255, 2024).

En la Figura 1.6 se muestra los factores de riesgo que se pueden identificar en la etapa de explotación en la cantera El Fusil.

Figura 1.5

Diagrama de factores de riesgos.

Mecánicos	•Caídas en alturas, caída de objetos, golpes/cortes por objetos y herramientas.
Físicos	•Ruido, vibraciones y exposición a temperaturas altas, radiaciones no ionizantes UV e IR.
Biológicos	•Animales venenosos: culebrass, alacranes, avispas, etc.
Químicos	•Manipulación de explosivos y exposición a gases tóxicos y polvo.
Ergonómicos	•Levantamiento manual de carga y posturas forzadas.
Psicosociales	•Estrés y fatiga.

1.5.9 Marco legal

La Figura 1.7 presenta la normativa general que se tiene en cuenta para la explotación de materiales no metálicos en el cantón Playas.

Figura 1.6

Normativa legal aplicable a las explotaciones no metálicas en Ecuador.

<p>Ley de Minería</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Art. 142.- Concesiones para materiales de construcción.-El Estado, por intermedio del Ministerio Sectorial, podrá otorgar concesiones para el aprovechamiento de arcillas superficiales, arenas, rocas y demás materiales de empleo directo en la industria de la construcción, con excepción de los lechos de los ríos, lagos, playas de mar y canteras.
<p>Reglamento a la Ley Minera</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Art. 44.- Competencia de los gobiernos municipales.- Los gobiernos municipales son competentes para autorizar, regular y controlar la explotación de materiales áridos y pétreos que se encuentren en los lechos de los ríos, lagos, lagunas, playas de mar y canteras, en concordancia con los procedimientos, requisitos y limitaciones que para el efecto se establezca en el reglamento especial dictado por el Ejecutivo.
<p>Código Orgánico de Organización Territorial, Autonomía y Descentralización</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Art. 141.- Ejercicio de la competencia de explotación de materiales de construcción.- Los gobiernos autónomos descentralizados municipales deberán autorizar el acceso sin costo al aprovechamiento de los materiales pétreos necesarios para la obra pública de las instituciones del sector público y de los gobiernos autónomos descentralizados, de acuerdo a los planes de ordenamiento territorial, estudios ambientales y de explotación de los recursos aprobados según ley.
<p>Reglamento Ambiental de Actividades Mineras, Ministerio Ambiente</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Art. 104.- Explotación a cielo abierto.- Los diseños de bancos de explotación en canteras y tajos abiertos, así como escombreras deberán permitir la rehabilitación y revegetación posterior al cierre de operaciones. Se propenderá a diseñar estas instalaciones con un ángulo de liquidación que garantice la estabilidad geomecánica del área afectada.

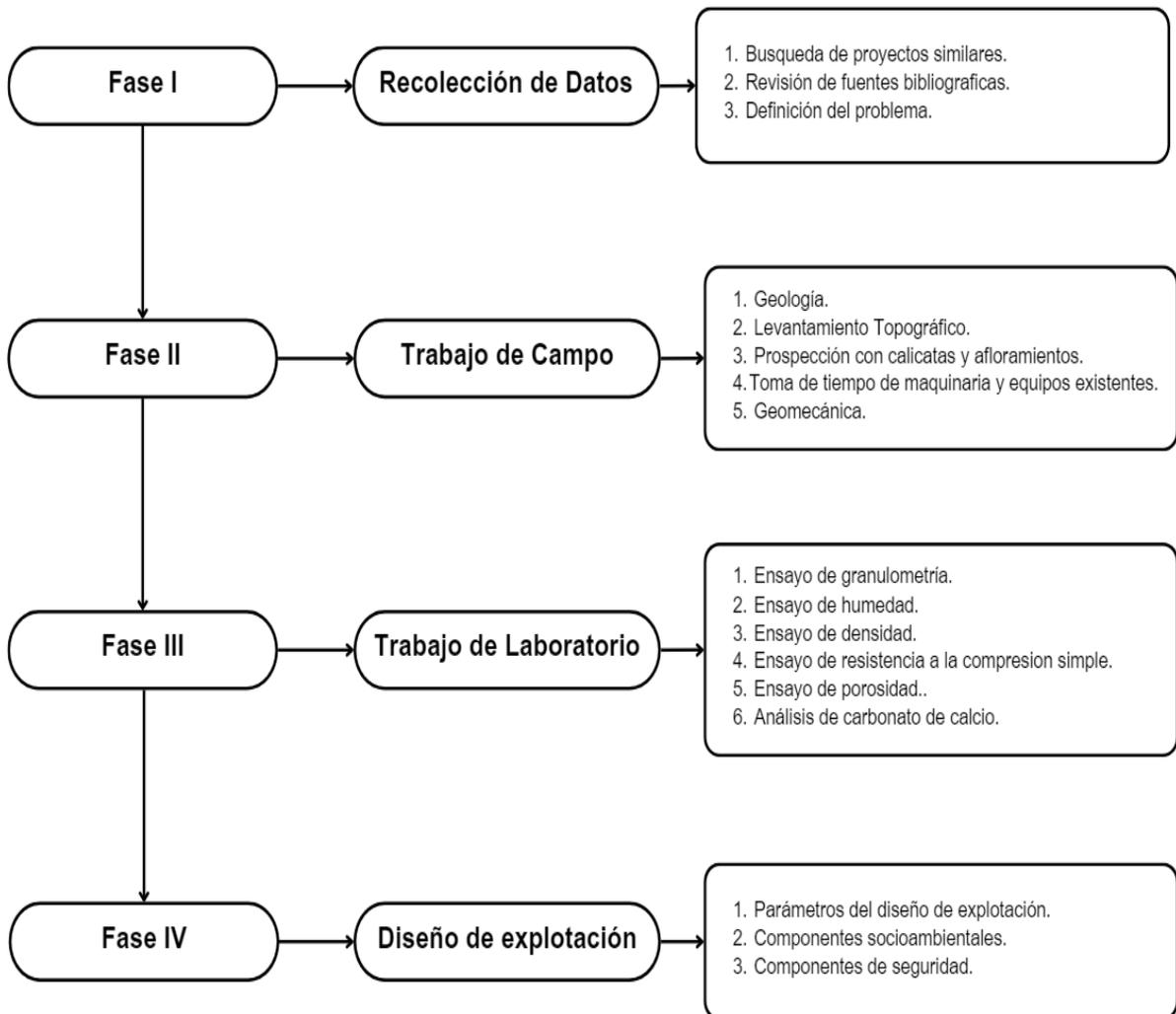
Capítulo 2

2. Metodología

El proyecto de titulación ha sido organizado en cuatro fases, como se puede observar en la Figura 2.1. La primera fase consiste en la recopilación de datos bibliográficos, seguida por el trabajo de campo, trabajo de laboratorio y finalmente la evaluación de recursos inferidos y diseño de explotación.

Figura 2.1

Metodología aplicada para el desarrollo del proyecto.



2.1 Técnicas de investigación

Para este proyecto integrador se desarrollarán las actividades que se mencionan a continuación:

2.1.1 Fase I recolección de datos

La fase inicial del proyecto consistió en la recopilación de datos bibliográficos de proyectos similares, manuales de diseño, fichas técnicas de equipos y maquinaria del fabricante, leyes y reglamentos vigentes para el control de la explotación a cielo abierto e información de la concesión aledaña de la zona El Polígono.

2.1.2 Fase II trabajo de campo

En esta fase del proyecto, se llevó a cabo la recopilación de información de campo como: exploración geológica con calicatas, afloramientos, geología, geomecánica, levantamiento topográfico, equipos y maquinarias de la cantera, para lo cual se utilizó los siguientes equipos y materiales:

- a) Brújula GeoBrunton.
- b) GPS.
- c) Esclerómetro.
- d) Cronómetro.
- e) Excavadora.
- f) Flexómetro.
- g) Cinta métrica.
- h) Martillo geológico.
- i) Libreta de campo.
- j) Fundas para recolección de muestras.

2.1.3 Fase III trabajo de laboratorio

En esta fase del proyecto integrador, los ensayos de granulometría, humedad, densidad, resistencia a la compresión simple, porosidad; se realizaron en el laboratorio de Geotecnia y Construcción de la Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra y los análisis de 6 muestras de carbonato de calcio en el laboratorio de Ciencias Química de ESPOL.

2.1.4 Fase IV análisis de resultados

En la etapa final del proyecto integrador se realizó el análisis de los datos tomados en laboratorio y en campo de la concesión minera El Fusil, donde posteriormente se procedió a procesar la información para la evaluación de los recursos inferidos y los parámetros para el diseño del sistema de explotación a cielo abierto. Para esto, se utilizó los programas informáticos: Civil 3D, QGIS, Google Earth, Agisoft Metashape Professional, ArcMap.

- a) Civil 3D, se utilizó para el cálculo de reservas, modelamiento y diseño de explotación de la concesión minera El Fusil.
- b) QGIS, permitió visualizar y georreferenciar los límites de la concesión.
- c) Google Earth, se utilizó para la visualización inicial del área de estudio.
- d) Agisoft Metashape Professional, permitió procesar fotogramétricamente las imágenes digitales para generar los datos especiales en 3D.
- e) ArcMap, se utilizó para crear y administrar bases de datos geográficas.

2.2 Fase I Levantamiento de información

El objetivo principal de la Fase I corresponde a la selección de la metodología para el levantamiento y recopilación de información de datos detallados y relevantes sobre el área de la concesión El Fusil para el diseño de explotación minera, y evaluar los recursos inferidos y componentes técnicos, socioambientales y de seguridad en el diseño de explotación a cielo abierto.

En el área de estudio El Fusil, la geología se caracterizó a nivel regional de la comuna San Antonio y local de la concesión, conceptos de los recursos y reservas mineras, método de evaluación de recursos inferidos, parámetros de diseños de explotación a cielo abierto.

Se determinó los componentes técnicos, socioambientales y de seguridad relevantes en la fase de explotación con el análisis de aspectos legales y reglamentos vigentes.

2.3 Situación actual de la concesión El Fusil - Fase II Recolección de datos de campo

2.3.1 Geología local

Para el estudio geológico del yacimiento, se utilizó como base el mapa geológico nacional del Ecuador. Este mapa permitió identificar las distintas formaciones geológicas presentes en el área de interés y caracterizar los materiales que componen cada una. La metodología empleada consistió en obtener el mapa geológico nacional del Instituto Geográfico Militar (IGM), importarlo a un Sistema de Información Geográfica (SIG) para analizarlo y luego delimitar la concesión minera El Fusil para evaluar el potencial de caliza en la zona.

2.3.2 Levantamiento topográfico

Para obtener la topografía de la concesión minera, el Fusil se realizó con una combinación de técnicas. Inicialmente, se realizó un levantamiento aéreo utilizando un dron DJI MAVIC (Figura 2.2). Se planificó un vuelo que cubrió un área de 9 hectáreas, capturando imágenes a una altura de 90 metros. Estas imágenes fueron procesadas para generar una ortofoto de alta resolución, que sirvió como base para la interpretación visual del terreno y la planificación de las tareas de campo.

Para obtener datos topográficos más precisos y detallados, se complementó el levantamiento aéreo con mediciones terrestres empleando el método RTK con antenas GNSS (Figura 2.3). Estos datos, junto con la información obtenida del dron, permitieron generar un

Modelo Digital del Terreno (DEM), la ortofoto, una memoria técnica detallada del proceso y un mapa de perfiles longitudinales (Figura 2.4).

Figura 2.2

Plan de vuelo con drone DJI Mavic.

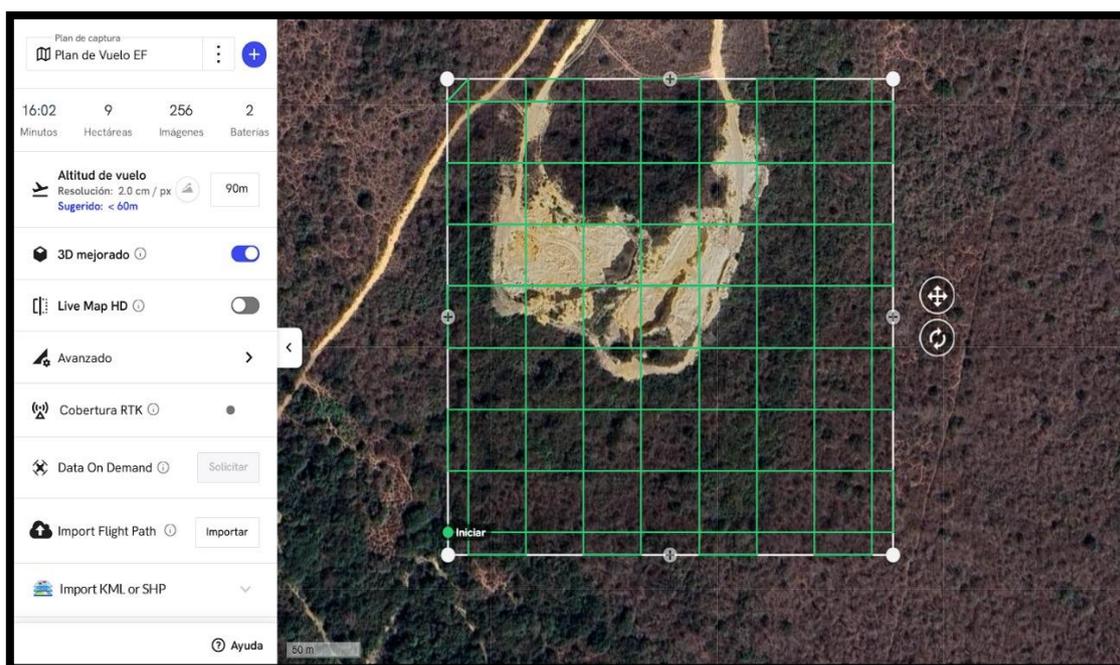


Figura 2.3

Colocación de antena GNSS.



Figura 2.4

Colocación de puntos de referencia previo al vuelo.



2.3.3 Muestreo sistemático para la caracterización geoquímica

Para caracterizar la variabilidad del contenido de % de carbonato de calcio, se llevó a cabo un muestreo geotécnico. Se seleccionaron estratégicamente un total de 6 puntos de muestreo, considerando aspectos geológicos y de accesibilidad (Figura 2.5). Utilizando la excavadora para el muestreo mecánico en los puntos 1, 2 y 3 y herramientas para el muestreo en los puntos 4, 5 y 6, se extrajeron muestras de 20 kg en cada punto (Figura 2.6).

Las muestras fueron georreferenciadas mediante GPS y colocadas en bolsas de plástico para su posterior análisis en laboratorio (Figura 2.7). Posteriormente, se empleó el método de Kriging en el software ArcGis para interpolar los datos obtenidos del laboratorio y generar un mapa de distribución del % de carbonato de calcio en el área explorada, permitiendo estimar los valores en las zonas no muestreadas.

Figura 2.5

Puntos de muestreo para el análisis de carbonatos de calcio.



Figura 2. 6

Toma de muestras con excavadora.

**Figura 2. 7**

Toma de muestras manuales.



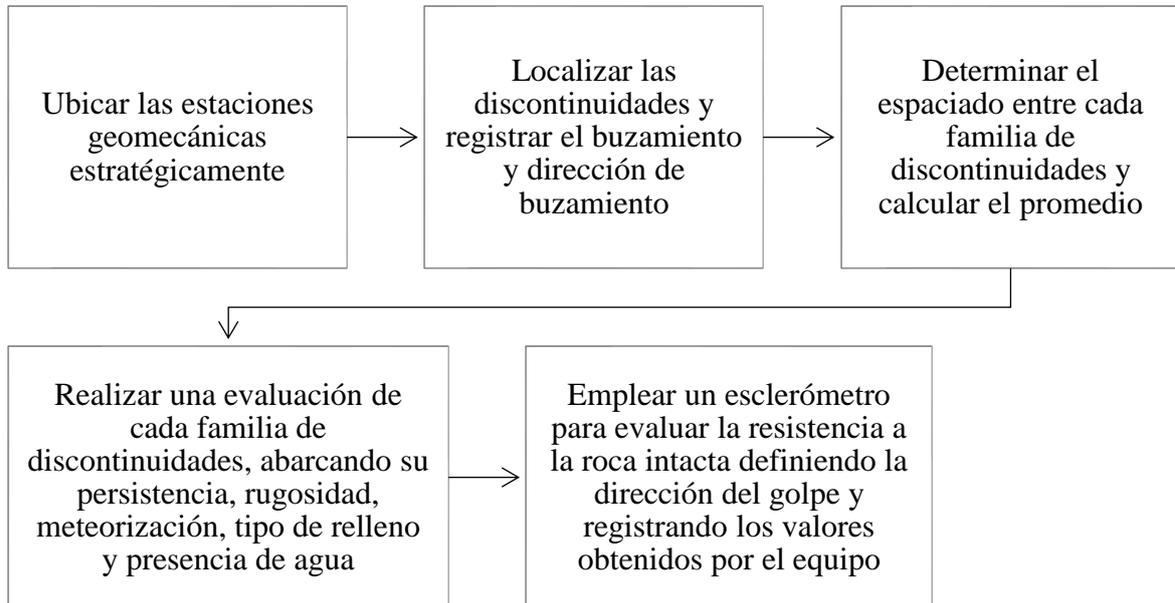
Con los datos obtenidos en laboratorio del análisis de % de carbonato de calcio de las 6 muestras tomadas en campo se realizó la simulación con el método geoestadístico de Kriging ordinario en ArcMap, dicho método usa los valores de una variable en puntos conocidos para estimar valores en puntos desconocidos; se basa en el principio de que los puntos cercanos espacialmente tienden a tener valores similares.

2.3.4 Geomecánica

Para realizar una caracterización geomecánica se establecieron las estaciones de trabajo estratégicamente (Figura 2.8). La selección de estas ubicaciones se basó en tres criterios fundamentales: Variación en la litología, grado de meteorización y presencia de estructuras geológicas influyentes (Figura 2.9 - 2.10).

Figura 2.8

Procedimiento para la caracterización geomecánica.

**Figura 2.9**

Uso del esclerómetro.

**Figura 2.10**

Identificación de familias de discontinuidades.



2.3.5 Maquinaria y Volqueta

El concesionario minero en el proyecto empleará para la explotación la excavadora hidráulica Caterpillar 320 DL, y la volqueta Hino serie 500 J08E-WB de capacidad 10 toneladas

que actualmente disponen. Para los dos casos se considera las hojas técnicas que proporciona el fabricante.

2.4 Análisis de muestras - Fase III Trabajo de laboratorio

2.4.1 Ensayo de granulometría

Para este ensayo, se colocó la muestra al horno para que se seque por completo, y se ejecutó el siguiente procedimiento:

- 1) Tomar una cantidad mínima de caliza, según el tamaño máximo nominal de la muestra.
- 2) Cuartear el material para tener una muestra representativa.
- 3) Determinar el peso de la muestra cuarteada y anotar el valor obtenido.
- 4) Armar la torre de tamices en orden descendente según el tamaño de abertura de la malla.
- 5) Colocar el material en la torre de tamices.
- 6) Tamizar por un tiempo de 5 minutos para agregado fino y 3 minutos para agregado grueso.
- 7) Registrar los pesos parciales de cada tamiz, tomando en cuenta el material retenido en el mismo.
- 8) Utilizar las ecuaciones para el cálculo (ecuaciones 2.1- 2.3).

$$\%Retenido = \frac{\text{Peso parcial (g)}}{\text{Peso total (g)}} \times 100 \quad (2.1)$$

$$\% Retenido acumulado = \sum \% Retenido \quad (2.2)$$

$$\% Pasante acumulado = 100\% - \% Retenido acumulado \quad (2.3)$$

2.4.2 Ensayo de humedad

Para determinar esta propiedad se realizaron los siguientes pasos:

- 1) Pesar la muestra de caliza con una balanza analítica y registrar el peso como $w_{inicial}$.
- 2) Colocar la muestra en un horno precalentado a $105\text{ }^{\circ}\text{C} \pm 5^{\circ}\text{C}$, mantener la temperatura durante al menos 24 horas o hasta que el peso de la muestra permanezca constante (Figura 2.11).
- 3) Retirar la muestra seca del horno y dejar que se enfríe a temperatura ambiente, una vez enfriada se procede a pesar la muestra nuevamente y registra el peso como w_{final} (Figura 2.12).
- 4) Calcular el porcentaje de humedad de la muestra utilizando la siguiente ecuación 2.4:

$$\text{porcentaje de humedad} = \frac{(w_{inicial} - w_{final})}{w_{inicial}} \times 100 \quad (2.4)$$

Figura 2. 12

Muestras en el horno.



Figura 2. 11

Pesaje de muestras tomadas en campo.



2.4.3 Ensayo de densidad

La determinación de esta propiedad se realizó mediante el método con parafina, usado para materiales que puedan afectar el agua. En este caso, la superficie de la muestra se recubre con una fina capa de parafina sólida antes de la inmersión.

El método con parafina consistió en:

- 1) Tomar los ejemplares de cada muestra.

- 2) Secar durante 24 horas en un horno a una temperatura de $110 \pm 5^\circ\text{C}$, para luego colocarlas en el desecador hasta que alcancen temperatura constante (Figura 2.13).
- 3) Determinar la masa de cada muestra y anotar el valor obtenido como M_s (Figura 2.14).
- 4) Preparar la parafina a una temperatura de 60°C .
- 5) Introducir los especímenes en la parafina, de forma que se forme una cubierta alrededor de las muestras (Figura 2.15).
- 6) Pesar y registrar el resultado como M_{sp} .
- 7) Pesar bajo el agua en balanza de flotabilidad y anotar su masa como M_{hp} (Figura 2.16).
- 8) Realizar los cálculos con la Ecuación 2.5.

$$\rho_{ap} = \frac{M_s}{\frac{(M_{sp} - M_{Hp})}{\rho_l} - \frac{(M_{sp} - M_s)}{\rho_p}} \times \rho_l \quad (2.5)$$

Donde:

M_s : Masa de la muestra seca (g).

M_{sp} : Masa de la muestra seca con parafina (g).

M_{Hp} : Masa de la muestra con parafina sumergida (g).

ρ_l : Densidad del líquido ($1\text{g}/\text{cm}^3$).

ρ_p : Densidad de la parafina ($0.9\text{ g}/\text{cm}^3$).

Figura 2. 14

Secado de muestra.

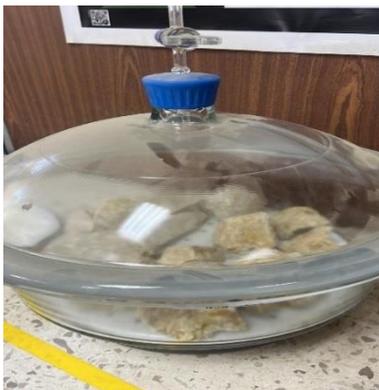


Figura 2. 13

Tabulación de muestra.



Figura 2. 16*Aplicación de parafina.***Figura 2. 15***Pesaje en balanza de flotabilidad.*

2.4.4 Ensayo de resistencia a la compresión simple

Previo al desarrollo del ensayo, se procede a la extracción del núcleo de roca como se muestra en la Figura 2.17. Para tal efecto se emplea la perforadora de núcleos ELE international, utilizando una broca de 55 mm y una velocidad de rotación de 1140 RPM.

El ensayo se llevó a cabo empleando la máquina de prueba universal de marca SHIMADZU CORPORATION. El núcleo de la muestra se colocó en la máquina, la cual registró un informe detallado de los resultados. El informe incluía la fuerza aplicada y el desplazamiento experimentado por la muestra a lo largo del tiempo, hasta alcanzar el punto de rotura, es decir, la máxima tensión que la muestra pudo soportar (Figura 2.18).

Figura 2. 18*Extracción de núcleo de roca.***Figura 2. 17***Ensayo de RCS.*

2.4.5 Porosidad

El grado de porosidad de un suelo se define como el porcentaje de espacios vacíos que presenta en relación con su volumen total.

La ecuación 2.6 que se utilizó para calcular la porosidad de la caliza es la siguiente:

$$P = \frac{\rho - \rho_a}{\rho} \quad (2.6)$$

Donde:

P= Porosidad en porcentaje del volumen total de la muestra.

ρ = Densidad real de la roca.

ρ_a = Densidad aparente de la roca

2.4.6 Análisis de carbonato de calcio

Preparación de la muestra:

Molienda: Moler la muestra de caliza hasta obtener un polvo fino para aumentar su superficie y facilitar la reacción con el ácido.

Pesaje: Pesar con precisión una cantidad conocida del polvo de caliza molida

Preparación de la titulación:

- 1) **Montaje del equipo:** Armar el equipo de titulación, que incluye una bureta, un matraz Erlenmeyer, un agitador magnético y un electrodo de pH.
- 2) **Llenado de la bureta:** Llenar la bureta con la solución de ácido clorhídrico (HCl).
- 3) **Adición de la muestra:** Colocar el polvo de caliza molida en el matraz Erlenmeyer.
- 4) **Adición de agua:** Agregar una pequeña cantidad de agua destilada al matraz Erlenmeyer para disolver la muestra.

- 5) **Inserción del electrodo de pH:** Insertar el electrodo de pH en el matraz Erlenmeyer y encender el agitador magnético.

Titulación:

- 1) **Adición de HCl:** Agregar lentamente la solución de HCl de la bureta al matraz Erlenmeyer mientras se monitorea el pH con el electrodo de pH.
- 2) **Punto final:** Continuar agregando la solución de HCl hasta que el pH alcance un punto final predeterminado, típicamente alrededor de pH 3.5-4.0.
- 3) **Registro del volumen:** Registrar el volumen de la solución de HCl agregado desde la bureta.

Cálculos:

- 1) **Moles de HCl:** Calcular los moles de HCl utilizados en la titulación usando la ecuación 2.7.

$$\text{Moles HCl} = (\text{volumen de solución HCl}) \times (\text{molaridad de solución HCl}) \quad (2.7)$$

- 2) **Moles de CaCO₃:** Dado que la reacción entre CaCO₃ y HCl produce un mol de CO₂ por cada mol de HCl consumido, los moles de CaCO₃ en la muestra se puede calcular con la ecuación 2.8:

$$\text{Moles CaCO}_3 = \text{Moles HCl} \quad (2.8)$$

- 3) **Masa de CaCO₃:** Calcular la masa de CaCO₃ en la muestra utilizando la siguiente ecuación 2.9:

$$\text{Masa CaCO}_3 = (\text{moles CaCO}_3) \times (\text{masa molar de CaCO}_3) \quad (2.9)$$

- 4) **Porcentaje de pureza:** Calcular el porcentaje de pureza de CaCO₃ en la muestra de caliza utilizando la siguiente ecuación 2.10:

$$\% \text{ pureza CaCO}_3 = (\text{masa de la muestra de caliza}) \times 100\% \quad (2.10)$$

2.5 Fase IV Diseño de explotación - Interpretación de resultados y diseño

En esta fase se consolidó los resultados obtenidos en las fases previas y se elaboró el diseño de explotación del yacimiento de caliza en la concesión El Fusil. Para la elaboración del diseño se consideró los aspectos técnicos, socioambientales y de seguridad, para así garantizar la viabilidad del proyecto con un desarrollo sostenible.

2.5.1 Parámetros del diseño de explotación.

a) Días laborables

Se propuso que para las operaciones mineras el ciclo de trabajo sea de 5 días laborables con un turno de 8 horas diarias, 2 días de descanso. La Tabla 2.1 muestra la distribución correspondiente a los días laborables para la cantera.

Tabla 2.1

Distribución de días laborables en el año.

DÍAS	NÚMERO
Días del año	365
Sábados	52
Domingos	52
Festivos	10 *(Opción a cambios)
Días laborables cantera	254

b) Producción diaria de la cantera y rendimiento por jornada

Producción Requerida por la planta de tratamiento

$$P_m = 1500 \text{ ton/mes}$$

A continuación, se presenta las ecuaciones necesarias para la producción ecuación 2.11 - 2.13.

$$P_{diaria} = \frac{P_m}{D} \quad (2.11)$$

Donde:

Pd: Producción diaria.

D: Número de días laborables.

Pm: Producción mensual.

$$P_s = P_d * N_{jc} \quad (2.12)$$

$$P_m = P_s * 4 \quad (2.13)$$

Donde:

Ps: Producción semanal.

Pm: Producción mensual.

Pd: Producción diaria.

Njc: Duración de la jornada (5 días).

Se consideró arrancar una cantidad de materia prima, cumpliendo el plan de producción se planta una voladura semanal, una voladura por día, y para calcular el volumen del material requerido en cada voladura se utiliza la ecuación 2.14.

$$V_m = \frac{P_m}{\text{número de voladuras mes}} \quad (2.14)$$

Donde:

Vm: Volumen del material requerido en cada voladura.

Pm: Producción mensual.

c) **Determinación de la vida útil de la cantera**

Además, se determinó la vida útil de la cantera utilizando la ecuación 2.15.

$$Vida\ util = \frac{Volumen\ de\ recursos\ explotables\ (Ton)}{producción\ diaria\ \left(\frac{ton}{día}\right) * dia\ laborables * meses\ laborables} \quad (2.15)$$

Donde:

Meses laborables: 12 meses.

Días laborables: 254 días.

Volumen de recursos: volumen de recursos explotables en ton.

Producción diaria: producción diaria en ton.

d) Coeficiente de destape

El coeficiente de destape es aquel que determina cuanta material estéril se debe retirar para acceder al material de interés, se utilizó la ecuación 2.16.

$$Coeficiente\ de\ destape = \frac{Material\ Esteril\ (m^3)}{Recurso\ (m^3)} \quad (2.16)$$

e) Diseño de vías de acceso

Se diseñará la vía dentro de la cantera, el transporte del material de caliza. La circulación es continua en ambos sentidos y a velocidades según la norma máxima 20 km/h.

La anchura de la vía se determinó en función de las dimensiones de la volqueta, considerando 1 carril, A continuación, se muestra la ecuación 2.17 empleada para el diseño de las vías de acceso.

$$A = a * (0.5 + 1.5 * n) \quad (2.17)$$

Donde:

A: Anchura total de la vía de acceso.

a: Anchura del vehículo de mayor dimensión.

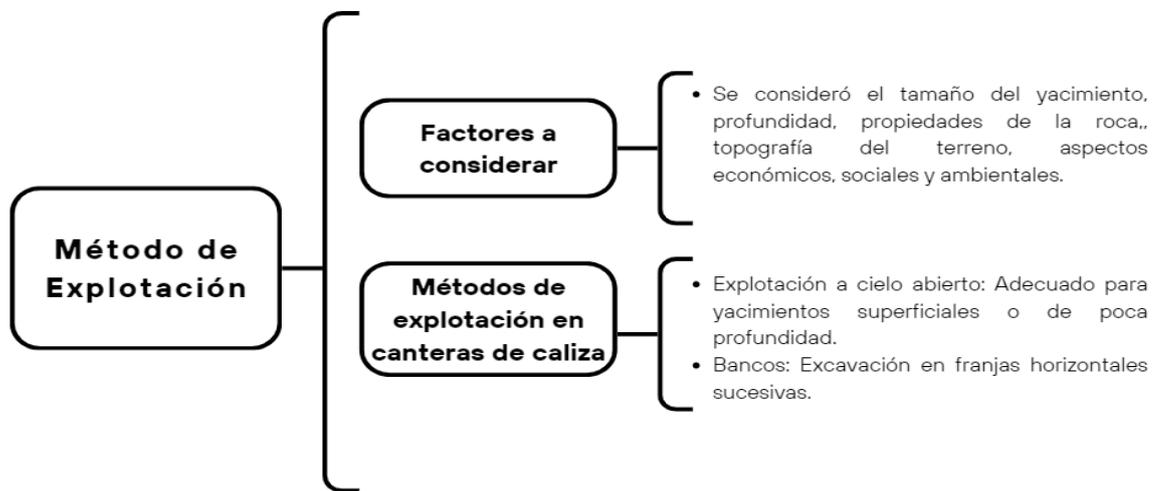
n: Número de carriles.

f) Método elegido

Luego de analizar los recursos inferidos, las características del yacimiento, el afloramiento de caliza, sobrecarga de material estéril seleccionamos el método de explotación considerando los parámetros geomecánicos para el diseño de la cantera, incluyendo la ubicación de las rampas, bancos, taludes, escombreras y otras instalaciones necesarias (Figura 2.19).

Figura 2.19

Metodología de explotación.



El método de explotación que se seleccionó es el de cielo abierto por su topografía, formación del yacimiento en bloques equidimensionales con una estructura claramente definida con buzamiento 40 grados, la estabilidad de los taludes que pueden alcanzar hasta los 90 grados, y la proximidad a la vía principal que facilita el transporte seguro del material de caliza y sobrecarga hacia a planta y escombrera respectivamente.

g) Sistema de explotación

Una vez seleccionado el método, se procedió a escoger el sistema de explotación a utilizar en el yacimiento de caliza. Este sistema debe satisfacer las siguientes exigencias:

- Permitir el movimiento de tonelaje de caliza.

- Asegurar el funcionamiento óptimo de la maquinaria para alcanzar la producción planificada 1500 ton/mes.
- Minimizar la inversión en trabajos preliminares.

El sistema de explotación por bancos descendentes fue elegido para extraer la caliza de manera eficiente, debido a la topografía, la baja sobrecarga, facilitando así los trabajos de destape del yacimiento.

h) Dimensiones de la cantera

El diseño geométrico de la cantera se orientó hacia la utilización eficiente del trabajo y de los recursos mineros de caliza. Además, se priorizó la seguridad del personal durante las operaciones de explotación. Este diseño se rigió por los siguientes parámetros:

- Se determinó la dirección óptima para la explotación.
- Se estableció la profundidad de la cantera.
- Se definieron el número y la altura de los bancos.
- Se calculó el ángulo de talud de los bancos.

i) Dirección para la explotación

La explotación en el frente de trabajo se definió llevarlo a cabo en dirección oeste-este (W-E), siguiendo la orientación y el buzamiento de las capas de caliza. Este enfoque asegura que los taludes no se encuentren paralelos a la dirección de las capas, lo que permite una mayor estabilidad estructural del terreno y reduce el riesgo de deslizamientos o colapsos.

j) Profundidad de la cantera

Se recopiló información mediante el trabajo de campo basado en los cortes topográficos que se efectuaron en el área; para así obtener que la cota más baja considerada equivale al

límite de reservas probadas en el yacimiento. Con la ecuación 2.18 se calculó que para la cota aceptable es donde se iniciarán los trabajos de explotación. Se establecieron los límites de la cantera, considerando la cota inferior de 66msnm y la superior de 87 msnm.

$$H = H_{max} - H_{min} \quad (2.18)$$

Donde:

H: Profundidad de cantera.

Hmax: Cota de nivel superior.

Hmin: Cota de nivel inferior.

k) Altura de los bancos

La altura de los bancos se estableció a partir de las dimensiones del equipo de perforación a ser utilizado y de las características del macizo rocoso. Se la definió como un macizo consolidado sin fracturamiento considerable, lo que permitirá la estabilidad en los trabajos de arranque la altura del banco se basará al alcance del equipo de perforación, ecuación 2.19.

$$H_{total} = 60 * D / 1000 \quad (2.19)$$

Donde;

Hb = Altura de banco (m)

D = Diámetro de Barrenación (mm)

El resultado se comparto con la profundidad de perforación donde se estableció optimizar la altura del banco a 5m.

l) Número de bancos

Luego de haber obtenido los datos de altura de la cantera y altura de los bancos, es indispensable calcular el número de bancos a diseñar, ecuación 2.20.

$$N_{bancos} = H/hb \quad (2.20)$$

Dónde:

H= Altura de Cantera.

Hb = Altura de banco.

m) Ángulo de talud del banco

El ángulo de talud del banco se ha determinado considerando el tipo de material en la zona (calizas) y utilizando tablas experimentales que recomiendan los valores óptimos para garantizar la estabilidad y seguridad, protegiendo tanto al personal como a la maquinaria empleada en las operaciones de extracción y transporte, ecuación 2.21.

$$\emptyset = \arctg x f \quad (2.21)$$

Dónde

\emptyset = Ángulo del talud.

f= Coeficiente de Protodiakonov (4)

Por otra parte, se determinó el Coeficiente de Protodiakonov con la Tabla 2.2 que se muestra a continuación.

De acuerdo con la Tabla 2.2, el material está clasificado en la categoría V, con un coeficiente de resistencia de 4 y un ángulo de resistencia interna de 75° 58'. Se determinó el coeficiente de estabilidad (η) para los bancos con el tiempo de servicio Tabla 2.3.

Tabla 2.2

Clasificación de las rocas según Protodiakonov (Darwin Fernando Ortiz Moscoso, 2019).

Categoría	Grado de resistencia de la roca	Roca	Coefficiente de resistencia (f)	Ángulo de resistencia interna (β)
I	Rocas resistentes en alto grado.	Las cuarcitas y basaltos resistentes, compactos y viscosos. De dureza exclusiva en relación con otras rocas.	20	80 07'
II	Rocas muy resistentes.	Rocas granitoides muy resistentes. Pórfido cuarcífero, esquistos silíceos. Cuarcitas menos resistentes. Las areniscas y calizas más resistentes	15	86 11'
III	Rocas resistentes.	Granito (compacto y rocas graníticas. Areniscas y Calizas resistentes. Filones de cuarzo mineral. Conglomerados resistentes. Minerales ferrosos muy resistentes.	10	84 18'
III a	Rocas resistentes.	Calizas (resistentes). Granito no resistente. Areniscas resistentes. Mármol resistente, dolomita, Piritas.	8	82 53'
IV	Rocas suficientemente resistentes.	Arenisca común. Minerales de hierro	6	80 32'

IV a	Idem.	Esquistos arenosos, areniscas esquistosas.	5	78 41'
V	Rocas de resistencia.	Esquistos arcillosos resistentes. Areniscas y calizas no resistentes, conglomerados suaves	4	75 58'
V a	Idem.	Diferentes esquistos (no resistentes). Margas compactas.	3	71 34'
VI	Rocas suficientemente suaves.	Esquistos suaves. Calizas, cretas, sal gema, yeso muy suave. Suelos congelados, Antrasita. Margas corrientes. Areniscas desmenuzadas, guijos cementados, suelos pedregosos.	2	63 26'
VI a	Idem.	Suelos cascajosos. Esquistos destrozados, arcillas y ripios prensados, carbón de piedra resistente, arcilla endurecida	1,5	63 23'
VII	Rocas suaves.	Arcilla (compacta). Carbón de piedra suave, recubrimientos resistentes, suelos arcillosos.	1	45 00'
VII a	Idem.	Arcilla arenosa suave, loess, grava.	0,8	38 40'
VIII	Rocas terrosas.	Suelo cultivable. Turba. Arcilla terrosa liviana. Arena húmeda.	0,6	30 58'

IX	Rocas pulverulentas.	Arena, detritus, tierra suelta, extraído.	grava, carbón	0,5	26 33'
X	Rocas fluyentes.	Arenas fluyentes, pantanosos, diluidos	suelos otros suelos	0,3	16 42'

Tabla 2.3

Coefficiente de seguridad para estabilidad en función del tiempo.

Tiempo de servicio	Coefficiente de seguridad
Durante corto tiempo (1año)	1,1 – 1,2
Periodos medianos (hasta 20 años)	1,2 – 1,5
Periodos largos (más de 20 años)	1,5 – 2
Mayor o igual a 100 años	Mayor

n) Plataforma de trabajo del banco

La anchura mínima del banco de trabajos es la suma de los espacios requeridos para que la excavadora y volqueta utilizada pueda realizar sus operaciones simultáneamente (ecuación 2.22).

$$A_{plataforma} = A + C + V + B \quad (2.22)$$

Donde:

A: Espacio de amontonamiento.

C: Espacio para construcción de cunetas de desagüe.

V: Ancho de carriles de transporte.

B: Berma de seguridad.

o) Ancho de los carriles de transporte

Del análisis realizado se propuso una vía de un carril para el transporte del material. El ancho del carril se lo calculó usando la siguiente ecuación 2.23.

$$v = (x) + 2 * a \quad (2.23)$$

Donde:

x: Ancho de operación de una volqueta siendo este 2,5m.

a: Factor de seguridad.

p) Berma de seguridad

El ancho de la berma de seguridad se calcula usando la siguiente ecuación 2.24:

$$B = H_b [\cot(\alpha) - \cot(\emptyset)] \quad (2.24)$$

Donde:

H_b = Altura del banco.

α=Ángulo de talud.

∅= Ángulo de resistencia interna.

q) Secuencia de explotación

Después de realizar el destape de la sobrecarga se empezará la explotación con las siguientes de perforación, carga y voladura, cargado y transporte de la caliza.

r) Parámetros de explotación

Diámetro de los barrenos

Para calcular el diámetro óptimo en la práctica, se deben considerar tres aspectos fundamentales:

- La disponibilidad y aplicabilidad del equipo de perforación para el proyecto en cuestión.
- La magnitud y alcance de las voladuras a realizar, así como la altura del banco planificada.
- El intervalo mínimo proyectado para el avance del banco.

La perforadora seleccionada servirá como base para determinar los parámetros posteriores, los cuales se establecerán en función de las características específicas del equipo (Tabla 2.4).

Tabla 2. 4

Parámetros óptimos para calcular el diámetro del barreno.

Datos requeridos	
Producción requerida	26.95 m ³ /día
Tipo de roca	Caliza
Densidad	2.53 g/ cm ³
Tipo de perforadoras	Flexi ROC T20 R Epiroc
Diámetro de perforadora	60 mm

Burden

El burden está determinado principalmente por el diámetro de la perforación, las propiedades de la roca, la altura del banco y las características del explosivo utilizado, que lograr un equilibrio que permita una adecuada fragmentación y un desplazamiento eficiente la caliza (ecuación 2.25).

$$B(\text{pies}) = \left(\frac{2 * SGe}{SGr} + 1.5 \right) * De \quad (2.25)$$

Donde:

B=Burden.

SGe=Gravedad específica del explosivo (0.8 g/cm³).

SGr =Gravedad específica de la roca (2.53 g/cm^3).

De = Diámetro (2.36 pulgadas) (60mm).

Espaciamiento

Se refiere a la distancia entre los taladros que están alineados en una misma fila, que permitirá la distribución uniforme de la energía la voladura, para obtener la fragmentación controlada y eficiente. A continuación, la ecuación 2.26 fue la empleada.

$$S(m) = 0.85 * B \quad (2.26)$$

Donde:

S = Espaciamiento.

B =Burden.

Sobre perforación

La importancia de los barrenos inclinados para mantener el ángulo adecuado del piso durante la perforación. Se consideró varios factores, como la dureza de la roca y el diámetro del taladro que se utilizará. Para asegurar que la perforación se realice de manera eficiente, minimizando el desgaste del barreno y reducir las vibraciones (ecuación 2.27).

$$J = (0.2 - 0.5) * B \quad (2.27)$$

Donde:

J : Sobre perforación.

B : Burden.

Longitud de perforación

Se calculó la longitud de barreno con la ecuación 2.28.

$$L \text{ perforación} = \frac{H}{\cos(\alpha)} + J \quad (2.28)$$

Donde:

J= Sobre perforación.

H= Altura del banco.

s) Selección de maquinaria, transporte y perforadora.

Para la maquinaria se considera los parámetros como la producción diaria, horas de trabajo durante el día y la producción por hora. Para el arranque y acarreo de la caliza utilizará la excavadora CAT 320 DL y para el traslado la volqueta Hino de 10 toneladas. En la Tabla 2.5 - 2.7 se detallan las especificaciones técnicas de la maquinaria que se eligió:

Tabla 2.5

Especificaciones técnicas Excavadora Hidráulica 320DL



Equipo de arranque	Excavadora
Marca	Caterpillar
Serie	320 DL
Potencia bruta	149 HP
Capacidad del cucharón	1.1
Rendimiento	23.36 m ³ /h

El rendimiento de la excavadora se calculó con la ecuación 2.29.

$$R(m^3/h) = \frac{C * f * F * E * 60}{T_c} \quad (2.29)$$

Donde,

C= Capacidad del cucharón.

F= Factor de llenado.

f= Esponjamiento.

E= Factor de eficiencia operativo.

T_c=Tiempo promedio de ciclo.

Tabla 2.6

Especificaciones técnicas Volquete Hino serie GH-1828



Equipo de carguío	Volqueta
Modelo	J08E-WB
Serie	500
Marca	Hino
Capacidad de balde	4 m ³
Potencia	250 HP
Rendimiento	4.8 m ³ /h
Número de volqueta a utilizar	1
Número de viajes al día	3

El rendimiento del volquete se calculó con la ecuación 2.30.

$$r = \frac{Q * F * f * E}{\left(\frac{tf}{60}\right) + \left(\frac{2D}{Vm * 1000}\right)} \quad (2.30)$$

Donde,

Q: Capacidad del volquete 4m³

F: Factor de carga.

f: Esponjamiento.

E: Factor de eficiencia operativa.

D: Distancia a la planta de tratamiento ida y vuelta.

V_m: Velocidad media.

En la Tabla 2.7 se analizaron las características del Martillo Perforador Neumático SRD el cual se recomienda para la etapa de explotación.

Tabla 2.7

Especificaciones técnicas Martillo Perforador Neumático SRD 25



Equipo de perforación	Martillo Perforador neumático
Marca	Atlas Copco
Serie	SRD 25
Diámetro perforación	60 mm
Profundidad de perforación	6 m
Rendimiento teórico	20.16 m _{-perforados} /h

El rendimiento de la perforadora se calculó con la ecuación 2.31.

$$R = R_t * E \quad (2.31)$$

R_t =Rendimiento teórico (20.16 $m_{-perforados/h}$)

E =Eficiencia de perforación (0.75)

2.5.2 Componentes socioambientales.

a) *Áreas de influencia Socioeconómica*

Para el análisis del área de influencia social se basó en los siguiente:

Definición del área de influencia social directa

La AID se delimitó considerando la zona que sería directamente impactada por las actividades de explotación de las calizas.

Definición del área de influencia social indirecta

La AII se estableció como la zona que, si bien no se vería directamente afectada por las actividades de explotación de la caliza, experimentaría cambios socioeconómicos como consecuencia del proyecto.

b) *Impacto ambiental*

Para analizar el impacto ambiental se empleó el método de Conesa, basado en un enfoque sistemático para identificar, evaluar y valorar los impactos ambientales. Este método estructura el análisis en fases sucesivas, comenzando por la identificación de los factores ambientales relevantes y las acciones del proyecto que pueden generar impactos. Posteriormente, se establecen relaciones de causa-efecto entre estos factores y acciones, y se evalúa la magnitud y significancia de cada impacto (Dellavedova, 2016).

En la Tabla 2.8 se detallan los criterios de evaluación para aplicar el método de Conesa.

Tabla 2.8

Criterios de evaluación (Dellavedova, 2016).

Naturaleza		Intensidad (In)	
		(Grado de destrucción)	
- Impacto beneficioso	+	- Baja	1
- Impacto perjudicial	-	- Media	2
		- Alta	4
		- Muy alta	8
		- Total	12
Extensión (Ex)		Momento (Mo)	
(Área de influencia)		(Plazo de manifestación)	
- Puntual	1	- Largo plazo	1
- Parcial	2	- Medio plazo	2
- Extensa	4	- Inmediato	4
- Total	8	- Crítico	(+4)
- Crítica	(+8)		
Persistencia (Pe)		Reversibilidad (Rv)	
(Permanencia del efecto)			
- Fugaz	1	- Corto plazo	1
- Temporal	2	- Medio plazo	2
- Permanente	4	- Irreversible	4
Sinergia (Si)		Acumulación (Ac)	
(Regularidad de manifestación)		(Incremento progresivo)	
- Sin sinergismo	1	- Simple	1
- Sinérgico	2	- Acumulativo	4
- Muy sinérgico	4		
Efecto (Ef)		Periodicidad (Pr)	
(Relación causa-efecto)		(Regularidad de manifestación)	

- Indirecto (secundario)	- Irregular y discontinuo
- Directo	- Periódico
	- Continuo

Recuperabilidad (Mc) (Reconstrucción humana)	Importancia (I)
- Recup. Inmediata	1 $I = \pm(3In + 2Ex + Mo + Pe + Rv + Si + Ac + Ef + Pr + Mc)$
- Recup. Medio plazo	2
- Mitigable	4
- Irrecuperable	8

Para realizar el cálculo de la importancia utilizamos la ecuación 2.32.

$$Importancia = \pm(3In + 2Ex + Mo + Pe + Rv + Si + Ac + Ef + Pr + Mc) \quad (2.32)$$

De igual forma en la Tabla 2.9 se detalla las ponderaciones del impacto total.

Tabla 2.9

Ponderaciones del impacto total

Irrelevante o Compatible	Impacto < 25
Moderado	$50 < Impacto \geq 25$
Severo	$75 < Impacto \geq 50$
Crítico	$Impacto \geq 75$

2.5.3 Componente de seguridad

En este apartado identificamos y evaluamos los factores de riesgos en la fase de explotación, utilizando la metodología del Instituto Nacional de Seguridad e Higiene en el Trabajo (INSHT) sobre evaluaciones de las condiciones de trabajo, con el fin de facilitar la detención de problemas.

Se aplicó metodología específica de evaluación de riesgos mecánicos, físicos, biológicos y químicos en situaciones de riesgos de demandas una investigación más exhaustiva cuando se estime pertinente.

Prioridad

La prioridad se calculó con la ecuación 2.33.

$$PR = (ND \times NE \times NC) \quad (2.33)$$

Es importante que se corrijan los riesgos con prioridades más altas, en la Tabla 2.10 se clasificó las prioridades de corrección.

Tabla 2.10

Especificaciones de prioridades de corrección.

Prioridades de corrección	
$PR \leq 40$	Justificación la corrección
$40 \leq PR \leq 150$	Relatividad urgente
$150 \leq PR \leq 600$	Urgente
$600 \leq PR$	Inmediato

a) Nivel de deficiencia

El nivel de deficiencia (ND) es el grado de conexión esperable entre los factores de riesgo evaluados y cómo directamente estos pueden causar un accidente potencial.

El nivel de deficiencia se determinó con los cuestionarios de metodología de INSHT sobre la evaluación de las condiciones de trabajo (Tabla 2.11).

Tabla 2.11*Evaluación de nivel de deficiencia.*

Nivel de deficiencia	ND	Significado
Muy deficiente	10	Se han detectado factores de riesgo significativos que determinan como muy posible la generación de fallos. El conjunto de medidas preventivas existentes respecto al riesgo resulta ineficaz.
Deficiente	6	Se ha detectado algún factor de riesgo que precisa ser corregido. La eficacia del conjunto de medidas preventivas existentes se ve reducida de forma apreciable.
Mejorable	2	Se han detectado factores de riesgo de menor importancia. La eficacia del conjunto de medidas preventivas existentes respecto al riesgo no se ve reducida de forma apreciable.
Aceptable	-	No se ha detectado anomalía destacable alguna. El riesgo está controlado. No se valora.

b) Nivel de Exposición

El nivel de exposición (NE) es la frecuencia con la que ocurre la exposición al riesgo. Se evaluó el NE considerando los tiempos de permanencia en áreas de trabajo, operaciones con máquinas, entre otros (Tabla 2.12).

Tabla 2.12*Evaluación de nivel de exposición.*

Nivel de exposición	NE	Significado
Continuidad	4	Continuamente. Varias veces en su jornada laboral con tiempo prolongado.
Frecuente	3	Varias veces en su jornada laboral, aunque sea con tiempos cortos.

Ocasional	2	Alguna vez en su jornada laboral y con periodo corto de tiempo.
Esporádica	1	En raras ocasiones, irregularmente.

c) Nivel de consecuencias

Las consecuencias de los accidentes son a lo que normalmente se espera si el riesgo se materializa. Se determinó el nivel de consecuencia (NC) con la Tabla 2.13.

Tabla 2.13

Evaluación de nivel de consecuencia.

Nivel de consecuencia	NC	Daños personales	Daños materiales
Muy deficiente	100	1 muerto o más.	Destrucción total del sistema (Difícil renovarlo).
Muy grave	60	Lesiones graves que pueden ser irreparables.	Destrucción parcial del sistema (Compleja y costosa reparación).
Grave	25	Lesiones con baja laboral.	Se requiere paro de proceso para efectuar la reparación.
Leve	10	Pequeñas lesiones que no requieren hospitalización.	Reparable sin necesidad de paro del proceso.

Capítulo 3

3. Resultados y análisis

3.1 Resultados de trabajo en campo

En la Figura 3.1 se presenta el mapa topográfico actual de la concesión El Fusil, que abarca 9 ha, el mismo incluye una ortofoto de fondo, donde se visualiza una zona de capa vegetal en los alrededores, mientras que el área central de la concesión ha sido alterada por actividades de explotación. Además, en la Figura 3.2 se puede observar el mapa estructural, que son fundamentales para el diseño de explotación.

Figura 3.1

Mapa topográfico.

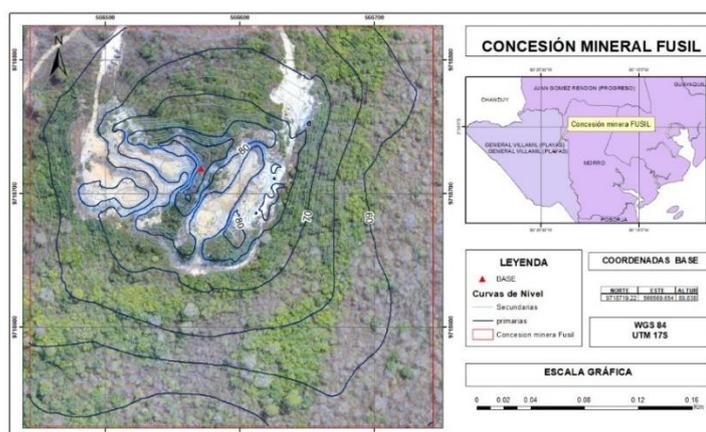
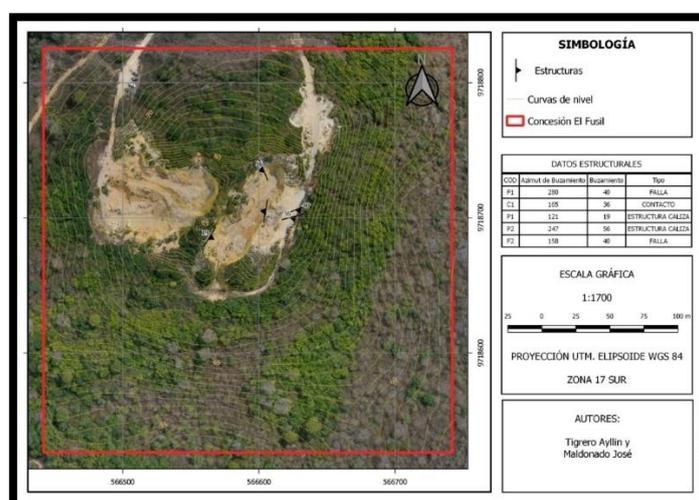


Figura 3.2

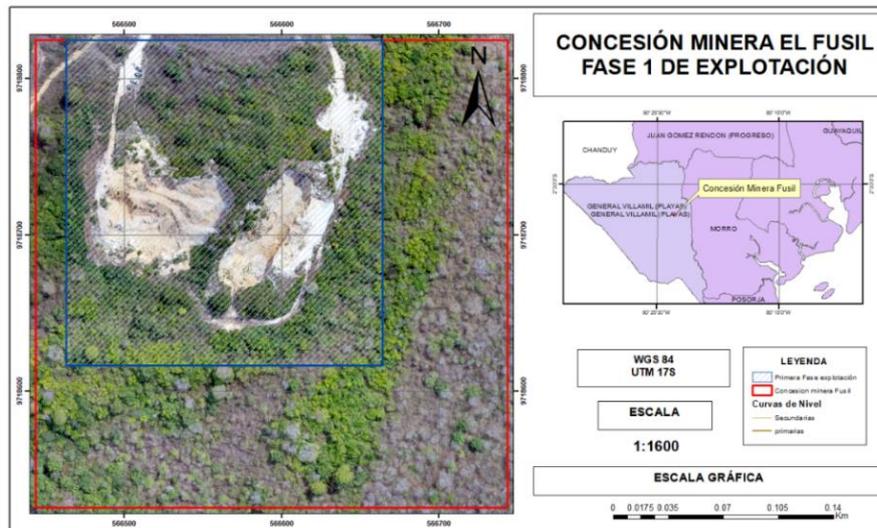
Mapa estructural.



Con los datos obtenidos en campo se definió el área que se considerara para el diseño por la Fase 1, donde se pudo hacer la exploración y tona de muestras, datos estructurales, las 2 vías de acceso existentes por las zonas explotadas para los criterios de elaboración del diseño. A continuación, la Figura 3.3, donde se delimita la Fase 1.

Figura 3.3

Mapa Fase 1- Delimitación del área de la Fase 1 para el diseño de explotación.



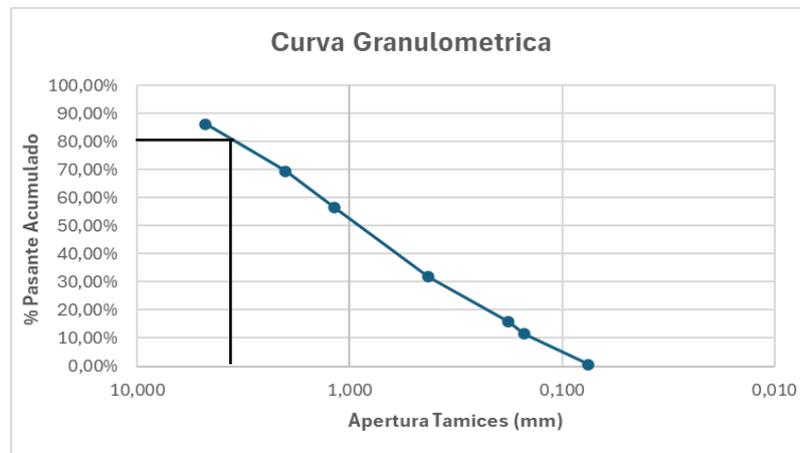
3.2 Resultados de laboratorio

3.2.1 Granulometría

La Figura 3.4 se puede identificar que la muestra del punto 6 tiene una gran distribución de tamaños de partículas, una parte tanto como finas y gruesas. Esta información es esencial para evaluar qué clase de material y sus diferentes usos, donde la granulometría influye en propiedades como la resistencia, la durabilidad y su composición granulométrica de gruesos, medios y finos según el método SUCS.

Figura 3.4

Curva granulométrica, muestra tomada en calicata.



Además, con el Apéndice A. Cálculos de granulometría, se puede describir como un suelo grueso con las siguientes composiciones Tabla 3.1.

Tabla 3.1

Composición del suelo según el método SUCS.

Composición	Porcentaje
Gruesos	61.18%
Medio	38.11%
Finos	0.71%

3.2.2 Humedad

El análisis de humedad realizado a la muestra 1 (Tabla 3.2), utilizando el método gravimétrico, arrojó un contenido de humedad de 0.864%. Este valor indica que la muestra estaba esencialmente seca al momento del ensayo.

Tabla 3. 2

Cálculos de humedad de las muestras tomadas en campo.

Muestra 1	
Recipiente 11	
Envase	99,08 g
Envase + muestra	526,28 G
Solo muestra inicial	427,2 G
Secado + envase + muestra	522,59 G
Solo muestra seca	423,51 G
HUMEDAD	0,864%

3.2.3 Densidad

El análisis de densidad realizado a las muestras con el Apéndice B utilizando el método con parafina permitió obtener una densidad promedio de 2,53 g/cm³. Los valores de densidad obtenidos están en el rango típico de la caliza, lo que sugiere que las muestras analizadas corresponden a este tipo de material.

3.2.4 Resistencia a la compresión simple

Los resultados de la prueba de compresión realizada sobre el núcleo arrojaron un valor de resistencia a la compresión de 76.96 MPa. Este valor, reportado en la Tabla 3.3, representa la máxima tensión que puede soportar la roca intacta antes de fracturarse. El reporte generado se muestra en el Apéndice C.

Tabla 3. 3

Resultados del ensayo de resistencia a la compresión simple.

MUESTRA	FUERZA MÁX. (N)	TENSIÓN MÁX. (MPa)	DESPLAZAMIENTO MÁX. (mm)
M-01	122412	76.968	1.805

3.2.5 Ensayo de porosidad

Los resultados del análisis de densidad y porosidad de la muestra de caliza mostraron una densidad real de 2,70 g/cm³, una densidad aparente de 2,53 g/cm³ y una porosidad de 6.3%.

Esta diferencia entre la densidad real y aparente se atribuye a la presencia de porosidad en la muestra. El valor de porosidad obtenido indica que la caliza presenta una porosidad moderada, lo cual puede influir en sus propiedades mecánicas y de transporte.

3.2.6 Análisis de carbonato de calcio

Los resultados de análisis de carbonato de calcio de las 6 muestras dieron como resultado los porcentajes presentados en la Tabla 3.4.

Muy alta pureza (mayor a 98.5%)

Las muestras tomadas en el Punto 2 por su concentración de carbonato de calcio de 99.28%, destacan como muestra dentro de la categoría de muy alta pureza.

Alta pureza (97% - 98.5%)

Dado que las muestras tomadas en el Punto 5 presentan una alta concentración de carbonato de calcio 97.5%, se clasifican dentro de la categoría de alta pureza.

Media pureza (93.5% - 97%)

Debido a la concentración de carbonato de calcio de 94.17%, 95.16% y 93.91% en las muestras tomadas en los Puntos 1, 3 y 6 respectivamente, están dentro de la categoría de media pureza.

Baja pureza (85 – 93.5%)

La muestra del Punto 4 la concentración de carbonato de calcio es de 85,69% está en la categoría de baja pureza. Estos resultados sugieren que el material en esta área tiene un alto nivel de impurezas que servirá para otro tipo de mercado que no sea de pinturas y del vidrio. La cual se considera para el diseño de explotación.

Tabla 3. 4

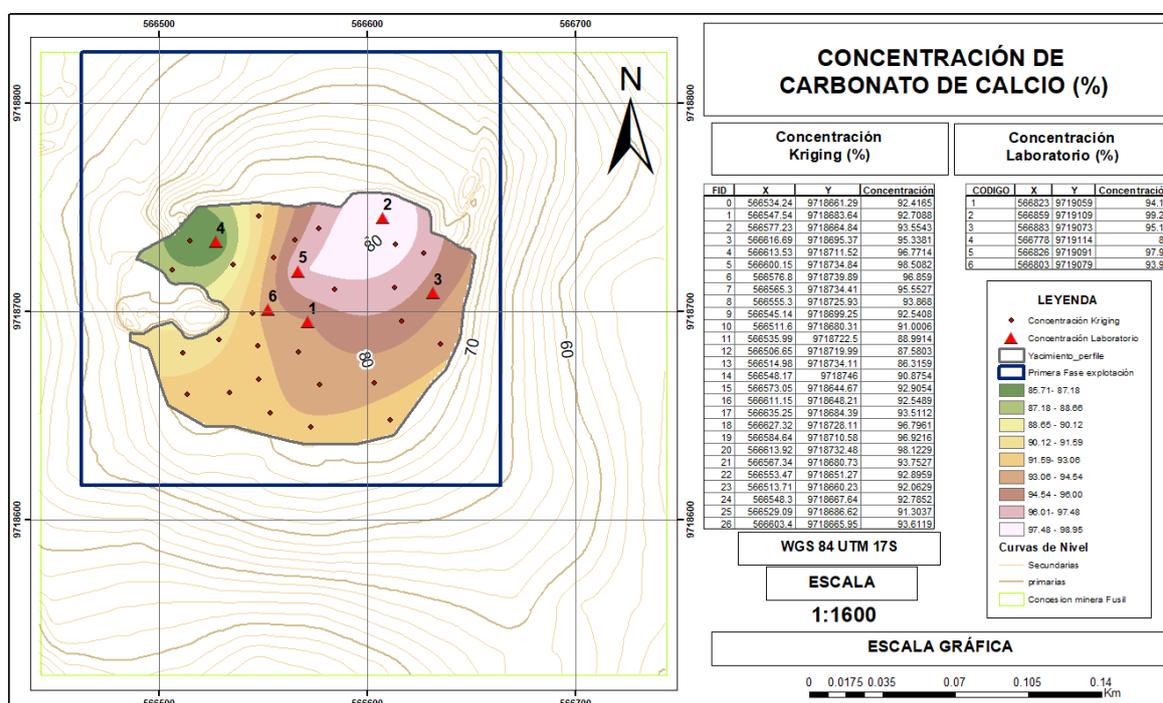
Resultados del análisis de carbonato de calcio.

Muestra	Parámetro	Unidad	Resultados	Método de Análisis	Categoría
Punto 1	Carbonato de calcio	%	94.17	ASTM C25-17	Media pureza
Punto 2	Carbonato de calcio	%	99.28	ASTM C25-17	Muy alta pureza
Punto 3	Carbonato de calcio	%	95.16	ASTM C25-17	Media pureza
Punto 4	Carbonato de calcio	%	85.69	ASTM C25-17	Baja pureza
Punto 5	Carbonato de calcio	%	97.97	ASTM C25-17	Alta pureza
Punto 6	Carbonato de calcio	%	93.91	ASTM C25-17	Media pureza

Con los resultados del porcentaje de carbonato de calcio se aplicó el método de Kriging en el software ArcMap donde se obtuvo el siguiente resultado Figura 3.5.

Figura 3.5

Porcentaje de carbonato de calcio en la concesión El Fusil.



El mapa de kriging obtenido permite visualizar de manera gráfica cómo varía la concentración de carbonato de calcio en el área de estudio. Las zonas con tonalidad rosa y rojiza indican que es probable encontrar una mayor concentración de carbonato de calcio en ese lugar, mientras que las zonas con tonalidad amarilla y verde indican una menor concentración.

3.3 Resultados de diseño

3.3.1 Diseño de explotación

a) Cálculo del volumen yacimiento

Para calcular el volumen del yacimiento, se emplearon dos métodos: el de secciones transversales y el cálculo del sólido, ambos realizados mediante el software Civil 3D.

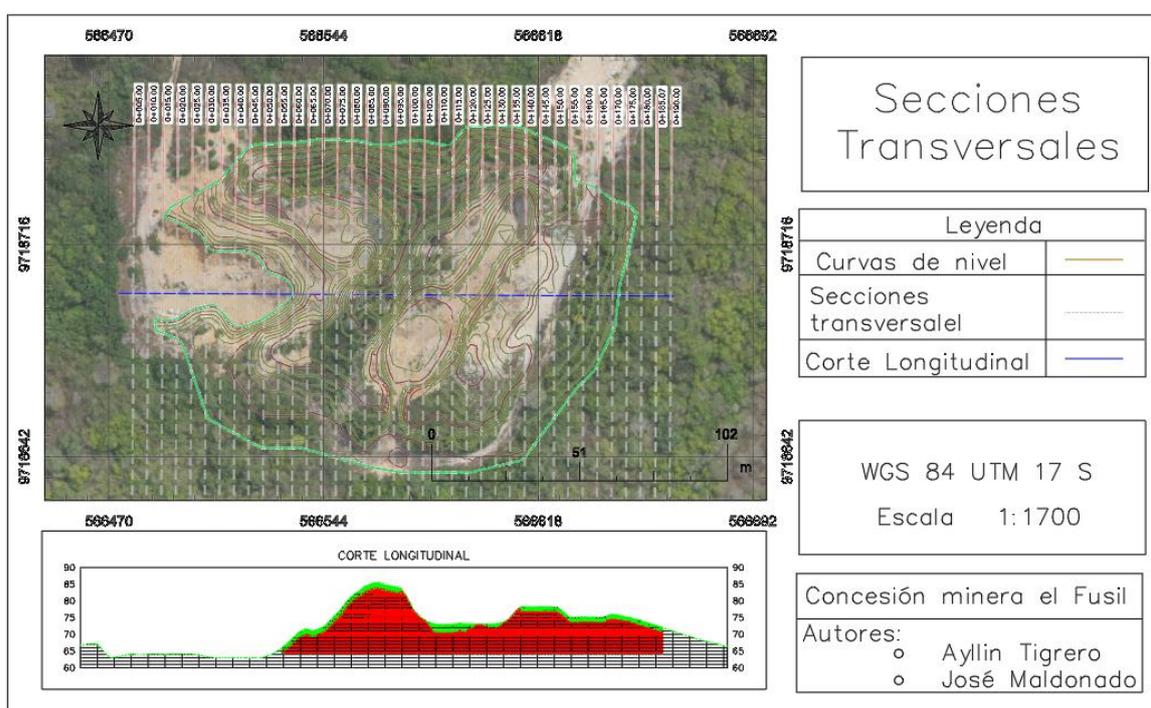
En el método de secciones transversales, se generaron 39 secciones en dirección norte-sur, abarcando completamente el yacimiento con una separación de 5 metros entre cada sección. Esta

disposición permitió obtener un cálculo del volumen de manera más precisa y confiable, proporcionando una estimación detallada de los recursos disponibles.

En la Figura 3.6 se indican las secciones que se generaron en el yacimiento de caliza para conocer su volumen.

Figura 3. 6

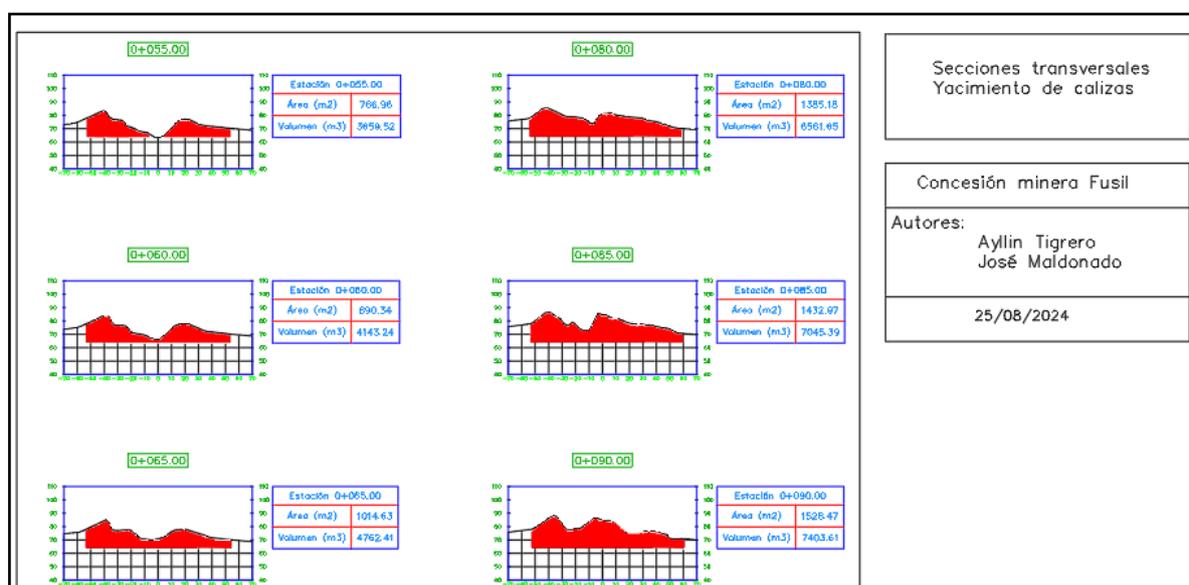
Fase 1 de explotación dividida en secciones en dirección norte-sur.



A continuación, en la Figura 3.7 se presentan 6 de los 39 perfiles Apéndice D obtenidos para el cálculo de volumen.

Figura 3.7

Perfiles de la zona de interés.



Por otra parte, se presenta el cálculo del volumen del yacimiento de caliza utilizando el método de secciones transversales con 39 perfiles, obteniéndose un volumen de 149,485.46 m³ (Tabla 3.5).

Tabla 3.5

Datos obtenidos de los perfiles para el cálculo de volumen de caliza.

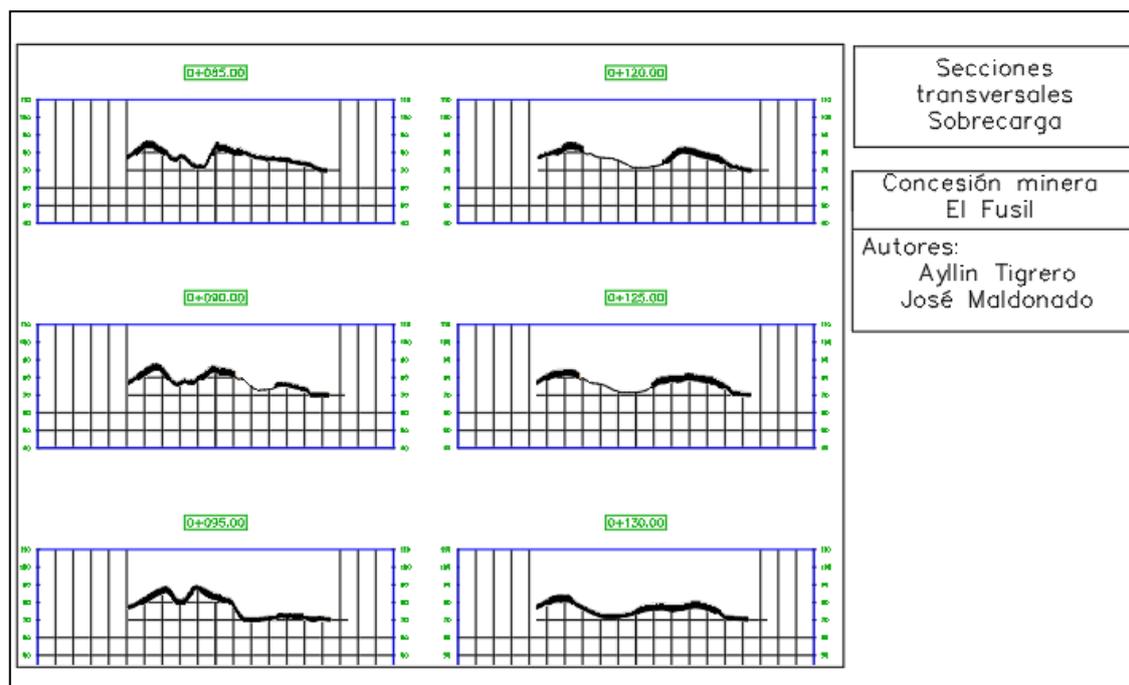
Sección	Área m ²	Volumen Caliza m ³
0+015	6.49	16.21
0+020	28.07	86.39
0+025	106.9	337.43
0+030	233.61	851.26
0+035	327.49	1402.75
0+040	408.89	1840.95
0+045	586.44	2488.31
0+050	696.85	3208.22
0+055	766.96	3659.52
0+060	890.34	4143.24

<i>0+065</i>	1014.63	4762.41
<i>0+070</i>	1106.89	5303.8
<i>0+075</i>	1239.48	5865.93
<i>0+080</i>	1385.1	6561.65
<i>0+085</i>	1432.97	7045.39
<i>0+090</i>	1528.47	7403.61
<i>0+095</i>	1430.94	7398.52
<i>0+100</i>	1360.29	6978.07
<i>0+105</i>	1277.91	6595.51
<i>0+110</i>	1267.21	6362.8
<i>0+115</i>	1357.28	6561.22
<i>0+120</i>	1539.87	7242.85
<i>0+125</i>	1506.11	7614.93
<i>0+130</i>	1375.15	7203.15
<i>0+135</i>	1252.39	6568.86
<i>0+140</i>	1175.62	6070.02
<i>0+145</i>	1126.6	5755.54
<i>0+150</i>	987.9	5286.26
<i>0+155</i>	870.67	4646.43
<i>0+160</i>	642.59	3783.15
<i>0+165</i>	526.54	2922.84
<i>0+170</i>	349.61	2190.38
<i>0+175</i>	90.77	1100.94
<i>0+180</i>	0	226.92
TOTAL VOLUMEN		149485.46

Además, se presenta el cálculo del volumen de la sobrecarga utilizando el método de secciones transversales, obteniéndose un volumen de 24,927.57 m³ (Tabla 3.6) (Figura 3.8).

Figura 3. 8

Perfiles de la zona de la sobrecarga.

**Tabla 3. 6**

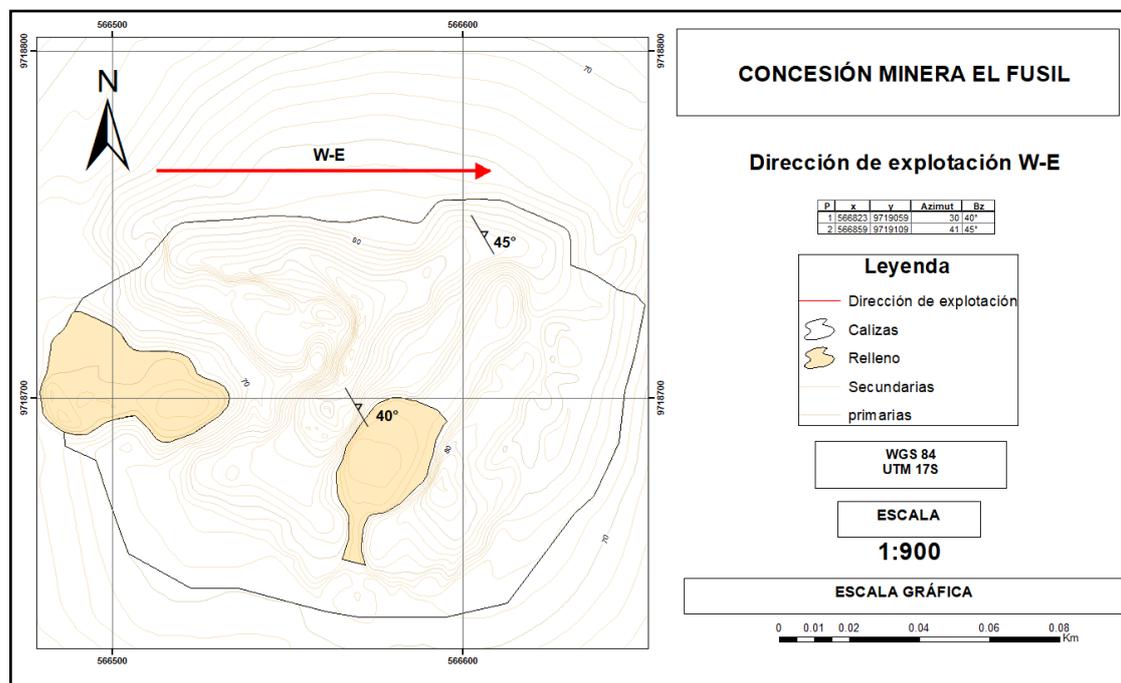
Datos obtenidos de los perfiles para el cálculo de volumen de sobrecarga.

<i>Sección</i>	<i>Área m²</i>	<i>Volumen sobrecarga m³</i>
<i>0+005.00</i>	0	0
<i>0+010.00</i>	0	0
<i>0+015.00</i>	13.85	38.63
<i>0+020.00</i>	32.95	117
<i>0+025.00</i>	72.77	264.29
<i>0+030.00</i>	101.96	436.83
<i>0+035.00</i>	99.87	504.57
<i>0+040.00</i>	109.22	522.72
<i>0+045.00</i>	129.1	595.8
<i>0+050.00</i>	146.85	689.88
<i>0+055.00</i>	166.37	783.04
<i>0+060.00</i>	183.17	873.83

<i>0+065.00</i>	179.1	905.66
<i>0+070.00</i>	185.58	911.69
<i>0+075.00</i>	191.25	942.08
<i>0+080.00</i>	216.19	1018.61
<i>0+085.00</i>	196.36	1031.39
<i>0+090.00</i>	230.11	1066.19
<i>0+095.00</i>	231.64	1154.38
<i>0+100.00</i>	151.16	956.99
<i>0+105.00</i>	222.26	933.54
<i>0+110.00</i>	144.93	917.97
<i>0+115.00</i>	170.87	789.49
<i>0+120.00</i>	200.96	929.56
<i>0+125.00</i>	203.45	1011.03
<i>0+130.00</i>	199.4	1007.14
<i>0+135.00</i>	200.23	999.09
<i>0+140.00</i>	220.59	1052.07
<i>0+145.00</i>	191.05	1029.11
<i>0+150.00</i>	201.07	980.32
<i>0+155.00</i>	153.4	886.18
<i>0+160.00</i>	111.48	662.19
<i>0+165.00</i>	79.29	476.93
<i>0+170.00</i>	42.13	303.56
<i>0+175.00</i>	6.1	120.57
<i>0+180.00</i>	0	15.24
TOTAL		24927.57
VOLUMEN		

b) Resultado de dirección de explotación

La explotación se realiza de oeste a este (W-E), alineada con la orientación 120 grados (N-E) y el buzamiento 30 grados de las capas de caliza, lo que mejora la estabilidad del terreno y minimiza el riesgo de deslizamientos, como se observa en la Figura 3.9.

Figura 3.9*Dirección de explotación de la cantera.***c) Producción de la mina**

Producción requerida por la planta de conminución (trituración, molienda y clasificación) al mes es de 1500 ton, con eso se obtuvo los siguientes datos importantes para el diseño, Tabla 3.7. Los cálculos se pueden encontrar en el Apéndice E.

Tabla 3.7*Datos de producción obtenidas en base la planta de procesamiento.*

Toneladas	Mes	Año	Día
Producción Toneladas	1500	18000	68.2
Producción m³	592.88	7114.6	26.95

d) *Vida Útil de la mina*

Con los datos ya obtenidos de material de caliza es de $149,485.46 \text{ m}^3$ considerando el volumen anual de producción anual $7,114.6 \text{ m}^3$ se pudo calcular la vida útil de la cantera de 21 años. Los cálculos correspondientes se pueden encontrar en el Apéndice F.

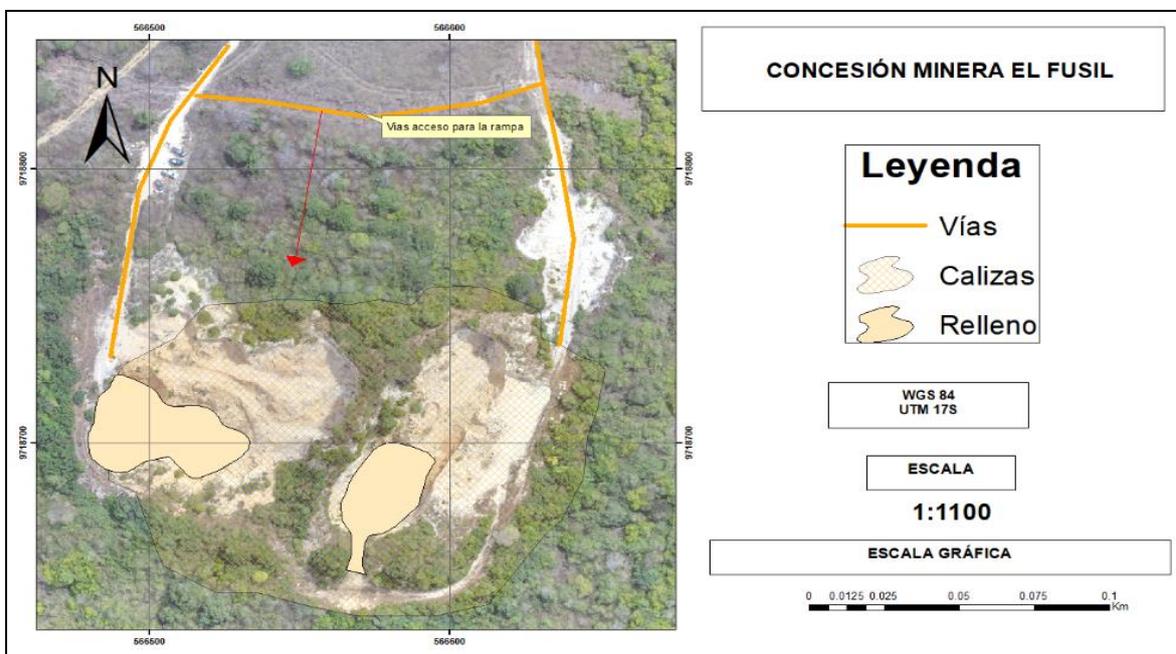
e) *Parámetros para el diseño de explotación*

Vía de acceso

Es importante acotar que, para acceder a la concesión, se aprovecharon las vías de tercer orden que ya existían, las cuales fueron construidas previamente por la concesión aledaña del mismo concesionario. El plan de acceso propuesto consiste en mantener un trazado en una misma dirección, sin cambios bruscos, para asegurar una ruta más estable y segura (Figura 3.10).

Figura 3. 10

Vías de acceso de la concesión el Fusil.



La vía de acceso tendrá un gradiente del 9.67% por debajo del límite máximo recomendado, que es del 12%, para el transporte de maquinaria y materiales hacia y desde la concesión.

A continuación, en la Figura 3.11 – 3.12 se puede observar el esquema de la vía de acceso de la rampa, siendo su cota inicial es de 75 msnm y su cota final es de 64.5 msnm, con una gradiente de 9.67%, cumpliendo con lo requerido sin cambios bruscos.

Figura 3. 11

Esquema de rampa de acceso de la concesión el Fusil.

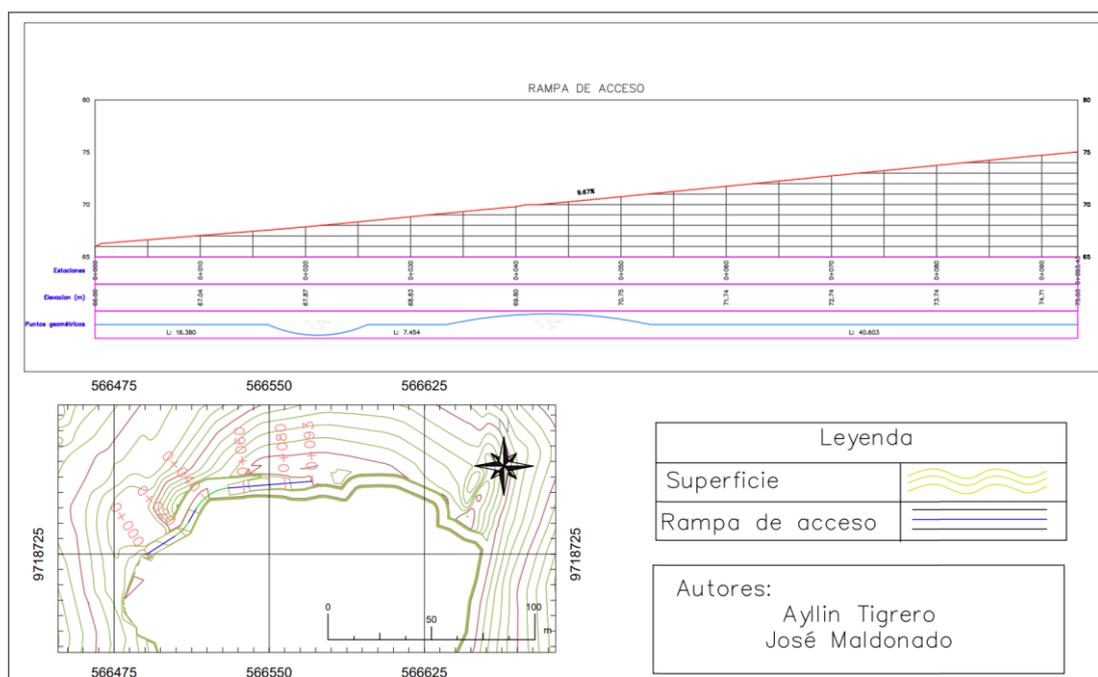
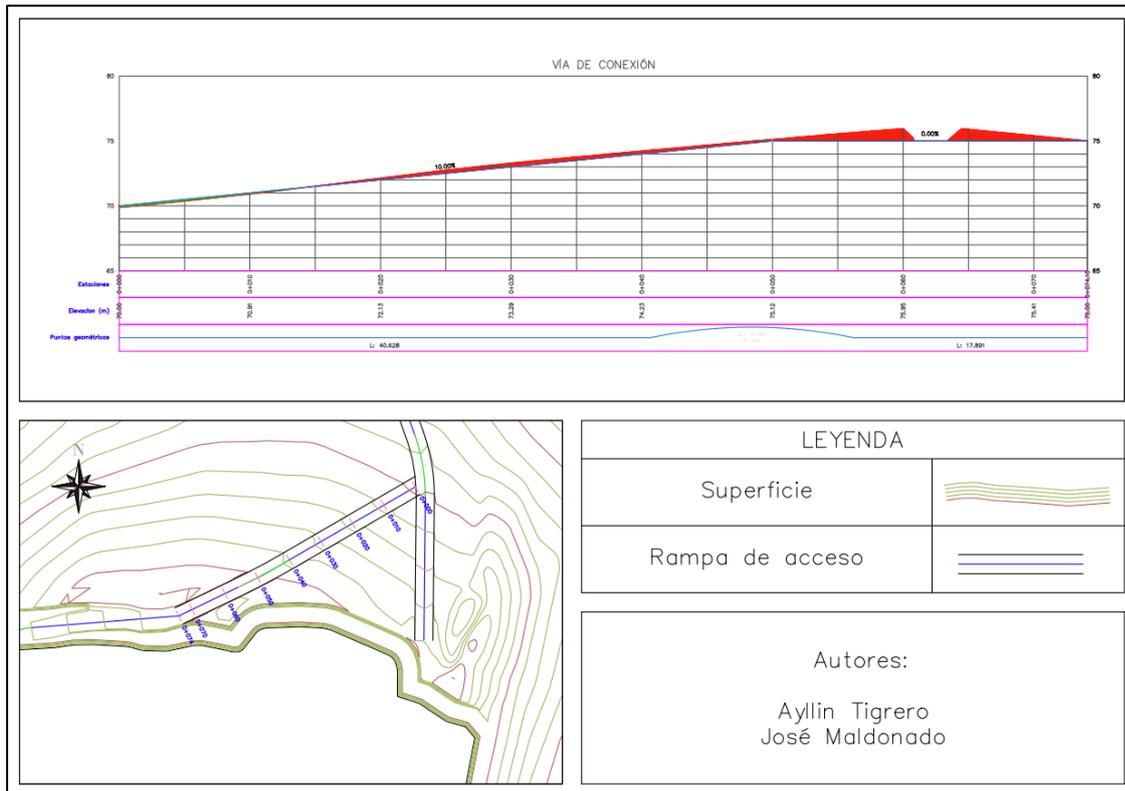


Figura 3. 12

Esquema de rampa de acceso de la concesión el Fusil para la Fase 1 de explotación.



Parámetros del diseño

Los datos obtenidos en los cálculos para el diseño de explotación se detallarán a continuación Tabla 3.8 y con la Figura 3.13, iniciando con el cálculo de la potencia de la Fase 1 de explotación que se la pudo obtener a base de los perfiles longitudinal mediante secciones transversales Figura 3.14. Por otra parte, los cálculos se pueden encontrar en el Apéndice G.

La altura del banco se obtuvo mediante la fórmula, fue comparado con la profundidad de barrenación y optimizado a 5 metros para asegurar un diseño más seguro y eficiente. Además, este valor se contrastó con los parámetros geotécnicos, donde se evaluaron el ángulo de estabilidad y el tipo de roca presente en el área de trabajo. Con base en esta comparación, se determinó que la altura del banco se encuentra dentro del intervalo recomendado, lo cual es crucial para mantener

la estabilidad estructural del talud y minimizar los riesgos asociados con desprendimientos o fallas en el material de caliza.

La berma de seguridad se utiliza como una zona de protección para detener materiales que puedan desprenderse de los frentes de los bancos superiores. En este caso, el ancho mínimo calculado de la berma es de 3.34 m; sin embargo, por motivos de seguridad, se ha decidido utilizar un ancho de 4 m. Esta decisión busca evitar riesgos asociados con la inestabilidad de los taludes, ya que un ancho menor podría llevar el ángulo de estabilidad al límite de lo permitido, aumentando la probabilidad de deslizamientos o colapsos en la estructura.

Tabla 3. 8

Datos para el diseño de explotación.

Parámetros	Resultados
Profundidad límite de la cantera	21 m
Altura Del Banco	5 m
Número de bancos	4
Angulo de talud del banco (\emptyset)	75°
Ancho de plataformas de trabajo y receso	13m
Espacio de amontonamiento	5 m
Ancho de vía	4 m
Berma de seguridad	4 m

Figura 3. 13

Esquemas de parámetros de diseño.

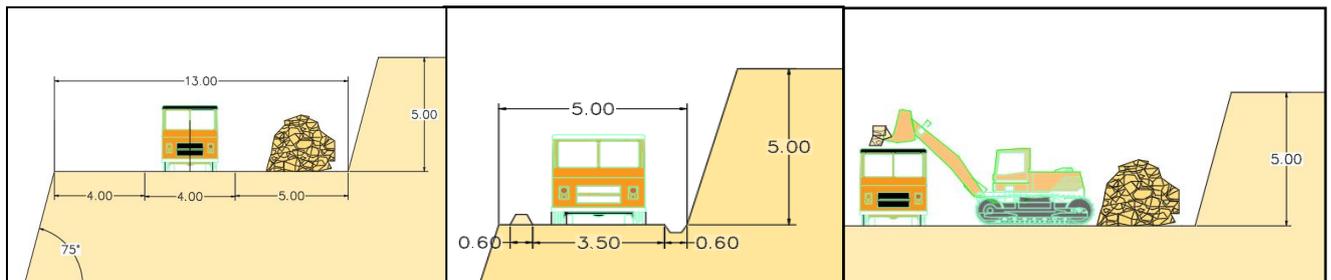
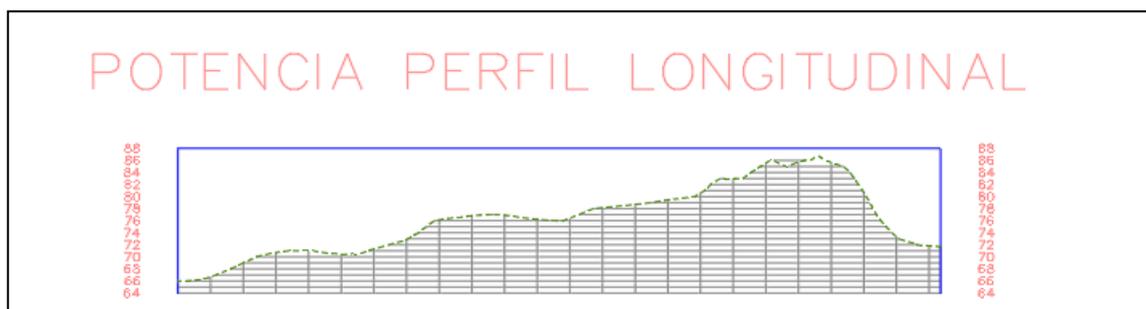


Figura 3. 14

Profundidad límite de la cantera (H).



La potencia de la caliza no es constante, como se observa en la topografía del área, lo cual se debe en parte a la explotación previa del yacimiento. Para calcular el número total de bancos, se analizó inicialmente una potencia de 21 metros, lo que resultó en un total de 4 bancos. Sin embargo, desde la cota 76 msnm hasta la cota inferior 66 msnm, la potencia se vuelve constante a 10 metros, permitiendo definir únicamente 2 bancos en esta sección. Por esta razón, los demás bancos no se visualizan en el diseño, siendo visibles únicamente aquellos correspondientes a la zona de potencia constante, lo cual simplifica el diseño.

f) Rendimiento de maquinaria y equipo

Para una producción diaria de 26.95 m³/día, una sola volqueta de 10 ton, una excavadora CAT 320 DL y una Martillo Perforador SRD 25 (Tabla 3.9). Por otra parte, los cálculos se pueden encontrar en el Apéndice H.

Tabla 3. 9

Resultados de rendimiento de la maquinaria y transporte.

Maquinaria y Transporte	Rendimiento
Volquete Hino serie 500 J08E-WB	4.8 m ³ /h
Excavadora Hidráulica 320DL	23.36 m ³ /h
Rendimiento Real Martillo Perforador Neumático SRD 25	15.12 m ³ /h

El concesionario minero utilizará la excavadora CAT 320 DL y la volqueta Hino de 10 ton para el cargado y transporte disponibles que le permite compartir el trabajo con la cantera colindante de propiedad de este. Para las actividades de perforación el Concesionario minero deberá adquirir martillo perforador neumático SRD 25 recomendado.

g) *Parámetros de diseño de perforación*

En la concesión El Fusil se caracterizan las calizas por su alta resistencia por lo que se ha optado por implementar un diseño de perforación y voladura. El diseño de perforación se ajusta a las condiciones geológicas específicas del banco de explotación de la caliza con dimensiones: 6 m de ancho, 10 m de largo, 5 m de alto y un volumen por cada voladura de 300 m^3 .

A continuación, se muestra los parámetros a considerar en el diseño de perforación Tabla 3.10 y los cálculos se pueden encontrar en el Apéndice I.

Tabla 3. 10

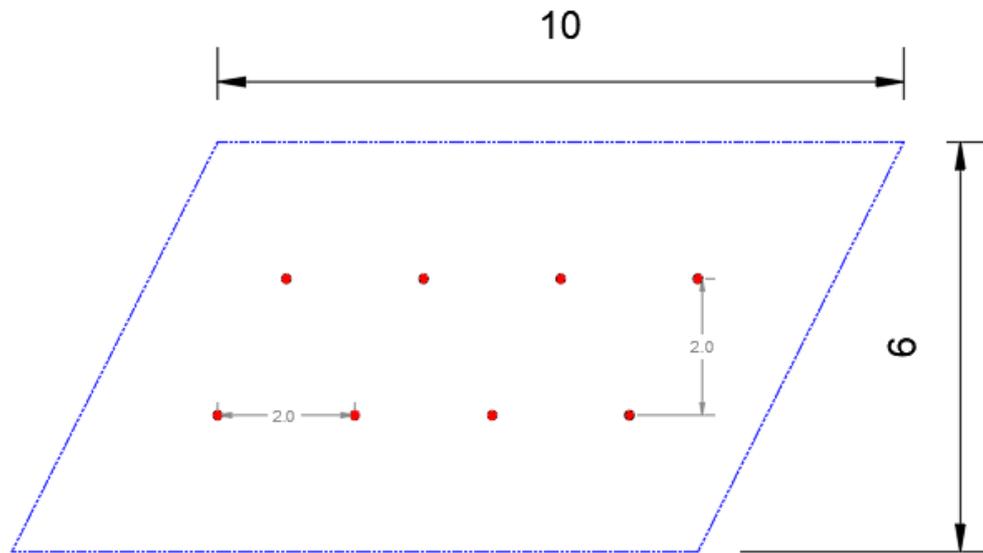
Parámetros para el diseño de perforación.

Parámetros	
Diámetro de perforación	60 mm
Burden	2 m
Espaciamiento	2 m
Sobre perforación	0.6 m
Longitud de barreno	5.7 m

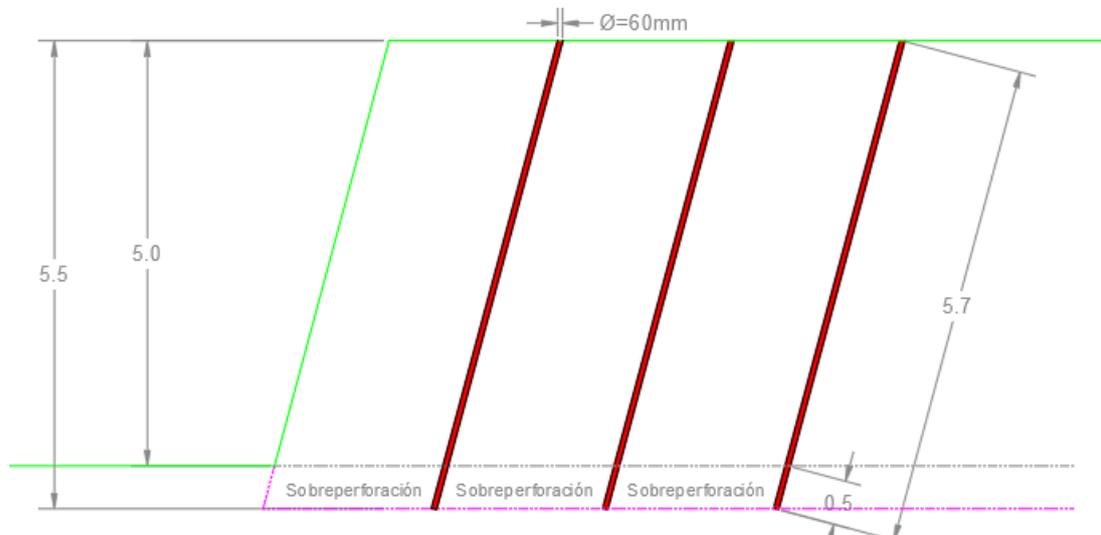
A continuación, se muestran las Figuras 3.15 y 3.16, donde se esquematiza el diseño de perforación.

Figura 3.15

Esquema del espaciamiento y burden de las perforaciones.

**Figura 3.16**

Esquema del diseño de perforación.



h) Parámetros de voladura

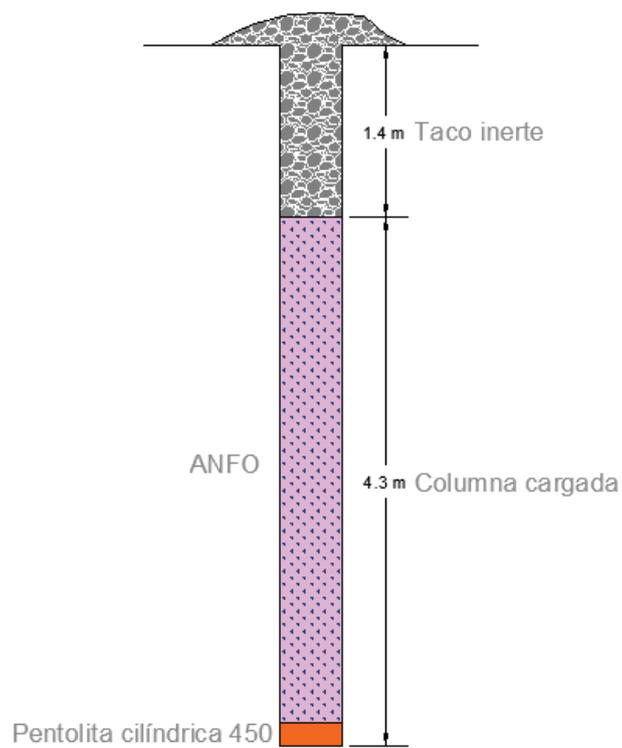
En la siguiente Tabla 3.11 se muestra un resumen de los de los parámetros de voladura usados, mientras que en la Figura 3.17 se encuentra esquematizado el diseño de carga explosiva de los barrenos.

Tabla 3. 11*Parámetros utilizados para la voladura.*

Tabla resumen de los parámetros geométricos y técnicos de la malla de perforación y voladura		
Parámetro	Valor	Unidades
<i>Perforación</i>		
Altura del banco (K)	5,0	m
Burden (B)	2,0	m
Espaciamiento (S)	2,0	m
Sobre-perforación (J)	0,6	m
Diámetro de perforación (De)	60	mm
Longitud de barrenación (H)	5,7	m
<i>Explosivos/Materiales</i>		
Carga de fondo	Pentolita cilíndrica 450	
Carga de columna	ANFO	
Taco	Detrito de perforación	
Accesorios	DNE dual 8M	
<i>Voladura</i>		
Concentración de la carga de fondo (Q_{bk})	3,6	Kg/m
Concentración de la carga de columna (Q_{pk})	1,62	Kg/m
Altura de la carga de fondo (h_b)	2,6	m
Altura de la carga de columna (h_p)	1,1	m
Longitud del taco (h_o)	2,0	m
Carga de fondo (Q_b)	9,36	kg
Carga de columna (Q_p)	1,782	kg
Carga total (Q_{Tot})	11,142	kg

Figura 3. 17

Esquema para carga de barreno.

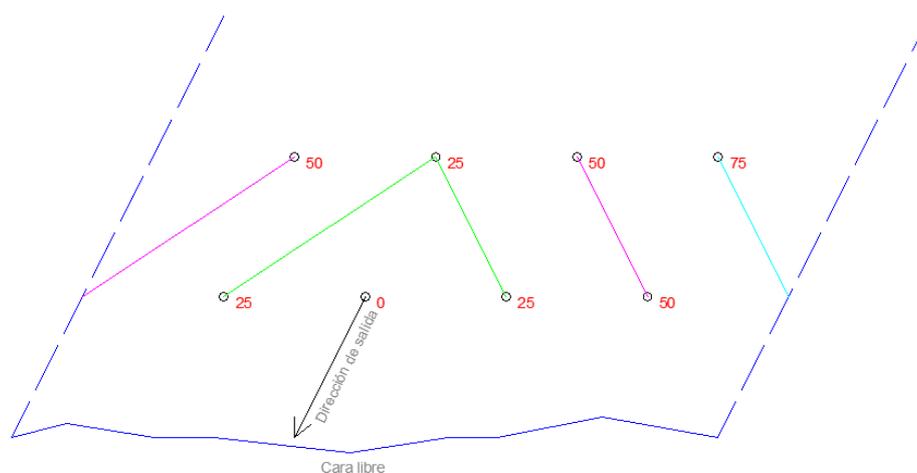


La columna de carga del explosivo (Pentolita más ANFO) representa el 4,4 m (75%) y el 1,4 m (25%) de taco inerte con respecto a la profundidad del barreno que es de 5,7 m (100%)

En la Figura 3.18 se observan las líneas de isotiempos, las cuales determinan la dirección de salida de la voladura.

Figura 3. 18

Dirección de salida de la voladura.



i) Resultados de simulación del diseño de explotación

La caliza de la concesión minero "El Fusil" se extraerá mediante un método de explotación a cielo abierto, utilizando un sistema de bancos descendentes. Este sistema contempla la construcción de 4 bancos con una altura de 5 metros cada uno y un ángulo de talud de 75° , al tener una topografía irregular, realizando la explotación en dirección oeste-este (W-E).

Inicialmente, se llevará a cabo el desbroce y la limpieza del material estéril que será almacenado en la escombrera con un volumen estimado de almacenamiento de 22 297 m³ para preparar el banco de caliza, que servirá como punto de partida para las etapas de explotación.

El transporte del material estéril hacia el área de escombreras que se encuentra recomendada en el área aledaña a la concesión siendo debidamente compactada con la excavadora CAT 320 DL.

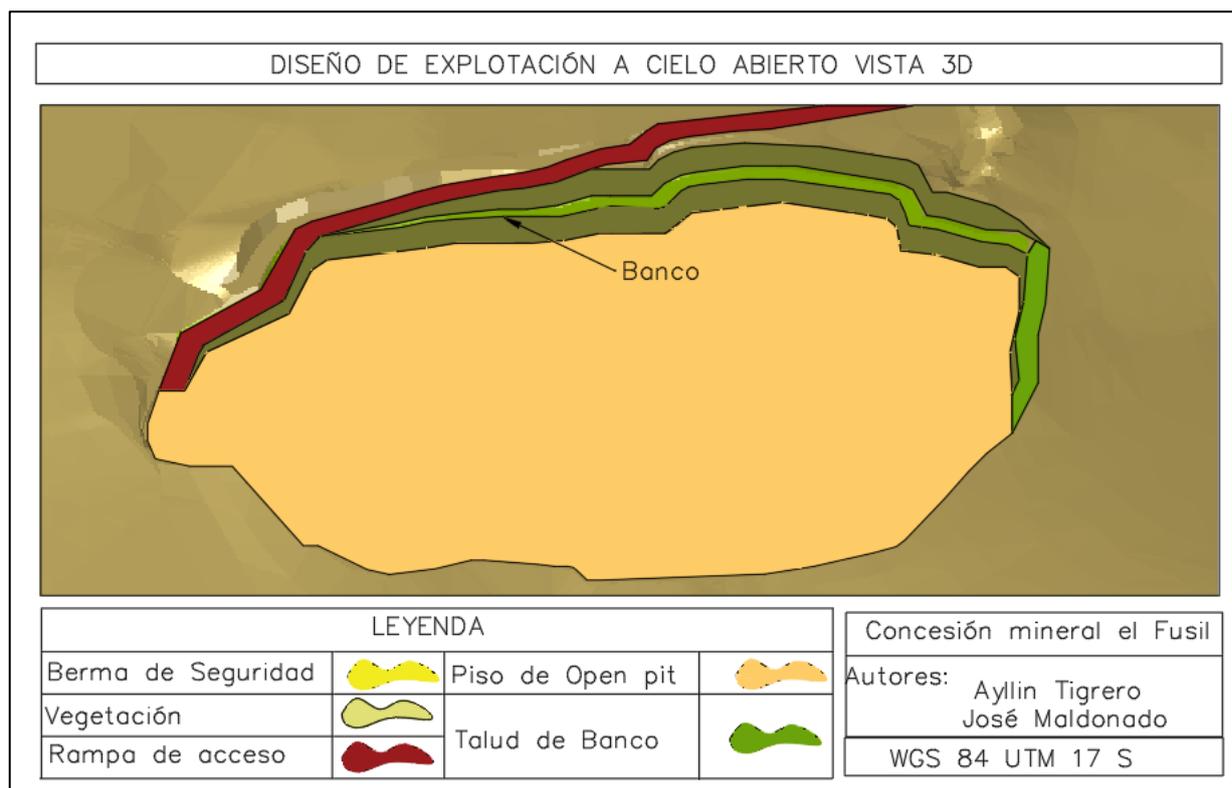
Las plataformas de trabajo tendrán un ancho de 13 que incluye la cuneta de coronación para el drenaje, un área para el amontonamiento del material, espacio suficiente para la maniobra de la excavadora CAT 320 DL, ancho de vía para el tránsito de vehículos y la berma de seguridad.

El avance de la explotación seguirá una trayectoria secuencial, manteniendo el mismo recorrido desde la cota superior hasta la cota inferior de cada banco, de 5 m de altura y bermas de receso de 4 m, asegurando un desarrollo controlado y seguro.

A continuación, en la Figura 3.19 se muestran los resultados de simulación obtenidos en el programa Civil 3D.

Figura 3. 19

Simulación del diseño de explotación de la concesión El Fusil.



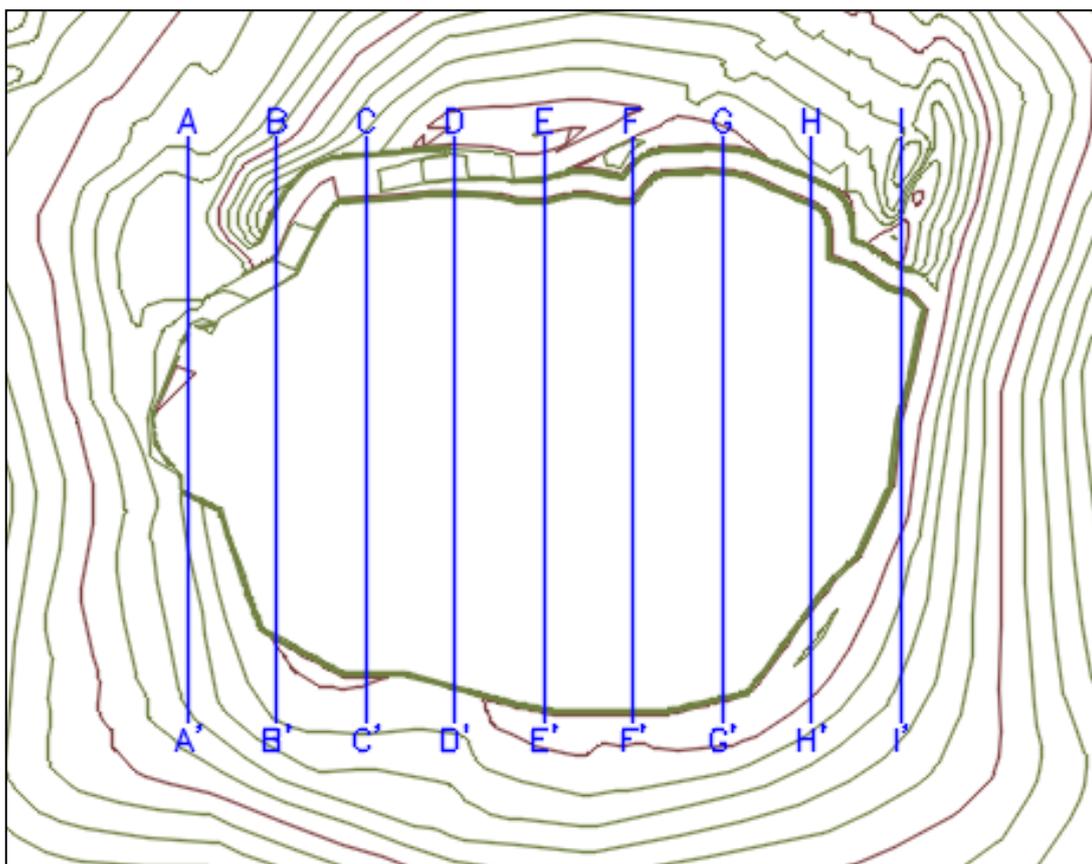
j) Resultado del análisis minero geométrico

Para evaluar y planificar la explotación se realizó el análisis minero geométrico mediante el método de los trapecios, considerando tanto el volumen de caliza y el estéril a lo largo del tiempo.

En este caso, se realizaron 9 perfiles, cada uno separado por 20 metros (Figura 3.20).

Figura 3. 20

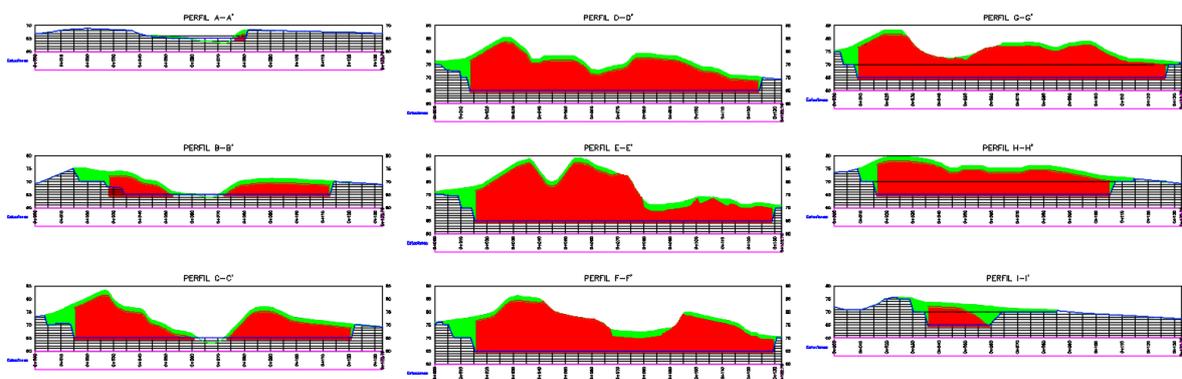
Número de cortes geológicos para el análisis minero geométrico.



De estos cortes, se realizaron los perfiles correspondientes, remarcando las zonas con caliza (color rojo) y material estéril o desmonte (color verde), Figura 3.21.

Figura 3. 21

Perfiles para el análisis minero geométrico.



En cada uno de los perfiles se realizó el AMG, obteniendo como resultado las siguiente

Figura 3.22.

Figura 3. 22

Resultados del análisis minero geométrico.

AMG CORTE A						
Cota (msnm)	90	85	80	75	70	65
Etapas	E0	E1	E2	E3	E4	E5
Profundidad (m)	0	5	10	15	20	25
Masa Esteril						
Ordenada (m)	0	0	0	0	0	2
Superficie (m ²)	0	0	0	0	0	11.89
Sumatoria (m ²)	0	0	0	0	0	11.89
Masa Mineral						
Ordenada (m)	0	0	0	0	0	2
Superficie (m ²)	0	0	0	0	0	9.515
Sumatoria (m ²)	0	0	0	0	0	9.515
Coefficiente medio de destape	0	0.00	0.00	0.00	0.00	1.25
Coefficiente de destape por etapa	0	0.00	0.00	0.00	0.00	1.25

AMG CORTE B						
Cota (msnm)	90	85	80	75	70	65
Etapas	E0	E1	E2	E3	E4	E5
Profundidad (m)	0	5	10	15	20	25
Masa Esteril						
Ordenada (m)	0	0	0	0	0	0
Superficie (m ²)	0	0	0	0	15.728	4.969
Sumatoria (m ²)	0	0	0	0	15.728	20.697
Masa Mineral						
Ordenada (m)	0	0	0	0	7.369	52.917
Superficie (m ²)	0	0	0	0	36.845	264.585
Sumatoria (m ²)	0	0	0	0	36.845	301.43
Coefficiente medio de destape	0	0.00	0.00	0.00	0.43	0.07
Coefficiente de destape por etapa	0	0.00	0.00	0.00	0.43	0.02

AMG CORTE C						
Cota (msnm)	90	85	80	75	70	65
Etapas	E0	E1	E2	E3	E4	E5
Profundidad (m)	0	5	10	15	20	25
Masa Esteril						
Ordenada (m)	0	0	5.149	6.156	21.761	9.362
Superficie (m ²)	0	0	25.745	30.78	108.805	46.81
Sumatoria (m ²)	0	0	25.745	56.525	165.33	212.14
Masa Mineral						
Ordenada (m)	0	0	0	15.642	44.821	82.478
Superficie (m ²)	0	0	0	78.21	224.105	412.39
Sumatoria (m ²)	0	0	0	78.21	302.315	714.705
Coefficiente medio de destape	0	0.00	0.00	0.72	0.55	0.30
Coefficiente de destape por etapa	0	0.00	0.00	0.39	0.49	0.11

AMG CORTE D						
Cota (msnm)	90	85	80	75	70	65
Etapas	E0	E1	E2	E3	E4	E5
Profundidad (m)	0	5	10	15	20	25
Masa Esteril						
Ordenada (m)	0	0	4.462	32.492	13.239	1.059
Superficie (m ²)	0	0	22.31	162.46	66.195	5.295
Sumatoria (m ²)	0	0	22.31	184.77	250.965	256.26
Masa Mineral						
Ordenada (m)	0	0	8.478	33.524	87.642	110.385
Superficie (m ²)	0	0	42.39	167.62	438.21	551.925
Sumatoria (m ²)	0	0	42.39	210.01	648.22	1200.15
Coefficiente medio de destape	0	0.00	0.00	0.88	0.39	0.21
Coefficiente de destape por etapa	0	0.00	0.00	0.97	0.15	0.01

AMG CORTE E						
Cota (msnm)	90	85	80	75	70	65
Etapas	E0	E1	E2	E3	E4	E5
Profundidad (m)	0	5	10	15	20	25
Masa Esteril						
Ordenada (m)	0	9.953	4.565	10.179	21.962	1.064
Superficie (m ²)	0	49.765	22.825	50.895	109.81	5.32
Sumatoria (m ²)	0	49.765	72.59	123.485	233.295	238.615
Masa Mineral						
Ordenada (m)	0	5.826	39.692	60.204	71.407	113.49
Superficie (m ²)	0	29.13	198.46	301.02	357.035	567.45
Sumatoria (m ²)	0	29.13	227.59	528.61	885.645	1453.1
Coefficiente medio de destape	0	0.00	0.00	0.23	0.26	0.16
Coefficiente de destape por etapa	0	0.00	0.00	0.17	0.31	0.01

AMG CORTE F						
Cota (msnm)	90	85	80	75	70	65
Etapas	E0	E1	E2	E3	E4	E5
Profundidad (m)	0	5	10	15	20	25
Masa Esteril						
Ordenada (m)	0	0	1.506	16.155	34.329	1.101
Superficie (m ²)	0	0	7.53	80.775	171.645	5.505
Sumatoria (m ²)	0	0	7.53	88.305	259.95	265.455
Masa Mineral						
Ordenada (m)	0	0	17.275	54.205	82.176	113.929
Superficie (m ²)	0	0	86.375	271.025	410.88	569.645
Sumatoria (m ²)	0	0	86.375	357.4	768.28	1337.93
Coefficiente medio de destape	0	0.00	0.00	0.25	0.34	0.20
Coefficiente de destape por etapa	0	0.00	0.00	0.30	0.42	0.01

AMG CORTE G						
Cota (msnm)	90	85	80	75	70	65
Etapas	E0	E1	E2	E3	E4	E5
Profundidad (m)	0	5	10	15	20	25
Masa Esteril						
Ordenada (m)	0	0	10.173	30.858	19.688	1.054
Superficie (m ²)	0	0	50.865	154.29	98.44	5.27
Sumatoria (m ²)	0	0	50.865	205.155	303.595	308.865
Masa Mineral						
Ordenada (m)	0	0	0	27.62	95.671	117.476
Superficie (m ²)	0	0	0	138.1	478.355	587.38
Sumatoria (m ²)	0	0	0	138.1	616.455	1203.84
Coefficiente medio de destape	0	0.00	0.00	1.49	0.49	0.26
Coefficiente de destape por etapa	0	0.00	0.00	1.12	0.21	0.01

AMG CORTE H						
Cota (msnm)	90	85	80	75	70	65
Etapas	E0	E1	E2	E3	E4	E5
Profundidad (m)	0	5	10	15	20	25
Masa Esteril						
Ordenada (m)	0	0	0	8.512	14.871	1.442
Superficie (m ²)	0	0	0	42.56	74.355	7.21
Sumatoria (m ²)	0	0	0	42.56	116.915	124.125
Masa Mineral						
Ordenada (m)	0	0	0	18.522	80.224	89.065
Superficie (m ²)	0	0	0	92.61	401.12	445.325
Sumatoria (m ²)	0	0	0	92.61	493.73	939.055
Coefficiente medio de destape	0	0.00	0.00	0.46	0.24	0.13
Coefficiente de destape por etapa	0	0.00	0.00	0.46	0.19	0.02

AMG CORTE I						
Cota (msnm)	90	85	80	75	70	65
Etapas	E0	E1	E2	E3	E4	E5
Profundidad (m)	0	5	10	15	20	25
Masa Esteril						
Ordenada (m)	0	0	0	0	29.945	5.538
Superficie (m ²)	0	0	0	0	149.725	27.69
Sumatoria (m ²)	0	0	0	0	149.725	177.415
Masa Mineral						
Ordenada (m)	0	0	0	0	0.818	20.348
Superficie (m ²)	0	0	0	0	4.09	101.74
Sumatoria (m ²)	0	0	0	0	4.09	105.83
Coefficiente medio de destape	0	0.00	0.00	#DIV/0!	36.61	1.68
Coefficiente de destape por etapa	0	0.00	0.00	#DIV/0!	36.61	0.27

A partir de los AMG individuales, se calcula el cuadro y el gráfico generales para el diseño de explotación Figura 3.23– 3.24.

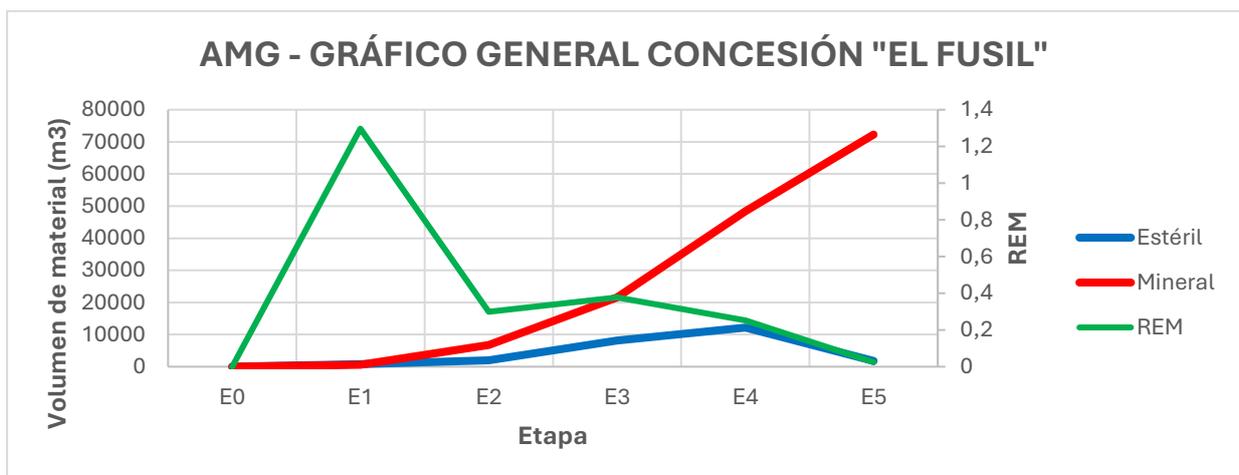
Figura 3. 23

Resultados del análisis minero geométrico para el diseño de explotación.

AMG CONCESIÓN "EL FUSIL"						
Cota (msnm)	90	85	80	75	70	65
Etapas	E0	E1	E2	E3	E4	E5
Profundidad (m)	0	5	10	15	20	25
Masa Esteril						
Ordenada (m3)	0	138.4	359.5	1450.8	2166.0	319.7
Volumen (m3)	0	777.9	2020.7	8155.6	12176.1	1797.4
Sumatoria (m3)	0	777.9	2798.6	10954.1	23130.2	24927.6
Masa Mineral						
Ordenada (m2)	0	120.0	1347.6	4318.5	9680.8	14455.4
Volumen (m3)	0	599.8	6738.2	21592.4	48404.2	72276.8
Sumatoria (m3)	0	599.8	7338.0	28930.4	77334.6	149611.4
Coefficiente medio de destape	0	1.30	0.38	0.38	0.30	0.17
Coefficiente de destape por etapa	0	1.30	0.30	0.38	0.25	0.02
Potencia productiva (m3/año)	7115	7115	7115	7115	7115	7115
Tiempo de explotación de la capa (años)	0.0	0.1	0.9	3.0	6.8	10.2
Tiempo de explotación acumulado de la capa (años)	0.0	0.1	1.0	4.1	10.9	21.0
Tiempo de explotación de la capa (semestral)	0.0	0.2	1.9	6.1	13.6	20.3
Tiempo de explotación acumulado de la capa (semestral)	0.0	0.2	2.1	8.1	21.7	42.1
Rendimiento indispensable en destape para la capa (m3/semestral)	0.00	4613.07	1066.78	1343.61	894.84	88.46
Rendimiento indispensable en destape para la capa (m3/año)	0.00	9226.14	2133.56	2687.22	1789.67	176.93
Velocidad de profundización en la capa (m/año)	0.00	59.30	5.28	1.65	0.73	0.49

Figura 3. 24

Gráfico general del análisis minero geométrico para el diseño de explotación.



De acuerdo con el análisis minero geométrico, el volumen de material estéril corresponde a 24927,57 m³. En relación con los 149611,5 m³ de mineral se obtiene un coeficiente de destape de REM 0,17.

Las etapas E4 y E5 como se muestra en la Figura 3. corresponden a los dos bancos situados a los niveles 70 y 65, respectivamente. Estos bancos representan los principales frentes de trabajo y requerirán más tiempo para ser extraídos, con tiempos estimados de 6.8 y 10.2 años, respectivamente, además de ser los únicos taludes que quedarán en liquidación. El gráfico calendario, que se muestra en la Figura 3.25 se observa que los bancos de los niveles 65 y 70 (E5 y E4) representan la mayor parte de la producción.

Figura 3. 25

Gráfico general del análisis minero geométrico para el diseño de explotación por etapas.



3.3.2 Resultados sociales

a) Área de influencia social directa

En el área de influencia directa de la concesión minera El Fusil, no hay comunidades ni familias habitando dentro de las 9 hectáreas de la concesión que se puedan ver afectados de manera

directa ya que el dueño de los terrenos es el concesionario minero Sr. José Ruano Azua (Tabla 3.12) (Figura 3.26).

Tabla 3. 12

Área de influencia directa.

Provincia	Cantón	Comunidad	Nombre	Infraestructura
Guayas	Playas	San Antonio	José Ruano Azua	Concesión minera El Fusil

b) Área de influencia social indirecta

El área de influencia indirecta abarca el entorno socio-institucional afectado por la relación entre el proyecto el Fusil y las unidades político-territoriales colindantes a la concesión, como lo son la parroquia San Antonio y el cantón Playas. En el caso de la concesión minera El Fusil el área de influencia indirecta sería la comuna de San Antonio y el cantón de Playas (Tabla 3.13) (Figura 3.26)

Tabla 3. 13

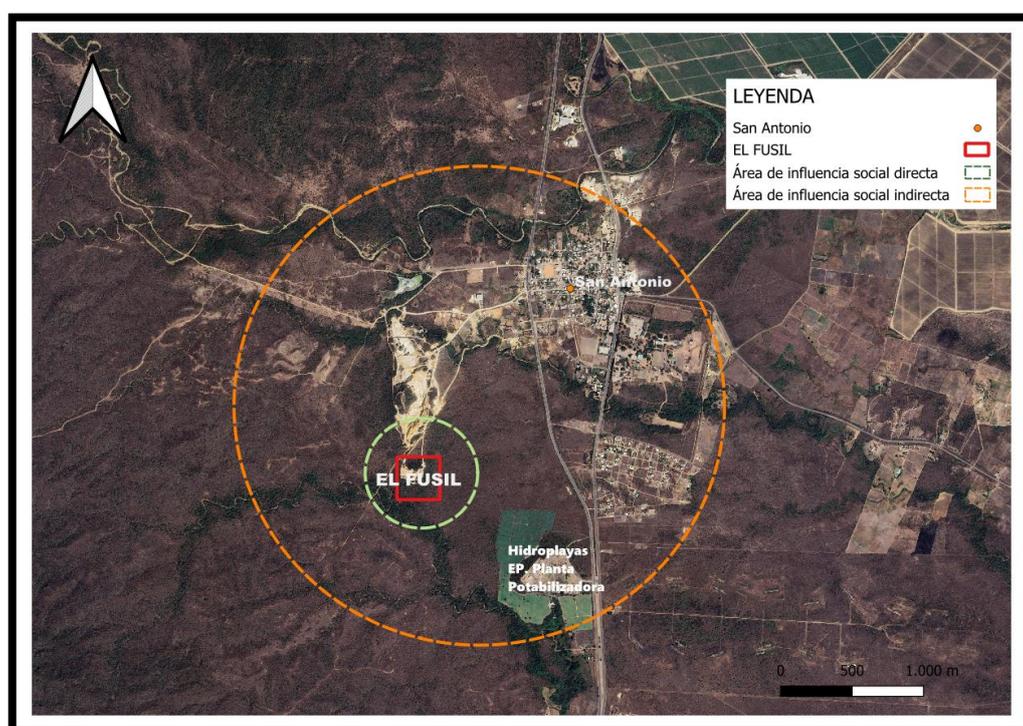
Área de influencia indirecta.

Provincia	Cantón	Comunidad	Nombre	Infraestructura
Guayas	Playas	San Antonio	José Ruano Azua	Concesión minera El Fusil
Guayas	Playas	San Antonio	Ivonne Ledesma Mejía	Concesión minera El Polígono
Guayas	Playas	San Antonio	Tito Guerrero Holguín	Concesión minera Yolanda
Guayas	Playas	San Antonio	Ginger Gaibor Arcos	Concesión minera Perla del Pacífico
Guayas	Playas	San Antonio	Víctor Potes Lázaro	Concesión minera San Antonio

Guayas	Playas	San Antonio	José Ruano Azua	Concesión minera Ruano Cañas
Guayas	Playas	San Antonio	Preparados Calcareos Precal	Concesión minera Precal
Guayas	Playas	San Antonio	Comunidad San Antonio	Casas Familiares

Figura 3.26

Áreas de Influencia socioeconómica directa e indirecta.



3.3.3 Resultados socioambientales

El análisis de los impactos ambientales obtenidos en la matriz de Conesa asociados al proyecto de diseño de explotación de la concesión minera El Fusil se clasifican como moderados ya que se encuentra afectados con una explotación existente. Los resultados de la evaluación de

impactos ambientales permitirán a futuro al concesionario minero elaborar e implementar el plan de prevención. Se adjunta el análisis de la Matriz Conesa en el Apéndice J.

3.3.4 Resultados de seguridad

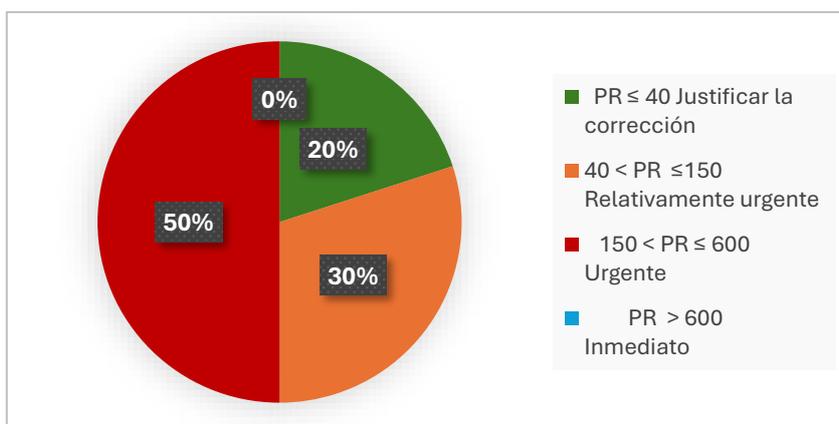
En este apartado se presentan los resultados obtenidos matriz de riesgos laborales por puesto de trabajo método INSHT, donde se presentó la distribución de los riesgos según su prioridad, con el fin de identificar y clasificar los riesgos en el área de trabajo para el operador de excavadora y volqueta, perforista y ayudante. La evaluación detallada con las matrices se las puede encontrar en el Apéndice KApéndice N.

a) Operador de excavadora

En el caso del operador de excavadora se detectó 10 riesgos durante sus actividades en la jornada laboral. Se pudo determinar que se debe presentar prioridades de corrección urgente al 50% de los riesgos identificados, mientras un 20 y 30% corresponde a prioridades por justificar la corrección y relativamente urgente, como indica la Figura 3.27.

Figura 3.27

Distribución de prioridad de riesgo hacia el operador de excavadora.

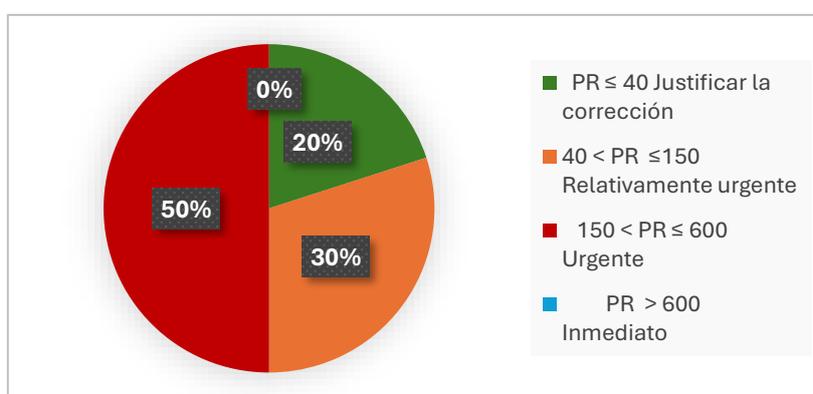


b) Conductor de volqueta

De una total de 10 riesgos presentados en las actividades del operador de volqueta, analizados con la matriz de riesgos laborales, se pudo determinar que existe un 50% de prioridades de corrección urgente de los riesgos totales y un 50% de prioridades de corrección que corresponde a justificar la corrección y relativamente urgente como se muestra en la Figura 3.28.

Figura 3. 28

Distribución de prioridad de riesgo hacia el operador de volqueta.

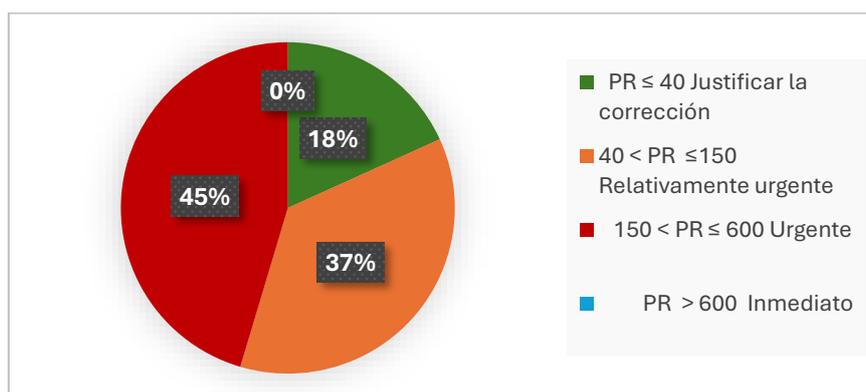


c) Perforista

Analizando un total de 11 riesgos asociados a la actividad de perforación en la concesión El Fusil, con la matriz de riesgos laborales, se pudo determinar que existe un 45% de prioridades de corrección urgente de los riesgos totales y un 55% de prioridades de corrección que corresponde a justificar la corrección y relativamente urgente como se muestra en la Figura 3.29.

Figura 3. 29

Distribución de prioridad de riesgo hacia el perforista.

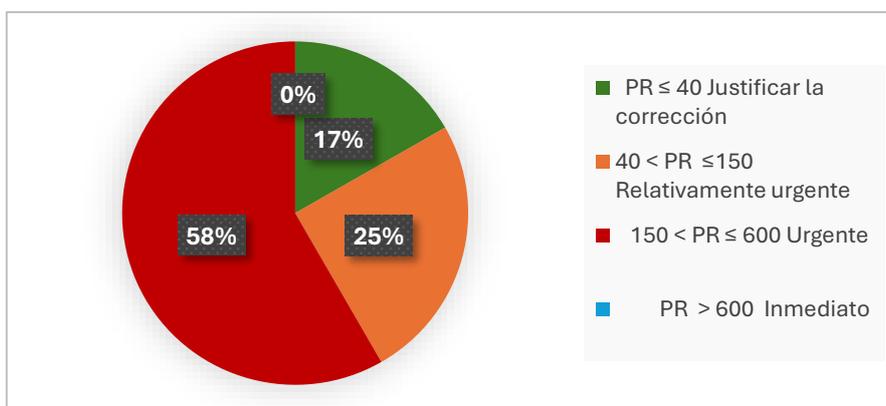


d) Ayudante de perforista

Para el ayudante de perforista se detectaron 12 riesgos durante su actividad en la jornada laboral. Se pudo determinar que se debe presentar prioridades de corrección urgente al 58% de los riesgos identificados, mientras un 17 y 25% corresponde a prioridades por justificar la corrección y relativamente urgente, como indica la Figura 3.30.

Figura 3. 30

Distribución de prioridad de riesgo hacia el ayudante de perforista.



Capítulo 4

4.1 Conclusiones y recomendaciones

4.1.1 Conclusiones

Los resultados obtenidos luego de aplicar las etapas de levantamiento de información, recolección de datos en campo, análisis de muestras en laboratorio y diseño de explotación e interpretación de datos mediante el software Civil 3D, se resumen en las siguientes conclusiones:

- Para la extracción de la caliza de la concesión minera El Fusil se propone un método de explotación a cielo abierto, utilizando un sistema de bancos descendentes. Este sistema contempla la construcción de 4 bancos con una altura de 5 metros cada uno, un ángulo de talud de 75° y avance de explotación W-E. La metodología propuesta es aplicable para la explotación de futuros bloques dentro de la concesión minera.
- Mediante el método de secciones transversales, se logró cuantificar de manera precisa el volumen del yacimiento de caliza en la concesión El Fusil, obteniéndose un volumen total de $149,485.46 \text{ m}^3$.
- El ritmo de explotación establecido para cumplir con el régimen de pequeña minería es de 68 ton/día, para jornadas laborales de 254 días al año, con un turno de 8 horas diarias. Esto resultó en una vida útil del bloque de interés de 21 años.
- El análisis del impacto social reveló que, si bien no existe una población directamente afectada al interior de las 9 ha de la concesión, el área de influencia indirecta es significativa abarcando tanto a la comuna San Antonio como el cantón Playas.
- Mediante la evaluación de los impactos ambientales de la concesión minera El Fusil, realizada a través de la matriz de Conesa, se determinó que los efectos ambientales asociados al proyecto se clasifican como moderados.

- Mediante la aplicación de la matriz de riesgos laborales INSHTE se determinó una distribución homogénea de los riesgos, donde el 19% se clasifica como alto, el 30% como medio y un 51% como bajo.

4.1.2 Recomendaciones

Al finalizar el diseño de explotación de la concesión minera El Fusil y teniendo en cuenta las limitaciones para el desarrollo del presente trabajo, se recomienda:

- Que el presente estudio de explotación sea considerado como una alternativa de buen desempeño técnico-minero para la extracción de la caliza.
- Mantener activas las actividades de exploración en la concesión.
- Realizar una escombrera para colocar la sobrecarga con el objetivo de usarla en la fase de restauración, una vez concluidas las labores mineras.
- Brindar capacitaciones continuas al personal en temas de seguridad, medio ambiente y operación de maquinaria para minimizar accidentes laborales.
- Realizar capacitaciones continuamente sobre el manejo y uso de explosivos, para así evitar accidentes laborales.
- Implementar sistemas de gestión de producción y mantenimiento para optimizar los procesos y reducir costos.
- Ejecutar una limpieza programada y sectorizada de la sobrecarga en cada una de las fases de explotación, con el objetivo de garantizar un avance eficiente de las labores mineras.
- Implementar medidas de control de emisión de polvo, como riego, cobertura vegetal y sistemas de aspersión.
- Implementar un sistema eficiente de manejo de residuos sólidos y peligrosos, cumpliendo con la normativa ambiental vigente,
- Fortalecer los canales de comunicación y participación con las comunidades locales, para fomentar su comprensión y aceptación del proyecto.

Referencias

- Abdelaal, A. M., Sameah, S., & Ahmed, A. (2017). Characterization of Calcium Carbonate Rocks, East El Minya Deposits for Possibility Uses as Industrial Raw Materials. *Journal of Petroleum and Mining Engineering*, 19(1), 81–89. <https://doi.org/10.21608/jpme.2017.39127>
- Alvear, C., López, M., Pindo, J., & Proaño, G. (2011). Diseño y Análisis Económico de la Explotación a Cielo Abierto de un Yacimiento de Caliza. *Facultad de Ingenierías En Ciencias de La Tierra, 1*. <http://www.dspace.espol.edu.ec/handle/123456789/17132>
- ARCERNNR. (2020). *Geoportal de Catastro Minero*. <https://arcmineria.maps.arcgis.com/apps/webappviewer/index.html?id=27bfda03ce4342b3834a27010da857e5>
- AUSIMM. (2014). *Estimación de recursos y reservas minerales*.
- Correa Delgado, R. & Pástor Morris, W. (2012). *Reglamento Especial Para Explotacion De Materiales Áridos Y Pétreos*. (pp. 1–14).
- Cruz Ramos Renzo José. (2018). *Ensayo de peso específico de suelos*.
- Darwin Fernando Ortiz Moscoso. (2019). *Diseño de explotación y cierre de las canteras ubicadas en las áreas mineras Terrazas de Mandingo, Terrazas de Mandingo 2 y San Luis 1*. Universidad Central del Ecuador.
- Decreto Ejecutivo No.255, Pub. L. No. 255, 1 (2024).
- Dellavedova, M. G. (2016). Guía metodológica para la elaboración de una evaluación de impacto ambiental. *Programa de Investigaciones Del Taller No. 17, 1*, 1–31. <https://blogs.ead.unlp.edu.ar/planeamientofau/files/2013/05/Ficha-Nº-17-Guía-metodológica-para-la-elaboración-de-una-EIA.pdf>
- Deniaud, Y. (1998). Evolucion tectono-sedimentaria de las cuencas costeras neogenas del Ecuador. *Petroproducción/ORSTOM*, 74. <https://app.ingemmet.gob.pe/biblioteca/pdf/Reg-51.pdf>
- Flores, L., & Alcalá, J. (2010). Manual de Procedimientos Analíticos. In *Instituto de Geología (UNAM)*.
- González, L., Ferrer, M., Ortuño, L., & Oteo, C. (2002). Ingeniería Geológica. In *Editorial Pearson Education, Madrid*.
- Häberer, H. (2009). *Guia de manejo ambiental para minería no metálica*. <http://www.minem.gob.pe/minem/archivos/file/DGAAM/guias/guiamanejoambiental.pdf>
- Herrera Herbert, J. (2007). Diseño de Explotaciones de Cantera. In *Diseño de Explotaciones de*

- Cantera. <https://doi.org/10.20868/upm.book.21839>
- Herrera Herbert, J., & Pla Ortiz de Urbina, F. (2006). Métodos de Minería a Cielo Abierto. In *Métodos de Minería a Cielo Abierto*. <https://doi.org/10.20868/upm.book.10675>
- Herrmann y Zappettini, E. (2014). Recursos minerales, minería y medio ambiente. In *Servicio Geológico Minero Argentino* (Vol. 173).
- Hidalgo Ruiz, D. G. (2023). *Cálculo de reservas y estimación de recursos minerales de la veta venado del proyecto colibrí, Cantón Santa Isabel, Provincia del Azuay*. [Escuela Politécnica Nacional]. <http://bibdigital.epn.edu.ec/handle/15000/24501>
- INEN, N. (2010). NTE INEN 0856 (2010) (Spanish): Áridos. Determinación de la densidad, densidad relativa (gravedad específica) y absorción del árido fino. *Áridos. Determinación de La Densidad, Densidad Relativa (Gravedad Específica) y Absorción Del Árido Fino, 0856*.
- Lu, T., Chen, W.-Q., Ma, Y., Qian, Q., & Jia, J. (2023). Environmental impacts and improvement potentials for copper mining and mineral processing operations in China. *Journal of Environmental Management*, 342(0301–4797), 118178. <https://doi.org/10.1016/j.jenvman.2023.118178>
- Ministerio de Energía y Minas. (2022). *Plan nacional de desarrollo del sector minero*. <https://www.recursoyenergia.gob.ec/ecuador-alcanzo-el-nivel-de-exportacion-minera-mensual-mas-alto-en-su-historia-en-enero-de-2022-con-usd-27185-millones/>
- Núñez, E. del A. (2003). Geología del Ecuador. In *Facultad de Ingeniería en ciencias de la tierra de la Escuela Superior Politécnica Del Litoral*.
- Salazar Julcamoro, L., & Silva Lucano, R. (2023). “Diseño De Plan De Minado Para La Explotación De Roca Caliza En La Empresa Hazmat Transport Support, Bambamarca, 2021.” <https://orcid.org/0000-0001-9519-2532>
- Stephenson, P. R. (2001). The JORC code. *Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy, Section B: Applied Earth Science*, 110(September/December), 1–44. <https://doi.org/10.1179/aes.2001.110.3.121>
- Teresa, M., & Segurado, C. (2008). *Manual de Áridos para el siglo XXI*. 191–201.

Apéndices

Apéndice A. Cálculos de granulometría.

Peso Bandeja	Peso bandeja + masa	Masa	Peso bandeja + Masa Seca	Masa Seca	P agua muestra	Humedad
149,33 g	714,61 g	565,28 g	592,59 g	443,26 g	122,02 g	27,53

n° Tamices	Apertura (mm)	Peso	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
4	4,750	61,18 g	13,79%	61,18	86,21%
10	2,000	74,01 g	16,68%	135,19	69,53%
16	1,180	57,24 g	12,90%	192,43	56,63%
40	0,425	109,86 g	24,76%	302,29	31,87%
80	0,180	70,40 g	15,87%	372,69	16,00%
100	0,150	19,64 g	4,43%	392,33	11,57%
200	0,075	48,18 g	10,86%	440,51	0,71%
Fondo		3,16 g	0,71%	443,67	0,00%

X	Y
4,75	86,21
3,44	80
2,00	69,53

Apéndice B. Cálculos de Densidad.

MUESTRA 1 - MUESTRA SECA						
#PIEDRA	MUESTRA SECA	MUESTRA SECA + PARAFINA	MUESTRA SECA + PARAFINA+BALANZA FLOTACIÓN		DENSIDAD	
1	190,02	193,66	116,71	g	2,61	g/cm ³
2	104,27	107,2	64,8	g	2,66	g/cm ³
3	313,65	321,54	193,3	g	2,63	g/cm ³
4	191,56	197,23	119,08	g	2,67	g/cm ³
5	164,96	170,28	102,03	g	2,65	g/cm ³
6	299,13	308,54	189,68	g	2,76	g/cm ³
7	231,58	237,36	142,44	g	2,62	g/cm ³
8	207,28	213,72	127,26	g	2,61	g/cm ³
			Promedio		2,65	g/cm ³

MUESTRA 2 - MUESTRA SECA						
#PIEDRA	MUESTRA SECA	MUESTRA SECA + PARAFINA	MUESTRA SECA + PARAFINA+BALANZA FLOTACIÓN		DENSIDAD	
1	343,12	352,58	208,8	g	2,57	g/cm ³
2	289,57	302,24	114,87	g	1,67	g/cm ³
3	211,76	219,45	128,36	g	2,57	g/cm ³
4	369,09	379,67	223,58	g	2,56	g/cm ³
5	128,48	135,61	75,74	g	2,47	g/cm ³
6	317,53	336,06	187,56	g	2,48	g/cm ³
7	126,66	136,82	74,63	g	2,49	g/cm ³
			Promedio		2,40	g/cm ³

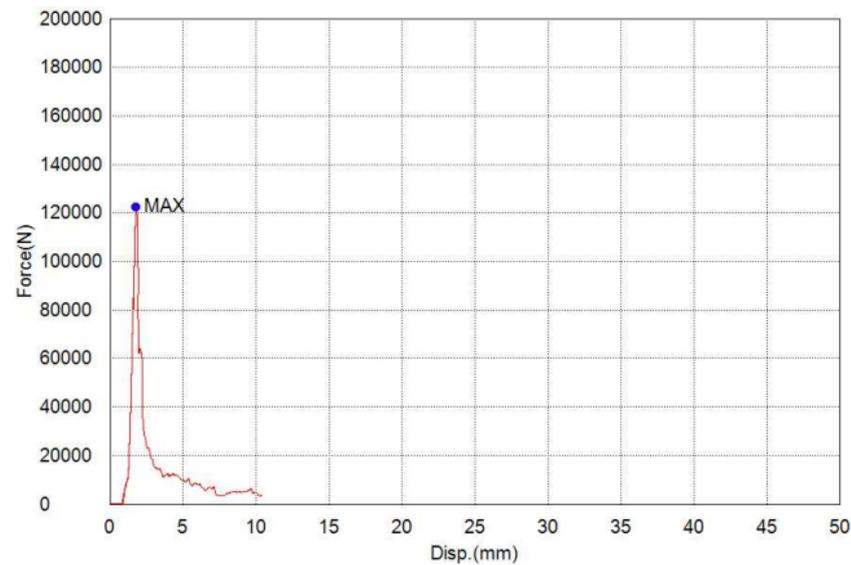
Apéndice C. Cálculos de Resistencia a la compresión simple.

Dimensiones del núcleo				
	1	2	3	
ALTURA	9,2	9,23	9,22	cm
ANCHO	4,5	4,5	4,49	cm
PESO	579,32	G		

Key Word		Product Name	
Test File Name	2024 1T MAT INT TIGRERO COMPRESION ROCA.xtux	Method File Name	2024 TESIS COMPRESION ROCA BRIONES-PAZ.xmux
Report Date	7/9/2024	Test Date	7/9/2024
Test Mode	Single	Test Type	Compression
Speed	0.2N/mm2/sec	Shape	Rod
No of Batches:	1	Qty/Batch:	1

Name	Max_Force Calc. at Entire Areas	Max_Stress Calc. at Entire Areas	Max_Stroke Calc. at Entire Areas	Max_Displ. Calc. at Entire Areas
Parameters	N	N/mm2	mm	mm
1_1	122412	76.9680	1.80500	1.80500
Average	122412	76.9680	1.80500	1.80500
Standard Deviation	--	--	--	--
Range	0.00000	0.00000	0.00000	0.00000

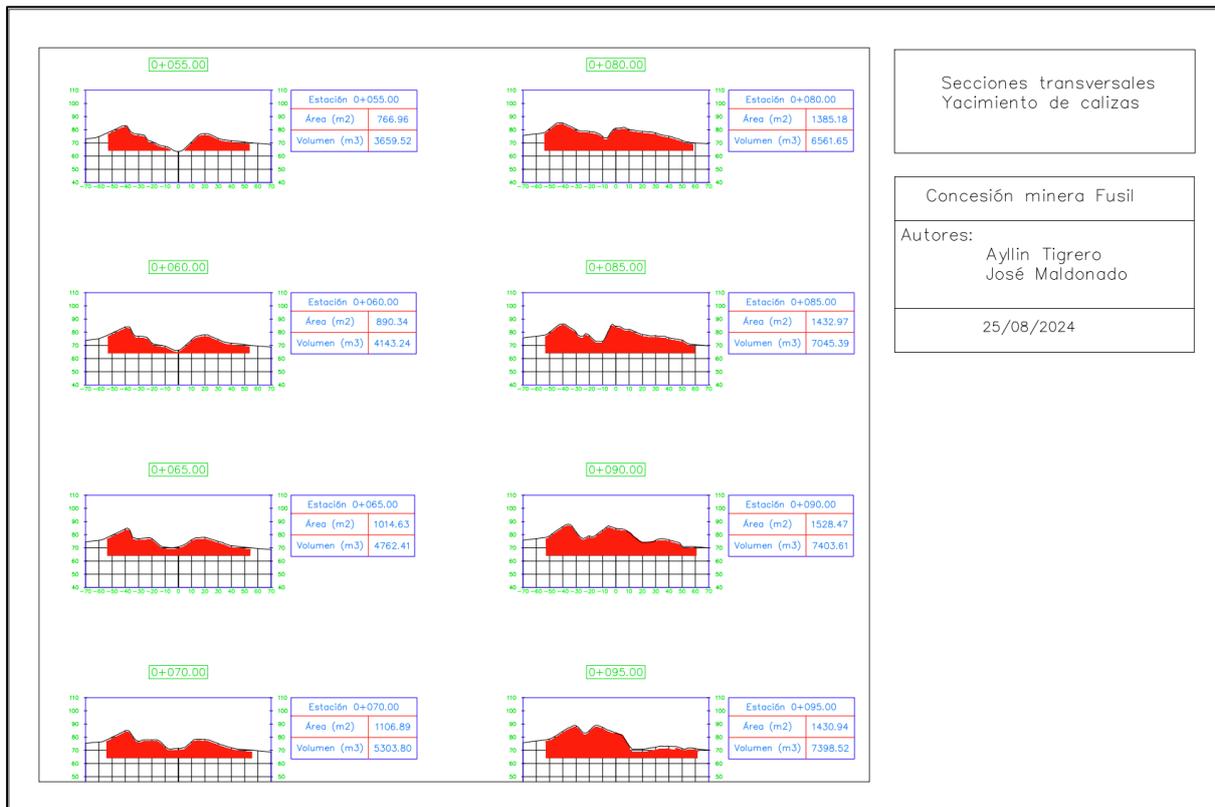
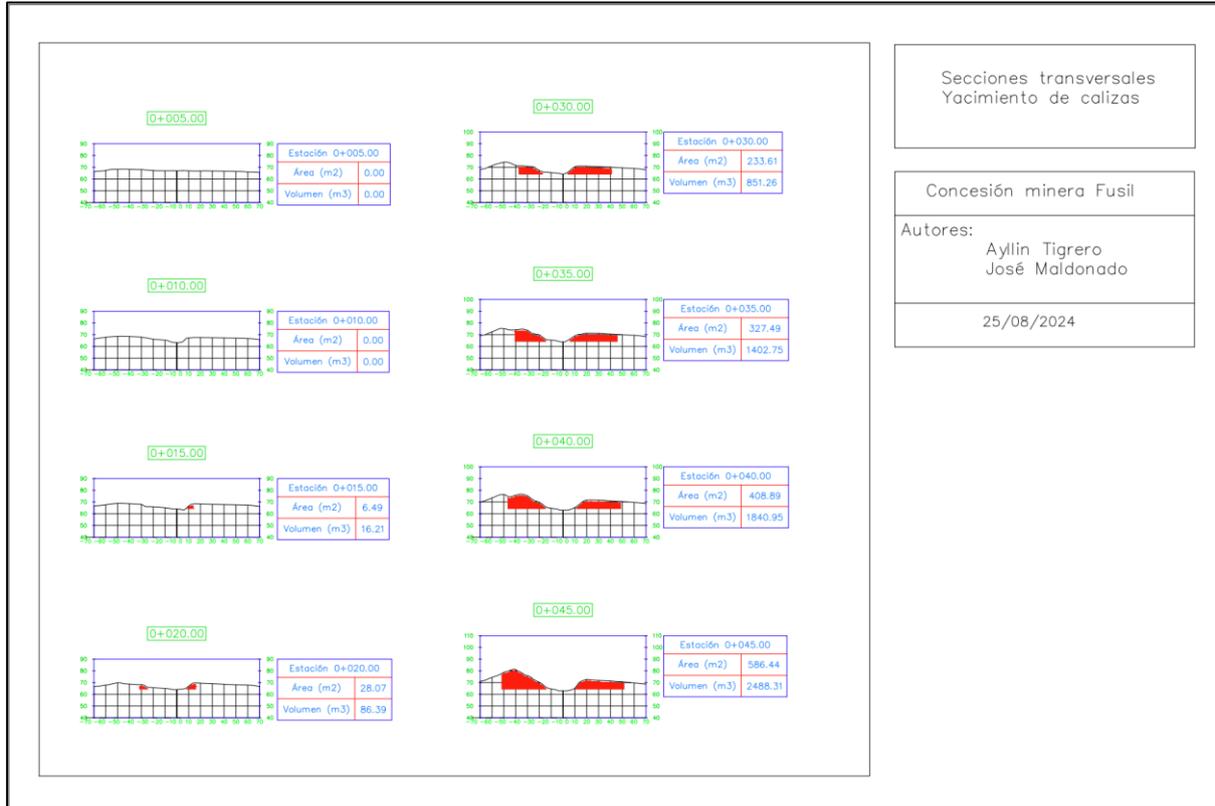
Name	Elastic	Resistencia Compresion
Parameters	Force 10 – 20 N	
Unit	N/mm2	
1_1	--	76.9679
Average	--	76.9679
Standard Deviation	--	--
Range	--	0.00000

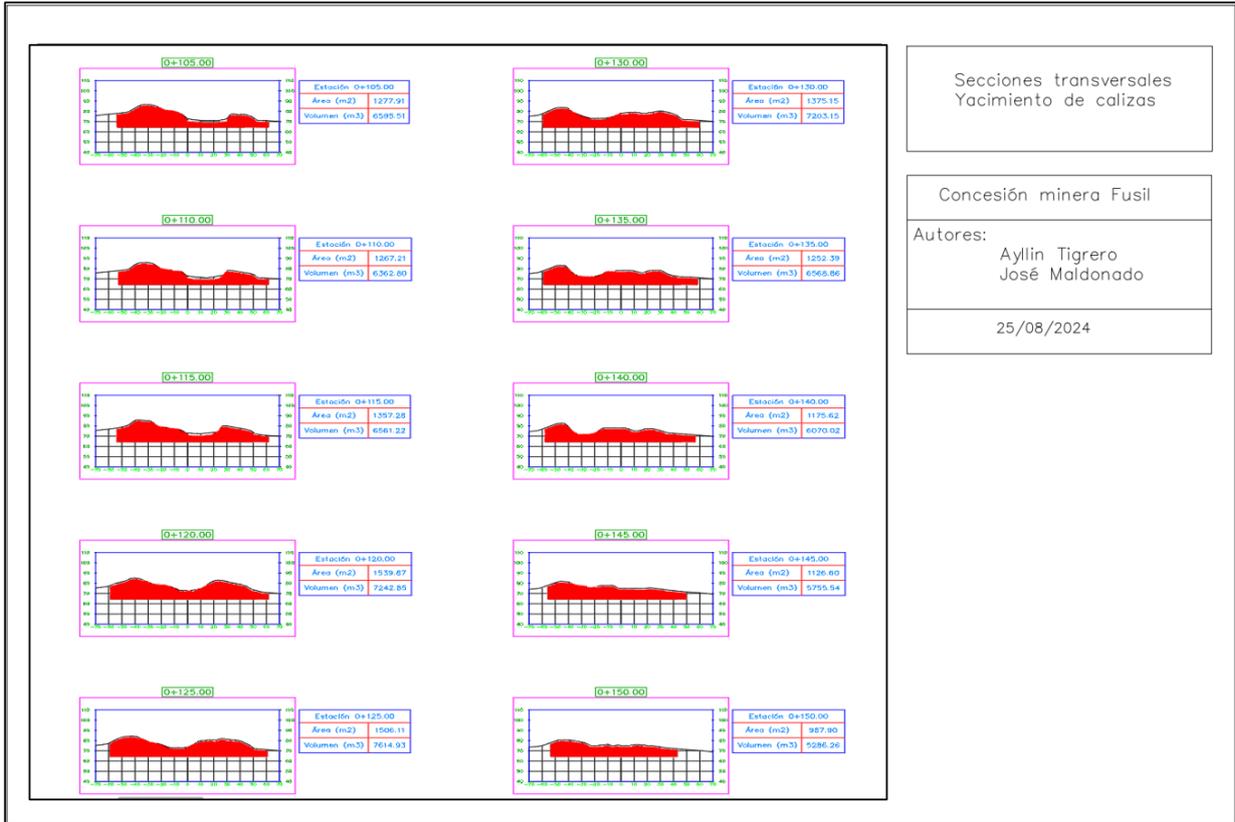


Comment

Apéndice D. Cálculo del volumen de Yacimiento.

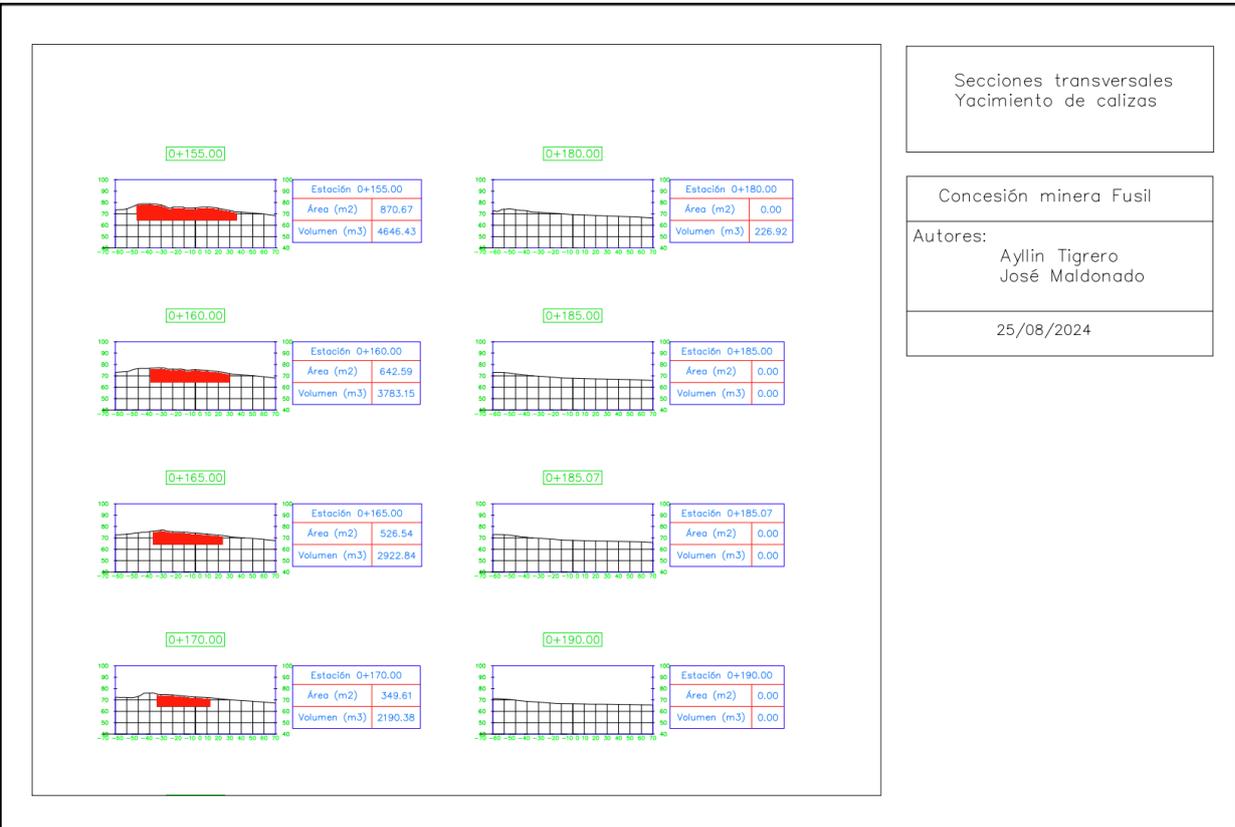
- *Perfiles obtenidos en la Fase I*





Secciones transversales
Yacimiento de calizas

Concesión minera Fusil
Autores:
Ayllin Tigrero
José Maldonado
25/08/2024



Secciones transversales
Yacimiento de calizas

Concesión minera Fusil
Autores:
Ayllin Tigrero
José Maldonado
25/08/2024

Apéndice E. Cálculo de producción de la mina.

Producción Requerida por la planta de tratamiento

$$P_{mt} = 1500 \text{ ton/mes}$$

Producción días

$$P_{diaria} = \frac{P_m}{D}$$

P_{mt} = Producción mensual requerida por la planta de tratamiento

D = Total de días trabajados al mes

$$P_{diaria} = \frac{1500}{22}$$

$$P_{diaria} = 68.2 \text{ ton/dia}$$

Producción anual

$$P_a = 1500 \frac{\text{ton}}{\text{mes}} * 12$$

$$P_a = 18000 \text{ ton/año}$$

Apéndice F. Cálculo de vida útil de la mina.

$$T = \frac{V}{Pa}$$

T=Tiempo de la vida útil de la cantera

V=Volumen de material extraíble m³

Pa=Producción anual

$$T = \frac{149485.45}{7114.6}$$

$$T = 21 \text{ años}$$

Coefficiente de destape

$$\text{Coeficiente de destape} = \frac{\text{Material Esteril (m}^3\text{)}}{\text{Recurso (m}^3\text{)}}$$

$$\text{Coeficiente de destape} = \frac{24,927.57 \text{ m}^3}{149,485.46 \text{ m}^3}$$

$$\text{Coeficiente de destape} = 0.16$$

Apéndice G. Cálculo de la profundidad límite de la cantera.

$$H_{total} = H_s - H_i$$

Donde:

H_{total} : Profundidad de cantera.

H_s : Cota de nivel superior.

H_i : Cota de nivel inferior.

$$H_{total} = 87 - 66$$

$$H_{total} = 21$$

Cálculo de la altura del banco

$$H_{total} = 60 * D/1000$$

Donde;

H = Altura de banco (mts.)

D = Diámetro de Barrenación (mm)

$$H_{total} = 60 * 50/1000$$

$$H_{total} = 3 \text{ m}$$

Cálculo del número de bancos

$$N_{bancos} = \frac{H}{hb}$$

Dónde:

H= Altura de Cantera

hb = Altura de banco

$$N_{bancos} = \frac{21}{5}$$

$$N_{\text{bancos}} = 4.2 \approx 4$$

Cálculo del ángulo de talud de banco

$$\phi = \arctg x f$$

Dónde

ϕ = Ángulo del talud.

f = Coeficiente de Protodiakonov (4)

$$\phi = \arctg x 4$$

$$\phi = 75.76$$

Cálculo de ancho de plataformas de trabajo y receso

$$A_{\text{plataforma}} = A + C + V + B$$

Siendo:

A = espacio de amontonamiento

C = espacio para construcción de cunetas de desagüe

V = ancho de carriles de transporte

B = berma de seguridad

El espacio de amontonamiento

Se calcula utilizando la siguiente expresión:

$$A = H_b \times k_v \times k_b \times \sqrt{Q_{pr}}$$

Siendo:

H_b = altura del banco (5m)

k_v = coeficiente de volubilidad de las rocas (1.2)

k_b = coeficiente de trabajo de la sustancia explosiva (1.13)

Q_{pr} =gasto específico proyectado

Se lo calcula de la siguiente expresión:

$$Q_{pr} = Q \times k_{se} \times k_t \times k_f \times k_{cd} \times k_v \times k_{cl}$$

Donde,

Q = El coeficiente de carga se calcula mediante la siguiente fórmula:

$$Q = 0.2(R_{comp} + R_{ciz} + R_{tracc}) + 2\gamma$$

Donde,

R_{comp} = resistencia a la comprensión de la roca

R_{ciz} = resistencia al cizallamiento de la roca.

R_{tracc} = resistencia a la tracción de la roca.

γ = peso volumétrico

$$Q = 0.2(784.76112 + 42.01 + 60.4) + 2(1.75)$$

$$Q = 180.95 \text{ g/m}^3$$

k_{se} = coeficiente de capacidad de trabajo de SE para el caso del ANFO es de 0,80.

k_t = El coeficiente que considera la fragmentación del material se calcula de la siguiente manera:

$$k_t = \frac{0.5}{dmd}$$

Donde,

Dmd = dimensión media de trozos condicionados.

$$k_t = \frac{0.5}{0.73}$$

$$k_t = 0.68$$

k_f = coeficiente que toma en cuenta el grado de fracturamiento del macizo rocoso, su fórmula es:

$$k_f = 1.2 \times imd + 0.2$$

Idm = longitud de fracturas (0.15m)

$$k_f = 1.2 \times (0.15) + 0.2$$

$$k_f = 0.38$$

k_{cd} = coeficiente de que toma en cuenta el grado de concentración de SE (0,85).

$$K_{cl} = \sqrt[3]{\frac{15}{h}}$$

$$K_{cl} = \sqrt[3]{\frac{15}{5}}$$

$$K_{cl} = 1.44$$

k_{cl} =coeficiente que toma en cuenta el número de caras libres (para 1 cara libre es 10).

$$Q_{pr} = (180.95) * (0.80) * (0.68) * (0.38) * (0.85) * (1.44) * (10)$$

$$Q_{pr} = 461.89 \frac{g}{m^3} = 0.40 \text{ kg/m}^3$$

Este valor lo reemplazamos y tenemos:

$$A = H_b \times k_v \times k_b \times \sqrt{Q_{pr}}$$

$$A = 10 \times 1.2 \times 1.13 \times \sqrt{0.4}$$

$$A = 4.24 \approx 5m$$

Ancho de una vía

Se determina de acuerdo con la formula:

$$v = (x) + 2 * a$$

Siendo x el ancho de operación de una volqueta siendo este 2,5m, pero el factor de seguridad se lo calcula con la siguiente formula:

$$a = 0,5 + 0.005v.$$

Siendo v la velocidad promedio 10Km/h.

$$a = 0,5 + 0.005(10).$$

$$a = 0.55$$

$$v = (2.5) + 2 * 0.55$$

$$V = 3.34 \approx 4m$$

Ancho de la berma de seguridad

Se calcula usando la siguiente fórmula:

$$B = H_b[\cot(\alpha) - \cot(\phi)]$$

Donde:

H_b = altura del banco 5m

α =Ángulo de talud 75°

ϕ = ángulo de resistencia interna 40°

Reemplazando valores tenemos:

$$B = 5 * [\cot(75) - \cot(40)]$$

$$B = 3.34 \approx 4$$

Finalmente reemplazando los valores tenemos:

$$A_{plataforma} = A + V + B$$

$$A_{plataforma} = 5 + 4 + 4$$

$$A_{plataforma} = 13m$$

Apéndice H. Cálculos de rendimiento de maquinaria y transporte.

Rendimiento de la Volqueta

$$r = \frac{Q * F * f * E}{\left(\frac{tf}{60}\right) + \left(\frac{2D}{Vm * 1000}\right)}$$

Donde:

Q: Capacidad del volquete 4m³

F: factor de carga (0.9)

f: Esponjamiento 0.59

E: Factor de eficiencia operativa 0.7

D: Distancia a la planta de tratamiento ida y vuelta

Vm: Velocidad media 30 km/h

$$r = \frac{4 * 0.9 * 0.59 * 0.7}{\left(\frac{2}{60}\right) + \left(\frac{2(4100)}{(30) * 1000}\right)}$$

$$r = 4.8 \text{ m}^3/\text{h}$$

Número de volquetas necesarias

$$Nv = \frac{\textit{Producción horaria}}{\textit{Rendimiento del equipo}}$$

$$Nv = \frac{3.36 \text{ m}^3/\text{h}}{4.8 \text{ m}^3/\text{h}}$$

$$Nv = 0.7 \approx 1$$

Número de viajes

$$Nviaje = \frac{\textit{Producción diaria}}{\textit{rendimiento del equipo} * Nv}$$

$$Nviaje = \frac{26.95}{4.8 * 1}$$

$$N_{viaje} = 5.6 \approx 6$$

Rendimiento de la excavadora

$$R(m^3/h) = \frac{Q * f * F * E * 60}{T_c}$$

Donde:

C= Capacidad del cucharon (1.1 m³)

F= Factor de llenado <1

f=esponjamiento (0.59)

E=Factor de eficiencia operativo <1

Tc= Tiempo promedio de ciclo(0.6)

$$R(m^3/h) = \frac{(1.1) * (0.6) * (0.59) * (0.6) * 60}{(0.6)}$$

$$R = 23.36 \text{ m}^3/h$$

Rendimiento de la perforadora

$$R = R_t * E$$

R_t=Rendimiento teórico (20.16 m_{-perforados}/h)

E=Eficiencia de perforación (0.75)

$$R = 20.16 \frac{m_{-perforados}}{h} * (0.75)$$

$$R = 15.12 \text{ m}_{-perforados}/h$$

Apéndice I. Cálculos del diseño de perforación.

Burden

$$B(\text{pies}) = \left(\frac{2 * SGe}{SGr} + 1.5 \right) * De$$

Donde:

B=Burden.

SGe=Gravedad específica del explosivo (0.8 g/cm³).

SGr=Gravedad específica de la roca (2.53 g/cm³).

De= Diámetro (2.36 pulgadas) (60mm).

$$B(\text{pies}) = \left(\frac{2 * (1.6)}{2.53} + 1.5 \right) * 2.36$$

$$B(\text{pies}) = 6.52$$

$$B(\text{m}) = 1.98 \approx 2$$

Espaciamiento

$$S(\text{m}) = 0.85 * B$$

S= Espaciamiento.

B=Burden (1.2m).

$$S(\text{m}) = 0.85 * (2)$$

$$S(\text{m}) = 1.7\text{m} \approx 2$$

Sobre perforación

$$J = (0.2 - 0.5) * B$$

B= Burden (m).

$$J(\text{m}) = (0.3) * 2\text{m}$$

$$J = 0.6\text{m}$$

Longitud del barreno

$$L \text{ perforación} = \frac{H}{\cos(\alpha)} + J$$

J= Sobreperforación (0.6m).

H= Altura del banco (5m).

$$L \text{ perforación} = \frac{5}{\cos(15)} + (0.6)$$

$$L \text{ perforación} = 5.7m$$

Perforación específica

$$P_{\text{especifico}} \left(\frac{m^3}{m} \text{ perforados} \right) = \frac{B * S * H}{\frac{H}{\sin \alpha} + J}$$

B=Burden.

S= Sobreperforación.

H=Altura de banco.

α =Angulo del talud.

$$P_{\text{especifico}} \left(\frac{m^3}{m} \text{ perforados} \right) = \frac{2 * 2 * 5}{\frac{5}{\sin 75} + 0.7}$$

$$P_{\text{especifico}} \left(\frac{m^3}{m} \text{ perforados} \right) = 3.4$$

Voladura

- Concentración de la carga de fondo

$$Q_{bk} = \frac{De^2}{1000}$$

$$Q_{bk} = \frac{60^2}{1000}$$

$$Q_{bk} = 3,6 \text{ kg/m}$$

- Altura de la carga de fondo

$$h_b = 1,3 * B$$

$$h_b = 1,3 * 2m$$

$$h_b = 2,6m$$

- Carga de fondo

$$Q_b = h_b * Q_{bk}$$

$$Q_b = 2,6m * 3,6 \text{ kg/m}$$

$$Q_b = 9,36 \text{ kg}$$

- Concentración de la carga de columna

$$Q_{pk} = (0,4 - 0,5) * Q_{bk}$$

$$Q_{pk} = 0,45 * 3,6 \text{ kg/m}$$

$$Q_{pk} = 1,62 \text{ kg/m}$$

- Longitud del taco

$$h_o = B$$

$$h_o = 2m$$

- Altura de carga de columna

$$h_p = H - (h_b + h_o)$$

$$h_p = 5,7m - (2,6m + 2m)$$

$$h_p = 1,1m$$

- Carga de columna

$$Q_p = h_p * Q_{pk}$$

$$Q_p = 1,1m * 1,62 \text{ kg/m}$$

$$Q_p = 1,782 \text{ kg}$$

- Carga total

$$Q_{Tot} = Q_b + Q_p$$

$$Q_{Tot} = 9,36 \text{ kg} + 1,782 \text{ kg}$$

$$Q_{Tot} = 11,142 \text{ kg por barreno}$$

- Eficiencia de una voladura

$$CE = \frac{Q_{Tot}}{B * S * K}$$

$$CE = \frac{11,142 \text{ kg}}{2m * 2m * 5m}$$

$$CE = 0,55 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

$$CE = \frac{0,55 \text{ kg/m}^3}{2.53 \text{ ton/m}^3}$$

$$CE = 0,22 \frac{\text{kg}}{\text{ton}}$$

- Fichas técnicas del material usado



EXPLOCEN C.A.

EXPLOSIVOS, ACCESORIOS Y SERVICIOS DE VOLADURA

PENTOLITA CILÍNDRICA (Iniciadores A. P. D. BOOSTER)

Son cilindros de Pentolita (Mezcla de Pentrita y TNT), sensible al fulminante N° 8; son de alta densidad, velocidad y presión de detonación. Catalogados como APD - Alto Poder de Detonación. Llamados también como "primer", "cebo" o "Booster".

USOS: Los iniciadores APD se utilizan como cebos en minería, explotación de canteras, obras civiles y otros, para iniciar explosivos y agentes de voladura en barrenos.



CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

IDENTIFICACIÓN	TAMAÑO, mm (Diámetro x Largo)	PESO CARTUCHO, g (Aprox.)	NÚMERO DE CARTUCHOS POR CAJA (Aprox.)
Booster 450 g. 2P	55 x 139	450	55
Booster 225 g. 2P	41 x 140	225	111
Booster 150 g. 1P	33 x 135	150	167
Booster 80 g. 2P	29 x 118	85	300

PARÁMETROS	UNIDAD	ESPECIFICACIÓN
DENSIDAD	g/cm ³	1,8
VELOCIDAD DE DETONACIÓN*	m/s	7418
VELOCIDAD DE DETONACIÓN**	m/s	7700
VOLUMEN DE GASES	l/kg	777
CALOR DE EXPLOSIÓN	Kcal/kg	1300
TEMPERATURA DE EXPLOSIÓN	°C	3982
ENSANCHAMIENTO TRAUZL	cm ³ /10g	400
RESISTENCIA AL AGUA	---	Excelente
VIDA ÚTIL	años	10

*Sin confinar en diámetro 28 mm.
**Confinado en tubo de hierro de 1½" de diámetro

PRESENTACIÓN Y EMBALAJE

PESO NETO, Kg.	25,0
PESO BRUTO, Kg.	26,2
DIMENSIONES EXTERIORES DE LA CAJA, mm	456 x 350 x 288
TIPO DE EMBALAJE	Caja de cartón

La empresa está en condiciones de fabricar todo tipo de presentación y medidas, de acuerdo a la necesidad del usuario.

ALMACENAMIENTO Y GARANTÍA

Conservar en el embalaje original y almacenado en condiciones de temperatura y humedad normales.

TRANSPORTE

Clase	Transporte
1.1.D	



EXPLOCEN C.A.

EXPLOSIVOS, ACCESORIOS Y SERVICIOS DE VOLADURA

DETONADOR NO-ELÉCTRICO DUAL

Sistema de iniciación no eléctrico, compuesto por dos detonadores de retardo y un tubo de choque transmisor de señal.

Está compuesto por dos detonadores: el de superficie y el de profundidad. El primero es de baja potencia con la capacidad de iniciar 5 tubos de choque, y el de profundidad es de mayor potencia para iniciar al cebo de la carga explosiva.



PROPIEDADES / BENEFICIOS

Alta resistencia al desglose o desprendimiento del tubo y el detonador.

- Alta resistencia a la tracción.
- Retardos de superficie y barreno, de una unidad.
- Los detonadores son resistentes al impacto y al choque.
- Mínimo porcentaje de dispersión en los tiempos de retardo.
- Sensible a la iniciación por acción del:
 - o Detonador de retardo de superficie de otro detonador Dual. o Detonador eléctrico.
 - o Detonador común No. 8.
- Reduce inventarios.
- Permite un excelente control de voladura.
- Permite una fácil conexión.
- Facilita una rápida verificación de conexión.
- Puede ser usado en todas las condiciones ambientales.

RECOMENDACIONES DE USO

- Mantener el tubo de choque tenso hasta que haya sido completamente cargado.
- Evitar dañar el tubo de choque durante las operaciones de cargado y amarre.
- Nunca tirar tan fuerte como para estirar o romper el tubo de choque ya que podría provocar una detonación prematura.
- El detonador no eléctrico dual puede ser iniciado con:
 - o El iniciador de superficie de otro detonador no eléctrico dual. o Un detonador eléctrico.
 - o Un Detonador ensamblado.

PRESENTACIÓN

Conector	Código de colores para tiempos de retardo de superficie.
Tubo de choque	Amarillo, con una etiqueta indicando tiempos de retardo y longitud.

Color de conector	Amarillo	Rojo	Negro	Azul	Violeta	Naranja	Blanco
Milisegundos	17	25	35	42	65	75	100

Fulminante de profundidad	500	600	700	800
---------------------------	-----	-----	-----	-----

Apéndice J. Evaluación de Matriz Conesa.

IMPACTO	NAT	IN	EX	MO	PE	RV	SI	AC	EF	PR	MC	IMPORTANCIA	IMPACTO
Reducción de la cobertura vegetal	NEGATIVO (-)	2	1	4	2	2	2	4	4	1	4	31	
Aumento de la erosión	NEGATIVO (-)	2	1	2	4	4	2	4	4	4	4	36	
Afectación a la fauna existente	NEGATIVO (-)	4	1	4	4	4	2	4	4	4	2	42	
Generación de ruido y vibraciones	NEGATIVO (-)	4	2	4	2	2	2	4	4	4	1	39	
Emisión de polvo	NEGATIVO (-)	2	2	4	2	2	2	4	4	4	2	34	
Emisión de gases	NEGATIVO (-)	2	2	4	4	4	2	4	4	2	4	38	
Generación de material particulado	NEGATIVO (-)	2	2	4	2	2	2	4	4	4	2	34	
Alteración del paisaje natural	NEGATIVO (-)	2	1	1	4	4	2	4	4	4	4	35	
Riesgos ocupacionales	NEGATIVO (-)	2	1	4	4	4	2	1	4	1	8	36	
Generación de empleo directo o temporal	POSITIVO (+)	4	4	4	2	1	2	4	4	2	4	43	

Apéndice K. Evaluación de riesgos para operador de excavadora.

Tabla K1

Matriz de riesgos laborales para operador de excavadora (1 trabajador).

Peligro identificativo	ND	NE	NC	PR	PR ≤ 40 Justificar la corrección	40 < PR ≤ 150 Relativamente urgente	150 < PR ≤ 600 Urgente	PR > 600 Inmediato	Prioridad (PR)	DESCRIPCIÓN IN SITU	MEDIDAS CORRECTIVAS
Caídas en altura	2	2	60	240					Urgente	Falta de señalización.	Usar el equipo de protección personal de manera adecuada y cumplir con la señalización establecida.
Golpes/Caída por objetos y herramientas	2	2	60	240					Urgente	Objetos o maquinaria.	Utilizar correctamente el equipo de protección personal (como casco y botas con punta de acero) y colocar los objetos o insumos de trabajo en las áreas designadas.
Ruido	2	4	25	200					Urgente	Ruido producido por el equipo de perforación y la maquinaria.	Uso adecuado del equipo de protección personal, como orejeras y tapones para los oídos.
Vibraciones	2	4	10	80					Relatividad urgente	Maquinaria.	Evitar el contacto directo prolongado con maquinaria que genere vibraciones excesivas.

Peligro identificativo	ND	NE	NC	PR	PR ≤ 40 Justificar la corrección	40 < PR ≤ 150 Relativamente urgente	150 < PR ≤ 600 Urgente	PR > 600 Inmediato	Prioridad (PR)	DESCRIPCIÓN IN SITU	MEDIDAS CORRECTIVAS
Exposición a temperaturas altas	2	4	10	80					Relatividad urgente	Clima caluroso con temperaturas mayores a 28 grados Celsius.	EPP, vestimenta apropiada para el trabajo en colores claros, de manga larga y fresca. Utilizar protector solar e hidratarse correctamente.
Radiaciones no ionizantes	2	4	25	200					Urgente	Alta intensidad solar en el área.	EPP, vestimenta apropiada para el trabajo en colores claros, de manga larga y fresca.
Animales venenosos	2	1	25	50					Relatividad urgente	Serpientes.	Seguir las indicaciones proporcionadas durante la capacitación sobre animales venenosos.
Exposición a gases tóxicos y polvo	2	4	25	200					Urgente	Polvo del movimiento de material.	Uso adecuado del respirador con filtro para polvo.

Peligro identificativo	ND	NE	NC	PR	PR ≤ 40 Justificar la corrección	40 < PR ≤ 150 Relativamente urgente	150 < PR ≤ 600 Urgente	PR > 600 Inmediato	Prioridad (PR)	DESCRIPCIÓN IN SITU	MEDIDAS CORRECTIVAS
Posturas forzadas	2	2	10	40					Justificación la corrección	Levantamiento y transporte manual de herramientas.	Usar el equipo de protección personal correctamente, tomar descansos para relajar los músculos y mantener la espalda erguida.
Ritmo de trabajo	2	2	10	40					Justificación la corrección	Cumplimiento del Plan de Riesgo Psicosocial supervisado por el psicólogo.	Organizar las tareas para la jornada y colaborar en equipo.

Apéndice L. Evaluación de riesgos para conductor de volqueta.

Tabla L1

Matriz de riesgos laborales para conductor de volqueta (1 trabajador).

Peligro identificativo	ND	NE	NC	PR	PR ≤ 40 Justificar la corrección	40 < PR ≤ 150 Relativamente urgente	150 < PR ≤ 600 Urgente	PR > 600 Inmediato	Prioridad (PR)	DESCRIPCIÓN IN SITU	MEDIDAS CORRECTIVAS
Caídas en altura	2	2	60	240					Urgente	Falta de señalización.	Usar el equipo de protección personal de manera adecuada y cumplir con la señalización establecida.
Golpes/Caída por objetos y herramientas	2	2	60	240					Urgente	Objetos o maquinaria.	Utilizar correctamente el equipo de protección personal (como casco y botas con punta de acero) y colocar los objetos o insumos de trabajo en las áreas designadas.
Ruido	2	4	25	200					Urgente	Ruido producido por el equipo de perforación y la maquinaria.	Usar adecuado del equipo de protección personal, como orejeras y tapones para los oídos.
Vibraciones	2	3	10	60					Relatividad urgente	Maquinaria.	Evitar el contacto directo prolongado con maquinaria que genere vibraciones excesivas.

Peligro identificativo	ND	NE	NC	PR	PR ≤ 40 Justificar la corrección	40 < PR ≤ 150 Relativamente urgente	150 < PR ≤ 600 Urgente	PR > 600 Inmediato	Prioridad (PR)	DESCRIPCIÓN IN SITU	MEDIDAS CORRECTIVAS
Exposición a temperaturas altas	2	4	10	80					Relatividad urgente	Clima caluroso con temperaturas mayores a 28 grados Celsius.	EPP, vestimenta apropiada para el trabajo en colores claros, de manga larga y fresca. Utilizar protector solar e hidratarse correctamente.
Radiaciones no ionizantes	2	4	25	200					Urgente	Alta intensidad solar en el área.	EPP, vestimenta apropiada para el trabajo en colores claros, de manga larga y fresca.
Animales venenosos	2	1	25	50					Relatividad urgente	Serpientes.	Seguir las indicaciones proporcionadas durante la capacitación sobre animales venenosos.
Exposición a gases tóxicos y polvo	2	4	25	200					Urgente	Polvo del movimiento de material.	Uso adecuado del respirador con filtro para polvo.

Peligro identificativo	ND	NE	NC	PR	PR ≤ 40 Justificar la corrección	40 < PR ≤ 150 Relativamente urgente	150 < PR ≤ 600 Urgente	PR > 600 Inmediato	Prioridad (PR)	DESCRIPCIÓN IN SITU	MEDIDAS CORRECTIVAS
Posturas forzadas	2	2	10	40					Justificación la corrección	Levantamiento y transporte manual de los tubos de perforación.	Usar el equipo de protección personal correctamente, tomar descansos para relajar los músculos y mantener la espalda erguida.
Ritmo de trabajo	2	2	10	40					Justificación la corrección	Cumplimiento del Plan de Riesgo Psicosocial supervisado por el psicólogo.	Organizar las tareas para la jornada y colaborar en equipo.

Apéndice M. Evaluación de factores riesgos para perforista.

Tabla M1

Matriz de riesgos laborales para perforista (1 trabajador).

Peligro identificativo	ND	NE	NC	PR	PR ≤ 40 Justificar la corrección	40 < PR ≤ 150 Relativamente urgente	150 < PR ≤ 600 Urgente	PR > 600 Inmediato	Prioridad (PR)	DESCRIPCIÓN IN SITU	MEDIDAS CORRECTIVAS
Caídas en altura	2	2	60	240					Urgente	Falta de señalización.	Usar el equipo de protección personal de manera adecuada y cumplir con la señalización establecida.
Golpes/Caída por objetos y herramientas	2	2	60	240					Urgente	Objetos o maquinaria.	Utilizar correctamente el equipo de protección personal (como casco y botas con punta de acero) y colocar los objetos o insumos de trabajo en las áreas designadas.
Ruido	2	4	25	200					Urgente	Ruido producido por el equipo de perforación y la maquinaria.	Uso adecuado del equipo de protección personal, como orejeras y tapones para los oídos.

Peligro identificativo	ND	NE	NC	PR	PR ≤ 40 Justificar la corrección	40 < PR ≤ 150 Relativamente urgente	150 < PR ≤ 600 Urgente	PR > 600 Inmediato	Prioridad (PR)	DESCRIPCIÓN IN SITU	MEDIDAS CORRECTIVAS
Vibraciones	2	3	10	60					Relatividad urgente	Perforadora.	Evitar el contacto directo prolongado con maquinaria que genere vibraciones excesivas.
Exposición a temperaturas altas	2	4	10	80					Relatividad urgente	Clima caluroso con temperaturas mayores a 28 grados Celsius.	EPP, vestimenta apropiada para el trabajo en colores claros, de manga larga y fresca. Utilizar protector solar e hidratarse correctamente.
Radiaciones no ionizantes	2	4	25	200					Urgente	Alta intensidad solar en el área.	EPP, vestimenta apropiada para el trabajo en colores claros, de manga larga y fresca.
Animales venenosos	2	1	25	50					Relatividad urgente	Serpientes.	Seguir las indicaciones proporcionadas durante la capacitación sobre animales venenosos.
Exposición a gases tóxicos y polvo	2	4	25	200					Urgente	Polvo del movimiento de material y perforación.	Uso adecuado del respirador con filtro para polvo.
Levantamiento manual de carga	2	3	25	150					Relatividad urgente	Malas posturas.	Manual sobre levantamiento y transporte manual de cargas; usar soporte lumbar al transportar cargas.

Peligro identificativo	ND	NE	NC	PR	PR ≤ 40 Justificar la corrección	40 < PR ≤ 150 Relativamente urgente	150 < PR ≤ 600 Urgente	PR > 600 Inmediato	Prioridad (PR)	DESCRIPCIÓN IN SITU	MEDIDAS CORRECTIVAS
Posturas forzadas	2	2	10	40					Justificación la corrección	Levantamiento y transporte manual de los tubos de perforación.	Usar el equipo de protección personal correctamente, tomar descansos para relajar los músculos y mantener la espalda erguida.
Ritmo de trabajo	2	2	10	40					Justificación la corrección	Cumplimiento del Plan de Riesgo Psicosocial supervisado por el psicólogo.	Organizar las tareas para la jornada y colaborar en equipo.

Apéndice N. Evaluación de riesgos para ayudante de perforista.

Tabla N1

Matriz de riesgos laborales para ayudante de perforista (1 trabajador).

Peligro identificativo	ND	NE	NC	PR	PR ≤ 40 Justificar la corrección	40 < PR ≤ 150 Relativamente urgente	150 < PR ≤ 600 Urgente	PR > 600 Inmediato	Prioridad (PR)	DESCRIPCIÓN IN SITU	MEDIDAS CORRECTIVAS
Caídas en altura	2	2	60	240					Urgente	Falta de señalización.	Usar el equipo de protección personal de manera adecuada y cumplir con la señalización establecida.
Golpes/Caída por objetos y herramientas	2	2	60	240					Urgente	Objetos o maquinaria.	Utilizar correctamente el equipo de protección personal (como casco y botas con punta de acero) y colocar los objetos o insumos de trabajo en las áreas designadas.
Ruido	2	4	25	200					Urgente	Ruido producido por el equipo de perforación y la maquinaria.	Uso adecuado del equipo de protección personal, como orejeras y tapones para los oídos.
Vibraciones	2	3	10	60					Relatividad urgente	Perforadora.	Evitar el contacto directo prolongado con maquinaria que genere vibraciones excesivas.

Peligro identificativo	ND	NE	NC	PR	PR ≤ 40 Justificar la corrección	40 < PR ≤ 150 Relativamente urgente	150 < PR ≤ 600 Urgente	PR > 600 Inmediato	Prioridad (PR)	DESCRIPCIÓN IN SITU	MEDIDAS CORRECTIVAS
Exposición a temperaturas altas	2	4	10	80					Relatividad urgente	Clima caluroso con temperaturas mayores a 28 grados Celsius.	EPP, vestimenta apropiada para el trabajo en colores claros, de manga larga y fresca. Utilizar protector solar e hidratarse correctamente.
Radiaciones no ionizantes	2	4	25	200					Urgente	Alta intensidad solar en el área.	EPP, vestimenta apropiada para el trabajo en colores claros, de manga larga y fresca.
Animales venenosos	2	1	25	50					Relatividad urgente	Serpientes.	Seguir las indicaciones proporcionadas durante la capacitación sobre animales venenosos.
Manipulación de explosivos	2	2	60	240					Urgente	ANFO y emulsiones.	Cumplir con los procedimientos para el montaje y carga de explosivos, teniendo en cuenta las medidas de seguridad. Usar el equipo de protección personal de manera adecuada.

Peligro identificativo	ND	NE	NC	PR	PR ≤ 40 Justificar la corrección	40 < PR ≤ 150 Relativamente urgente	150 < PR ≤ 600 Urgente	PR > 600 Inmediato	Prioridad (PR)	DESCRIPCIÓN IN SITU	MEDIDAS CORRECTIVAS
	Exposición a gases tóxicos y polvo	2	4	25	200					Urgente	Polvo del movimiento de material y perforación.
Levantamiento manual de carga	2	4	60	480					Urgente	Malas posturas.	Manual sobre levantamiento y transporte manual de cargas; usar soporte lumbar al transportar cargas.
Posturas forzadas	2	2	10	40					Justificación la corrección	Levantamiento y transporte manual de sacos de ANFO y cajas de explosivos.	Usar el equipo de protección personal correctamente, tomar descansos para relajar los músculos y mantener la espalda erguida.
Ritmo de trabajo	2	2	10	40					Justificación la corrección	Cumplimiento del Plan de Riesgo Psicosocial supervisado por el psicólogo.	Organizar las tareas para la jornada y colaborar en equipo.

Diseño de Explotación para Concesión Minera de Materiales No Metálicos

PROBLEMA

La concesión minera no metálica con código 700415, situada en Playas, provincia de Guayas, no cuenta con un diseño de explotación que optimice los procesos extractivos. En este contexto, es fundamental realizar una caracterización de los materiales y una evaluación del yacimiento, para el planteamiento de un diseño de explotación eficiente, que asegure un aprovechamiento adecuado y sostenible de los recursos mineros disponibles en el área.

OBJETIVO GENERAL

Proponer el diseño de explotación a cielo abierto, con base en criterios técnicos, socioambientales y de seguridad, para la explotación eficiente y sostenible de los materiales no metálicos de la concesión minera con código 700415.



Figura 1. Área de la Concesión minera

PROPUESTA

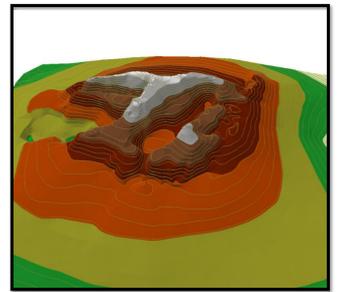
Fases de desarrollo de proyecto:

Levantamiento Topográfico

Trabajo en campo

Trabajo en laboratorio

Diseño de explotación



- Topografía realizada con Dron, generación de fotos áreas y ortofoto, complementado con RTK, antena central y secundaria.

- Toma de seis muestras en afloramientos y calicatas.
- Caracterización geomecánica.

- Preparación de las muestras.
- Análisis del contenido de carbonato de calcio.
- Ensayos físicos.

- Cálculo de los parámetros para el diseño de explotación.
- Diseño de explotación en civil 3D.

RESULTADOS

- Para el cálculo de reservas se utilizó el método tradicional de perfiles. El modelo comprende la elaboración de un perfil longitudinal con una orientación de O-E. Posteriormente, se precedió a diseñar 39 perfiles transversales con una orientación N-S y una distancia de separación de 5m entre perfil y perfil.
- El diseño final de los bancos de explotación se realizó teniendo en cuenta la topografía de la cantera.



Figura 2. Secciones transversales

Tabla 1. Parámetros de diseño	
Altura del banco	5 m
Ángulo de talud	75°
Ancho de plataforma	13 m

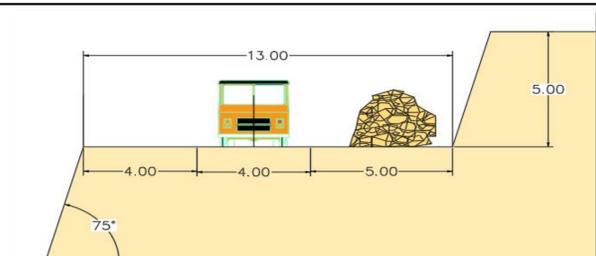


Figura 3. Parámetros de diseño

CONCLUSIONES

- El sistema de explotación propuesto para el bloque de interés es de tipo cantera en terrenos irregulares con minado descendente y avance de explotación OE.
- El ritmo de explotación establecido para cumplir con el régimen de pequeña minería es de 68 ton/día, para jornadas laborales de 254 días al año, con un turno de 8 horas diarias.
- La metodología propuesta es aplicable para la explotación de futuros bloques dentro de la concesión minera.