

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Proceso de implementación del método de
plataformas secuenciales para la explotación de
caliza en la concesión minera Conchoc - 2022**

Jesus Angel Murillo Antonio

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2022

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

“PROCESO DE IMPLEMENTACIÓN DEL MÉTODO DE PLATAFORMAS SECUENCIALES PARA LA EXPLOTACIÓN DE CALIZA EN LA CONCESIÓN MINERA CONCHOC – 2022”

ORIGINALITY REPORT

17%

SIMILARITY INDEX

17%

INTERNET SOURCES

0%

PUBLICATIONS

0%

STUDENT PAPERS

PRIMARY SOURCES

1

1library.co

Internet Source

9%

2

repositorio.uncp.edu.pe

Internet Source

7%

Exclude quotes On

Exclude matches < 901 words

Exclude bibliography On

ASESORA

Ing. Néida Tantavilca Martínez

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, agradecer al Ing. Pedro Miguel Gagliuffi Espinoza por la guía impartida en el estudio óptico de microscopía óptica que hizo posible la realización de esta tesis.

A mis familiares por el apoyo incondicional y a todas aquellas personas quienes ayudaron con la culminación de la presente tesis.

DEDICATORIA

A Dios y a mis padres, quienes estuvieron en todo momento en nuestro camino durante la etapa universitaria.

RESUMEN

El presente trabajo se desarrollará en la concesión Minera Conchoc, localizada en el distrito de Lloclapampa, provincia de Jauja, departamento de Junín, perteneciente a la industria minera no metálica y dedicada a la extracción de la caliza.

Actualmente la extracción de los minerales no metálicos en la concesión minera Conchoc en la localidad de Lloclapampa es artesanal y no cuenta con un buen desarrollo técnico, a esto se le suma la deficiente importancia e inversión que se da a los proyectos mineros sobre este yacimiento. Hoy en día las compañías que están a cargo del personal que realiza la labor de extracción, quienes son comuneros de la localidad de Lloclapampa, manejan un deficiente nivel de diseño y bajo criterio de desarrollo sostenible, abarcando una labor de afloramiento y acontecimientos superficiales en el que se sustrae la materia hasta el nivel donde llega a aflorar, utilizando el diseño de cielo abierto en el que se utiliza el corte y derribo siguiendo la dirección de Oeste a Este, este método convencional está siendo quebrantado por la baja preparación del personal que realiza el trabajo de extracción en la cantera y la mala aplicación del diseño que se da para el cumplimiento de las normas especificadas.

Palabras clave: comprensión simple, sistema de bancos, calidad del macizo rocoso.

ABSTRACT

This work will be carried out in the Minera Conchoc concession, located in the district of Lloclapampa, province of Jauja, department of Junín, belonging to the non-metallic mining industry and dedicated to the extraction of limestone.

Currently, the extraction of non-metallic minerals in the Conchoc mining concession in the town of Lloclapampa is artisanal and does not have a good technical development, to this is added the deficient importance and investment given to mining projects on this deposit. Today the companies that are in charge of the personnel that carry out the extraction work, who are community members of the town of Lloclapampa, manage a deficient level of design and under the criteria of sustainable development, encompassing an outcrop work and superficial events in the that the matter is subtracted up to the level where it emerges, using the open sky design in which the cut and demolition is used following the direction from West to East, this conventional method is being broken by the low preparation of the personnel that performs the extraction work in the quarry and the bad application of the design that is given for the fulfillment of the specified norms.

Keywords: Simple understanding, bank system, rock mass quality.

INDICE

| | |
|---|------------|
| PORTADA | |
| ASESORA..... | ii |
| AGRADECIMIENTOS..... | iii |
| DEDICATORIA..... | iv |
| RESUMEN..... | v |
| ABSTRACT..... | vi |
| ÍNDICE..... | vii |
| ÍNDICE DE FIGURAS..... | x |
| ÍNDICE DE TABLAS..... | xi |
| INTRODUCCIÓN..... | xii |
| CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA..... | 13 |
| 1.1. Planteamiento del problema..... | 13 |
| 1.2. Formulación del problema..... | 13 |
| 1.2.1.Problema general..... | 13 |
| 1.2.2.Problemas específicos..... | 13 |
| 1.3. Objetivos..... | 14 |
| 1.3.1.Objetivos generales..... | 14 |
| 1.3.2.Objetivos específicos..... | 14 |
| 1.4. Justificación e importancia..... | 14 |
| 1.5. Hipótesis de la investigación..... | 14 |
| 1.5.1.Hipótesis general..... | 14 |
| 1.5.2.Hipótesis específicas..... | 14 |
| 1.6. Identificación de variables..... | 15 |
| 1.7. Operacionalización de variables..... | 15 |
| CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO..... | 16 |
| 2.1. Antecedentes del problema..... | 16 |
| 2.2. Generalidades..... | 17 |
| 2.2.1.Ubicación..... | 17 |
| 2.2.2.Accesibilidad..... | 18 |
| 2.2.3.Topografía y Fisiografía..... | 18 |
| 2.2.4.Clima y Vegetación..... | 19 |
| 2.2.5.Geología..... | 20 |

| | |
|---|-----------|
| 2.2.5.2. Geología local | 21 |
| 2.2.5.3. Estructura geológica | 21 |
| 2.3. Bases teóricas | 22 |
| 2.3.1. Trabajo de campo | 22 |
| 2.3.1.1. Calidad de la maza rocosa | 22 |
| 2.3.1.2. Características geomecánicas..... | 25 |
| 2.3.2. Diseño preliminar | 29 |
| 2.3.3. Diámetro de taladro | 29 |
| 2.3.4. Longitud o profundidad de taladro (L)..... | 30 |
| 2.3.5. La sobre perforación (SP)..... | 31 |
| 2.3.6. Profundidad del taco (T)..... | 31 |
| 2.3.7. Altura de banco (H)..... | 32 |
| 2.3.8. Burden (B) | 32 |
| 2.3.9. Fórmulas base..... | 33 |
| 2.3.10. Fórmulas de Andersen | 33 |
| 2.3.11. Fórmula de Langefors..... | 33 |
| 2.3.12. Fórmula de C. Konya..... | 34 |
| 2.3.13. Fórmula de Ash | 34 |
| 2.3.14. Espaciamiento (E) | 35 |
| 2.3.15. Cálculo y distribución de la carga explosiva | 35 |
| 2.3.16. Efecto al utilizar el cordón detonante | 40 |
| 2.3.17. Labores de explotación propuesta..... | 42 |
| 2.3.18. Ciclo de minado | 42 |
| 2.3.19. Perforación, clasificación, acarreo y transporte..... | 43 |
| 2.3.20. Diseño de la cantera | 43 |
| 2.3.21. Áreas de influencias con algún efecto durante la explotación..... | 44 |
| 2.3.22. Otros términos | 44 |
| CAPÍTULO III METODOLOGÍA..... | 46 |
| 3.1. Métodos y alcance de la investigación | 46 |
| 3.2. Tipo de investigación..... | 46 |
| 3.3. Nivel de investigación | 46 |
| 3.4. Población y muestra | 46 |
| 3.5. Instrumentos de recolección de datos..... | 46 |

| | |
|--|-----------|
| 3.5.2. Instrumentos que serán utilizados para recolección de datos | 46 |
| 3.5.3. Técnicas para el procesamiento de la información | 47 |
| CAPÍTULO IV: ANÁLISIS DE RESULTADO | 48 |
| 4.1. Análisis de Muestra..... | 48 |
| 4.1.1. Descripción Microscópica | 48 |
| 4.2. Explotación de Caliza..... | 50 |
| 4.3. Calidad del Macizo Rocoso | 51 |
| 4.3.1. Ensayo de Compresión Simple | 51 |
| 4.3.2. Ensayo de Compresión Simple | 51 |
| 4.3.3. Caracterización de Discontinuidades | 51 |
| 4.3.4. Espaciamiento de las discontinuidades | 52 |
| 4.4. Diseño de operaciones..... | 58 |
| 4.4.1. Ciclo de minado | 58 |
| 4.4.1.1. Perforación primaria | 58 |
| 4.4.1.2. Perforación secundaria | 58 |
| 4.4.1.3. Voladura | 58 |
| 4.4.1.4. Remoción..... | 59 |
| 4.4.1.5. Carguío de caliza y remoción del desmonte..... | 59 |
| 4.4.1.6. Acarro de material | 59 |
| 4.4.1.7. Transporte comercial..... | 59 |
| 4.4.1.8. Equipos auxiliares | 60 |
| CONCLUSIONES | 61 |
| RECOMENDACIONES | 62 |
| BIBLIOGRAFÍA | 63 |
| ANEXOS..... | 65 |

ÍNDICE DE FIGURAS

| | |
|---|----|
| Figura 1: Ingreso hacia la concesión de la Minera Conchoc desde la localidad de Lima..... | 18 |
| Figura 2. Vista de la Cantera Conchoc 2022..... | 19 |
| Figura 3. Vista de la Cantera Conchoc 2022..... | 20 |
| Figura 4: Vista de la estructura del afloramiento..... | 21 |
| Figura 5: Escala descriptiva intermedia de observación para determinar la rugosidad..... | 24 |
| Figura 6: Detonantes de mecha..... | 38 |
| Figura 7: Mechas de mina..... | 39 |
| Figura 8: Cordón Detonante..... | 40 |
| Figura 9: Pérdidas de energía provocadas en columnas de ANFO por el cordón detonante | 41 |
| Figura 10: Sección pulida | 49 |
| Figura 11: Observación Microscópica | 49 |
| Figura 12: Resultados de las fotomicrografías | 50 |
| Figura 13: Resultados de las fotomicrografías | 50 |
| Figura 14: Orientación de las discontinuidades..... | 52 |
| Figura 15: Visualización de los estratos | 52 |
| Figura 16: Diseño del tren de explosivo..... | 57 |

ÍNDICE DE TABLAS

| | |
|---|----|
| Tabla 1: Matriz de Operacionalización de variables | 15 |
| Tabla 2: Coordenadas de los vértices del prospecto Conchoc | 18 |
| Tabla 3 Competencia de la Roca de acuerdo al ensayo de (Compresión Uniaxial)..... | 23 |
| Tabla 4: Clasificación RQD | 25 |
| Tabla 5: Principales características de la cal comercial | 25 |
| Tabla 6: Valoración de la calidad del macizo rocoso (RQD) | 26 |
| Tabla 7: Clasificación | 26 |
| Tabla 8: Resistencias del macizo rocoso | 26 |
| Tabla 9: Resistencia a compresión simple de acuerdo al ensayo uniaxial | 27 |
| Tabla 10: Espaciamiento de discontinuidades. | 27 |
| Tabla 11: Condiciones de discontinuidades (Rugosidad)..... | 28 |
| Tabla 12: Condiciones de discontinuidades (Rugosidad). Para considerar en la tabla 11 ... | 28 |
| Tabla 13: Condiciones hidrogeológicas..... | 28 |
| Tabla 14: Corrección por orientación de discontinuidades | 29 |
| Tabla 15: Constante Kb de roca y tipo de explosivo fórmula de Ash..... | 35 |
| Tabla 16: Máximo cordón por taladro | 40 |
| Tabla 17: Datos iniciales de compresión simple | 51 |
| Tabla 18: Esfuerzo a la compresión simple del muestreo | 51 |
| Tabla 19: Sistema de discontinuidades en la masa rocosa | 53 |
| Tabla 20: Características de las discontinuidades del macizo rocoso | 53 |
| Tabla 21: Valoración total del macizo rocoso | 53 |
| Tabla 22: Ajuste de orientación (fisuras) | 55 |
| Tabla 23: Datos recolectados del banco a explotar | 56 |
| Tabla 24: Cálculos para el número de taladros | 56 |
| Tabla 25: Parámetros de voladura | 57 |
| Tabla 22: Ajuste de orientación (fisuras) | 55 |

INTRODUCCIÓN

Actualmente la explotación de los minerales no metálicos en la concesión minera Conchoc ubicada en la localidad de Lloclapampa, es artesanal por lo tanto carece de un buen desarrollo técnico a esto se le suma la deficiente importancia e inversión que se otorga a los proyectos mineros en este yacimiento.

Las microempresas que se encuentran a cargo del personal que realiza la labor de extracción son comuneros de la localidad de Lloclapampa quienes manejan un deficiente nivel de diseño y bajo criterio de desarrollo sostenible, por la falta de compromiso y apoyo de la empresa comunal hacia los pequeños mineros de la concesión minera Conchoc.

El presente trabajo de investigación titulado: “*Proceso de implementación del método de plataformas secuenciales para la explotación de caliza en la concesión minera Conchoc – 2022*”, se realiza con el objetivo de implementar un diseño eficiente de explotación para abastecer la demanda de carbonato de calcio por las empresas industriales.

El estudio busca crear una guía en la que se describa el desarrollo de explotación de calizas y el aprovechamiento eficiente de sus reservas presentes en el yacimiento minero, desarrollando así nuevas alternativas de explotación de escallas, calizas, travertinos; fomentando nuevos métodos de extracción en el yacimiento, teniendo como objetivo principal la optimización de los procesos para luego generar mejores utilidades a la compañía y aportando al crecimiento económico en la comunidad.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.1. Planteamiento del problema

El presente trabajo de investigación se desarrollará en la unidad Minera Conchoc perteneciente al distrito de Lloclapampa - provincia de Jauja, departamento de Junín; perteneciente a la industria minera no metálica, principalmente dedicada a la extracción de carbonato de calcio.

Actualmente el aprovechamiento de los minerales no metálicos en la concesión minera Conchoc en la localidad de Lloclapampa, no se ha desarrollado de una forma eficiente, debido a la poca inversión e importancia por la empresa comunal, por ello se plantea realizar diseños de ingeniería para optimizar la extracción del material y así reducir el consumo de explosivos.

El ciclo de explotación que actualmente se realiza en cada operación comprende: perforación, voladura, limpieza y carguío los cuales generan riesgos y peligros durante el ciclo de minado y explotación de la materia, por ello es primordial comprender que, si se incluyen factores de riesgo, se generan nuevos peligros.

Por lo expuesto, de continuar con el mismo método de explotación, no se llegará a optimizar el mayor nivel de aprovechamiento de los recursos ya que el yacimiento presenta reservas de carbonato de calcio blanco y crema en sus canteras, que hacen atractiva su extracción con un nuevo diseño de explotación y planeamiento de mina a tajo abierto.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

- ¿Cómo se realizaría la implementación del método de plataformas secuenciales para la extracción de caliza en la concesión minera Conchoc – Lloclapampa – 2022?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cómo se realizaría la implementación del número de plataformas secuenciales para la extracción de caliza en la concesión minera Conchoc – Lloclapampa – 2022?
- ¿Cómo se realizaría la de distribución de plataformas secuenciales para la extracción de caliza en la concesión minera Conchoc – Lloclapampa – 2022?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivos generales

- Realizar la implementación del método de plataformas secuenciales para la extracción de caliza en la concesión minera Conchoc – Lloclapampa – 2022.

1.3.2. Objetivos específicos

- Dar a conocer cómo se implementaría el número de plataformas secuenciales para la extracción de caliza en la concesión minera Conchoc – Lloclapampa - 2022.
- Dar a conocer la distribución de plataformas secuenciales para la extracción de caliza en la concesión minera Conchoc – Lloclapampa – 2022.

1.4. Justificación e importancia

La presente investigación justifica la elaboración de un diseño de explotación de plataformas secuenciales para la extracción de caliza en la concesión Minera Conchoc, el cual contribuirá con la mejora del diseño de explotación y las condiciones laborales del trabajador.

Actualmente estos yacimientos de caliza son explotados por la pequeña minería y no cuentan con un asesoramiento de ingeniería ya que se encuentran a cargo de la empresa comunal de la localidad de Lloclapampa, la cual no autoriza el acceso a un nuevo diseño que optimice su productividad. Este es el origen de nuestro proyecto ya que hace que se centralice más en reevaluar el tiempo de vida útil del yacimiento, implementando un nuevo método de extracción y realizando nuevos estudios de geomecánica.

1.5. Hipótesis de la investigación

1.5.1. Hipótesis general

- La realización de la implementación del método de plataformas secuenciales para la extracción de caliza en la concesión minera Conchoc – Lloclapampa - 2022, es factible y viable.

1.5.2. Hipótesis específicas

- Implementación del número de plataformas secuenciales para la extracción de caliza en la concesión minera Conchoc – Lloclapampa - 2022.
- Implementar la distribución de plataformas secuenciales para la extracción de caliza en la concesión minera Conchoc – Lloclapampa – 2022.

1.6. Identificación de variables

Implementación del método de plataformas secuenciales para la explotación de caliza.

1.7. Operacionalización de variables

Tabla 1: *Matriz de Operacionalización de variables*

| Variable | Definición Conceptual | Dimensiones | Indicadores |
|--|--|--|--|
| Implementación del método de plataformas secuenciales para la explotación de caliza. | Es un conjunto de plataformas secuenciales basadas en el método convencional de bancos ascendentes. En una superficie plana de forma predominante diseñada sobre un armazón en la superficie del suelo o en otra superficie superior, que trabaja como apoyo. | Conjunto de sistema de plataformas secuenciales. | Número de plataformas a emplear. Distribución de plataformas. |

Fuente: *Elaboración propia*

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del problema

- Quintanilla Pacheco (2018) en su tesis titulada: “Técnicas de explotación de escallas de travertinos para la fabricación de óxido de calcio en la concesión minera Acumulación Conchoc, distrito de Lloclapampa – Junín”, cuyo objetivo es determinar la influencia de la ley del carbonato de calcio en las técnicas de explotación de escallas de travertinos para la fabricación de óxido de calcio en la concesión minera no metálica Acumulación Conchoc, distrito de Lloclapampa – Junín. Elaborando un plan de acción para elevar la eficiencia de los equipos de la concesión y bajar los costos en las diferentes etapas unitarias de producción de caliza teniendo como resultado un costo de explotación de \$ 1.80/TM frente al costo anterior de \$ 2.2 /TM (1).
- Condo Ampuero (2017) en su tesis para optar el grado de ingeniería de minas de la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa titulada: “Diseño de minado por el método de plataformas secuenciales en el PIT II cantera Negro Africano proyecto de rocas y minerales industriales (R.M.I.) – Calquipa S.A.C”, cuyo objetivo es demostrar la factibilidad de utilizar el método planteado que cuenta con las condiciones suficientes con un plan operativo, favorable y bien definido que garantice una producción constante con un bajo costo y mineral de buena calidad. Concluyendo que se ha realizado el diseño de explotación por el método de plataformas secuenciales en la cantera Negro Africano de acuerdo a las características del yacimiento, garantizando una producción diaria de 1 600 toneladas de material y 1 230 toneladas de carbonato de calcio (CaCO_3) con una recuperación de 800 toneladas (65 %) útiles disponibles para la calcinación en el horno Maerz.
- Arroyo (2019), en su tesis para optar el grado de maestría en ingeniería de minas de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos titulado: “Análisis y evaluación entre los métodos de explotación convencional y plataformas aplicados en la cantera de caliza de la empresa UNACEM S.A.A.”, tiene como objetivo caracterizar el macizo rocoso en el método de explotación convencional relacionado significativamente en las plataformas, aplicado en la cantera de caliza de la empresa UNACEM S.A.A. concluyendo que la caracterización geo mecánica

del macizo rocoso para el sistema de explotación convencional y plataformas se hizo en base a la realización de 30 estaciones geo mecánicas de mapeo por celdas que consiste en tomar la información geo mecánica en un punto conforme a los parámetros solicitados por la clasificación geo mecánica RMR de Bieniawski de 1989.

- Barros (2016), en la tesis para optar el grado de ingeniería de geología y minas de la escuela superior Politécnica de Chimborazo, Extensión Morona – Santiago titulada: “Diseño de explotación de caliza a cielo abierto en la concesión minera Amazonas”, tiene como objetivo realizar un adecuado diseño de explotación acorde a los factores técnicos - mineros y económicos de la concesión minera Amazonas para la extracción de caliza, necesaria para la elaboración del cemento. Como conclusión, el diseño de explotación se realizará en forma de bancos descendentes con alturas de 10 m cada banco, 20m de ancho y 20m de largo, 3m de berma mínimos para seguridad, el ángulo de talud es de 75° y un ángulo de talud final de 55°.
- Contento (2015) en su tesis para obtener el grado de ingeniero de minas en la Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia titulada: “Diseño del Método de Explotación del Yacimiento de Caliza Módulo Norte de la Mina la Esperanza, Municipio la Calera – Cundinamarca”, tiene como objetivo realizar un diseño de explotación del módulo Norte de la mina La esperanza, propiedad de CEMEX COLOMBIA S.A. concluyendo que de acuerdo a los parámetros establecidos para la selección del método de explotación se determinó que el método más apropiado corresponde a Bancos Escalonados Descendentes que permite alcanzar rendimientos, capacidad de producción, seguridad durante y después de terminada la etapa de explotación.

2.2. Generalidades

2.2.1. Ubicación

La concesión de la minera Conchoc está localizada en el distrito de Lloclapampa, perteneciente a la provincia de Jauja, región Junín. El terreno en estudio está dado por 200 has, dicha concesión se ubica dentro del IGN de la Carta Nacional en la zona designada como 24 - 1 (Oroya), a una altitud de 3,350 m.s.n.m. aproximadamente.

Tabla 2: *Coordenadas de los vértices del prospecto Conchoc.*

| Vértice | Norte | Este |
|---------|---------|--------|
| V1 | 8694000 | 435000 |
| V2 | 8693000 | 435000 |
| V3 | 8693000 | 433000 |
| V4 | 8694000 | 433000 |

Fuente: *Tomada del resumen del derecho minero por Ingemmet-Geocatmin.*

2.2.2. Accesibilidad

El ingreso hacia la concesión minera Conchoc desde Lima es por la vía Lima – La Oroya 190 km (carretera asfaltada); La Oroya – Lloclapampa 52 km, (carretera asfaltada); Lloclapampa – Cantera Conchoc 5 km, (carretera afirmada), haciendo un recorrido total de 242 km.



Figura 1: *Ingreso hacia la concesión de la Minera Conchoc desde la localidad de Lima.*

Fuente: *Elaboración propia*

2.2.3. Topografía y Fisiografía

2.2.3.1. Topografía

El terreno de la concesión ACUMULACIÓN CONCHOC - 2022 es moderado, no muy accidentado con un máximo del 20 %, en la zona del proyecto se pueden observar ciertos afloramientos de cuerpo calcáreos. El pueblo más cercano es la localidad de Lloclapampa, a 6 km. de la franquicia minera Conchoc.

2.2.3.2. Fisiografía

Geográficamente plano, severamente disecado y deformado por la erosión de los glaciares, la concesión minera está ubicada a una altitud aproximada de 3350 metros, con crestas visibles y afloramientos rocosos.



Figura 2. Vista de la Cantera Conchoc - 2022.

Fuente: *Elaboración propia*

2.2.4. Clima y vegetación

En esta área de la región, el clima es variable de semi – frío a caliente, es muy variante entre los meses de invierno ya que se originan fuertes lluvias con granizo, con una temperatura promedio entre 14.80 °C a -5.20 °C y en los meses de verano tiene una temperatura de 14.40 °C a 1.40 °C dando paso a las grandes heladas por varias semanas.

La vegetación está conformada por plantas pomáceas o gramíneas en forma de ichu o centeno rosetado que son el alimento para los animales ovinos de pastoreo que residen en la zona.



Figura 3. *Vista de la Cantera Conchoc. 2022*

Fuente: *Elaboración propia.*

2.2.5. Geología

2.2.5.1. Geología regional

En la zona del proyecto se presentan las siguientes formaciones geológicas:

a. Grupo Mitú permianoco

Esta formación consta de capas rojas, las rocas más antiguas tienen una fuerte repulsión angular, consta de una serie de conglomerados y varias formaciones, desde basalto color variable entre gris y marrón.

b. Cretáceo, sedimentos continentales

El rango menor está formado por areniscas calcáreas, granulares y volcánicas, menos compactadas, amarillas después del torneado rosa, conglomerados que contienen guijarros volcánicos y algunos guijarros de cuarcita. En la banda mayor hay surcos alternados de hasta 2 metros y luego se pueden manifestar travertinos y calizas de color blanco, en bancos de 10 m, estas rocas calcáreas son capaces de soportar y formar pendientes.

c. Triásico, jurásico, sienita

El rango menor está formado por areniscas calcáreas, granulares y volcánicas menos compactadas, amarillas después del torneado rosa, conglomerados que contienen guijarros volcánicos y algunos guijarros de cuarcita.

2.2.5.2. Geología local

En la zona de la concesión minera Conchoc se han originado rocas sedimentarias conformadas por rocas carbonatadas de cuerpos irregulares y con aspectos de mantos que regularmente se presentan fracturados producto del metamorfismo que sucede en el terreno de estudio, dentro las rocas sedimentarias actuales podemos encontrar una diversidad de material carbonatado con un aspecto gris, crema y blanco, con potencias que pueden variar de acuerdo a la zona. También se puede visualizar pequeños diques volcánicos previos al metamorfismo.

2.2.5.3. Estructura geológica

Regionalmente todo direcciona que los movimientos tectónicos que se han desarrollado en algunas partes han sido con mayor intensidad que en otras, se observan también ondulaciones suaves en los niveles estratigráficos que pasan a ser estructuras principales. Estas etapas de deformación son evidenciadas por los pliegues, fallas, discordancias y otras estructuras materializadas en las zonas de deformación.



Figura 4: *Vista de la estructura del afloramiento*

Fuente: *Elaboración propia*

2.2. Bases teóricas

2.3.1. Trabajo de campo

Los encargados de realizar el estudio se integran en el lugar de investigación para constatar las condiciones de la roca donde se ha planificado realizar la ejecución de la extracción del mineral.

Para este estudio se recolectaron algunas muestras de caliza para realizar ensayos de prueba de compresión simple y análisis en el laboratorio, obteniendo un análisis químico y físico, así como los parámetros geomecánicos.

Para determinar el método para extraer el mineral de caliza, se analizarán los aspectos detallados de la superficie del terreno, así como el levantamiento topográfico de la concesión. Según las condiciones actuales se sugieren bancos de baja altura para optimizar el rendimiento y mejoras de seguridad, a su vez la implementación de equipos mecanizados para componer el frente de explotación e instauración de las vías de acceso, tipo oruga.

De acuerdo con el estudio realizado en los indicadores citados: Matriz de Operacionalización de las variables, se optó por el proceso de explotación por plataformas secuenciales descendentes, procedimiento que nos proporciona generar un alto rendimiento, estabilidad para operadores y mejor rendimiento en las máquinas que realizan los avances en los frentes de trabajo ya que se cuenta con bancos de baja altura.

2.3.2. Calidad de la maza rocosa

Con la finalidad de establecer la calidad del macizo rocoso en las zonas de observación se realizó un estudio geológico de la masa de piedra caliza. A efectos de caracterización geotécnica, las rocas de dureza menor a R2 y de muy mala calidad se consideran suelos residuales. Se esperan dos tipos de pruebas de laboratorio que son necesarias para la especificación de las propiedades del macizo rocoso.

a. Ensayo de compresión simple

Para el presente análisis se recolectó una muestra del macizo rocoso del terreno y se procedió a realizar la identificación del techo y piso respectivamente de la estratificación para obtener cinco muestras. Se procedió a realizar una valuación de la competencia en el macizo rocoso a través Tabla 3.

Tabla 3. Competencia de la roca de acuerdo al ensayo de “Compresión Uniaxial”.

| Compresión Uniaxial. (MPa) | Competencia de la Roca |
|----------------------------|------------------------|
| 5 (a) 20 | Muy Débil |
| 20 (a) 40 | Débil |
| 40 (a) 80 | Resistencia Mediana |
| 80 (a) 160 | Dura |
| 160 (a) 320 | Muy Dura |

Fuente: Suárez, 1998.

A través del estudio se llegó a recopilar los datos por medio de los siguientes instrumentos:

- Instrumento de esfuerzo a la compresión simple del muestreo.
- Instrumento de datos iniciales de compresión simple.

b. Ensayo de carga puntual

Para el ensayo la muestra se somete a probetas de cargas uniaxiales y se determina la carga que soporta hasta deformarse, con ello se puede definir la resistencia de la roca.

En este ensayo se recolectó los datos a través de los instrumentos de cálculo ensayocarga puntual.

c. Caracterización de discontinuidades

- **Orientación**

La orientación es semejante a diferentes discontinuidades sistemáticas que genera una familia y se compone por el espacio en su dirección de buzamiento. Se llegó a obtener tres familias de diaclasas con una dirección de buzamiento y una estratificación.

- **Espaciado**

Es el intervalo entre los planos de discontinuidad de la misma familia y determinan la proporción de bloques de la matriz rocosa.

- **Rugosidad**

Es una manera de medir la forma de las superficies que agrupan la discontinuidad, esta distribución cualitativa está basada en la observación de la superficie en dos escalas descriptivas: la escala intermedia (varios metros) dividida en tres grados: ondulada, escalonada y plana; la escala pequeña (varios centímetros), que divide cada grado de la escala intermedia en pulida, lisa y rugosa.

En la Figura 5, se presenta una escala descriptiva que normalmente es utilizada para la clasificación del tipo de rugosidad. Las escalas cuantitativas están apoyadas en las medidas de los cambios de inclinación tomadas con discos de diferente diámetro acomodados sobre la superficie de la discontinuidad (Hoek, 1985).

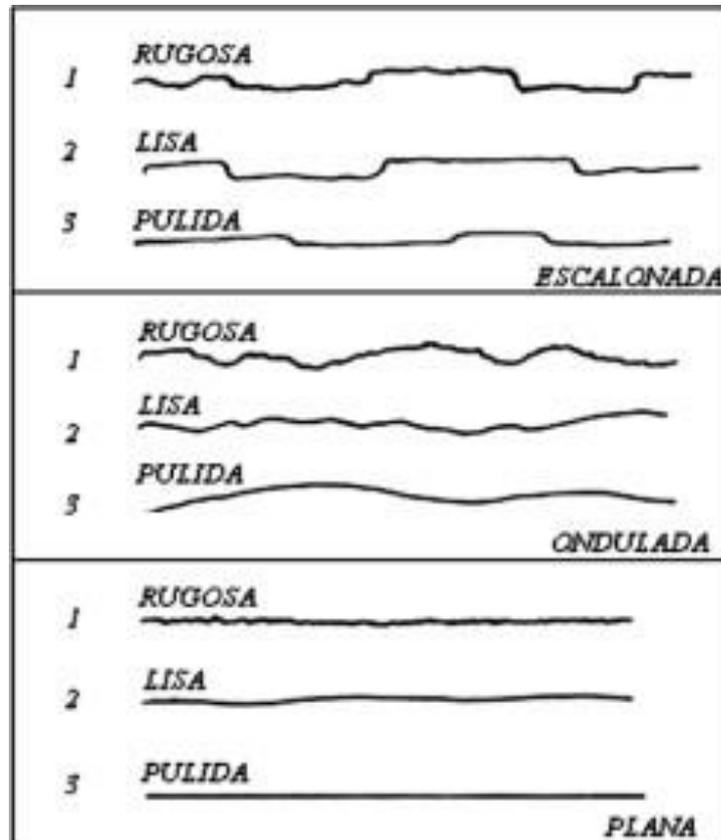


Figura 5: Escala descriptiva intermedia de observación para determinar la rugosidad

Fuente: Hoek, 1981

d. Índice de calidad de la roca (RQD).

La fracturación se presenta por medio de los datos recopilados durante el afloramiento del macizo rocoso, el cual nos indica la dimensión de los bloques y las familias de discontinuidades presentes. Se realizará el cálculo del índice RQD que se obtendrá por medio de Deere:

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

El dato generado será contrastado en la Tabla 4.

Tabla 4: *Clasificación RQD*

| RQD (%) | Calidad de Roca |
|----------|-----------------|
| 100 – 90 | Muy buena |
| 90 – 75 | Buena |
| 75 – 50 | Regular |
| 50 – 25 | Mala |
| 25 – 0 | Muy Mala |

Fuente: *Bienawski, 1989*

e. Ley de CaO en la roca caliza

Para someterse a una prueba se trabajó con veinte muestras, considerando el mismo peso para cada una, estas se sometieron a ser igualadas en una geomembrana con apoyo de algunas herramientas, obteniendo tres muestras: M-1, M-2, M-3 para el análisis de CaO y establecer la calidad del recurso natural calcáreo, donde se realizaron los siguientes ensayos:

- CaO sometido a la reacción del carbonato de calcio: digestión específica - precipitación - titulación.
- Reactividad
- Pérdidas de calcinación gravimetría (LOI)
- Granulometría

Tabla 5: *Principales características de la cal comercial.*

| Propiedades | Cal de tipo (1) | Cal de tipo (2) | Cal de tipo (3) |
|---------------------|------------------------|-----------------|-----------------|
| Reactividad | Baja (de construcción) | Alta | Alta |
| Granulometría | Molida | Molida | 6 (a) 19 mm |
| Concentración (CaO) | 86% (a) 90% | 90% | 90% |

Fuente: *Bragagnini V. y Beltrán R. (2012).*

2.3.2.1. Características geomecánicas

a. Clasificación geomecánica RMR

Según (Bieniaswki., 1989), los indicadores obtenidos anteriormente ayudaron en la valorización del macizo rocoso por medio del sistema RMR (Rock Mass Rating), definido por Bieniawski (1989). En este

método de distribución se llega a considerar cinco indicadores relacionados con la calidad de la masa rocosa y con el estado de la roca intacta, designando un valor en cada indicador. Estas puntuaciones se totalizan para conseguir un indicador de calidad en la masa rocosa (RMR básico), ver Tabla 6.

Tabla 6: Valoración de la calidad del macizo rocoso (RQD).

| RQD % | Puntaje |
|----------|---------|
| 90 - 100 | 20 |
| 75 - 90 | 17 |
| 50 - 75 | 13 |
| 25 - 50 | 8 |
| <25 | 3 |

Fuente: Bieniawski, 1989.

Tabla 7: Clasificación

| R.M.R. Suma de los puntajes obtenidos de las tablas anteriores | Descripción del macizo rocoso | Clase |
|---|-------------------------------|-------|
| 81 – 100 | Muy bueno | I |
| 81 – 80 | Bueno | II |
| 41 – 60 | Medio | III |
| 21 – 40 | Malo | IV |
| 0 – 20 | Muy malo | V |

Fuente: Bieniawski, 1989.

Tabla 8: resistencias del macizo rocoso

| Clase (R.M.R.) | c(Kpa) | ϕ ° | t sin soporte |
|----------------|-----------|----------|---------------------|
| I (81 – 100) | > 400 | > 45 | 20 años, luz de 15m |
| II (81 – 80) | 300 – 400 | 35 – 45 | 1 año, luz de 10m |
| III (41 – 60) | 200 – 300 | 25 – 35 | 1 semana, luz 5m |
| IV (21 – 40) | 100 – 200 | 15 – 25 | 10 hs., luz 2.5m |
| V (0 – 20) | < 100 | < 15 | 30 min, luz 1m |

Fuente: Bieniawski, 1989.

Factores vinculados la calidad del macizo rocoso y con la condición de roca intacta:

1. Resistencia uniaxial del macizo rocoso. Ver Tabla 9
2. Espaciamiento de discontinuidades. Ver Tabla 10
3. Condiciones de discontinuidades. Ver Tabla 11 y 12
4. Condiciones hidrogeológicas. Ver tabla 13 y 14
5. Grado de fracturación en términos del RQD.

El acontecimiento de los factores del procedimiento geomecánico en la masa rocosa se presentó a través del Índice de Calidad (RMR), (Rock Mass Rating), con un valor de variación de 0 a 100.

Tabla 9: Resistencia a compresión simple de acuerdo al ensayo uniaxial.

| Indice del ensayo de carga puntual (MPa) | Resistencia a compresión simple RCS (Mpa) | Puntaje |
|--|---|---------|
| > 10 | > 250 | 15 |
| 4 - 10 | 100 - 250 | 12 |
| 2 - 4 | 50 - 100 | 7 |
| 1 - 2 | 25 - 50 | 4 |
| - | 5 - 25 | 2 |
| - | 1 - 5 | 1 |
| - | < 1 | 0 |

Fuente: Bieniawski, 1989.

Tabla 10: Espaciamiento de discontinuidades.

| Espaciamiento (m) | Puntaje |
|-------------------|---------|
| > 2 | 20 |
| 0.6 - 2.0 | 15 |
| 0.2 - 0.6 | 10 |
| 0.06 - 0.2 | 8 |
| < 0.06 | 5 |

Fuente: Bieniawski, 1989.

Tabla 11: Condiciones de discontinuidades (Rugosidad).

| Definición | Puntaje |
|--|---------|
| Superficies con paredes de roca resistente, con superficies muy rugosa, cuenta con poca extensión. | 30 |
| Superficies con paredes de roca resistente, poca rugosas, apertura menos a 1 (mm). | 25 |
| Idem anterior, con presencia de paredes de roca blanda. | 20 |
| Superficie suave y relleno de tabla (1 a 5 mm) de espesor por varios metros. | 10 |
| Discontinuidades que se prolonga por varios metros, discontinuidades que se presentan abiertas con relleno de tabla de más (mm) de apertura o espesor mayor de 5 (mm). | 0 |

Fuente: Bieniawski, 1989.

Tabla 12: Condiciones de discontinuidades (Rugosidad) para considerar en la tabla 11.

| | | | | | |
|-------------------------|------------|--------------------|-------------------|---------------|---------------|
| Longitud discontinuidad | < 1 m | 1 - 3 m | 3 - 10 m | 10 - 20 m | > 20 m |
| (persistencia) | 6 | 4 | 2 | 1 | 0 |
| Abertura (mm) | Nada | < 0.1 mm | 0.1 - 1.0 mm | 1 - 5 mm | > 5 mm |
| | 6 | 5 | 4 | 1 | 0 |
| Rugosidad | Muy rugosa | Rugosa | Levemente rugosa | Lisa | Pulida |
| | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 |
| Tipo de relleno | Nada | Resistente > 5 mm | Resistente < 5 mm | Blando > 5 mm | Blando < 5 mm |
| | 6 | 4 | 2 | 2 | 0 |
| Intemperización | Inalterada | Levemente alterac. | Moderada alterac. | Muy alterada | Descompuesta |
| (alteración) | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 |

Fuente: Bieniawski, 1989.

Tabla 13: Condiciones hidrogeológicas.

| Filtración por cada 10 m de longitud de tunel (L/min) | Presión del agua en la discontinuidad dividido la tensión principal mayor | Descripción de las condiciones generales | Puntaje |
|---|---|--|---------|
| Nada | 0 | Completamente seco | 15 |
| < 10 | 0.0 - 0.1 | Apenas húmedo | 12 |
| 10 - 25 | 0.1 - 0.2 | Húmedo | 7 |
| 25 - 125 | 0.2 - 0.5 | Goteo | 4 |
| > 125 | > 0.5 | Flujo continuo | 0 |

Fuente: Bieniawski, 1989.

Tabla 14: Corrección por orientación de discontinuidades.

| Evaluación de la influencia de la orientación para la obra. | Puntaje para túneles | Puntaje para cimentaciones |
|---|----------------------|----------------------------|
| Muy favorable | 0 | 0 |
| Favorable | -2 | -2 |
| Medio | -5 | -7 |
| Desfavorable | -10 | -15 |
| Muy desfavorable | -12 | -25 |

Fuente: Bieniawski, 1989.

b. Factor de Seguridad

La solidez que se presenta en el talud se determina por medio del factor de seguridad donde se representa la relación que existe entre las fuerzas actuantes y las fuerzas resistentes. Así para determinar el factor de seguridad se llegó a utilizar el software Slide (Rocscience.com software Slide), que elaborará el factor de seguridad al interior del talud. Es primordial saber identificar los detalles que conforman al manto del material de la caliza como techo y piso en mención.

2.3.3. Diseño preliminar

Según Oviedo (2017), para ejecutar un proyecto preliminar viable es preciso adaptar un diseño acreditado que pueda ser planteado en un terreno con propiedades similares.

2.3.4. Diámetro de taladro

Según Oviedo (2017), la selección del diámetro del taladro con las características de los equipos de perforación, espaciamiento, distribución de la carga explosiva, burden, tiempo en la perforación, granulometría de la fragmentación y en general la economía y eficiencia de toda la operación.

Para el cálculo del diámetro óptimo en la práctica se toma en consideración tres aspectos:

- a) La aplicabilidad y disponibilidad del equipo de perforación en el trabajo proyectado.
- b) La amplitud o envergadura de las voladuras a realizar y la altura de banco proyectada.
- c) El intervalo límite mínimo de avance proyectado para el banco.

Con un diámetro pequeño, los costos de perforación y de preparación del disparo generalmente se incrementan y se llega a emplear más tiempo y

personal, pero se obtiene una buena distribución y un mejor consumo específico del explosivo, teniendo así la oportunidad de efectuar voladuras más selectivas.

El aumento del diámetro incrementa y mantiene estable la velocidad de detonación de la carga explosiva, aumenta la eficiencia de la perforación e incrementa el rendimiento de los equipos de acarreo disminuyendo el costo global de la voladura, además favorece en el empleo de camiones cargadores de explosivos.

Por otra parte, si la roca volada tiene sistemas de fracturas difusas o sistemas de fracturas que forman bloques naturales, la fragmentación resultante puede ser demasiado gruesa o irregular. En canteras y construcción de superficie, los diámetros comunes varían de 50 a 125 mm (2 in a 5 in), mientras que en minas de superficie varían de 150 a 310 mm (6 in a 12 in), hasta 451 mm (15 pulgadas).

El diámetro máximo utilizado depende de la profundidad del agujero, mientras que la profundidad mínima que se puede perforar depende del diámetro y se expresa mediante la siguiente ecuación:

$$L = (2 \times \text{Ø})$$

Donde:

L: mínima longitud del taladro, en pies

Ø: diámetro del taladro, en pulgadas

2.3.5. Longitud o profundidad de taladro (L)

La influencia de la longitud de taladro en el diseño de la voladura es factor determinante en el diámetro, burden y espaciado. Es la suma de altura de banco y la sobre-perforación por debajo del nivel o rasante del piso para garantizar su buena rotura y evitar que queden lomos o resaltos (toes) que afectan el trabajo del equipo de limpieza y deben ser eliminados por rotura secundaria. Esta sobre-perforación debe ser por lo menos de 0,3 veces el valor del burden, por lo tanto:

$$L = (0,3 \times B)$$

Donde:

L: longitud de taladro

B: burden

2.3.6. La sobre perforación (SP)

Es primordial en los taladros verticales ya que nos ayudan a conservar el ángulo del piso. Si presenta corta dimensión usualmente lomos, pero si llega a una desmedida se producirá una sobre excavación generando mayor vibración y aumento en los costos de la perforación desarrollada.

En el desarrollo de la perforación se toma en cuenta la dureza de la roca, el diámetro del taladro a usar. Teniendo en cuenta lo mencionado se determinaron los siguientes rangos:

- Roca blanda a media de 10 (a) 11 diámetros
- Roca muy dura 12 diámetros

Así mismo es frecuente la relación: $(SP = 0,3 \times B)$, donde B nos indica que es el burden.

2.3.7. Profundidad del taco (T)

Es la longitud de material estéril en la cual se rellena sobre la parte superior del taladro y tiene como función retener los gases durante la detonación para que así trabajen sobre la fragmentación y desplazamiento de la roca en toda la columna de la carga explosiva.

$$T = (L - (SP/3))$$

$$\text{Longitud del burden: } T = B$$

De no utilizar el taco se pierde una gran cantidad de energía por medio de los gases, si es insuficiente se producirá proyección de fragmentos, craterización y fuerte ruido, si la energía es excesiva se concentrará en fragmentos al fondo del taladro, dejando gran cantidad de bloques o bolones en la parte superior, especialmente si el fisuramiento natural de la roca es muy espaciado, resultando una fragmentación irregular, poco esponjada y adicionalmente se generará fuerte vibración.

Normalmente como relleno se emplean los detritos de la perforación, arcillas o piedra chancada fina y angulosa. En ocasiones en taladros inundados se deja el

agua como taco cuando la columna de carga es baja (también en voladura subacuática).

En la práctica, su longitud habitual es de 1/3 del largo total del taladro. Si se tiene en cuenta al burden y la resistencia de la roca, el taco variará entre $T = 0,7 B$ para materiales muy competentes, como el granito homogéneo, en un radio de taco o burden que puede aproximarse a 1, es decir: $T = B$ para un material incompetente con fisuras y fracturas abiertas.

En la práctica también se relaciona el diámetro con la resistencia a compresión con valores para roca blanda a intermedia de $T = (33 \text{ a } 35) \times \emptyset$ y para roca dura a muy dura de $(30 \text{ a } 32) \times \emptyset$.

En bancos con mayor diámetro variará entre: $40 \emptyset$ para roca blanda a $25 \emptyset$ para roca muy dura.

2.3.8. Altura de banco (H)

Es la medida vertical desde la superficie horizontal inferior (piso) y la superior (cresta).

Se obtiene por medio del diámetro de perforación, equipo de excavación y carga, resistencia de la roca, de la estructura geológica y también por la estabilidad que llega a tener el talud en los aspectos de seguridad y mineralización.

Generalmente los cargadores frontales se utilizan en bancos de altura de 5 a 10 m, que se desarrollan con taladros de 65 a 100 mm (2 ½" a 5") de diámetro, mientras que las excavadoras de mayor dimensión y de grandes palas a oruga, en bancos de altura 10 a 15 m a más, con taladros de 100 mm (4" a 12"), se puede estimar la altura de un banco con la siguiente fórmula:

$$H = 10 + (0,57 \times (C - 6))$$

Donde:

C: capacidad del cucharón de la excavadora en m³

2.3.9. Burden (B)

Según (KONYA, 1998), burden es conocido como piedra, barden con la menor resistencia a superficies libres. Es el intervalo desde el fondo o eje del agujero hasta la superficie libre vertical más próxima, también es el espacio entre las filas de barrenos.

Se le considera como el parámetro más determinante de la voladura.

Depende básicamente del diámetro de perforación de las propiedades de la roca, altura de banco y las especificaciones del explosivo a emplear.

Se determina en razón del grado de fragmentación y desplazamiento del material volado que se quiere conseguir.

Si el burden es excesivo, la explosión del taladro encontrará mucha resistencia para romper adecuadamente al cuerpo de la roca, los gases generados tenderán a soplarse y a craterizar la boca del taladro; pero, si es reducido habrá exceso de energía, la misma que se traducirá en una fuerte proyección de fragmentos de roca y vibraciones.

2.3.10. Fórmulas base

Con un método más técnico se han planteado varias fórmulas para el cálculo del burden que comprenden parámetros de perforación de la roca y en algunos casos del explosivo.

2.3.11. Fórmulas de Andersen

Considera que el burden está en relación con el diámetro y longitud del taladro desarrollándola así:

$$B = \sqrt{\varnothing \times L}$$

Donde:

B: burden

L: longitud de taladro - pies

∅: diámetro de taladro - pulgadas

El concepto de longitud de la altura de banco o taladro - burden tiene influencia en el grado de fragmentación.

2.3.12. Fórmula de Langefors

Se toma preferencialmente la potencia relativa del explosivo, su grado de fracturamiento, el grado de compactación y una constante de la roca, por medio de la siguiente fórmula:

$$B = (db/33) \times \sqrt{\frac{(P \times S)}{c \times f \times (E/B)}}$$

Donde:

B: burden, m.

P: grado de compactación (1,0 y 1,6) kg/dm³

S: potencia relativa

c: constante para la roca, generalmente entre (0,45 y 1,0)

f: grado de fractura, para taladro vertical el valor es de 1,0

E: espaciamiento entre taladros

E/B: radio de espaciamiento a burden db: diámetro de broca.

Langefors nos presenta una relación que determinará el radio de diámetro de broca a burden.

2.3.13. Fórmula de C. Konya

Según (KONYA, 1998), está planteada en la teoría del Dr. Ash, y determina el cálculo del burden en base a la relación entre la densidad y el diámetro de la carga explosiva, tanto del explosivo como de la roca.

$$B = 3,15 \text{ } \varnothing_e \sqrt{\frac{\rho_e}{\rho_r}}$$

Donde:

B: burden (pies)

\varnothing_e : diámetro del explosivo (pulgadas)

Pe: densidad del explosivo

Pr: densidad de la roca

2.3.14. Fórmula de Ash

Se toma en consideración a la constante kb, el valor obtenido depende del explosivo que se emplea y del tipo de roca que se muestra:

$$B = \frac{(kb \times \varnothing)}{12}$$

Donde:

B: burden

Kb: constante

\varnothing : diámetro de taladro

Tabla 15: Constante K_b de roca y tipo de explosivo fórmula de Ash

| CLASE DE ROCA | DENSIDAD (g/cm ³) | CLASE DE ROCA | | |
|----------------------------|-------------------------------|---------------|-------|------|
| | | BLANDA | MEDIA | DURA |
| Baja densidad y potencia | 0,8 a 0,9 | 30 | 25 | 20 |
| Densidad y potencia medias | 1,0 a 1,2 | 35 | 30 | 25 |
| Alta densidad y potencia | 1,2 a 1,6 | 40 | 35 | 30 |

Fuente: *Manual de Konya*

2.3.15. Espaciamiento (E)

Es la distancia entre taladros de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores en la misma fila.

En la práctica es igual al burden para malla de perforación cuadrada $E = B$ y $E = 1,3$ a $1,5 B$ para malla rectangular o alterna.

2.3.16. Cálculo y distribución de la carga explosiva

a. Columna explosiva

La longitud de carga es la parte activa del taladro en la que se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro.

La disposición del explosivo a lo largo del taladro se da por las circunstancias o condiciones en que se encuentre la roca, usualmente comprende de (1/2 a 2/3) de la longitud total y puede ser continua o segmentada.

Por lo tanto, se pueden emplear cargas al fondo, a media columna, a columna completa o segmentadas (espaciadas, alternadas o Deck charges) según los requerimientos incluso de cada taladro de una voladura.

La columna continua normalmente empleada para rocas frágiles o poco competentes suele ser del mismo tipo de explosivo, mientras que para rocas duras, tenaces y competentes se divide en dos partes: carga de fondo (CF) y carga de columna (CC).

- **Carga de fondo (CF)**

Es la carga explosiva de alta potencia y densidad en el fondo del taladro para la trituración de la zona más profunda y así generar garantía en la rotura del

piso, conjuntamente con la sobre perforación, conservar el ángulo, proporcionar la creación de lomos, limitar la fracturación gruesa con existencia de bolones. Su dimensión es generalmente igual a la del burden adicionado la sobre perforación: $B + 0,3 B$, luego: $CF = (1,3 \times B)$

Si se toma en cuenta el diámetro de carga, la resistencia de la roca y la longitud de la carga de fondo; la carga de fondo sufrirá una variación que puede estar entre $30 \varnothing$ para una roca frágil a $45 \varnothing$ para una muy dura.

El iniciador o booster se debe poner en esta parte de la carga, primordialmente cerca al nivel del piso del banco para generar mayor rendimiento en su efectividad.

- **Carga de columna (CC)**

Se encuentra por encima de la carga de fondo y generalmente llega a ser de baja densidad y potencia, en dicha zona del taladro la roca llega a ser menor, utilizándose generalmente ANFO convencional en relaciones de 10/90 a 20/80 y ANFO pesado. El nivel de la carga de columna se obtiene por la sustracción entre la longitud del taladro y la sumatoria de la carga de fondo adicionado el taco $CC = L - (CF + T)$.

- **Cargas segmentadas o espaciadas**

Generalmente se emplean cargas continuas en los taladros de pequeña o mediana longitud, pero en taladros largos o en aquellos que se requieran disminuir la energía manteniéndola distribuida en toda su longitud, se emplean cargas espaciadas con tacos inertes intermedios y con un iniciador en cada una para garantizar su salida. Estas cargas pueden ser del mismo tipo de explosivo o emplearse uno de mayor densidad o potencia en la primera carga al fondo. Las salidas pueden ser simultáneas o con diferentes tiempos para cada una, mediante retardos en orden ascendente o descendente según el diseño de la voladura o los efectos que se quieran obtener.

b. Factor de Potencia

Está dada por el número del explosivo (Kg), es esencial para obtener una buena fragmentación de la roca durante la voladura y su medida es en toneladas métricas (TM).

c. Explosivos y agentes de voladura

Los explosivos son mezclas y/o compuestos de sustancias sólidas, líquidas o

gaseosas, que durante una reacción química redox pueden convertirse en productos gaseosos y condensados en poco tiempo, el volumen inicial se convierte en una masa muy grande de gas, la temperatura y la presión son muy altas. Estas reacciones se utilizan para llevar a cabo el trabajo mecánico como triturar la roca, conocida como *tecnología de voladura de rocas*.

d. Anfo a granel

Son agentes de voladura que se mezclan y cargan al taladro de manera manual en caso de pequeña minería y con camiones (Anfoloader) en minería a gran escala.

e. Iniciadores y rompedores

Productos hechos a base de PETN (Pentrita) y TNT, y se denomina Pentolita.

Propiedades fundamentales:

- Alta resistencia al fuego, fricción e impacto.
- Mayor velocidad de detonación (encima 7000 m/s).
- Efecto direccional en caso de los rompedores.

f. Boosters para agentes de voladura APD

El iniciador cilíndrico APD es el más eficiente de los agentes de voladura y es recomendable para diámetros medianos y grandes.

Los iniciadores cilíndricos APD (Alto Poder de Detonación) son cargas explosivas de altapotencia y gran seguridad por ser insensibles a los golpes o roces.

g. Sistemas de iniciación

Son dispositivos que permiten el traspaso de una señal a cada taladro en un determinado tiempo para iniciar la detonación.

La selección apropiada de un sistema de iniciación es un factor muy importante para el éxito en una voladura porque no solo controla la secuencia de iniciación de cada taladro, sino que también afecta a:

- El número de fragmentación generada.
- El número de vibraciones producidas.
- El sobre-quiebre y la intensidad con la que se presente.

Un factor importante en el proceso de selección de un sistema de iniciación apropiado es tomar en consideración el costo que significará obtener los resultados con vibraciones del suelo o fragmentación y sobre-rompimientos.

h. Detonador a mecha

Consiste en una cápsula de aluminio que contiene una carga explosiva compuesta por una carga primaria, una secundaria y un mixto de ignición.

Los detonadores pueden ser usados en cordones detonantes y/o explosivos sensibles al detonador N°8.

Los detonadores TEC poseen las siguientes características técnicas:

- Mixto de ignición: 50 gr.
- Carga primaria: 220 mg PRIMTEC
- Carga secundaria: 600 mg. PETN



Figura 6: *Detonantes de mecha*

Fuente: *Catálogo de Famesa*

i. Mecha para minas

Es un cordón compuesto por un núcleo de pólvora negra, con tiempo de combustión conocido, cubierto por una serie de tejidos y una capa de plástico.

Transmite el poder calórico de un punto a otro a través de la combustión del núcleo de pólvora.

- Mecha Plastec: en entornos húmedos / Tiempo de combustión: 140 a 160 s/m.

- Mecha plástica: generalmente en entornos secos.



Figura 7: *Mechas de mina*

Fuente: *Catálogo de Famesa*

j. Cordón detonante

Está compuesto por un núcleo central de explosivo *PETN* con una cubierta exterior de plástico de color y recubierto por una serie de fibras sintéticas, además pueden estar cubiertos por una envoltura exterior formada por un tejido entrecruzado de fibras enceradas.

El cordón detonante es relativamente insensible y requiere de un detonador de fuerza N° 6 para iniciarlo, su velocidad de detonación es cercana a 7,400 m/s y la reacción es extremadamente violenta.

Según la concentración lineal de *PETN* en Perú se comercializa cordones de 3, 5 y 10 gr/m. pero en superficies, su reacción es violenta y el ruido que produce es de un alto nivel siendo esto su mayor desventaja.



Figura 8: *Cordón Detonante*

Fuente: *Catálogo de Famesa*

2.3.17. Efecto al utilizar el cordón detonante

El cordón detonante que se emplea como iniciador de un APD dará inicio a una columna explosiva, emulsión, acuagel, etc. puede verse distorsionada por el cordón detonante que discurre por medio de la columna explosiva.

Si hay suficiente energía explosiva, puede detonar y/o quemar, disminuyendo la energía de la columna explosiva y los niveles de vibraciones. Para evitar estos tipos de acontecimientos y prevenir que la carga explosiva deflagre se debe emplear un cordón detonante adecuado, de acuerdo a lo recomendado, ver la siguiente tabla.

Tabla 16: *Máximo cordón por taladro.*

| DIÁMETRO POZO (MM) | MÁXIMO CORDÓN DETONANTE |
|-----------------------|----------------------------|
| 25-127 | 2.1 |
| 127-204 | 5.3 |
| 204-381 | 10.7 |

Fuente: *Elaboración propia*

Cuando se utiliza un cordón detonante que no corresponde a la misma dimensión, tendrá un comportamiento o daño en la carga explosiva denominada *pre-compresión* o *muerte por presión*, donde se incrementa el peso específico del explosivo haciendo o reaccionado que este no detone.

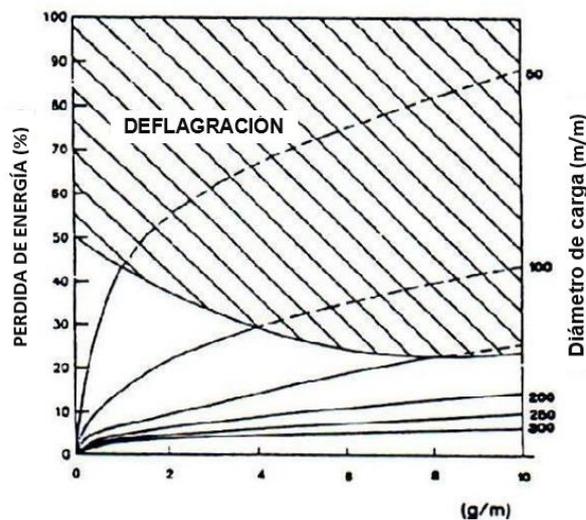


Figura 9: *Pérdidas de energía provocadas en columnas de ANFO por el cordón Detonante.*

Fuente: *Elaboración propia*

Según KONYA, 1998, esto ocurre cuando el agente detonante tiene energía suficiente para destruir el interior del explosivo o el espacio aéreo que contiene las microsferas de aire del mismo producto. El uso inadecuado del cable puede destruir los explosivos circundantes según el grado de reacción (violenta) que queme, hasta el punto en que la columna explosiva puede ser completamente insensible a la detonación. Aunque lo anterior es raro, un resultado común es la desensibilización parcial del explosivo alrededor de la cuerda, reduciendo su energía y dependiendo del diámetro del taladro, la fuerza de la cuerda utilizada, la sensibilidad y densidad del explosivo. Además, el cordón detonante reduce la eficacia del material del tapón al igual que los explosivos, especialmente cuando se utilizan virutas de perforación como material del tapón. El impacto del cordón detonante comprime alrededor lo que reduce el nivel de compresión en el orificio. Cuando se expone a una mayor presión de gas explosivo es más fácil expulsar el proyectil y el impulso se disipa más rápido y la sobrepresión de la explosión aumenta significativamente. La antigua práctica de las grandes minas a cielo abierto implicaba el uso de sistemas de alambre detonante con una explosividad de 0,5 gr/ma 10 gr/m. Si bien este sistema todavía está en uso, se considera dañino, ineficiente y obsoleto, pero tiene una ventaja sobre otros sistemas no eléctricos que es bidireccional es decir que la activación se propaga por igual en todas las direcciones.

2.3.18. Labores de explotación propuesta

Dentro de la propuesta de la labor se tiene las siguientes:

- Considerar el área de influencia de la concesión minera, en este caso se trata de un yacimiento a tajo abierto considerado pequeña minería, con una superficie total de 200 m x 100 m. (20,000 m²) o (2.00 Has).
- En el diseño y planificación de la extracción del material, se considera una altura de banco de 5 m. que estará conformado por 3 gradientes de 2.5 m. esto según condiciones tanto del OPEX como del CAPEX.
- Las condiciones de cantera son óptimas para poder utilizar una altura de 5 m. considerándose también el método de explotación con el que trabaja la cantera.

2.3.19. Ciclo de minado

Comprende lo siguiente:

- **Desencapado**

En el área del proyecto, algunas áreas tienen una cubierta de material orgánica que debe ser removida al área de campo para su mitigación y etapa de cierre correspondiente. La mayor parte del área consiste en rocas dentro del área del proyecto, algunas cuentan con un recubrimiento de material orgánico, el cual tendrá que ser retirado a una cancha para ser usado en las actividades de mitigación y en la etapa de cierre correspondiente. La mayor parte del área superficial está conformada por afloramientos rocosos.

- **Desbroce**

El material que es económicamente rentable de travertinos se encuentra debajo del material estéril o de desbroce el cual es necesario retirar para el desbroce y por lo general se realiza manualmente.

- **Extracción de escallas de travertinos**

El material de escallas (caliza) será extraído mediante el uso de una compresora neumática de perforación de 1 martillo, se perforará en línea cada 20 cm. realizando su respectiva malla de perforación.

- **Clasificación**

La clasificación será manual en escallas (caliza) de primera, escallas de segunda y material sin valor económico. El material económico de escallas de caliza será enviado a la ciudad de Lima para su tratamiento y comercialización.

2.3.20. Perforación, clasificación, acarreo y transporte

- **Perforación**

Se usarán 8 taladros/disparo, con una profundidad de 2 m. por gradín. Los Equipos que se usarán en la perforación será una compresora portátil *Atlas Coppco* 185 CFM., con sus respectivos accesorios. Las características para la perforación son las siguientes:

- ✓ Malla de perforación: 1 N m x 1 m.
- ✓ Factor de potencia/taladro: 0.119 kg/N Ton
- ✓ Explosivos usados/taladro: 0.59 kg.
- ✓ Longitud de taladro: 2 m.

- **Clasificación del mineral no metálico disparado**

Luego de realizar la extracción el material de escallas se clasifica (pallaqueo) de acuerdo a su valor económico (caliza blanco y crema) y material no económico, esta clasificación se realizará de forma manual.

- **Acarreo del mineral no metálico**

Después de la clasificación, el material económico, escallas blanco y crema serán acarreados a una cancha de material usando maquinaria. Paralelamente el material sin valor económico será acarreado a la cancha de material de desbroce en forma manual usando carretillas.

- **Transporte**

El material económico de escallas será transportado a la ciudad de Lima para su beneficio y/o comercialización.

2.3.21. Diseño de la cantera

- a) **Perfil estratigráfico del yacimiento**

La figura estratigráfica del yacimiento está presentada por la forma de la superficie del suelo y subsuelo con estratos que manifiestan sus espesores.

- b) **Diseño de las labores**

Por la ubicación irregular cerca de la superficie, la extracción será de la siguiente manera:

- Formar bancos pequeños con una altura máxima de 2.5 m. para no perder la estabilidad.
- Se avanzará de forma gradual y descendente.
- Los bancos de extracción de material tendrán un máximo de 5 m. de altura.
- Según el buzamiento de las fallas y la parte mineralizada se considerará un

ángulo de talud de 70 ° para garantizar una buena estabilidad.

2.3.22. Áreas de influencias con algún efecto durante la explotación.

La extracción del material que se realizará en este yacimiento es pequeña, ya que el material económico se presenta únicamente por la parte NE de la concesión minera.

- Área del yacimiento determinada: 20,000 m²
- Profundidad media: 6
- Se dispondrá con 3 canchas provisionales que ocuparán las siguientes áreas:
 - ✓ Cancha de material de desbroce: 800 m²
 - ✓ Cancha de material orgánico (suelo): 100 m²
 - ✓ Cancha de material económico: 800 m²

TOTAL DE LA SUPERFICIE DISTRIBUIDA POR LA EXPLOTACIÓN

- ✓ Superficie perturbada por la explotación: 20,000 m²
- ✓ Superficie perturbada por canchas: 2,000 m²
- ✓ Superficie perturbada por los servicios Auxiliares: 163 m²
- ✓ Superficie perturbada total: 22,163 m² (2,22 Has.)

2.3.23. Otros Términos

- **PLAN DE MINADO:** consiste en decidir cuándo, dónde y cuánto mineral se debe extraer.
- **ALTURA DEL BANCO:** es la diferencia vertical entre el área superior horizontal y el área inferior.
- **GEOTÉCNIA:** propiedad mecánica e hidráulica de los materiales provenientes de medio geológico.
- **COMPRESIÓN SIMPLE:** característica principal de concreto, tiene la capacidad para soportar una carga por unidad de área y se expresa en términos de esfuerzo.
- **MICROSCOPIA DE LUZ TRANSMITIDA:** permite la observación de objetos en formas tridimensionales.
- **SECCIÓN DELGADAS:** preparaciones de roca para estudios microscópicos petrográficos consistentes en discos de piedra.
- **ANFO:** es un explosivo con un alto orden compuesto de amonio + petróleo.
- **DESBROCE:** retirar el material de la parte superficial que no tiene un valor económico.

- **OPTIMIZACIÓN:** referencia de mejorar una actividad de estudio.
- **PRODUCCIÓN:** conjunto de actividades dentro de un ciclo que mejoran e incrementan la utilidad o el valor de los bienes y servicios.
- **IMPLEMENTAR:** aplicación de los métodos y medidas necesarias para la realización de un proyecto cuando entra en funcionamiento.

CAPÍTULO III METODOLOGÍA

3.1. Métodos y alcance de la investigación

3.2. Tipo de investigación

Es aplicada porque está orientada a desarrollar nuevos conocimientos que respondan a los problemas prácticos en la explotación de la caliza en la concesión minera Conchoc - Lloclapampa - 2022.

Es descriptiva porque caracteriza a cada componente principal, así como a las características del macizo rocoso del yacimiento de minerales no metálicos de caliza de la concesión minera Conchoc - Lloclapampa - 2022.

3.3. Nivel de investigación

Es descriptivo ya que se detallan las cualidades del macizo rocoso en una fase temporal y geográfica determinada en la concesión minera Conchoc - Lloclapampa - 2022.

Es explicativo ya que se expone la conducta de la variable en función a otras por ser estudios de causa – efecto de la concesión minera Conchoc – Lloclapampa – 2022.

3.4. Población y muestra

Población: conformada por la concesión minera no metálica Conchoc – Lloclapampa - 2022.

Muestra: constituida por un banco en operación en la concesión minera no metálica Conchoc – Lloclapampa - 2022.

3.5. Instrumentos de recolección de datos

3.5.1. Recolección de datos

La recolección de información se basa en objetivos y predicciones, explicando y justificando su uso y en este trabajo de investigación será primordial, ya que el análisis estadístico se realizará en el contexto definido y de acuerdo a sus requisitos.

Los datos recolectados se presentarán en tablas de contingencia como indicadores que tengan las variables.

3.5.2. Instrumentos que serán utilizados para recolección de datos

- Equipos de ensayo para la compresión simple
- Equipo ensayo de carga puntual
- Equipo para la orientación de diaclasas

3.5.3. Técnicas para el procesamiento de la información

- Recopilación de datos de campo realizando mediciones en la estructura.
- Procesamiento de datos desarrollados en las tablas a través de ordenadores.
- Interpretaciones de resultados por medio del área, avances lineales, volumen y peso.
- Determinación del factor de carga y cantidad de taladros con sus respectivos análisis.
- Planos catastrales y materiales del mapeo geo mecánico de RMR.
- Marcado de discontinuidades.

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS DE RESULTADOS

4.1. Análisis de muestra

4.1.1. Descripción microscópica

La roca es de origen sedimentario, se halla integrada por oolitas micritizadas que están envueltas por la matriz de calcita esparítica fuertemente recristalizadas y por sectores algo dolomitizadas; dentro de ese agregado se observan partículas detríticas de cuarzo, cuyos tamaños son menores de 0.140 mm de longitud y también se pueden hallar como partículas detríticas dispersas en un sector de la muestra, como agregados, donde exhiben granos con hábito plumoso radial, donde se presentan con formas de subhedrales a anhedrales y algunos tienen inclusiones fluidas. De forma muy dispersa están los globulitos elipsoidales de cuarzo con extinción ondulante en el agregado de oolitos micritizados y calcitas recristalizadas, aparentemente con cierto proceso de recristalización que podrían haber correspondido a microfósiles o quizás a algunos oolitos silicificados. Así mismo se puede apreciar cristales intensamente recristalizados de calcita y dolomita asociados a los cuarzos de mayor magnitud en los sectores ya mencionados, que están como matriz y cemento, así como microvenillas que atraviesan los granos de cuarzo ubicados en dichos sectores. Los cuarzos en estos sectores tienen tamaños menores de 1.80mm de longitud, los minerales opacos están muy dispersos y mayormente oxidados, de este modo están como relleno de las microfracturas que son parte de los estilolitos.

4.1.2. Mineralogía

Los minerales observados en esta muestra son los siguientes:

- Calcita oolítica, se encuentra en el espacio intergranular y se observan generaciones de cemento: textura circumgranular 74.33 %.
- Calcita esparítica de acuerdo al tamaño de grano (matriz y cemento): 17.50 %
- Cuarzo detrítico: 0.04 %
- Cuarzo secundario: 8.10 %
- Minerales opacos: 0.02 %
- Textura
- Clástica granosoportada

Clasificación

- Packstone según Dunham (1962).
- Oomicrita según Folk (1962).
- Genéricamente podría ser denominada caliza oomicrítica.

Observación

- Hay sectores donde se pueden observar microplayas y lineaciones con calcita espática.

Fotomicrografías

- a) Cuarzo (cz) con hábito elipsoidal, que podría haber correspondido a algunos fósiles o quizás a los oolitos que se han silicificado. La muestra mayormente está integrada por la asociación de oolitos micríticos los cuales están envueltos por la matriz esparítica, se pueden observar por sectores playas de calcita recristalizada (cal recristalizada). 100X.

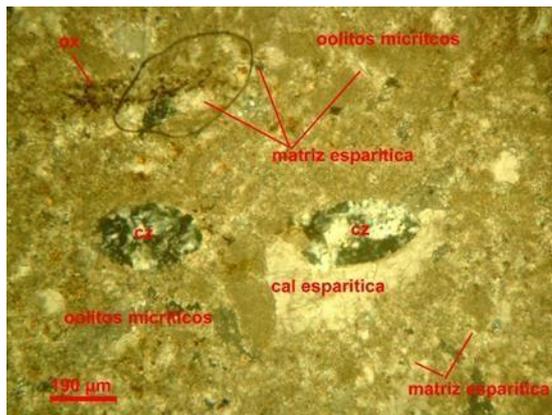


Figura 10. *Sección pulida*

Fuente: *Elaboración propia*

- b) La sección se visualiza en nicols paralelos, se puede observar en la parte superior izquierda al óxido (ox) impregnado. 100X.

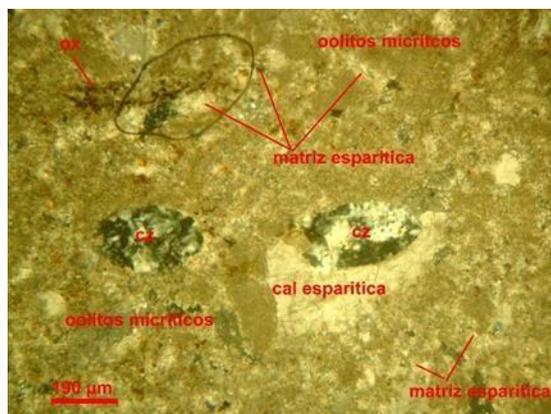


Figura 11. *Observación Microscópica*

Fuente: *Elaboración propia*

- c) Agregados de oolitos micríticos que están envueltos por la matriz esparítica y tienen las venillas de calcita esparítica. 100X.

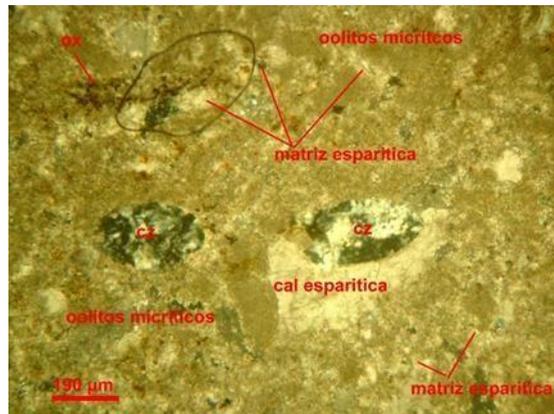


Figura 12: Resultados de las fotomicrografías

Fuente: Elaboración propia

- d) En la sección se observa en nicols paralelos, la recristalización de la matriz esparítica que ocurre en ciertas zonas. 100X.



Figura 13: Resultados de las fotomicrografías

Fuente: Elaboración propia

4.2. Explotación de caliza

La operación se realiza a través del sistema Hole y teniendo en cuenta algunos criterios específicos de la minería: longitud mínima de minería, 25 metros de ancho; longitud mínima de zanja, 12 metros de ancho; ángulo de pendiente estrecho, 49 grados; ángulo de pendiente activo, 70 grados; área de impacto, 5 m.; terraplén seguro, 1,5 m; altura del asiento, 7,0 m; altura del asiento doble, 5 m; longitud mínima del talud, 90 metros; desnivel óptimo para los taludes principales, es del 8 %; no se toman en cuenta las líneas de cresta ni los pies, sino los promedios entre cresta y puntas para la cantidad de planificación minera y almacenamiento.

4.3. Calidad del macizo rocoso

4.3.1. Ensayo de compresión simple

Luego del análisis de las muestras, se presentan los resultados del esfuerzo máximo promedio a la compresión simple del macizo rocoso.

Tabla 17: *Datos iniciales de compresión simple.*

| Datos del testigo | M-1 | M-2 | M-3 | M-4 | M-5 |
|---------------------------|--------|--------|--------|--------|--------|
| ALTURA H (cm) | 11.93 | 9.75 | 9.95 | 10.328 | 10.49 |
| DIÁMETRO (cm) | 4.98 | 4.98 | 4.97 | 4.92 | 4.94 |
| PESO MUESTRA (g) | 528.30 | 509.50 | 518.90 | 516.80 | 520.10 |
| Y (g/cm ²) | 2.27 | 2.68 | 2.68 | 2.63 | 2.59 |
| ÁREA (cm) ² | 19.48 | 19.48 | 19.40 | 19.01 | 19.17 |
| VOLUMEN (cm) ² | 232.38 | 189.91 | 193.03 | 196.35 | 201.6 |

Fuente: *Elaboración propia*

Tabla 18: *Esfuerzo a la compresión simple del muestreo.*

| | M-1 | M-2 | M-3 | M-4 | M-5 | PROMEDIO |
|------------------------|---------|---------|---------|---------|---------|----------|
| ÁREA (mm) ² | 1947.82 | 1947.82 | 1940.01 | 1901.17 | 1916.66 | |
| CARGA (N) | 98700 | 127300 | 89500 | 108500 | 91000 | |
| ESFUERZO (Mpa) | 50.67 | 65.36 | 46.13 | 57.07 | 47.48 | 53.34 |

Fuente: *Elaboración propia*

4.3.2. Ensayo de compresión simple

De acuerdo a los resultados de laboratorio de carga puntual se tiene un esfuerzo promedio a la compresión.

4.3.3. Caracterización de discontinuidades

Para la determinación de las discontinuidades se tomará un número de diaclasas, para ello se determinará a la dirección de buzamiento con familias de diaclasas y con una estratificación.



Figura 14: *Orientación de las discontinuidades.*

Fuente: *Elaboración propia*



Figura 15: *Visualización de los estratos*

Fuente: *Elaboración propia*

4.3.4. Espaciamiento de las discontinuidades

En el proceso de las discontinuidades se midieron 3 sistemas de discontinuidades, las cuales solo son diaclasas, las orientaciones de las discontinuidades se presentan en el siguiente cuadro.

Tabla 19. Sistema de discontinuidades en la masa rocosa.

| Sistema | Rumbo | Dirección de Buzamiento | Ángulo de buzamiento | Discontinuidades (m) |
|---------|-------|-------------------------|----------------------|----------------------|
| 1 | N56°W | N32°E | 52° | 1.75 |
| 2 | N50°E | S36°E | 83° | 1.34 |
| 3 | N62°W | S30°W | 66° | 0.96 |

Fuente: *Elaboración propia*

4.3.5. Condición de discontinuidades

En la siguiente tabla se presentan las características de las familias de discontinuidades.

Tabla 20. Características de las discontinuidades del macizo rocoso.

| Parámetro | Sistema 1 | Sistema 2 | Sistema 3 | Valoración |
|----------------------------|-----------|-----------|-----------|------------|
| Long. Discontinuidades (m) | 3 – 10 | 3 – 10 | 3 – 10 | 2 |
| Apertura (mm) | >5 | >5 | >5 | 6 |
| Rugosidad | Suave | Suave | Suave | 1 |
| Relleno | Ninguno | Ninguno | Ninguno | 6 |
| Meteorización | Leve | Leve | Leve | 3 |
| TOTAL | | | | 14 |

Fuente: *Elaboración propia*

4.3.6. Resultados de la calidad de roca

En la mina Lloclapampa se puede apreciar una mala calidad de roca con un RMR de 40.

Tabla 21. Valoración total del macizo rocoso.

| | |
|--|-----------|
| Resistencia a la compresión Uniaxial de la roca | 2 |
| RQD | 5 |
| Espaciamiento de las discontinuidades | 9 |
| Longitud de las discontinuidades | 2 |
| Longitud de la discontinuidad | 0 |
| Apertura | 1 |
| Rugosidad | 6 |
| Meteorización | 5 |
| Condición de agua | 10 |
| TOTAL (RMR) | 40 |

Fuente: *Elaboración propia*

4.3.7. Orientación de las discontinuidades

Para las mediciones de este análisis se utilizó una brújula rumbera, teniendo como resultado un rumbo de talud de $S78^a$ E, que se encuentra inclinado hacia el SW. Según la dirección se puede determinar que el sistema 1, es favorable para que la estabilidad del talud tenga algún problema, ya que el buzamiento está en sentido contrario al talud, sin embargo, los demás sistemas no son favorables debido al buzamiento que presentan.

De acuerdo a las orientaciones, el RMR nos indica una roca de mala calidad de tipo IV, el cual tiene las siguientes características:

- a) Se considera roca de mala calidad
- b) Tiene un tiempo mínimo de sostenimiento de considerar algún túnel o labor subterránea.
- c) Posee una cohesión $<100\text{KPa}$ y un ángulo de fricción $<15^a$

4.3.8. Sistema Q de bartón

- **Índice de calidad de roca (RQD)**

Según los cálculos de la calidad de roca se tiene un RQD de 23 %.

- **Número de juntas**

Se realizó la medición de las tres familias de discontinuidades que corresponde comúnmente a diaclasas con una valoración de 9.

- **Rugosidad**

En la Tabla 2 se muestran las características de las discontinuidades observadas en el macizorocoso y la valoración para la rugosidad sería suave con una puntuación de 2.

- **Alteración**

En las observaciones de campo se puede visualizar partículas arenosas, rocas desintegradas que contienen arcilla y en relación a los datos, se obtiene una valoración de 4.

- **Factor de presencia de agua**

En el factor de agua se considera que la roca es húmeda y tiene una valoración de 5.

- **Factor de reducción de esfuerzos (SRF)**

La caracterización de la zona presenta una debilidad aislada con arcilla o roca que se está desintegrando, según este análisis la valoración es de 2.5.

Tabla 22. *Ajuste de orientación (fisuras)*

| Condiciones en la orientación | Ajuste | RMR | RMR ajustado |
|-------------------------------|--------|-----|--------------|
| Medio desfavorable | -24 | 41 | 15 |
| Desfavorable | -56 | 41 | -10 |

Fuente: *Elaboración propia*

- **Cálculo del Q**

Reemplazando valores:

$$RQD = 23$$

$$J_n = 9$$

$$J_r = 2$$

$$J_a = 4$$

$$J_w = 5$$

$$SRF = 2.5$$

Según las valoraciones obtenidas, el resultado de Q será de 0.50.

4.3.9. Cálculo del diseño de mallas

Para el cálculo del diseño se ha considerado cambiar algunos criterios como el explosivo, ya que según el análisis de calidad de la roca se tiene una de tipo IV de mala calidad, entonces no es necesario seguir utilizando dinamita porque es un explosivo con mayor velocidad de detonación y por el costo muy elevado en comparación con la emulsión o el ANFO.

Teniendo en cuenta estos criterios se realizará el cálculo con el ANFO, y se presenta a continuación.

Tabla 23. Datos recolectados del banco a explotar

| DATOS | Unid. |
|-----------------------|--------------|
| Altura | 7 |
| Ancho | 20 |
| Largo | 60 |
| Dimensión del banco | 8400 |
| Volumen total | 6000 m3 |
| Densidad de roca | 2.7 gr/cm3 |
| Densidad de explosivo | 0.8 gr/cm3 |
| Densidad de iniciador | 1.6 gr/cm3 |
| Diámetro de barreno | 0.09 m |
| Altura de banco | 7 m |

Fuente: *Elaboración propia*

Tabla 24. Cálculos para el número de taladros

| | |
|--|--------------------|
| 1. Cálculo de burden | |
| B = | 7.4 Pies |
| 2. Cálculo de espaciamiento | |
| S = | 3.85 m |
| 3. Cálculo de sobre perforación | |
| Sp = | 0.680 m |
| 4. Cálculo de taco | |
| T = | 1.588 m |
| 5. Cálculo de volumen y tonelaje removido por taladro | |
| Vrt = | 61.049 m3 |
| Tnr = | 164.831 tn |
| 6. Cálculo de número de taladros | |
| Nº tal = | 98 taladros |

Fuente: *Elaboración propia*

Tabla 25. *Parámetros de voladura*

| Parámetros de Voladura | |
|--|---------|
| Iniciador (kg) | 0.225 |
| Carga de fondo (m) | 4.762 |
| Cantidad de explosivo por metro (kg/m) | 5.092 |
| Cantidad total de explosivo (kg) | 24.474 |
| Volumen roto (m ³) | 61.049 |
| Tonelaje (tn) | 164.831 |
| Factor de potencia (Kg/Tn) | 0.15 |
| Factor de carga (Kg/m ³) | 0.37 |
| Consumo total de explosivo (kg) | 2405.35 |

Fuente: *Elaboración propia*

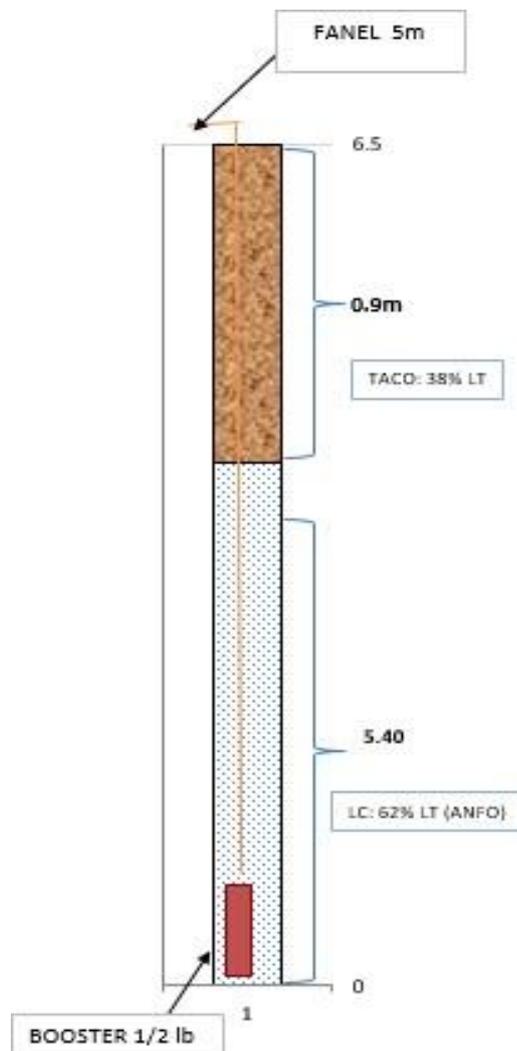


Figura 16. *Diseño del tren de explosivo*

Fuente: *Elaboración propia*

4.4. Diseño de operaciones

Los afloramientos que se dan en la zona corresponden a estratos calcáreos que se encuentran visiblemente expuestos, la explotación se realizará a tajo abierto y, en primer lugar, se realizará el desbroce y limpieza del material estéril, luego la explotación de forma directa. El método de explotación a utilizar corresponde a un diseño de minado establecido por una malla de perforación, el cual nos permite obtener una fragmentación del macizo rocoso hasta 0,80 metros, permitiéndonos el ingreso a la parrilla de chancado en planta. Este método de explotación genera bancos descendentes y taludes que se realizarán en base al estudio geomecánico y al Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería.

4.4.1. Ciclo de minado

Para el ciclo de minado se requiere cumplir con las siguientes operaciones:

4.4.1.1. Perforación primaria

La perforación se realiza con perforadoras *Track Drill IR- DM 350* y *Wagón Drill Atlas Copeo*, las cuales trabajan a energía neumática, generadas por compresoras de 825 cfm y 375 cfm. El diámetro de taladro es de 3 1/2" y 3"; la longitud del taladro varía de 7 m. a 10 m.; el ángulo de inclinación del taladro es de 70° a 75°; la malla de perforación es de 3.5 m. de espaciamiento y 3 m. de burden para diámetro de 3 1/2" y para diámetro de 3" la malla es de 3 m. de espaciamiento y 2.5 m. de burden, a sobre perforación varía de 0.5 m. a 1.0 m. la velocidad de perforación horaria es de 6.3 m./ hra en el Track Drill y con el Wagón Drill es de 4.2 m. / hra., por cada taladro de 7.50 m. se obtiene un aproximado de 173 TM / Tal. y en taladros de 10 m. de profundidad obtenemos 231 tm / Tal.?

4.4.1.2. Perforación secundaria

La perforación secundaria se realiza con perforadoras manuales tipo Jahamer con barrenos integrales de 3' y 5', accionadas por una compresora de 250 cfm. La velocidad de la perforación horaria es de 4 a 5 m / hra, obteniendo una producción promedio de 12 a 16 TM / hra.

4.4.1.3. Voladura

La operación de voladura se aplicará con el propósito de fragmentar el macizo rocoso, obteniendo así una granulometría uniforme mediante el empleo de agentes explosivos determinados; estos fragmentos deben ser extraídos y removidos por la excavadora para continuar con el proceso.

4.4.1.4. Remoción

Maquinaria que se utiliza

Se realiza la limpieza con un equipo CAT D7G, en este proceso, el equipo realiza el removido y traslado del material acumulado producto de la voladura realizada y esta a su vez se pone a disposición del cargador frontal para realizar el perfilamiento del talud y darle un ángulo de reposo establecido y sea más estable para conseguir mejores rendimientos. La producción promedio es de 120 a 180 TM/hra.

4.4.1.5. Carguío de caliza y remoción del desmonte

Maquina empelada

El proceso de carga se realiza con un cargador frontal VOLVO L150 C con una capacidad en la cuchara de 3.0 m³, para que el carguío sea óptimo se debe cumplir con ciertas condiciones: buena granulometría, acumulación de carga, buen piso, el volquete debe estacionarse perpendicularmente a la cuchara del cargador, formando 90°, de esta manera la carga irá al centro de la tolva, previniendo incidentes o accidentes y evitando que el material se derrame en la vías y rampas. El rendimiento promedio es de 180 a 250 TM/Ha.

4.4.1.6. Acarreo de material

Se utiliza un camión de 3 ejes con una capacidad de 20 toneladas.

4.4.1.7. Transporte comercial

El material fragmentado por acción de la voladura, será acarreado de todos los bancos de explotación, luego se llevará hacia los puntos de acopio y a la planta de tratamiento, por lo que se dispone de excavadoras, camiones volquetes de 3 ejes y camiones de 4 ejes.

El acarreo de la caliza se realiza con plataformas VOLVO FH FM y volquetes VOLVO FMX de 30 TM de capacidad. El material triturado y clasificado será transportado a diferentes plantas de molienda y tratamiento en la ciudad de Lima, durante el traslado se alcanza una distancia de 380 km. siendo esta la más larga y se podría obtener una distancia menor de 300 km, lo cual será determinado por la eficiencia del transporte.

Los factores alternos que determinan un buen rendimiento son las vías en buen estado, los buenos peraltes en las curvas, gradientes adecuadas, no

mayor de 8 %, con un valor mínimo de 15 km. haciendo que el trabajo sea de manera continua, etc.

Secuencia del proceso:

- Acondicionamiento del lugar donde se realiza la operación.
- Estacionamientos de la maquinaria.
- Remoción del material fragmentado del punto de la zona de trabajo.
- Transferencia de la caliza a los equipos de acarreo a la planta.
- Asestar la caliza triturada.

El equipo de carguío regresa a donde se está realizando el carguío del material (cumpliendo el ciclo).

Los equipos que se emplean son de alquiler, para ello se realizaron cotizaciones en maquinariade línea amarilla a empresas especializadas en el rubro, con el fin de obtener información verídica y proceder a negociar un posible alquiler.

4.4.1.8. Equipos auxiliares

a. Cisterna

La cisterna de modelo VOLVO FMX con capacidad de 4000 gl., se utiliza para mitigar el polvo en la cantera.

b. Motoniveladora

La motoniveladora es una maquinaria de Modelo 12F Caterpillar que se utiliza para realizar el afirmado y mantenimiento de vías y rampas, gradiente, peralte, radio de curvatura, etc.

CONCLUSIONES

- Respecto al diseño de extracción y las condiciones, la explotación se realizará por el método de plataformas secuenciales en la cantera Conchoc de acuerdo a las cualidades del yacimiento, asegurando una producción diaria de 120 TM/día, con una reserva de mineral de 3 456 000 TM, con una vida útil estimada de 80 años y una recuperación del 87 %.
- El comportamiento de geomecánico del macizo rocoso de Conchoc, está clasificada como una roca de muy mala calidad, con RMR que varía entre 20 – 31. Un 23 % del valor del RQD y un Q de Barton de 0,45. La orientación del sistema discontinuo y su inclinación hacen que las condiciones y características sean desfavorables.
- La Cantera de Caliza está diseñada para minar sobre una estructura anticlinal, considerando una máxima profundidad del nivel más bajo del tajo con una altura de 10 metros y bermas finales de 3,4 metros, formando con esto taludes finales de 70 grados dando así la máxima recuperación que se puede obtener ya que si se aumenta el ángulo podría convertirse en taludes inestables debido al esfuerzo que pliegan estas capas de caliza, que tienen una dirección de Este-Oeste; si se excava con un ángulo mayor a 70 grados podrían formar bloques sin soporte. Para los taludes de operación se diseñan con ángulos de 85 grados que son muy comunes y estables.
- La reducción de costos de operación por el continuo desarrollo de las plataformas secuenciales se debe a la selección de mejores calidades con un 15 % de índice de limpieza de desmonte y poca dilución de caliza, ya que la voladura se realiza sobre el mismo material a romper.
- El objetivo es cumplir con la demanda del mercado, por lo tanto, se ha realizado un nuevo diseño de mallas donde se obtendrá mayor producción con una reducción de costos en los precios unitarios en la perforación y explosivos a utilizar.

RECOMENDACIONES

- Según la estimación de vida de la mina que tiene una explotación promedio de 80 años, es necesario realizar un buen planeamiento para que el proyecto resulte factible y sostenible durante su duración.
- De acuerdo a los resultados del análisis geomecánico, se debe realizar el diseño con los resultados obtenidos para aumentar el factor de seguridad durante todo el proceso de explotación.
- Según el diseño que se tiene, se ha definido realizar bancos con una altura máxima de 10 m, el cual depende de la estabilidad del macizo rocoso. La maquinaria recomendada tiene una capacidad máxima de altura para trabajar sin ningún inconveniente en los bancos definidos, frente a ello, no es recomendable aumentar la altura del banco sino mantenerse y cumplir con el ángulo de inclinación según los cálculos obtenidos.
- Un 15 % de desbroce beneficia en la perforación del mineral desde un inicio, ayudando a una mayor recuperación. En este caso se recomienda realizar el desbroce con el equipo de línea amarilla.
- Según el diseño de mallas, considerando las mejoras es importante y recomendable sustituir los explosivos que se van a utilizar según los costos del mercado, ya que se tiene una gran variedad con las mismas características que se requiere para cumplir con los factores dentro del diseño.

BIBLIOGRAFÍA

1. **AMPUERO, CONDOR. 2017.** *Diseño de minado por el método de plataformas secuenciales en el PIT II cantera negro africano proyecto de rocas y minerales industriales (R.M.I.) - Calquipa S.A.C. AREQUIPA - PERÚ: UNIVERSIDAD NACIONAL SAN AGUSTIN , 2017.*
2. **Arroyo, Kenning Georking Gutiérrez. 2019.** *ANÁLISIS Y EVALUACIÓN ENTRE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN CONVENCIONAL Y PLATAFORMAS APLICADOS EN LA CANTERA DE CALIZA DE LA EMPRESA UNACEM S. A. A. LIMA : s.n., 2019.*
3. **2019.** *Análisis y evaluación entre los métodos de explotación convencional y plataformas aplicados en la cantera de caliza de la empresa unacem s.a.a. LIMA – PERÚ : UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS, 2019.*
4. **Barros Vega, Ruth Alexandra. 2016.** *DISEÑO DE EXPLOTACIÓN DE CALIZA A CIELOABIERTO EN LA CONCESIÓN MINERA “AMAZONAS”. Macas : s.n., 2016. 140054568-5.*
5. **Bieniaswki. 1989.** *Engineering Rock Mass Classifications. Pennsylvania. Pennsylvania, UnitedStates of America: John Wiley & Sons., 1989.*
6. **Chávez Rojas, Luis Fernando and Longa Muñoz, César Antonio. 2018.** *INFLUENCIA DEL DISEÑO DE BANCOS MÚLTIPLES DECENDENTES EN LA EXPLOTACIÓN DE CALIZA EN LA MINA RESURRECCIÓN, BAMBAMARCA 2018. Cajamarca: s.n., 2018.*
7. **2018.** *Influencia del diseño de bancos múltiples descendentes en la explotación de caliza en lamina resurrección, Bambamarca 2018. Lima – Perú: UNIVERSIDAD PRIVADA DEL NORTE, 2018.*
8. **Condo Ampuero, Álvaro. 2017.** *Diseño de minado por el método de plataformas secuenciales en el PIT II cantera negro africano proyecto de rocas y minerales industriales (R.M.I.) - Calquipa S.A.C. 2017.*
9. **Contento Franco, Julio Andres. 2015.** *DISEÑO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DEL YACIMIENTO DE CALIZA MÓDULO NORTE DE LA MINA LA ESPERANZA, MUNICIPIO LA CALERA - CUNDINAMARCA. Sogamos : s.n., 2015. 52-039586 .*
10. **KONYA. 1998.** *DISEÑO DE VOLADURA. México: Cavital, 1998. pág. 253. 1998.*
11. **Oviedo. 2017.** *Evaluación de los parámetros de perforación. 2017.*
12. **PACHECO, QUINTANILLA. 2018.** *TÉCNICAS DE EXPLOTACIÓN DE ESCALLAS*

DE TRAVERTINOS PARA LA FABRICACIÓN DE ÓXIDO DE CALCIO EN LA CONCESIÓN MINERA ACUMULACIÓN CONCHOC. DISTRITO DE LLOCLAPAMPA - JUNIN. Huancayo – Perú: “UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CENTRO DEL PERÚ”, 2018.

- 13. Quintanilla Pacheco, Javier. 2018.** *Técnicas de Explotación de Escallas de Travertinos para la Fabricación de Óxido de Calcio en la Concesión Acumulación Conchoc-Distrito de Lloclapampa-Junin.* Huancayo: Universidad del Centro del Perú, 2018.

ANEXOS

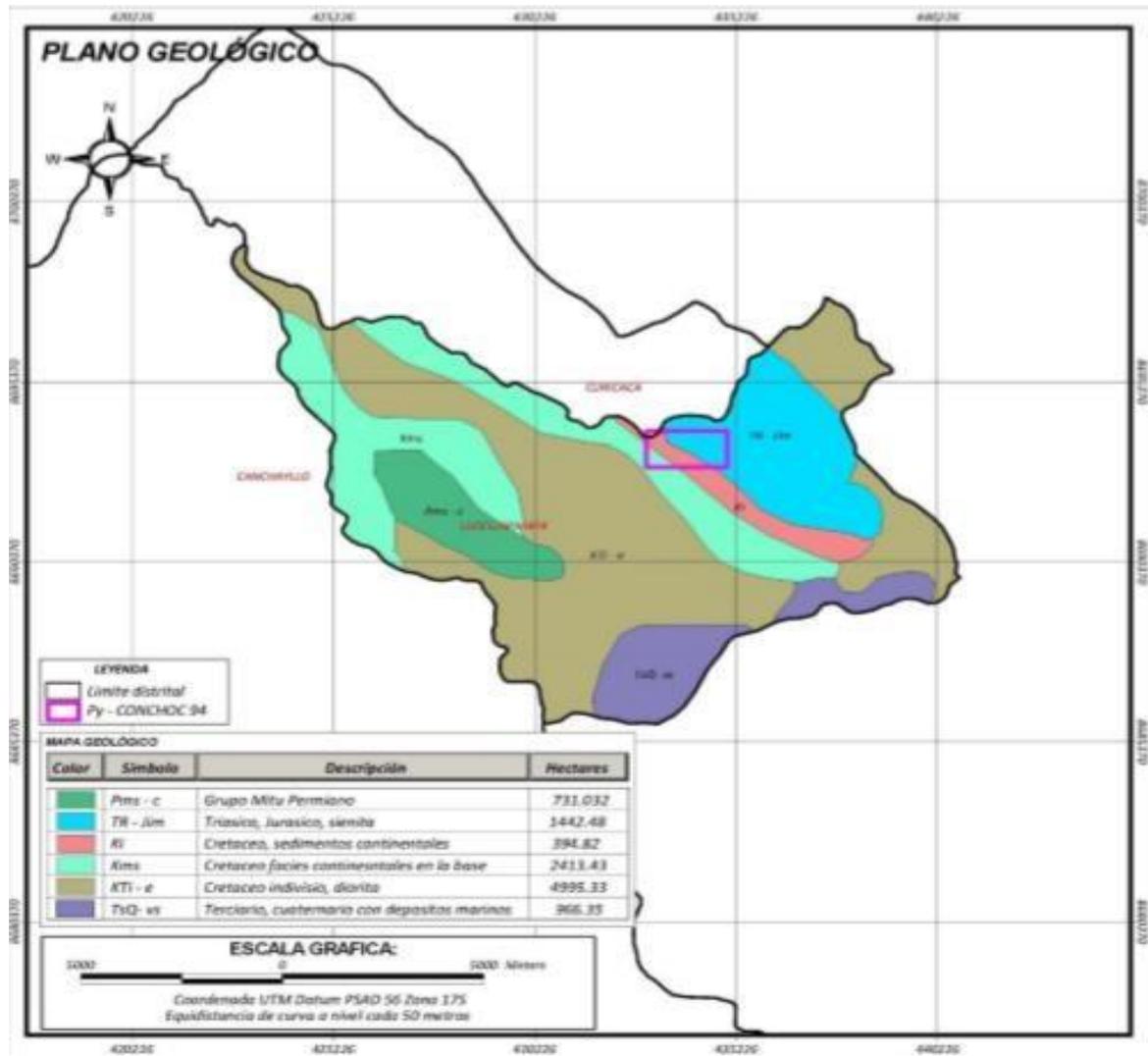
Anexo 1 Matriz de consistencia

| PROBLEMA | OBJETIVO | HIPÓTESIS | VARIABLE |
|---|--|--|--|
| <p>Problema general ¿Cómo se realizaría la implementación del método de plataformas secuenciales para la explotación de caliza en la concesión minera Conchoc – Lloclapampa – 2022?</p> | <p>Objetivo general Realizar la implementación del método de plataformas secuenciales para la explotación de caliza en la concesión minera Conchoc - Lloclapampa-2022.</p> | <p>Hipótesis general La realización de implementación del método de plataformas secuenciales para la explotación de caliza en la concesión minera Conchoc - Lloclapampa - 2022, es factible y viable.</p> | <p>VI: Implementación del método de plataformas secuenciales</p> <p>VD: para la explotación de caliza.</p> |
| <p>Problema específico ¿Cómo se realizaría la implementación del número de plataformas secuenciales para la explotación de caliza en la concesión minera Conchoc – Lloclapampa – 2022?</p> | <p>Objetivo específico - Dar a conocer cómo se implementaría el número de plataformas secuenciales para la explotación de caliza en la concesión minera Conchoc - Lloclapampa-2022.</p> | | |
| <p>¿Cómo se realizaría la distribución de plataformas secuenciales para la explotación de caliza en la concesión minera Conchoc - Lloclapampa-2022?</p> | <p>- Dar a conocer la distribución de plataformas secuenciales para la explotación de caliza en la concesión minera Conchoc - Lloclapampa-2022.</p> | | |

Fuente: *Elaboración propia*

Anexo 2

Mapa geológico



Anexo 3

Recolección de muestras de forma aleatoria no sistemática de la cantera



Anexo 4

**Recolección de muestras de forma aleatoria no sistemática de la trinchera
en la cantera Conchoc**



Anexo 5

Recolección de muestras de forma aleatoria no sistemática de la cantera

Conchoc

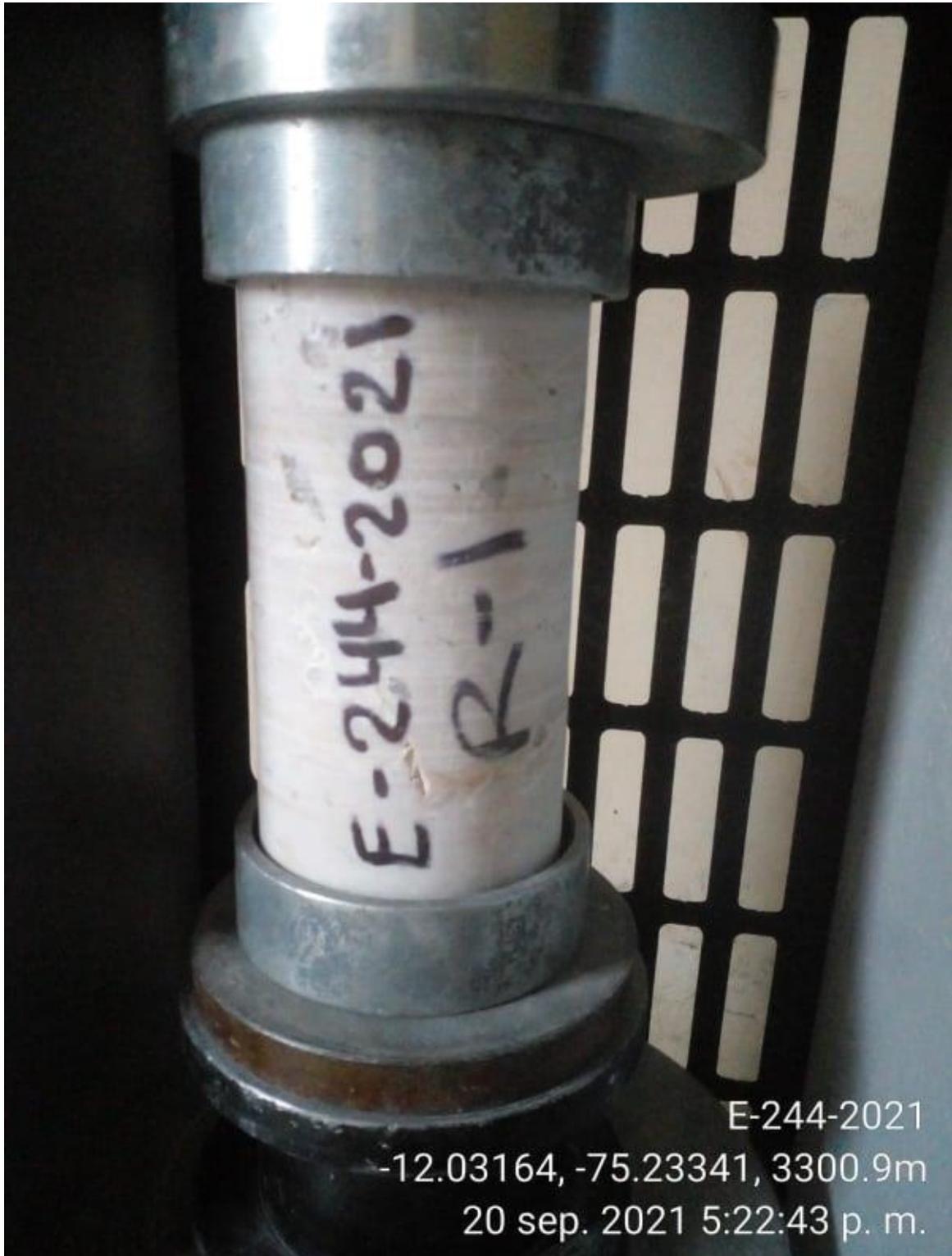


Anexo 6
Microscopio



Anexo 7

Laboratorio de preparación de secciones delgadas



Anexo 8

Pruebas de laboratorio de las secciones pulidas




LABORATORIO DE MECÁNICA DE SUELOS, CONCRETO Y PAVIMENTOS CENTAURO INGENIEROS

- ESTUDIOS Y ENSAYOS GEOFÍSICOS
- PERFORACIONES Y EXTRACCIÓN DIAMANTINAS
- ESTUDIOS GEOTÉCNICOS
- CONTROL DE CALIDAD EN SUELOS CONCRETO Y ASFALTO
- EXTRACCIÓN Y TRASLADO DE MUESTRAS IN SITU

Inscrito en el Registro de Marcas y Servicio de INDECOPI con CERTIFICADO Nº 00114425 con Resolución Nº 007184-2019-/DSD-INDECOPI

LABORATORIO DE ENSAYO DE MATERIALES CENTAURO INGENIEROS
LABORATORIO DE AGREGADOS Y CONCRETO
INFORME

EXPEDIENTE N°
: 022-2021-AR

PETICIONARIO
: ING. MELIDA TANTA VILCA

ATENCIÓN
: UNIVERSIDAD CONTINENTAL
: atencion@continental.edu.pe

CONTACTO DE PETICIONARIO
: APLICACIÓN DE PLATAFORMA SECUENCIAL EN CALZAS

PROYECTO
: CONCESIÓN MINERA CONCHOC

UBICACIÓN
: 13 DE SEPTIEMBRE DEL 2021
: 22 DE SEPTIEMBRE DEL 2021

FECHA DE RECEPCIÓN
: 13 DE SEPTIEMBRE DEL 2021

FECHA DE EMISIÓN
: 22 DE SEPTIEMBRE DEL 2021

INFORME DE ENSAYO (PÁG. 01 DE 01)

ENSAYO

Resistencia a la carga puntual de la roca y su aplicación a las clasificaciones de resistencia de la roca

METODO

ASTM D5731 - 16 Standard Test Method for Determination of the Point Load Strength Index of Rock and Application to Rock Strength Classifications

| MUESTRA | CÓDIGO DE TRABAJO | ESTRUCTURA DE PROCEDENCIA | TIPO DE MUESTRA | FECHA DE ROTURA | DIÁMETRO ESPESIMEN PROMEDIO (mm) | ALTURA DE ESPESIMEN (mm) | ÁREA DE LA SECCIÓN TRANSVERSAL (mm ²) | CARGA MÁXIMA (kN) | RESISTENCIA DE ESPESIMEN (MPa) | RESISTENCIA DE ESPESIMEN (kg/cm ²) | TIPO DE FRACTURA | DEFECTOS |
|---------|-------------------|---------------------------|-----------------|-----------------|----------------------------------|--------------------------|---|-------------------|--------------------------------|--|------------------|----------|
| R-1 | E-244-2021 | ROCA SEDIMENTARIAS | ROCA | 20/09/2021 | 300.56 | 193.17 | 7942.39 | 240.61 | 306.90 | 306.90 | TIPO 3 | NO |
| R-2 | E-244-2021 | ROCA SEDIMENTARIAS | ROCA | 20/09/2021 | 75.66 | 120.68 | 4495.37 | 35.05 | 8.04 | 80.40 | TIPO 3 | NO |

TIPO DE FRACTURA:

TIPO 1 : Conos relativamente bien formados, en ambas bases, merced a 25mm de giras en la base.

TIPO 2 : Conos bien formados sobre una base, desplazamiento de giras verticales a través de los capos, como no bien definidos en la otra base.

TIPO 3 : Fracturas diagonales en las bases, giras con inclinación de 45°.

TIPO 4 : Fracturas diagonales en las bases, giras con inclinación de 45° para diferenciar del tipo 1.

TIPO 5 : Fracturas de lodos en las bases (superior o inferior) ocurren comúnmente con los tipos de empujados.

TIPO 6 : Similar al tipo 5, pero el terminal del cilindro es acortado.

CT : Cortado

CP : Capado

CJP : Capado y Juntado

AI : Absolutamente de resque

| | | | | | | | | | | | | |
|--|--|--|--|--|--|--|--|--|--|--|--|--|
| | | | | | | | | | | | | |
|--|--|--|--|--|--|--|--|--|--|--|--|--|

Anexo 9

Patrón estructural de la caliza



Fuente: *Elaboración propia*

Anexo 10

Vista general de la cantera



Fuente: *Elaboración propia*

Anexo 11

Toma de datos de las coordenadas



Fuente: *Elaboración propia*

Anexo 12

Acumulación del mineral de la cantera



Fuente: *Elaboración propia*

Anexo 13

Identificación de fallas y estratos



Fuente: *Elaboración propia.*