



UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO

FACULTAD DE INGENIERÍA Y ARQUITECTURA

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA
DE MINAS**

**Estudio Geomecánico para Diseñar Malla y Optimizar Costos en
Voladura en Concesión Minera Los Chancas III 5 Hnos -
Bambamarca**

**TESIS PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
Ingeniero de Minas**

AUTOR:

Br. Novoa Campos, Elmer (ORCID: 0000-0002-2137-2087)

ASESORES:

Dr. Martell Espinoza, Beder Erasmo (ORCID: 0000-0002-4169-9212)

Mg. Flores Arrasco, Janyna Jacinta (ORCID: 0000-0002-3017-4779)

LÍNEA DE INVESTIGACIÓN:

Perforación y voladura de rocas

CHICLAYO - PERÚ

2021

Dedicatoria

Lo dedico en primer lugar a Dios, por ser el ser supremo e inspirado y por estar presente siempre en todo momento para darme valor y fuerzas para seguir en este camino de obtener uno de mi anhelo más deseado, porque, sin él no hubiese podido llegar hasta esta instancia el, estuvo y está conmigo siempre.

A mis padres, Guillermo y Matilde.

A mi querida hermana Blanca Flor que QEPD, quien siempre me motivó y me brindó todo su apoyo a seguir adelante mientras estuvo presente en este mundo cuando inicié mi carrera universitaria y a quien prometí culminar mis estudios. Promesa cumplida.

A mi querida hermana Beatriz quien me dio su apoyo incondicional durante 5 años en la universidad gracias a ella he podido llegar hasta donde estoy ahora y ser una persona de bien.

A mi novia Sayra quien estuvo ahí presente dándome su apoyo incondicional.

A todas aquellas personas por brindarme su apoyo de una y otra manera a que este trabajo de investigación se realice con éxito.

Elmer

Agradecimiento

A Dios por la vida y la salud, por darme fuerza y coraje en las decisiones tomadas en ser realidad este sueño.

A mis padres, Guillermo y Matilde.

A mi hermana Beatriz quien me dio su apoyo incondicional durante 5 años en la universidad gracias a ella he podido cumplir una de mis metas trazas en mi vida.

A la Universidad César Vallejo por haberme aceptado ser parte de esta familia universitaria, en la cual se logró culminar una etapa muy bonita y significativa en mi carrera profesional que es titularme y que me servirá para el desempeño de mi vida laboral.

A los docentes por impartir sus conocimientos y experiencias a lo largo de toda mi etapa universitaria, en especial al Ing. Roberto Gonzáles Yana. A la Ing. Janina Flores Arrasco, quien fue asesora y guía con sus conocimientos e hizo que se haga realidad este trabajo, durante la realización de todo el informe de tesis.

Elmer

Índice de contenidos

Dedicatoria	ii
Agradecimiento	iii
Índice de contenidos	iv
Índice de tablas	v
Índice de figuras	vii
Índice de gráficos	viii
RESUMEN	ix
ABSTRACT	x
I. INTRODUCCIÓN	1
II. MARCO TEÓRICO.....	4
III.METODOLOGÍA.....	11
3.1. Tipo y diseño de la investigación	11
3.2. Variables y operacionalización.....	12
3.3. Población, muestra y muestreo.....	13
3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	14
3.5. Procedimiento	17
3.6. Método análisis de datos	17
3.7. Aspectos éticos.....	18
IV. RESULTADOS.....	20
V. DISCUSIONES	92
VI. CONCLUSIONES	96
VII. RECOMENDACIONES.....	97
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	98
ANEXOS	106

Índice de tablas

Tabla 1: Clasificación de la roca por Bieniawski.....	10
Tabla 2: Variables, indicadores, y escala de medición.....	13
Tabla 3: Ruta de acceso a la Concesión Minera.....	20
Tabla 4: Coordenadas UTM zona de estudio (DATUM WGS84).	21
Tabla 5: Parámetros de la masa rocosa.....	24
Tabla 6: Ponderación de factores para calcular el índice de volabilidad.	26
Tabla 7: Deficiencias que se observaron en voladura de abril - agosto 2020.	27
Tabla 8: Recolección de datos en voladura.....	28
Tabla 9: Detalles de perforación antes de la investigación.	31
Tabla 10: Carga explosiva utilizada antes de la investigación.	33
Tabla 11: Total de accesorios por voladura que se utilizó.....	34
Tabla 12: Toneladas de producción por mes.	35
Tabla 13: Sistematización que ayudará a describir el macizo rocoso.	37
Tabla 14: Coordenadas área de estudio para hallar el RMR.	38
Tabla 15: Resumen de las características de la matriz rocosa.	41
Tabla 16: Ponderación de parámetros para hallar el RMR.	42
Tabla 17: Ponderación final calidad de roca.....	42
Tabla 18: Definición número de bancos a explotar.	46
Tabla 19: Especificaciones para determinar el banco.	47
Tabla 20: Parámetros de explotación.....	49
Tabla 21: Reservas de La Concesión Minera los Chancas III 5 Hnos.....	51
Tabla 22: Resumen de reservas Concesión Los Chancas III 5 Hnos.	51
Tabla 23: Cálculo extracción de caliza (reservas actuales).....	52
Tabla 24: Cálculo de producción.....	53
Tabla 25: Producción de cal.....	54
Tabla 26: Consumo de cal según la necesidad de cada empresa.	57
Tabla 27: Tipo de cal más utilizada en la región de Cajamarca.	58
Tabla 28: Consideraciones a tomar en cuenta antes de realizar la perforación... ..	61
Tabla 29: Resumen de los parámetros de perforación.....	68
Tabla 30: Resumen de taladros perforados y cargados.....	69
Tabla 31: Detalle de costos equipos, accesorios e insumos.	77

Tabla 32: Cálculo del costo mano de obra.	78
Tabla 33: Balance cantidad de taladros antes y despues de la investigación.	80
Tabla 34: Total de taladros perforados por frente de trabajo.....	81
Tabla 35: Detalle costos en voladura antes y después del presente estudio.	82
Tabla 36: Resultado de voladura antes y después de la investigación.	84
Tabla 37: Comparación de costos por voladura antes y después.	86
Tabla 38: Total de costos por voladura antes y después del estudio.	87
Tabla 39: Resumen total de producción toneladas métricas.	88
Tabla 40: Comparación de costos antes y después.	89
Tabla 41: Producción material volado antes y después del estudio.	90
Tabla 42: Costo general en voladura por ítem en cada frente.	91

Índice de figuras

Figura 1: Columna estratigráfica zona de estudio.	23
Figura 2: Deficiencias en voladura de roca	30
Figura 3: Diseño de malla empírico en Los Chancas III 5 Hnos.....	32
Figura 4: Deficiencias en perforación extracción de caliza.....	32
Figura 5: Parámetros y variables modelo geomecánico.....	36
Figura 6: Condición del macizo rocoso área de perforación.	38
Figura 7: Diagrama de contorno.....	39
Figura 8: Diagrama de polos.	39
Figura 9: Diagrama de planos mayores.	40
Figura 10: Diagrama de rosetas.	40
Figura 11: Abertura.	41
Figura 12: Muestras llevadas al laboratorio.....	44
Figura 13: Cantera tajo de explotación de calizas.....	45
Figura 14: Interpretación empírica entre explosivo y las propiedades de la roca. 64	
Figura 15: Trazado de malla y distribución de taladros.	68
Figura 16: Área de perforación Concesión Minera Los Chancas III 5 Hnos.	69
Figura 17: Propuesta de una nueva malla con diseño tipo cuadrada.....	79
Figura 18: Distribución de carga explosiva por taladro después del estudio.....	79

Índice de gráficos

Gráfico 1: Distribución mensual deficiencias en voladora.	28
Gráfico 2: Producción mensual de abril – noviembre 2020.	34
Gráfico 3: Producción mensual de material triturado antes de la investigación....	35
Gráfico 4: Análisis de rotura: Muestra 1.	43
Gráfico 5: Análisis de rotura: Muestra 2.	43
Gráfico 6: Análisis de rotura: Muestra 3.	44
Gráfico 7: Especificaciones de una sección de talud.	46
Gráfico 8: Sección transversal del tajo con ángulo de banco.	48
Gráfico 9: Sección transversal del tajo de explotación con ángulo interrampa....	48
Gráfico 10: Producción mensual TM.	55
Gráfico 11: Producción proyectada en todo el tiempo de explotación.	56
Gráfico 12: Venta durante un año.	57
Gráfico 13: Consumo en porcentaje.	58
Gráfico 14: Estudio de mercado en ventas por año.	59
Gráfico 15: Diagrama de procesos para la obtención de cal.	60
Gráfico 16: Total de taladros antes y después de la investigación.	80
Gráfico 17: Total de taladros perforados.	81
Gráfico 18: Comparación de costos anterior y actual.	83
Gráfico 19: Resultados de voladura antes y después de la investigación.	84
Gráfico 20: Comparación de costos por voladura.	86
Gráfico 21: Porcentaje de costos en voladura antes y después del estudio.	87
Gráfico 22: Material triturado anterior y posterior a la investigación.	88
Gráfico 23: Comparación de costo (US\$/TM).	89
Gráfico 24: Comparación de producción antes y después del estudio.	90
Gráfico 25: Porcentaje de costos por voladura según cada ítem.	91

RESUMEN

El propósito de la investigación fue realizar el estudio geomecánico para determinar la calidad de roca y en base a ello hacer un diseño de malla de perforación con la finalidad de optimizar costos en voladura e incrementar la producción de cal. La investigación surgió como resultado de las deficiencias en perforación y voladura, se planteó el siguiente problema: ¿Cómo influyen el estudio geomecánico en el diseño de malla de perforación y optimizar costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos - Bambamarca? la investigación es aplicada-cuantitativa de diseño descriptivo no experimental. Mediante el estudio geomecánico se determinó el RMR = 76 roca tipo II, la información se recopiló mediante instrumentos de medición in situ, análisis documental, entrevistas al personal, la cual se procesó y analizó mediante tablas y gráficos en Excel, JKsimblast y AutoCad, se concluye considerando el estudio geomecánico de la roca se diseñó la malla, como resultado se obtuvo una voladura óptima, lo cual ayudó que los costos de voladura disminuyan. Se logró incrementar la producción de 218.7 a 253.33 TM de roca caliza fragmentada. Obteniendo un ahorro total de 8.83 US\$/voladura que equivale a un ahorro del 6% en el costo total.

Palabras Clave: Perforación, voladura, optimización, costos, producción.

ABSTRACT

The purpose of the research was to carry out the geomechanical study to determine the quality of the rock and based on this, make a drilling mesh design in order to optimize blasting costs and increase the production of lime. The investigation arose as a result of the deficiencies in drilling and blasting, the following problem was raised: How does the geomechanical study influence the design of the drilling mesh and optimize blasting costs in the Los Chancas III 5 Hnos - Bambamarca mining concession? the research is applied-quantitative with a non-experimental descriptive design. Through the geomechanical study the RMR = 76 type II rock was determined, the information was collected by means of in situ measurement instruments, documentary analysis, interviews with the personnel, which was processed and analyzed using tables and graphs in Excel, JKsimblast and AutoCad, it was concludes considering the geomechanical study of the rock, the mesh was designed, as a result an optimal blasting was obtained, which helped reduce blasting costs. It was possible to increase the production from 218.7 to 253.33 MT of fragmented limestone rock. Obtaining a total saving of 8.83 US \$ / blast, which is equivalent to a saving of 6% in the total cost.

Keywords: Drilling, blasting, optimization, costs, production.

I. INTRODUCCIÓN

La realidad problemática en el diseño de perforación y tronadura de roca en Concesión Minera no metálica Los Chancas III 5 Hermanos se da porque no se realiza un diseño adecuado, no se hace el estudio geomecánico antes de hacer el diseño y la carga explosiva tampoco es la adecuada y como resultado de esto se obtiene mala fragmentación en voladura. La investigación tiene el propósito de optimizar costos en la etapa de voladura. En la mina Panulcillo, ubicada en Chile el principal problema se da en voladura de rocas, en la etapa de perforación existe una mala simetría en los taladros, desviación de taladros, no se carga correctamente los taladros, falta de lubricación en la perforadora, por lo cual trajo como consecuencia, un elevado costo en el consumo de aceros por una mala operación, lo cual influye directamente en los costos operativos en el ciclo de minado (Díaz, 2017).

Buele (2017), en la empresa minera Cabo de Hornos ubicada en Ecuador, se identificaron los problemas asociados a los procesos de perforación y voladura, esto es debido a que se diseña la malla de manera empírico, trayendo resultados desfavorables en el avance del trabajo programado y afectando directamente a los costos de operación y tiempo. Por eso era necesario hacer un rediseño de malla mediante modelos matemáticos basado en los parámetros de la roca, realizando un estudio de geomecánica para mejorar el avance lineal de explotación, con eficiencia reduciendo los costos en voladura.

En el Perú y exclusivamente en la región de Cajamarca, la mayoría de los yacimientos no metálicos son explotados sin ningún criterio técnico, ni planificación de explotación; esto genera grandes gastos operacionales en particular en perforación y voladura de roca, esta problemática tiene que enfrentar muchas empresas en querer solucionar los altos costos operacionales que se genera en voladura. La empresa minera no metálica Calera Bendición de Dios propiedad de Concesión Minera Los Chancas III 5 Hnos dedicada a la explotación de caliza para la extracción de óxido de calcio viene trabajando de manera empírica, no tienen un diseño de malla definido, taladros mal trazados, desgastes excesivos de aceros, la

carga explosiva no es la adecuada y desgaste excesivo de los equipos de carguío. La voladura no es la eficiente se genera bolonería por el mal diseño de malla y estos elevan los costos operacionales.

Según Correa & Santillan (2016), en su trabajo de investigación hace hincapié; al norte del Perú en especial la región Cajamarca hay gran importancia por la extracción de roca caliza, geológicamente la región es enriquecida por este tipo de roca, las formaciones calcáreas son óptimas con alta pureza para ser explotadas y producir óxido de calcio, para lo cual se debe realizar un cálculo de los datos químico obtenidos del examen de laboratorio que sería el cálculo de la ley de carbonato, con los resultados obtenidos se podrá determinar su comercialización.

En referencia a la información registrada, se formuló el siguiente problema principal: ¿Cómo influyen el estudio geomecánico en el diseño de malla y optimizar costos en voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos? así mismo se tiene los problemas específicos de la investigación: ¿Cómo realizar el estudio geomecánico para diseñar malla de perforación y optimizar costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos - Bambamarca?, ¿Cuál es la carga explosiva según el estudio geomecánico en el diseño de malla de perforación y optimizar costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos - Bambamarca? y ¿En qué porcentaje se reduce los costos en voladura al realizar el estudio geomecánico en el diseño de malla en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos – Bambamarca?

Con respecto a la problemática expuesta el objetivo principal es: Determinar la influencia del estudio geomecánico en el diseño de malla y optimizar costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos – Bambamarca. De la misma manera los objetivos específicos son: Realizar el estudio geomecánico para diseñar malla de perforación y optimizar costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos – Bambamarca, calcular la carga explosiva adecuada según el estudio geomecánico en el diseño de malla y optimizar costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos – Bambamarca y reducir el porcentaje de costos en voladura al realizar el estudio geomecánico en el diseño de malla de perforación en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos Bambamarca.

En relación a la investigación realizada se formuló la siguiente hipótesis general: El estudio geomecánico influye significativamente en el diseño de malla y optimizará significativamente costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos – Bambamarca. Las hipótesis específicas fueron las siguientes: Realizando el estudio geomecánico se diseña la malla de perforación adecuada y reduce significativamente los costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos – Bambamarca, determinando la carga explosiva adecuada de acuerdo al tipo de roca según el estudio geomecánico en el diseño de malla se optimizarán significativamente los costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos - Bambamarca y el porcentaje de los costos en voladura se reduce significativamente empleando el estudio geomecánico en el diseño de malla en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos - Bambamarca.

Como justificación de la investigación se tiene lo siguiente: En lo económico: La justificación del proyecto es optimizar el proceso de voladura para obtener mayor producción de cal. Mediante el diseño ideal de perforación se tendrá una voladura óptima que ayude a reducir el costo de consumo de aceros, maquinaria y mano de obra, etc. En lo ambiental: Al reducir la carga explosiva en los frentes de voladura se disminuyen el volumen de gases nitrosos, monóxido de carbono producto de la reacción química de los explosivos, generación de polvo producto de la excesiva carga explosiva, generación de ruido que afecta a las poblaciones cercanas. En lo tecnológico: Al emplear el nuevo diseño de malla se dejará de ser empíricos y se aplicaran diseños adecuados con tecnología empleando software que nos permitirá incrementar la producción y de esta manera generar una mayor utilidad a la empresa. En lo social contribuirá con más trabajo a los pobladores aledaños al área de explotación de la concesión minera, tener personal capacitado y entrenado en tema de voladura de roca.

II. MARCO TEÓRICO

Entre los antecedentes internacionales se tuvo a Zúñiga (2015), en su tesis titulada: Diseño de tronaduras y su impacto en el costo mina de compañía minera Cerro Negro, la investigación se orienta a poner en práctica nuevas metodologías de operación que den como resultado final roca triturada con la característica de granulometría requerida en la etapa de minado. Concluye en la etapa de perforación y tronadura después de 3 meses de haber ajustado la malla, se obtuvieron mejores resultados granulométricos, por sector y litología. Con cada malla descrita, se logró disminuir el 19% de sobretamaño, las diferencias en el tamaño y diseño de malla se da de acuerdo a la dureza de roca en los distintos frentes del tajo.

En la investigación de Díaz (2017), tesis titulada: Optimización de la perforación y voladura de rocas para maximizar utilidades en la mina Panulcillo de Minera Cruz Ltda.- 2016, en su investigación menciona el alto costo por mes en perforación y voladura aumenta muchas veces por el mal carguío de taladros, fallas generadas por los operadores perforistas en la mayoría de casos no son exactos al perforar; hay desvío en la profundidad de taladros perforados. El objetivo es optimizar los procesos en tronadura para incrementar utilidades en toda la mina. Concluye, se maximizó las utilidades generando un beneficio de ahorro del 2%, en los costos de perforación, y el 1.98% en los costos de aceros.

También se tiene a Correa y Martínez (2017) en su investigación, diseño del sistema de perforación y voladura en los bancos D, E Y F en la Mina de caliza el tesoro, ubicada en la vereda las caleras del Municipio de Nobsa-Boyacá, menciona las operaciones de perforación y voladura carece de criterios técnicos, por cual se propone un esquema de perforación para maximizar dicha operación. Concluyen el consumo específico de explosivos es de 0,3 kg/m³ teniendo una trituración promedio más del 90% del material triturado con dimensiones requeridas entre 30 a 40 cm de diámetro de roca fragmentada.

Este estudio realiza un análisis de los costos más representativos en voladura lo que representa un 74% del costo total por metro cubico volado, además los investigadores proponen un diseño de voladura que logre alcanzar reducciones que alcancen el 50,99% por m³ de roca fragmentada incluyendo a la reducción secundaria de lo cual resulta rentable.

En la investigación de Guamán (2016), titulada: Optimización de los procesos de perforación y voladura en el tunel fase A - B de Interconexión del proyecto Sopladora, el estudio tiene el propósito de optimizar procesos en voladura que facilite la construcción del proyecto hidroeléctrico. Por tanto, existe la importancia en determinar los parámetros de perforación que estén de acorde a los parámetros físico mecánico de la roca. Concluye, la malla de perforación propuesta se determinó en base a la fórmula de Rune Gustafsson que será empleado para optimizar explosivos. Con el actual diseño de malla y su aplicación, se ahorra 66% de explosivo por cada voladura.

Entre los antecedentes nacionales se tuvo a Rojas y Flores (2017), tesis titulada: Diseño de perforación y voladura para reducción de costos en el nivel 1590 cruceo 520 de la U.E.A. Capitana – Corporación Laces S.A.C. Minería y Construcción – Caraveli – Arequipa, el propósito de la investigación es definir el diseño de malla con la finalidad de reducir costos. Concluye, aplicando la malla con el nuevo diseño se logró disminuir la cantidad de 34 a 31 taladros por voladura, los cuales estaban en relación a las condiciones geomecánicas de la roca. La reducción en costos fue de S/ 609.811 a S/ 531.898, obteniéndose una diferencia de 12.78% en la reducción de costos.

También se tiene la tesis de Reyes (2019), titulada: Reducción de costos operativos por medio del control de indicadores en el proceso de perforación y voladura en Minera Yanaquihua S.A.C, la finalidad de la investigación es reducir costos que presenta actualmente la empresa minera. Concluye, para disminuir costos y estandarizar los parámetros en voladura, fue necesario hacer nuevo diseño de malla y cambio de broca de 38 mm con una de 50.80 mm para taladros de alivio,

como resultado se disminuyó el total de taladros perforados de 43 a 39, esto ayudó a incrementar la producción, además los costos se redujeron.

En la investigación Calderon (2015), tesis titulada: Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (Unidad Minera Macdesa), para el diseño de perforación, se toma en cuenta las características mecánicas y fisicoquímicas del macizo rocoso, así como también sus rasgos estructurales, estas tienen gran importancia porque de ello depende tener una óptima voladura. La investigación tiene como objetivo principal, mejorar y optimizar las prácticas en voladura. Concluye, para diseñar una malla se tiene que tener en cuenta las clasificaciones geomecánicas de la roca, distribución de carga explosiva con precisión empleando modelos matemáticos.

En relación a voladura según Depaz y Caceres (2018), explican cuando se trabaja con diseño de malla basado en conocimientos empíricos sin fundamentarse en una ecuación matemática bajo parámetros y variables de la roca, los efectos y resultados son; sobre rotura, consumo de explosivos, no hay un paralelismo adecuado, longitud o profundidad del taladro incompleta, desviación en inclinación de taladros, inadecuado espaciamiento y burden. El estudio tiene como objetivo diseñar la malla, según la dureza de roca empleando un estudio de geomecánica del macizo rocoso (RMR). Concluye las características geomecánicas halladas, permitió realizar el diseño de malla y el correcto trazado antes de la perforación.

Esta investigación menciona la importancia de la evaluación geomecánica antes de diseñar una malla de perforación y además debe ser constante la evaluación en las labores mineras antes y después de cada voladura.

Por su parte Vilca (2019) en su tesis denominada; reducción de costos mediante la optimización de las variables del diseño de perforación y voladura para la explotación de Caliza - Cantera Mercedes, la investigación tiene el propósito de reducir costos en voladura optimizando variables en el diseño de perforación para la obtención de caliza y dar cumplimiento con la producción de 25000.00 tm/mes, con una rotura igual o menor a 12 pulg. Concluye se alcanzó reducir un 44% de los

costos respecto a lo programado obteniendo un ahorro de S/. 20477.08 soles por mes. Modificando las dimensiones del burden y espaciamiento se diseñó una malla cuadrada reduciendo el número de taladros y los metros perforados.

La perforación y voladura en las etapas de minado tienen que ser controladas constantemente día a día porque afecta a las operaciones unitarias. Los investigadores realizaron el estudio durante cinco meses, para lo cual el costo de minado era de S/. 15.40 soles por TM y después del estudio en los tres meses siguientes los costos de minado en perforación y voladura fue de S/. 6.80 soles por TM, esto representó una disminución del 55% del costo unitario de minado.

Así mismo se tiene a Chancasanampa (2019) en su tesis titulada; diseño de la malla de perforación y voladura para incrementar la productividad de tajeos en la compañía minera Great Panther Coricancha S.A., en su investigación menciona la finalidad de dar hincapié a la evaluación geomecánica de la matriz rocosa antes de diseñar una malla de perforación, se debe considerar tres variables importantes que se necesitan para un diseño; macizo rocoso, explosivo y parámetros de perforación. Concluye con el empleo del nuevo diseño de malla en perforación incrementó la productividad de 4.5 Tm/hombre en g/día, los tiempos en el ciclo de minado se reduce a 11.2 días por corte y la dilución de mineral se redujo en un 4.8%.

Entre los antecedentes a nivel local se tuvo a Becerra y Hernández (2016) en su tesis titulada; estudio y selección de los métodos de perforación y voladura para optimizar la fragmentación de la roca, en la cantera Mitopampa, Cajamarca 2016, el propósito del estudio es realizar la optimización en los procesos de perforación y voladura empleando métodos de cálculo. Concluye teniendo en cuenta los conceptos estudios y la selección del método a emplear en el diseño de perforación ayuda a mejorar la fracturación de la roca. Para la presente investigación el método más óptimo fue de López-Jimeno que se utilizó para hacer el cálculo y diseño del patrón de voladura.

También se tiene a la investigación de Llaique y Sánchez (2015) en su tesis titulada determinación del costo total de perforación para optimizar esta operación unitaria

en mina modelo a tajo abierto, Cajamarca-Perú, 2015, el principal objetivo de la investigación es definir costo total en perforación que permita optimizar las operaciones unitarias en la mina Modelo. Concluye; los principales costos que influyen en perforación son: costo de broca, costo de máquina perforadora, costo de barrerño por metro perforado. Para lo cual, se hace estimaciones donde se puede tener un ahorro de 48 000 US\$/mes haciendo perforaciones en terrenos duros y un ahorro de 34 000 US\$/mes haciendo perforaciones en terrenos blandos.

Por su parte, Casanova (2018), en tesis menciona la importancia de hacer un estudio de malla antes de realizar la perforación y voladura según sean las características de la matriz rocosa. Se puede decir también que las propiedades de la roca tienden afectar la perforación, pero muchas veces influyen en el rendimiento. Con el estudio de las propiedades del macizo rocoso se obtiene una buena fragmentación y como también se reduce los costos. Concluye para hacer un diseño de malla correcto y apropiado primero se debe conocer las propiedades de la roca.

Esta investigación hace mención sobre el análisis y parámetros de la roca que se tiene que considerar antes de diseñar una malla de perforación por ser de gran importancia en la etapa de minado.

Por su parte, Chipana (2015) en su tesis menciona cuando hay falencias en perforación y voladura incide en elevados costos operacionales y estos producen efectos secundarios en los resultados de explotación. El objetivo es definir de forma adecuada un diseño de malla y la carga explosiva para reducir costos. Concluye aplicando el diseño de malla se logró reducir los costos en perforación de US\$ 98.48 a un total de US\$ 87.25 y con el adecuado empleo de la carga explosiva hubo una reducción en los costos de US\$ 196.42 a US\$ 148.39.

Así mismo por su parte, Gago (2019) señala la importancia que tiene el diseño de malla de perforación y voladura en la minería. En la compañía minera Morococha a pesar de contar con un estándar establecido, se tenía problemas en los costos de voladura y el avance no era eficaz. Concluye antes del estudio los costos por

cada metro de avance trabajado era de 232.68 US\$ en un corte de 4m x 4m y con la implementación de nueva malla fue de 218.88 US\$/m.

Esta investigación efectúa un estudio preliminar al desarrollo del proyecto, empleando un diseño nuevo de malla se llegó a generar durante el año 2018 económicamente un ahorro de 140,875 US\$/año y los tiempos fueron optimizados en 658 hr/año.

Correa y Martínez (2017), afirman para que el diseño de perforación y voladura sea de una manera adecuada, es fundamental conocer a profundidad el comportamiento de la roca, así como las propiedades: fisicoquímicas, geomecánicas, litología y las características estructurales. Otro de los parámetros que se tiene que considerar en el diseño es el entorno donde se va a realizar la voladura; esto conlleva hacer modificaciones en los diseños que pueda favorecer la granulometría adecuada, así como también evitar una dilución del material a mover. En conclusión, la supervisión tanto de la perforación como implementar diseños correspondientes son decisivos en los resultados para tener una excelente voladura (p. 15).

En la investigación de Mamani (2016, p. 28) menciona: A nivel general hay diferentes métodos y caracterizaciones de la matriz rocosa, si se analizan, estudian y se aplican correctamente serán herramientas de gran utilidad en la etapa de perforación, estos métodos están basados en el mapeo geomecánico entre ellos se tiene al: Rock Mass Rating (RMR) que fue desarrollado por Z. T. Bieniawski en 1973 posteriormente se modificó en el año 1976 y en 1979, en la actualidad la más utilizada es la edición de 1989. Para definir el RMR se estudia cinco parámetros los cuales son: (1) Resistencia de la roca intacta, (2) RQD (Rock Quality Designation), (3) Espaciado de las discontinuidades, (4) Condición de las discontinuidades, (5) Presencia de agua subterránea.

Podemos decir el RMR se calcula mediante la sumatoria de los cinco parámetros anteriormente referidos, el valor está comprendido de 0 a 100 a mayor puntaje la

roca es de mejor calidad. A continuación, se detalla mediante una tabla los cinco tipos de roca que fue clasificado por Bieniawski (p.29).

Tabla 1: Clasificación de la roca por Bieniawski.

Clase de roca	I	II	III	IV	V
Rango (RMR)	100 a 81	80 a 61	60 a 41	40 a 21	Menor a 20
Descripción	Roca muy buena	Roca Buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala

Fuente: Bieniawski (1989).

Según Mamani (2016), para efectuar el mapeo tanto geológico como geomecánico de las discontinuidades del macizo rocoso, es indispensable clasificar y cuantificar sus efectos que vayan a generarse en el proceso de perforación, también se debe considerar los factores como tenacidad, dureza, persistencia, altura de banco y otros factores que se vaya a tomar en cuenta (p. 28).

Para disminuir los costos, disminuir tiempos, aumentar la eficiencia y tener óptimos disparos, antes del diseño se debe tener en cuenta los parámetros de perforación y voladura. La utilización de explosivos debe ser adecuada de acuerdo a la energía requerida, además el personal que realice el trabajo de perforación; lo tienen que hacer de la forma correcta siguiendo las normas establecidas en el manejo de explosivos, como: secuencia de llenado, manipulación de accesorios y el correcto carguío para tener eficientes resultados (Barriga, 2015).

Gomez (2016) menciona en la actualidad el costo operativo depende directamente de los precios de insumos, por lo que las empresas mineras se ven obligadas a explorar métodos alternativos en la disminución y optimización en costos. Al tener los costos de insumos en alta variación la alternativa es incrementar el tonelaje y reducir los costos de producción, esto ayudara ampliar una margen de utilidades para la empresa (pag. 15).

III. METODOLOGÍA

3.1. Tipo y diseño de la investigación

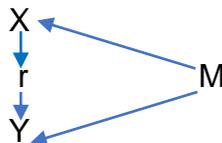
Tipo de la investigación. Aplicada, Lozada (2014) refiere, las investigaciones de tipo aplicada buscan generar conocimientos con empleo directo a los problemas. El desarrollo de la presente investigación, por la particularidad y sus características es aplicativa debido a que busca encontrar las incidencias que se presenta en los costos tanto en perforación como de voladura.

Diseño de la investigación. Presenta un diseño no experimental – transversal descriptivo, según los objetivos formulados y la hipótesis planteada. Hernández, Fernández, y Baptista, (2014) indican las investigaciones de esa índole tienen como objetivo indagar incidencias en la modalidad de una o más variables en una población. Las investigaciones transversales son de corto plazo en lo que los ensayos y recolección de datos que se realice constara de tres meses en el cual se ejecuta el presente estudio de investigación.

A continuación, se esquematizará el siguiente ejemplo:

Sin intervenir en el ambiente que les rodea

Dónde:



M: Muestra

X: **V.I:** Estudio geomecánico para diseñar malla.

Y: **V.D:** Optimizar costos en voladura.

r: Ambiente que les rodea.

3.2. Variables y operacionalización

Definición conceptual:

Variable independiente.

- Estudio geomecánico para diseñar malla. Julca (2019) indica, el estudio geomecánico permite determinar el tipo de roca, ayudando a calcular el factor de carga y energía requerida por la masa roca antes de la voladura, además la cantidad de carga explosiva a utilizar se dimensiona según el tipo de roca.

Variable Dependiente.

- Optimizar costos en voladura. Gómez (2012) indica, para optimizar costos es necesario conocer primero cada una de los trabajos de perforación y tronadura, además se deben identificar los factores que contribuyen en las operaciones de voladura y detonación de roca.

Definición operacional:

Variable Independiente:

- Estudio geomecánico para diseñar malla. Esta variable involucra el método y aplicación de la clasificación geomecánica RMR RQD GSI, lo cual forma parte en diseñar el tipo de malla en la perforación y tronadura.

Variable Dependiente:

- Optimizar costos en voladura. Esta variable depende del tipo de malla y los resultados generados en la tronadura de roca.

Indicadores

Los indicadores utilizados para definir la forma correcta del objetivo planteado en el presente trabajo de investigación, fueron los siguientes: estudio geomecánico empleando el RMR donde se tuvo en consideración la resistencia uniaxial del

macizo rocoso, RQD, separación de las diaclasas, condición de las diaclasas y condición o presencia de agua subterránea; y también sin dejar de mencionar al esquema del diseño de malla.

Escala de medición

La escala de medición ayuda analizar datos a base de una cantidad de valores, para el desarrollo del presente estudio investigación se consideró la escala nominal y ordinal.

Tabla 2: Variables, indicadores, y escala de medición.

Variables	Indicadores	Escala de medición
Independiente: Estudio geomecánico para diseñar malla	Burden	Metros
	Espaciamiento	Metros
	Número de taladros	Cantidad
	Longitud de carga	Metros
	Carga explosiva	Kg/disparo, Kg/m ³
Dependiente: Optimizar costos en voladura	Costos en perforación	US\$/m perforado
	Costos en voladura	US\$/m disparo

Fuente: Elaboración propia.

3.3. Población, muestra y muestreo

Población

Para Gómez (2016), la población de estudio es un conjunto de casos, definido, limitado y accesible, que formará el referente para la elección de la muestra. Para el desarrollo del presente estudio, se consideró como población a la concesión minera no metálicas Los Chancas III 5 Hnos.

- **Criterios de inclusión:** Se consideró los trabajos de perforación y voladura en la Concesión Minera Los Chancas III 5 Hnos, que incluye el área de la cantera explotación de calizas.

- **Criterios de exclusión:** No se tomaron en cuenta los trabajos realizados que no están involucrados dentro del área de perforación y voladura.

Muestra

Según Hernández (2017), la muestra es un subgrupo de elementos que pertenecen a la población. Para el estudio se escogieron 3 muestras aleatorias de diferente área de explotación de calizas en la concesión minera no metálica Los Chancas III 5 Hnos.

Muestreo

Para el muestreo se consideró los siguientes ítems.

- Costo accesorio de voladura
- Kilos de explosivo utilizados
- Metros perforados
- Tonelaje de material triturado por taladro
- Numero de taladros
- Factor de carga
- Costo desgaste de broca

3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Para recolectar datos se emplearon técnicas y los instrumentos que se describen a continuación a fin de poder estudiarlas y proponer una solución relacionado al problema.

Técnicas

- **Observación:** Ayudo a obtener información de la zona de estudio por medio de visitas in situ al lugar de trabajo donde se desarrolla perforación y voladura.

- **Entrevista:** Permitió obtener datos reales del área de estudio para determinar en qué situación se encuentra el trabajo que se realiza en perforación y el resultado de la voladura en la extracción de calizas.
- **Análisis documental:** Permitió utilizar teorías relacionadas al tema y normas para el sustento teórico de los resultados obtenidos.

Instrumentos

- Observación in situ
- Análisis documental: Libros, tesis, folletos, revistas.
- Entrevista.
- Cinta métrica
- Brújula
- Libreta de campo
- Tablas geomecánicas
- Tablas en Excel.
- AutoCAD

Guía de Observación: Para recoger información de cómo era la condición actual en las labores de perforación y también de la voladura, se utilizó guías de observación in situ donde se evaluó los resultados obtenidos después de la voladura, los tiempos de perforación y el desarrollo del estudio geomecánico. Se utilizó las tablas geomecánicas, los mismos que estarán registrados en dicho instrumento de campo.

- ✓ **Perforación y voladura:** Al optimizar las etapas de perforación en concesión minera Los Chancas III 5 Hnos nos ayudó a tener una eficiente perforación y voladura, empleando un Modelo Matemático cumpliremos con estos objetivos. Para realizar una buena voladura y poder desprender roca caliza mediante el uso de explosivos con una fragmentación adecuada se requiere de una buena perforación y distribución de los taladros, así como

también la dosificación adecuada en la carga explosiva y el adecuado diseño de malla.

- ✓ **Estudio geomecánico:** Este estudio geomecánico sirvió para hallar el RMR, RQD y GSI para poder calcular la constante de la roca para luego determinar el total de explosivo por m³.
- ✓ **Tiempos en perforación y voladura:** Finalmente se determinó los tiempos totales al perforar y volar para luego contrarrestar información entre el diseño de perforación actual y lo optimizado.

Guía de Análisis documental: Se utilizará estas guías porque se empleará un modelo matemático basado en normas y teorías con respecto al diseño de malla para establecer la carga explosiva ideal en voladura de roca. Así también se utilizaron las tablas de Bieniawski que ayudara a determinar la calidad y tipo de roca, también se utilizó teorías referentes a costos totales en perforación y voladura.

- ✓ **Perforación y Voladura:** Se tomará instrumento una guía de análisis documental, la cual nos sirvió para determinar el modelo y tipo de malla, así como también la adecuada dosificación en cantidad de explosivos por taladro perforado.
- ✓ **Costos totales:** Se determinaron los costos totales, así como maquinaria, mano de obra, materiales, insumos, etc. Al mismo tiempo se realizó una comparación final de los costos actuales con los costos optimizados y se pudo observar cierta variación en dicho proceso.
- ✓ **Estudio Geomecánico:** Para el estudio geomecánico se utilizaron las tablas de Clasificación Geomecánica - índice "RMR" (Según Bieniawski - 1989).

Guía de Entrevistas: La entrevista es realizada los trabajadores de la empresa minera Los Chancas III 5 Hnos en especial al maestro perforista y ayudantes con

el fin de saber cómo realizaban su trabajo a diario perforando y volando. Según la entrevista se describe como se venía operando en los frentes de trabajo en la extracción de caliza y saber el tonelaje diario, semanal, mensual y trimestral, en las cuales se solicitará la mayor objetividad y veracidad.

- ✓ **Perforación y Voladura:** Se utilizó una guía de entrevista para determinar el tipo de explosivo que venían utilizando, la cantidad de material extraído (roca caliza TM), los accesorios de perforación, tipo de máquina perforadora, diámetro del barreno, diámetro de la broca, etc., Los cuales sirvió para diagnosticar las condiciones de cómo se venía laborando en los trabajos de perforación.

3.5. Procedimiento

Realizar el estudio geomecánico para diseñar malla de perforación y optimizar costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos – Bambamarca. Para lo cual se hizo el análisis documental y observación de campo.

Realizar el estudio geomecánico para diseñar malla de perforación y optimizar costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos – Bambamarca. Para dar respuesta a la incógnita se hizo el análisis documental y observación de campo.

Reducir el porcentaje de costos en voladura al realizar el estudio geomecánico en el diseño de malla de perforación en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos Bambamarca. Para dar respuesta a la interrogante se basó en un análisis documental y también en la observación de campo.

3.6. Método análisis de datos

Se utilizaron los métodos analíticos, sistemático y el estadístico.

3.6.1. Método analítico

Este método se empleó para llegar a entender a profundidad la investigación en el problema dado, visualizando sus causas y efectos bajo el estudio minucioso en todo lo involucrado y las consecuencias.

3.6.2. Método sistemático

Se empleó este método porque permitió establecer una secuencia en base al manejo de fórmulas que de la misma investigación y obtener una secuencia sistematizada en la condición que se presenta. En cuanto a los datos obtenidos se hizo referencia al método de análisis de datos, prueba de hipótesis y técnicas de tratamiento mediante la estadística empleando programas y software Excel, AutoCAD y Jksimblast.

3.6.3. Método estadístico

En cuanto al método estadístico, se hará mediante el procesamiento de datos, la prueba de hipótesis y la técnica para analizar datos se hará mediante el programa de Excel. La información procesada, permite visualizar mediante gráficos e interpretar la información en base al planteamiento teórico y mediante el plan del estudio realizado.

3.7. Aspectos éticos

Según las normas decretadas por la Universidad Cesar Vallejo, donde reglamenta las buenas prácticas y certifica los principios éticos evaluando el bienestar y autonomía, en el presente trabajo de investigación se considera los siguientes aspectos éticos:

Autonomía: El presente trabajo de investigación demuestra la aplicación del método científico. Así mismo el investigador propuso criterios de investigación tomando en cuenta la realidad observada para el desarrollo de la investigación.

Honestidad: Durante el desarrollo de la investigación los datos tomados tanto en campo como al personal involucrado en el tema fueron reales no se modificaron ni alteraron, los resultados se presentan sin alteración tal como se obtuvo los datos en campo de acuerdo al procedimiento aplicado.

Beneficencia: Los beneficios es en especial para la empresa minera, ya que el presente trabajo de investigación tuvo la finalidad de disminuir los costos en perforación y voladura en los procesos de extracción de calizas, también es de gran beneficio para las empresas mineras no metálicas dedicadas al mismo rubro de explotación quienes no aplican un diseño de malla definido y trabajan de forma empírica.

IV. RESULTADOS

4.1. Aspectos generales de la zona de estudio

4.1.1. Ubicación

La empresa minera no metálica “LOS CHANCAS III 5 HNOS” políticamente está ubicada en jurisdicción del caserío de Maygasbamba, distrito Bambamarca, provincia Hualgayoc, departamento Cajamarca, a una altura de 2600 m.s.n.m, con una temperatura promedio 14.0 °C. Las instalaciones de la planta de procesos y cantera de la concesión minera se encuentran ubicada cerca de la división continental (divortium acuarium entre las cuencas del Pacífico y Atlántico) ubicándose a la margen izquierda del río Maygasbamaba que fluye hacia la cuenca del Pacífico.

4.1.2. Accesibilidad

Para acceder a las instalaciones de la concesión minera la principal vía de acceso es terrestre, aunque también se puede llegar por vía aérea hasta Cajamarca. La vía terrestre es por la panamericana norte partiendo de Lima hasta la ciudad de Cajamarca 850 kilómetros de distancia, siguiendo la vía asfaltada 3N se hace un recorrido de Cajamarca – Bambamarca 87 kilómetros. El acceso desde Bambamarca hacia la concesión minera es mediante carretera asfaltada por un tramo de 4 km aproximadamente siguiendo la ruta hacia Chota, luego se toma el desvío a la margen izquierda por una vía alterna afirmada que conduce a la concesión minera recorriendo un aproximado de 300 m.

Tabla 3: Ruta de acceso a la Concesión Minera.

Tramo	Distancia (Km)	Tiempo Horas/Minutos	Tipo de vía
Lima - Cajamarca	850 km	14.0 horas	Asfaltada
Cajamarca - Hualgayoc	87.9 km	2 h. 24 minutos	Asfaltada

Hualgayoc - Bambamarca	22.5 km	36 minutos	Asfaltada
Bambamarca - Chota – Desvío	4.8 km	13 minutos	Asfaltada
Desvío – Concesión minera Los Chancas III 5Hnos	0.30 km	4 minutos	Afirmada
Total	965.5	17H 13 minutos	

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 4: Coordenadas UTM zona de estudio (DATUM WGS84).

Coordenadas de ubicación		
N°	Este	Norte
1	78°32'18.80	6°39'27.32
2	78°32'6.77	6°39'30.16
3	78°32'11.06	6°39'41.69
4	78°32'21.70	6°39'34.28

Fuente: Elaboración propia.

4.1.3. Clima y vegetación de la zona de estudio

El lugar de estudio presenta un clima frío, seco y húmedo muchas veces nublado durante el año, la temperatura varía de 5 °C a 20 °C. La época de lluvia es entre el mes de octubre hasta mayo con precipitaciones y a veces granizadas. La época seca se da entre el mes de mayo y agosto.

4.1.4. Geología regional del yacimiento

Se presentan unidades tanto sedimentarias, metamórficas, volcánicas e intrusivas, que van desde el proterozoico hasta el neógeno, siendo las que son más representativas las unidades sedimentarias del cretáceo y los volcánicos del cenozoico.

4.1.5. Geología local del yacimiento

La formación geológica presente en la zona de estudio está conformada por la formación Cajamarca (Ks-ca) y formación Celendín (Ks – ce).

4.1.5.1. Formación Cajamarca (Km– c)

Esta formación generalmente consiste de calizas gris oscuras o azuladas y macizas, con delgados lechos de lutitas y margas de los mismos colores. Las primeras se presentan en bancos gruesos con escasos fósiles mientras que las segundas contienen abundante fauna. Esta formación yace concordantemente sobre la formación Quilquiñán y con la misma relación infrayace a la formación Celendín. Su grosor varía entre los 600 y 700 m. Edad y correlación. El *Coilopoceras neweli* asigna a la formación Cajamarca la edad perteneciente al Turoniano superior. Se correlaciona con la parte superior de la formación Jumasha, corresponde a la parte inferior de la formación Otuzco (INGEMMET, pág. 30).

4.1.5.2. Formación Celendín (Ks – ce)

Esta formación está constituida por margas, lutitas y calizas de color gris azulado y amarillo rojizo, en capas cuyo grosor en la base varía entre 2 y 6 m, alcanzando hasta 8 m, en la parte superior. La formación Celendín presenta intercalaciones de calizas margosas algo nodulosas en capas delgadas, algunas son lumaquéticas, asimismo calizas areniscosas color gris amarillento, sobre todo en la parte superior. Se observa abundantes láminas de yeso secundario distribuido en el material arcilloso, formando costras en los estratos calcáreos o también rellenando cavidades. Su grosor aproximado es de 200 m. El contacto de la formación Celendín suprayace concordante con la formación Cajamarca e infrayace a los depósitos continentales con la formación Chota no es claro debido a la cobertura del material reciente.

Edad y Correlación. - Esta formación es excepcionalmente fosilífera, abundan cefalópodos, lamelibranquios, gasterópodos y equinoideos. Los niveles alto y bajo de la formación se relacionan con la parte superior de la formación Jumasha (INGEMMET, pág. 31).

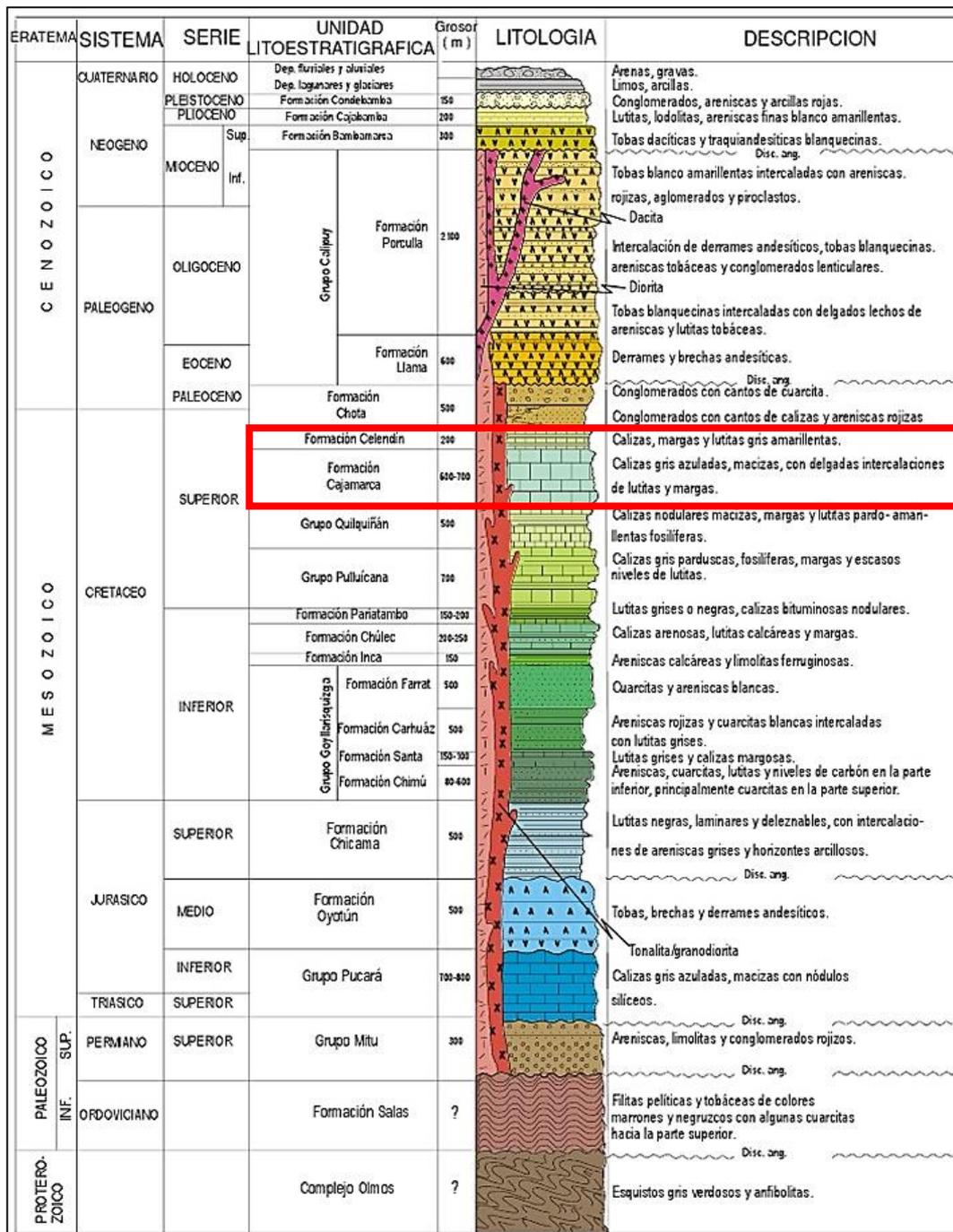


Figura 1: Columna estratigráfica zona de estudio.
Fuente: INGEMMET Boletín N° 31.

4.1.6. Geomorfología

Las características geomorfológicas del área de investigación están directamente relacionadas con el origen y evolución volcánico y sedimentario el cual se presenta

en diferentes procesos y eventos de carácter tectónico y estructural caracterizado por la dureza de la roca que afloran hacia la superficie terrestre.

Los procesos geológicos que se presenta en la concesión minera los chancas se relacionan directamente a las condiciones: litológicas hidrologías y pendientes de los cuales los principales agentes geológicos son: la meteorización, erosión además de la actividad humana.

4.1.7. Geología estructural

Dentro de la geología estructural presenta una morfología con fracturas y dirección NE-SE y NW-SE en todo el cuadrángulo del área de explotación, además existen fallas con dirección NE-SE con emplazamiento vertical en la formación Cajamarca y la formación Celendín del cretácico superior.

Tabla 5: Parámetros de la masa rocosa.

R.C (Mpa)	Criterio de rotura Hoek-Brown			Criterio de rotura Mohr- Coulomb		Resistencia a la tracción macizo rocoso	Resistencia comprensiva global del macizo rocoso	Módulo de deformación del macizo rocoso
	mb	s	a	C (MPa)	Φ (°)	Sigt (MPa)	Sigcm (MPa)	Em (MPa)
71	1.058	0.0035	0.502	0.732	42.46	-0.1622	7.057	2076.90

Fuente: Elaboración propia.

4.1.8. Geología económica

4.1.9. Índice Geológico de resistencia de la roca (GSI)

El índice geológico es un sistema de clasificación para estimar las propiedades geomecánica del macizo rocoso en base a la observación geológica en campo. Los parámetros que se utilizan para este tipo de clasificación son dos:

- Estado de las fracturas.
- Calidad de las discontinuidades.

La caracterización in situ está basado en la impresión visual a la estructura de la matriz rocosa en zonificaciones por bloques y la condición superficial de las discontinuidades indicadas por su rugosidad y alteración en las diaclasas. Con la combinación de estos dos parámetros se describe el macizo rocoso. Para obtener los datos en campo se realiza la clasificación general del macizo rocoso como el índice de calidad RMR que es igual a 76.

Mediante la observación en campo y con la relación de índice se observa que el macizo rocoso posee una estructura con un mínimo fracturamiento en las discontinuidades, el RQD es de 83.21%, en las fracturas superficiales se observa que la roca se rompe con varios golpes de la picota.

4.1.10. Índice de volabilidad

El índice de volabilidad (BI) desarrollado por Lilli (1986), se obtiene sumando los valores de 4 parámetros geomecánicos, este Índice fue aprobado en base a explotaciones en rocas extremadamente blandas con valor BI = 20 y en base a rocas muy resistentes con valor BI = 100. Los valores se indican en la siguiente ecuación:

$$BI = 0.5(RMD+JPS+GSI+JPO+SJI+RSI)$$

Dónde:

RMD = Descripción del macizo rocoso.

JPS = Espaciamiento de las juntas.

GSI = Índice geológico de resistencia.

JPO = Orientación de los planos de las Juntas.

SJI = Influencia de la densidad de la roca.

RSI = Ratio de influencia de la resistencia.

RC = Resistencia a la compresión simple (MPa).

Tabla 6: Ponderación de factores para calcular el índice de volabilidad.

Parámetros de geomecánica	valoración
Orientación de planos de las juntas (JPO)	
- Horizontal.	12
- Buzamiento hacia el frente.	25
- Buzamiento normal al frente.	32
- Buzamiento contra el frente.	43
(SGI) Influencia de la densidad de la roca.	$SGI = 25 \cdot \rho(t/m^3) - 50$
(RSI) Ratio de influencia de la resistencia.	$RSI = 0.05 \cdot RCS (MPa)$
Caracterización para la voladura en la concesión Los Chancas	
Tipo de roca	Caliza
Resistencia a la comprensión	RC 51.5 51.5 55
Calidad tipo de roca	RQD 83 83 85
Descripción del macizo rocoso	RMD 40 40 45
Espaciamiento entre planos de juntas	JPS 21 20 21
Orientación entre planos de juntas	JPO 20 21 20
Influencia peso específico de la roca	SGI 12.3 12.3 12.3
Influencia de resistencia	RSI 29.5 30 35
Índice de volabilidad	BI 61.40 61.65 66.65
Factor de Energía (KJ/Tn) = 0.015*BI	FE 0.92 0.92 1.00
Factor de Potencia (Kg/Tn) = 0.004*BI	FP 0.25 0.25 0.27

Fuente: Elaboración propia.

Según el BI se debe tener un FP de 0.25 kg/Tn.

4.2. Análisis general en el área de voladura

4.2.1. Identificación de las deficiencias encontradas en la voladura

- No tienen un diseño de mallas de perforación estandarizada.
- No se hace un estudio geotécnico del área a perforar.
- El perforista decide por si solo la distribución y cantidad de taladros sin considerar el tipo de terreno.

- El perforista va indicando a los ayudantes donde debe emboquillar la broca y esto ocurre en plena perforación en el frente de trabajo.
- No se realiza el trazo de malla.
- No se realiza la limpieza de los taladros para el carguío, generando tiros cortados provocados por efecto de corte del detritus que se queda en el taladro.
- No se usa los sellos en los taladros (tacos de tierra).
- La carga explosiva que se utiliza no es la adecuada.
- El personal no está capacitado en temas de voladura y manejo de explosivos.

4.2.2. Condición de las deficiencias en voladura en la concesión Los Chancas

Para evaluar la condición de la voladura se tuvo en consideración las deficiencias de manera general en todos los frentes de trabajo donde se hicieron voladura en los meses de abril a agosto de 2020, las deficiencias registradas se muestran de forma detallada en la siguiente tabla:

Tabla 7: Deficiencias que se observaron en voladura de abril - agosto 2020.

Diseño empírico					
Descripción	Mes				
	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto
Tiro cortados	5	6	4	4	3
Tiros sopladados	5	4	5	6	4

Fuente: Elaboración propia.

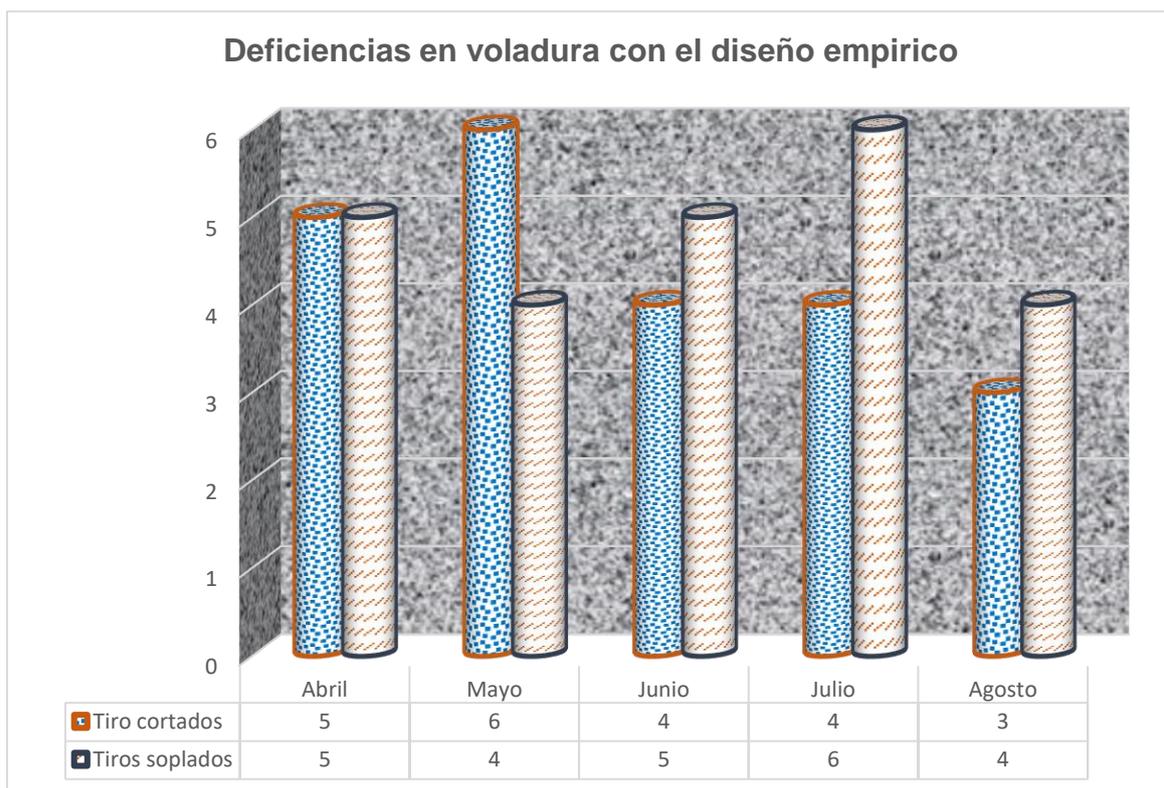


Gráfico 1: Distribución mensual deficiencias en voladora.
Fuente: Elaboración propia.

El grafico N°1, muestra las deficiencias que se generan en voladura con diseño de una malla empírica, se identificaron problemas en el fracturamiento de roca y esto afecta directamente a la producción en actividades posteriores. Con la observación de campo se analizó 5 disparos de voladura realizados en la cantera de roca caliza. Las observaciones de voladura se describen en la tabla N°8:

Tabla 8: Recolección de datos en voladura.

Labor	N° Voladura	Recopilación de datos
EXTRACIÓ N DE CALIZA	1	Abr - 2020
	2	May - 2020
	3	Jun - 2020
	4	Jul - 2020
	5	Ago - 2020

Fuente: Elaboración propia.

La tabla N° 08 detalla fecha y orden que se hizo las observaciones in situ para la recolección de datos.

4.2.3. Costos de perforación con malla empírica

En la etapa de explotación las actividades de voladura se están realizando de manera empírica sin ningún estudio y sin diseño previo. Los maestros perforistas no están capacitados, son los encargados de hacer el marcado de malla in situ al igual que la distribución de taladros a su criterio; la malla que actualmente usan, es sin ningún diseño. Por voladura emplean 40 taladros, el espaciamiento y burden no son los correctos porque no se realizan los cálculos respectivos, todo trabajo de perforación se realiza al criterio del maestro perforista.

Todos estos problemas vistos y analizados hacen una ineficiente voladura lo cual genera una baja producción y poca eficiencia en la extracción de caliza, a continuación, se describe un gráfico de causas y efecto del problema de perforación y voladura.

4.2.4. Diagrama causas y efectos en: Perforación y voladura

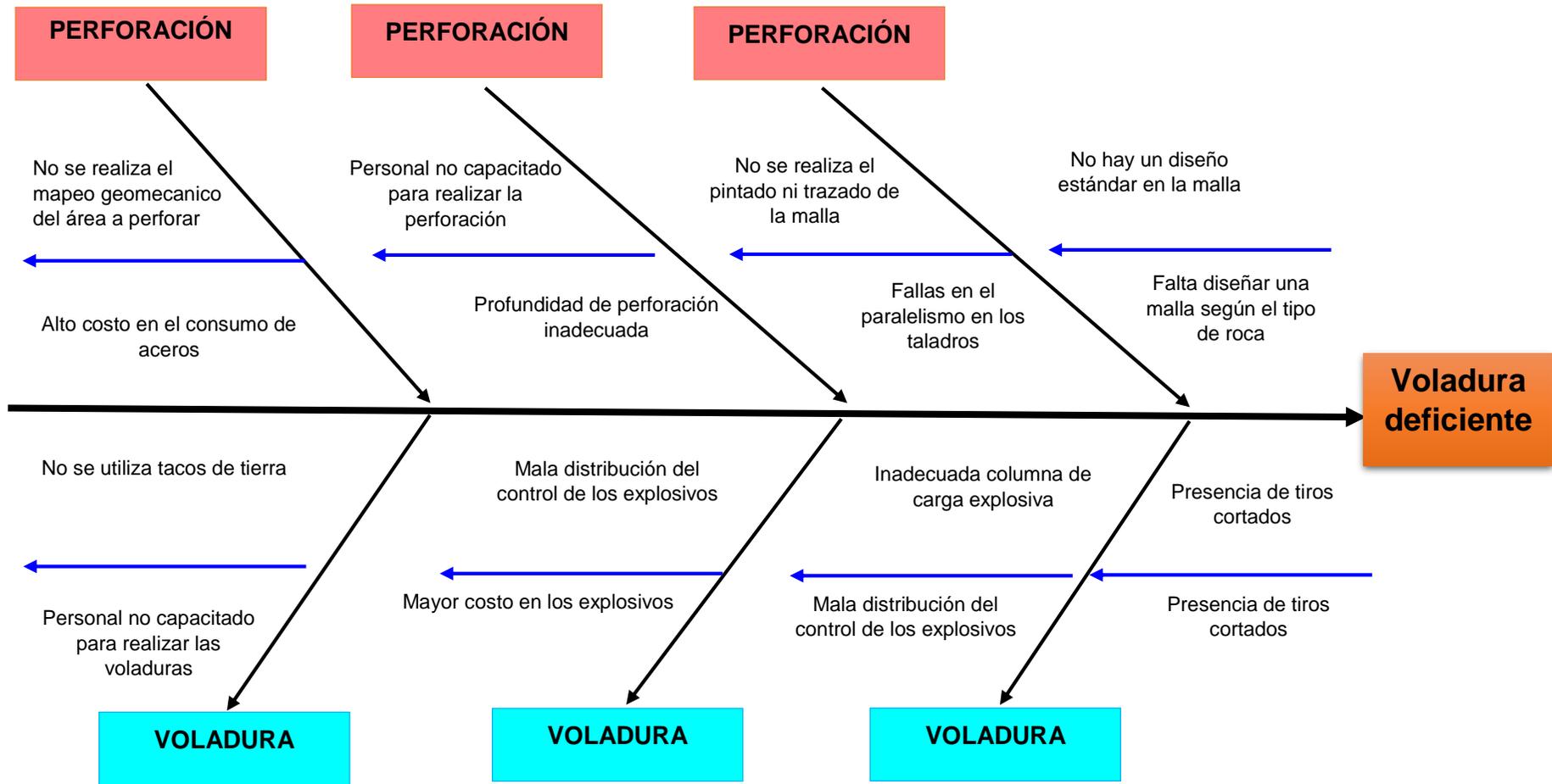


Figura 2: Deficiencias en voladura de roca
Fuente: Elaboración propia.

4.2.5. Malla de perforación antes de la investigación

La perforación se realiza empíricamente, no cuenta con ningún tipo de diseño de malla, mediante programas computacionales y software, por lo cual se realizó una plantilla de diseño de malla en AutoCAD para poder visualizar el mayor problema que se da en la etapa de perforación (ver figura 3 y 4).

A continuación, se muestran la siguiente tabla con los siguientes parámetros y detalles que se venía realizando en la concesión minera las chancas III 5 Hnos.

Tabla 9: Detalles de perforación antes de la investigación.

Detalles de perforación		
Descripción	Unidades	Cantidad
Diámetro de la broca	mm	36.5
Longitud de perforación	m	1.10
Largo del banco	m	10
Altura del banco	m	5
Ancho del banco	m	5
Nº de taladros total	und	40
Nº taladros cargados	und	40
Producción	tn/d	3.9

Fuente: Elaboración propia.

4.2.6. Voladura empírica practicada anterior al estudio

4.2.6.1. Condiciones que presenta el banco a perforar

En la figura 3 y 4 se muestran cuáles eran las condiciones de trabajo que se venía ejecutando en la empresa minera; no tienen un diseño ni trazado de malla se observa una mala distribución de los taladros perforados.

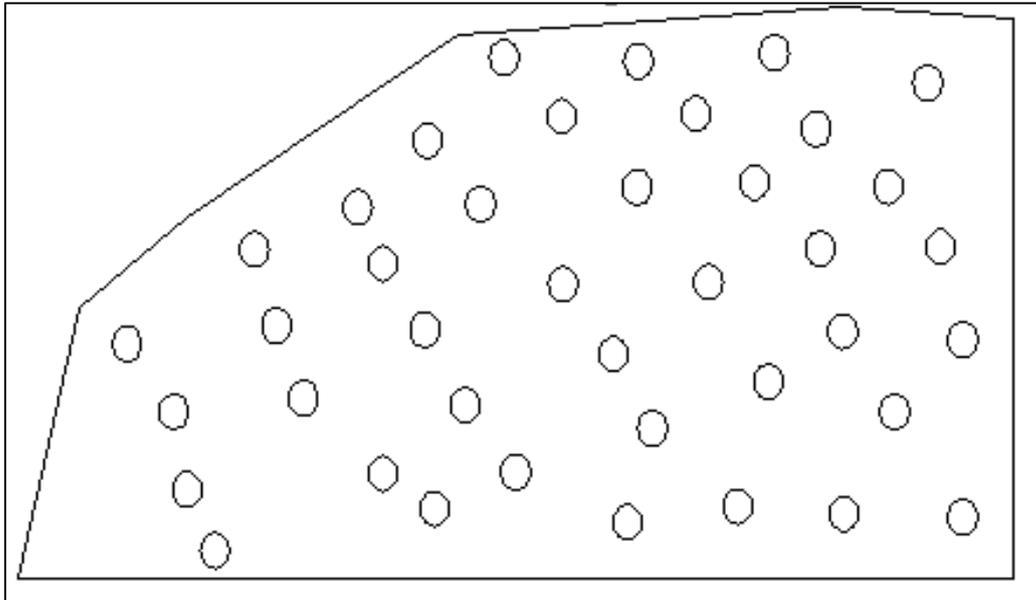


Figura 3: Diseño de malla empírica en Los Chancas III 5 Hnos.
Fuente: Elaboración propia.



Figura 4: Deficiencias en perforación extracción de caliza.
Fuente: Elaboración propia.

4.2.6.2. Cantidad de explosivos que se utilizó por voladura antes de la investigación

La carga explosiva utilizada por voladura en la empresa minera Los Chancas fue de 9.592 kg/disparo y un factor de carga de 0.15 kg/m³.

Tabla 10: Carga explosiva utilizada antes de la investigación.

Especificaciones de carga explosiva utilizada por voladura										
Barreno	N° de taladros	Cartuchos de Anfo / Taladros	N° de cartuchos Anfo	Peso del cartucho de Anfo (kg)	Cantidad de Anfo (Kg)	Cantidad Emulnor (Emulnor/tal.)	Peso de Emulnor (kg)	N° de Cartuchos Emulnor	Cantidad de Emulnor (Kg)	Cantidad de Emulnor + Anfo (Kg)
		Precorte	35	6	30	0.12	5.16	1	0.096	8
Producción	5	6	18	0.12	2.16	0.5	0.096	6	0.192	3.456
TOTAL	40	6	48		7.32			14	1.168	9.592

Resumen de resultados de carga de explosivos

Total Kilos utilizados por de voladura	Kg/disparo)	9.592
Factor de Carga	(Kg/m ³)	0.15

Fuente: Elaboración propia.

4.2.7. Cantidad accesorios de voladura que se utilizó antes de investigación

La cantidad real de material explosivo que se utilizó en mechas fue de 20.6 m y en fulminante 15 unidades. A continuación, se especifica en la tabla N° 11.

Tabla 11: Total de accesorios por voladura que se utilizó.

Taladros	N° de Taladros	Real		
		Cant/Tal Fulminante N°8 (und)	Mecha lenta/taladro (m)	Mecha/disparo
Precorte	35	12	1.8	16.4
Producción	5	3	1.3	4.2
Total		15		20.6

Fuente: Elaboración propia.

3.2.8. Producción de cal en los meses de abril – noviembre, 2020

Reporte de producción mensual del mes de abril hasta noviembre 2020.



Gráfico 2: Producción mensual de abril – noviembre 2020.

Fuente: Elaboración propia.

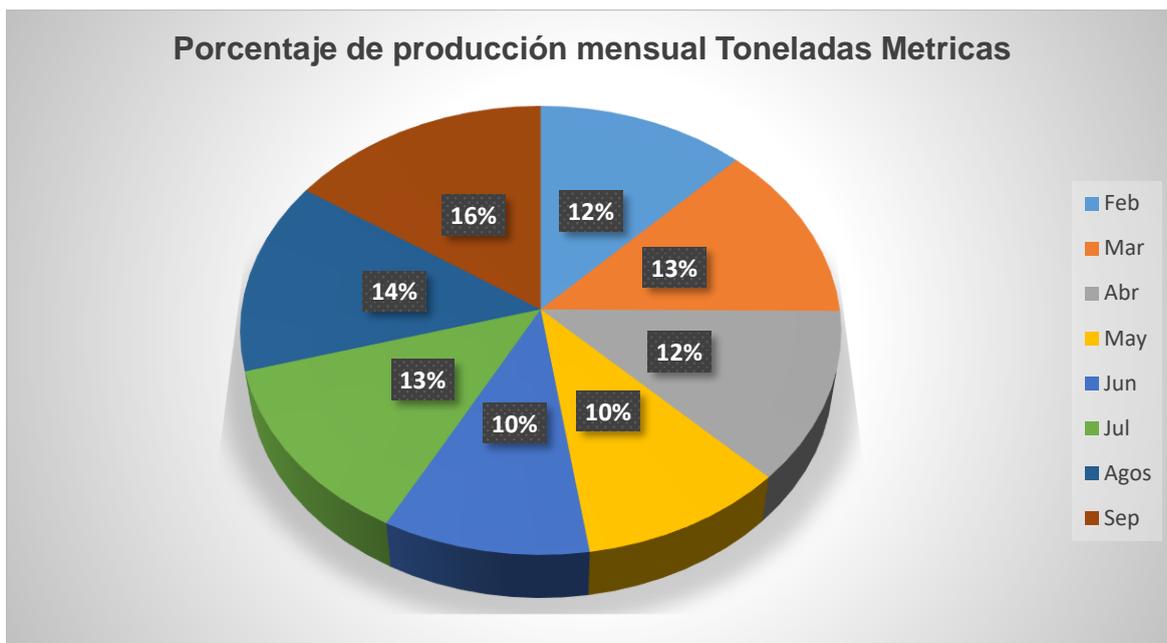


Gráfico 3: Producción mensual de material triturado antes de la investigación.
Fuente: Elaboración propia.

A continuación, se muestran el reporte producción de cal detallada entre abril y noviembre 2020, por día y mensual.

Tabla 12: Toneladas de producción por mes.

Mese	Promedio producción por mes	m3/día	Caliza (tn/m3)	tn/día	tn/mes
Feb	1.83	8.87	2.7	4.749	123.474
Mar	1.84	8.99	2.7	4.938	128.388
Abr	1.82	8.65	2.7	4.749	123.474
May	1.85	8.55	2.7	3.938	102.388
Jun	1.84	8.72	2.7	3.938	102.388
Jul	1.79	8.81	2.7	4.938	128.388
Ago	1.83	8.83	2.7	5.738	149.188
Sep	1.84	8.79	2.7	4.938	155.428

Fuente: Elaboración propia.

4.2.9. Costo de voladura entre febrero – septiembre 2020

Los costos actuales en voladura en la concesión minera Los Chancas III 5 Hnos. están sobre evaluado, producto de una mala voladura y esto afecta directamente a los costos reales. Los costos reales en la concesión minera por disparo son de \$52.77, siendo el costo por metro volado de 2.87 US\$

4.3. Evaluación geomecánica para el diseño de malla actual

A.- Modelo Geomecánico

Los parámetros y variables para este modelo se detallan en la siguiente figura:

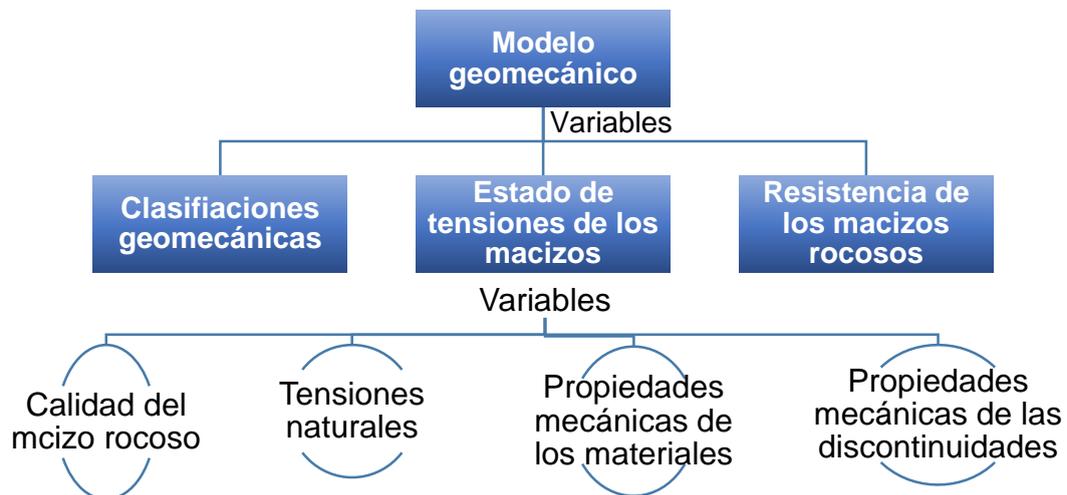


Figura 5: Parámetros y variables modelo geomecánico.
Fuente: (Cortez Cruz & Miranda Condori, 2016)

La caracterización mecánica de la roca, se define mediante ensayos químicos en laboratorio o ensayos realizados in-situ, el objetivo es definir las propiedades físicas y químicas de la roca. Para la investigación se ha efectuado tres ensayos para definir la clasificación geomecánica y su resistencia de la roca en la zona de investigación. Dichas clasificaciones están basadas en los parámetros siguientes:

- Propiedades de la matriz rocosa.
- Condición de las discontinuidades.
- Grado de fracturamiento o estado de esfuerzos del material.

- Meteorización o alteración las fracturas.
- Condición Hidrogeológica.

La secuencia sistemática para describir características y propiedades de la rocosa se resume en la tabla N° 13.

Tabla 13: Sistematización que ayudará a describir el macizo rocoso.

CARACTERÍSTICAS Y PROPIEDADES A DEFINIR EN CAMPO PARA LA CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO			
ÁMBITO DE ESTUDIO	CARACTERÍSTICA O PROPIEDAD	MÉTODO	CLASIFICACIÓN
Matriz Rocosa	Identificación	Observación de visu y con lupa	Clasificación geológica y geotécnica
	Meteorización	Observación de visu	Índices estándar
	Resistencia	Índice y ensayos de campo	Clasificaciones empíricas de resistencia
	Orientación	Medida directa con brújula de geólogo	
	Espaciado	Medidas de campo	Índices y clasificaciones estándar
Continuidad			
Discontinuidades	Rugosidad	Observaciones y medidas de campo	Comparación con perfiles estándar
	Resistencia de las paredes	Martillo Schdmit. Índice de campo	Clasificaciones empíricas de resistencia
	Abertura	Observaciones y medidas de campo	Índices estándar
	Relleno		
	Filtraciones		
Número de familias de discontinuidades	Medidas de campo	Índices y clasificaciones estándar	
Tamaño de bloque			
Intensidad de Fracturación			
Macizo rocoso	Grado de meteorización	Observaciones de campo	Clasificaciones estándar

Fuente: (Cortez Cruz & Miranda Condori, 2016)

B.- Clasificación geomecánica de la roca en la zona de estudio

La clasificación del macizo rocoso se hizo tomando una data insitu en el área de voladura dentro de la cantera extracción de roca caliza, para lo cual se utilizó tablas geomecánicas de Bieniawski RMR (Rock Mass Rating).

Tabla 14: Coordenadas área de estudio para hallar el RMR.

Formación	Celendín	Azimut	295° N
Coordenadas	N 9263263	DIP	62°
UTM	E 772293		
Cota	2630 m.s.n.m.	DIP Dirección	16°

Fuente: Elaboración propia.

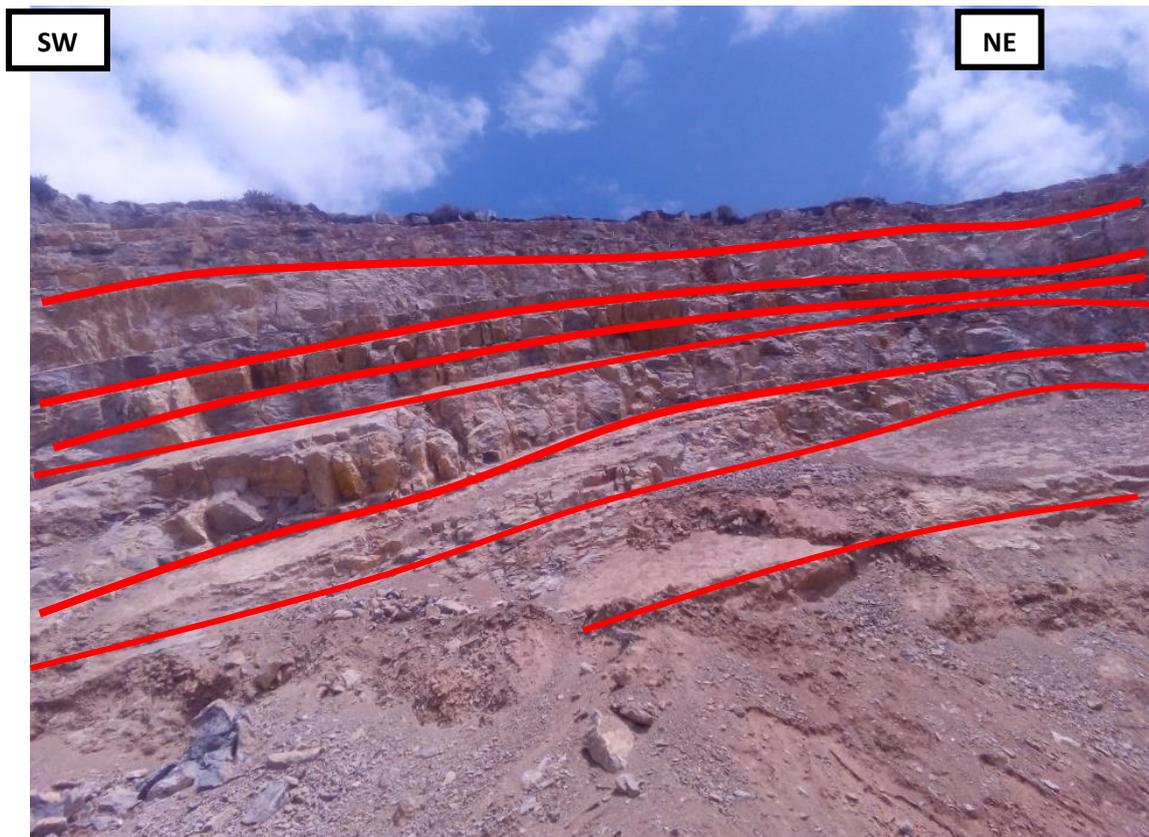


Figura 6: Condición del macizo rocoso área de perforación.
Fuente: Fotografía tomada in situ cantera de calizas.

C. Análisis de estabilidad del macizo rocoso

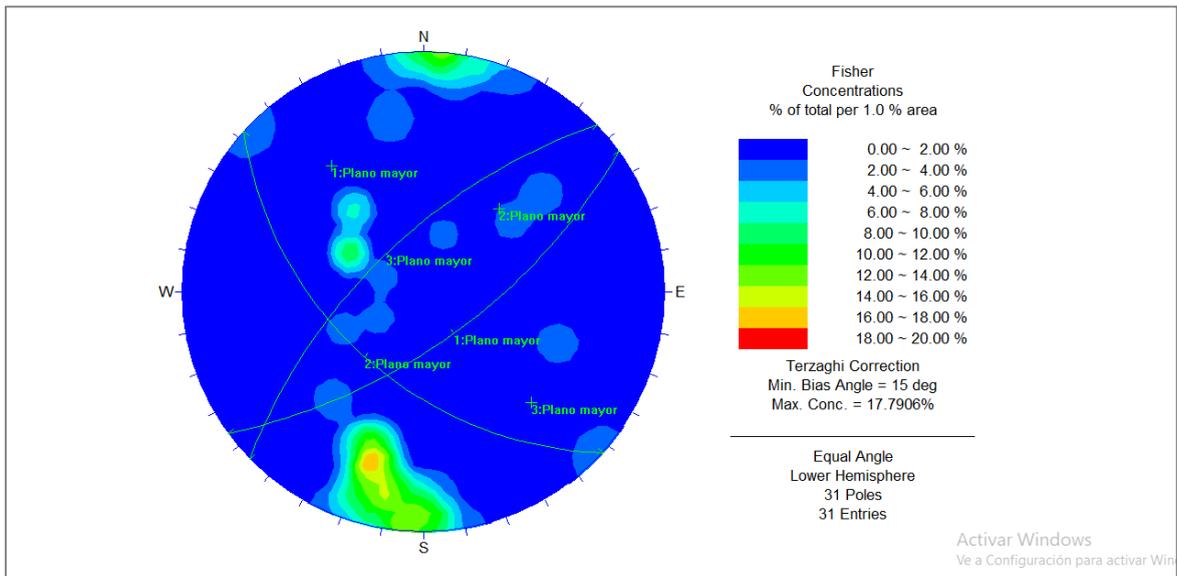


Figura 7: Diagrama de contorno.
Fuente: Dips V.6

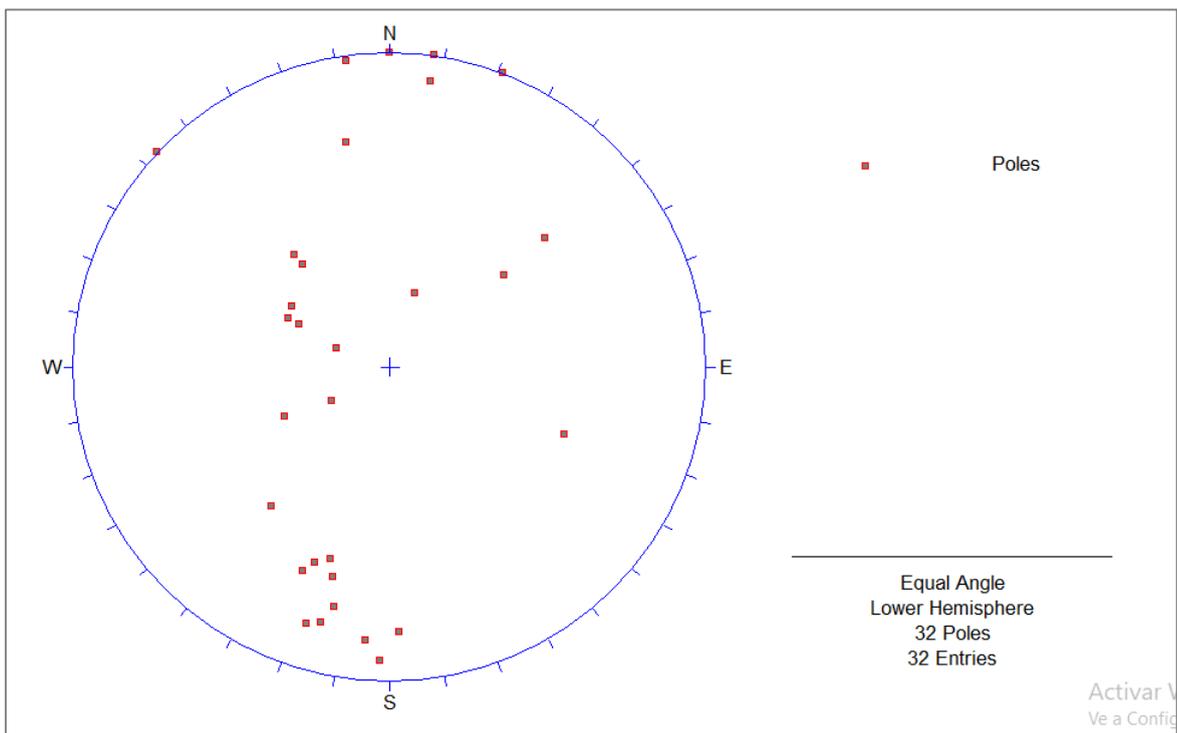


Figura 8: Diagrama de polos.
Fuente: Dips V.6

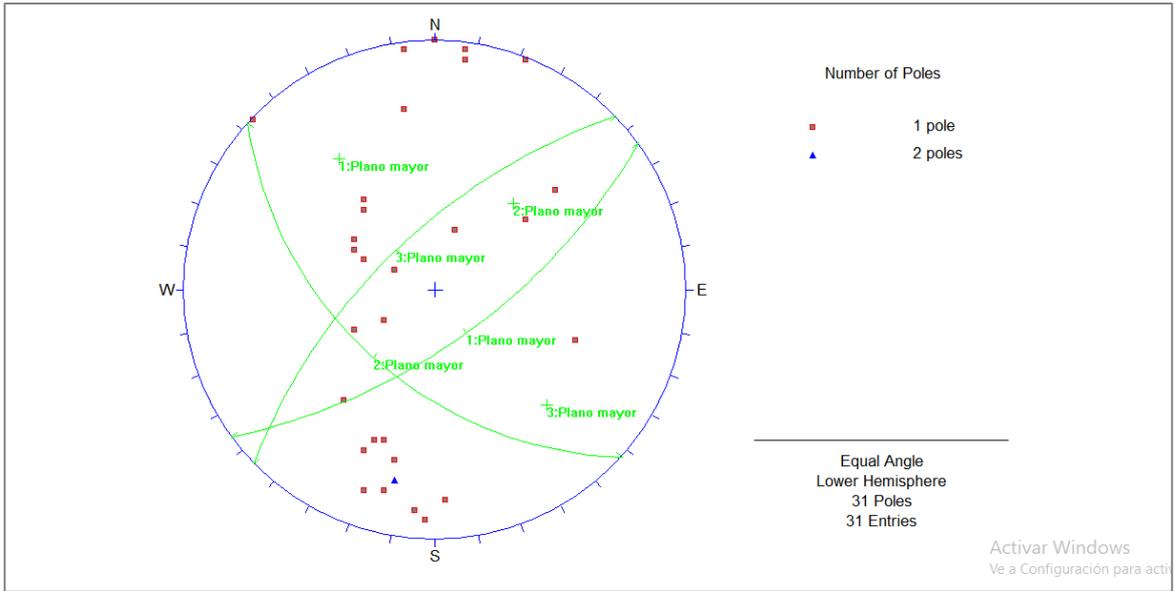


Figura 9: Diagrama de planos mayores.
Fuente: Dips V.6

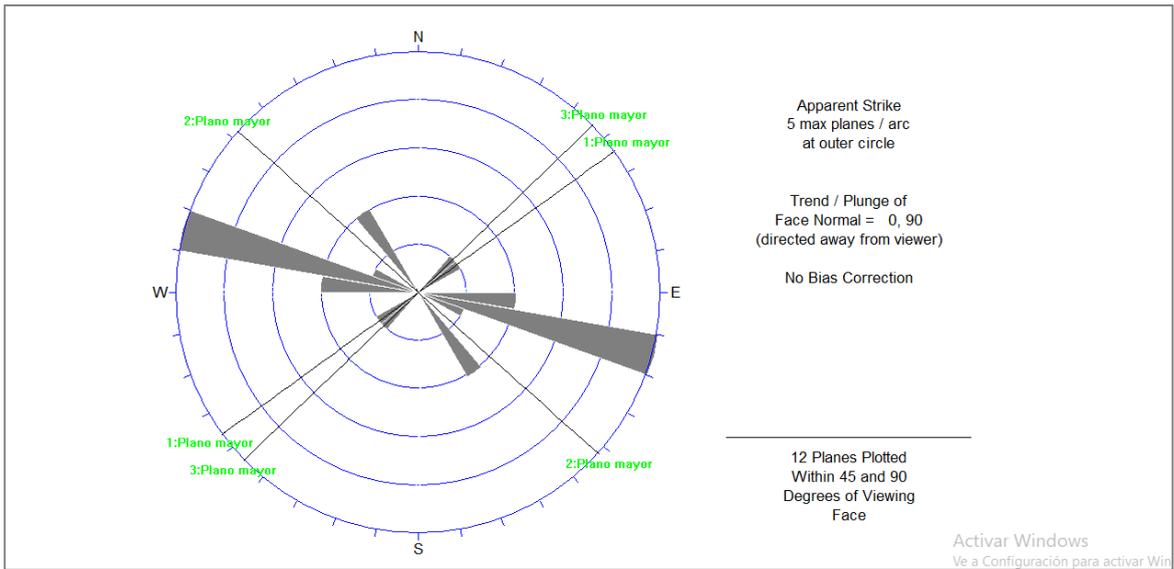


Figura 10: Diagrama de rosetas.
Fuente: Dips V.6

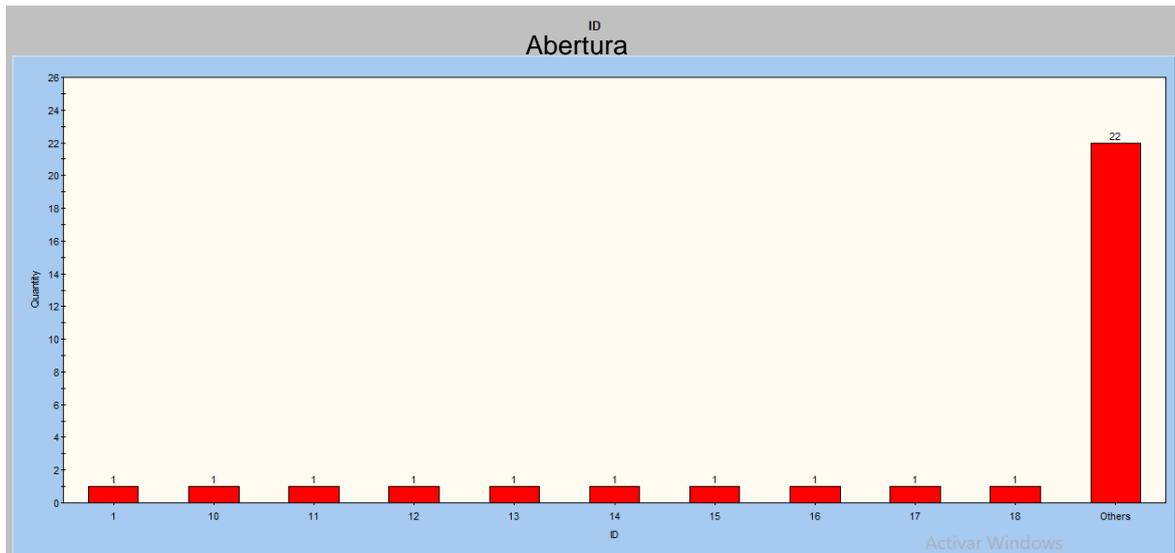


Figura 11: Abertura.
Fuente: Dips V.6

Tabla 15: Resumen de las características de la matriz rocosa.

Número de familias	3
Espaciado	0.2-6000 mm
Tipo de plano	Diaclasas
Rugosidad	Suave escalonada
Persistencia	Moderada
Apertura	0.1-1.0 mm
Relleno	Calcita
Infiltración de agua	Seco

Fuente: Elaboración propia.

D.- Empleo de parámetros para hacer el estudio geomecánico

- Resistencia compresión uniaxial de la roca

Para determinar la resistencia se utilizó martillo de geólogo con el fin de determinar la dureza de la roca, para lo cual se dio golpes secos a una muestra insitu se dio como promedio de 4 a 5 golpes. Para comprobar los resultados las muestras fueron llevadas al laboratorio de mecánica de rocas para comprobar la resistencia uniaxial.

El procedimiento, se detalla a continuación mediante tablas con valoración designada:

E.- Cálculo del RMR para la roca caliza del área de estudio

Para hallar el RMR de la roca intacta se realizó un estudio minucioso de geomecánica insitu, la valoración de parámetros se encuentra especificados y detallados en el **anexo N°6** (Ver Anexo).

Área de estudio : Concesión minera los Chancas III 5 Hnos.

Tipo de roca : Caliza – Formación Cajamarca, formación Celendín.

Tabla 16: Ponderación de parámetros para hallar el RMR.

N°	Descripción del parámetro	Puntuación
1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	7
2	RQD (Rock Quality Designation)	17
3	Separación entre diaclasas	15
4	Estado de la discontinuidades	22
5	Presencia de agua	15

Fuente: Elaboración propia.

RMR= Parametro1 + parametro2 + parámetro3 + parametro4 + parametro5

RMR=76

Tabla 17: Ponderación final calidad de roca.

Puntuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<21
Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy Buena	Buena	Regular	Mala	Muy Mala

Fuente: Bieniawski, Z.T. (1989)

F.- Calculo del GSI

$$GSI = RMR (SECO) - 5$$

$$GSI = 76 (1) - 5$$

$$GSI = 71$$

4.3.1. Comportamiento del macizo rocoso

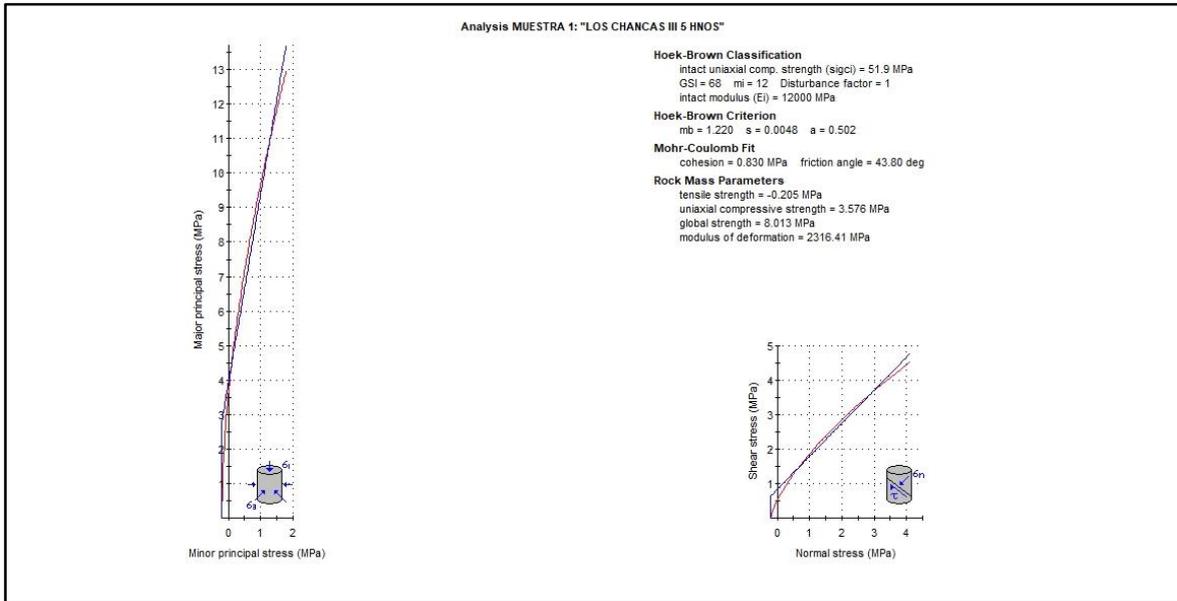


Gráfico 4: Análisis de rotura: **Muestra 1**.
 Fuente: Software RockLab.

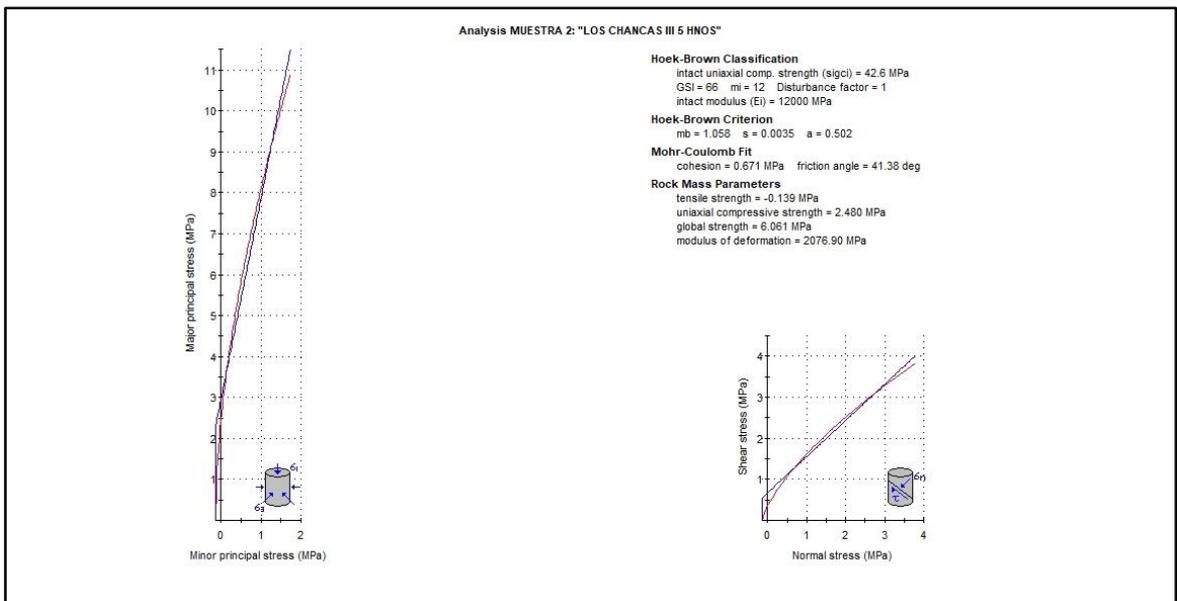


Gráfico 5: Análisis de rotura: **Muestra 2**.
 Fuente: Software RockLab.

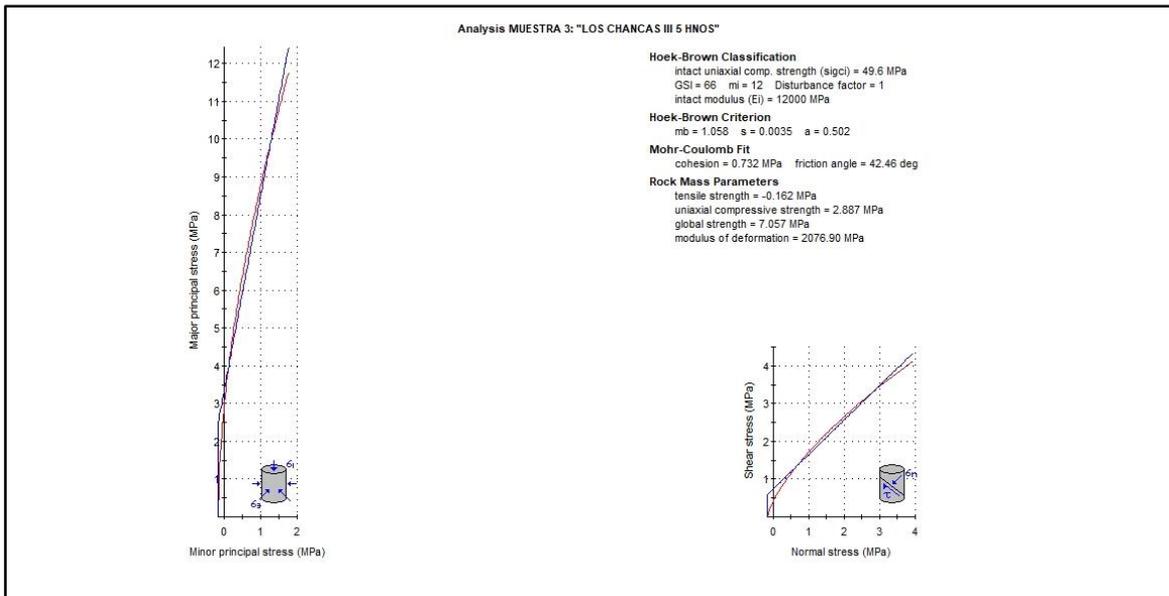


Gráfico 6: Análisis de rotura: **Muestra 3**.
 Fuente: Software RockLab.

4.3.2. Compresión uniaxial de los testigos muestras de la roca



Figura 12: Muestras llevadas al laboratorio.
 Fuente: Resultados de laboratorio mecánica de rocas UNI – Lima.

4.3.3. Estabilidad global del área de explotación

A lo largo del tajo de explotación de calizas se analizó el talud del macizo rocoso a partir de la pendiente de la zona de estudio, presentando una pendiente mayor a 35° que se encontró a lo largo de los taludes de la cantera. Para lo cual se hizo un análisis minucioso considerando las condiciones naturales y no naturales, también se tomó en cuenta la zona de drenaje de los mismos, para considerar el factor de seguridad se consideró como mínimo 1.5 para cada talud lo cual se considera como talud estable.



Figura 13: Cantera tajo de explotación de calizas.
Fuente: Fotografía tomada insitu cantera de calizas.

4.3.4. Método de explotación

La zona mineralizada en la concesión minera “Los Chancas III 5 Hnos.” se viene explotando mediante el método de tajo abierto con bancos de 7 metros de altura. Para extraer la roca caliza de la cantera se explota diseñando bancos superficiales. Para realizar la perforación se emplea una compresora de aire anexada a un martillo neumático luego se procede a colocar los barrenos en las paredes de los bancos de la cantera para luego realiza la secuencia de la voladura como máximo 4 voladuras por semana, luego de este proceso se emplea una retroexcavadora CAT 336 D2L que derribará el material fragmentado hasta la plataforma de carguío una vez terminado el primer corte de banco se procede con el segundo, tercero y así sucesivamente.

La voladura que desplaza el material volado permite que una parte de material se desprenda directo a la plataforma de carguío y el material que no caiga y quede en el banco, este se removerá y empujará hacia la plataforma de carguío con la retroexcavadora. En la plataforma se realiza el carguío con ayuda de la excavadora hacia los volquetes de 15 m³ los mismos que trasladan el material hacia la cancha de acopio a una distancia de 200 m en donde se selecciona según el tamaño requerido con personal capacitado y con ayuda de un minicargador vocat se hará el llenado de piedra caliza a los hornos.

4.3.5. Diseño del tajo

El tajo de explotación de calizas está diseñado en función a los parámetros calculados anteriormente y presenta una secuencia de modo que permita una seguridad y evitar un deslizamiento de material en los taludes.

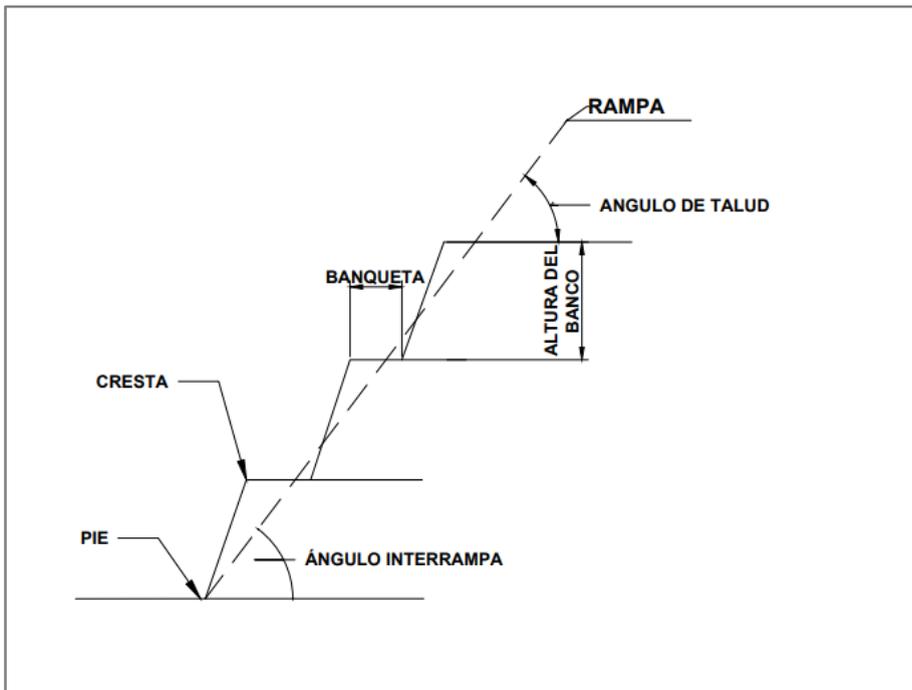


Gráfico 7: Especificaciones de una sección de talud.
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 18: Definición número de bancos a explotar.

Cálculo del número de bancos			
Altura de acuerdo a la potencia de reservas para 2020			
Reservas probadas			
Potencia del yacimiento		m	86
Reservas probables			
Potencia el yacimiento		m	43.4
Total			129.4
Altura de banco			
Altura del banco		m	5
Altura total del yacimiento		m	129.4
Nº de bancos			25.88
TOTAL			25 Bancos

Fuente: Elaboración propia.

Tomando como altura el banco 5 m, se tendrá 25 bancos de explotación en todo el tajo tomando como variable al ritmo y la cantidad de producción.

4.5.1. Altura de banco

La altura de banco está en función del equipo que se viene utilizando en la operación tal es el caso de la Excavadora modelo CAT 336 D2L, con una capacidad de corte de 10.71 metros y con un alcance de 11.64 metros a nivel del suelo.

Tabla 19: Especificaciones para determinar el banco.

Especificaciones técnicas de la excavadora	
EXCAVADORA CAT	MODELO: 336 D2L
Pluma	Alcance 6,5 m
Brazo	Alcance 3,9 m
Capacidad del Cucharón	1.88 m ³
Máxima profundidad de excavación	8.09 m
Máximo alcance a nivel del suelo	11.64 m
Altura máxima de corte	10.71 m
Altura máxima de carga	7.64 m
ALTURA DEL BANCO	
Banco	5 m

Fuente. Manual de excavadora Hidráulica CAT 336 D2L.

4.5.2. Especificaciones para el ancho de banqueteta

El ancho de la banqueteta está dado por la siguiente formula:

$$W = 0.2 (H) + 4.6$$

Dónde

W: Ancho de banqueteta (m)

H. Altura de banco (m)

$$W = 0.2 (5) + 4.6 = 5.6 \text{ m}$$

4.5.3. Ángulo de banco

Para determinar el ángulo de banco se determinó de acuerdo a los parámetros del macizo rocoso, para lo cual se empleó el software AutoCAD para el diseño respectivo considerando un ángulo de 70 grados para cada banco.

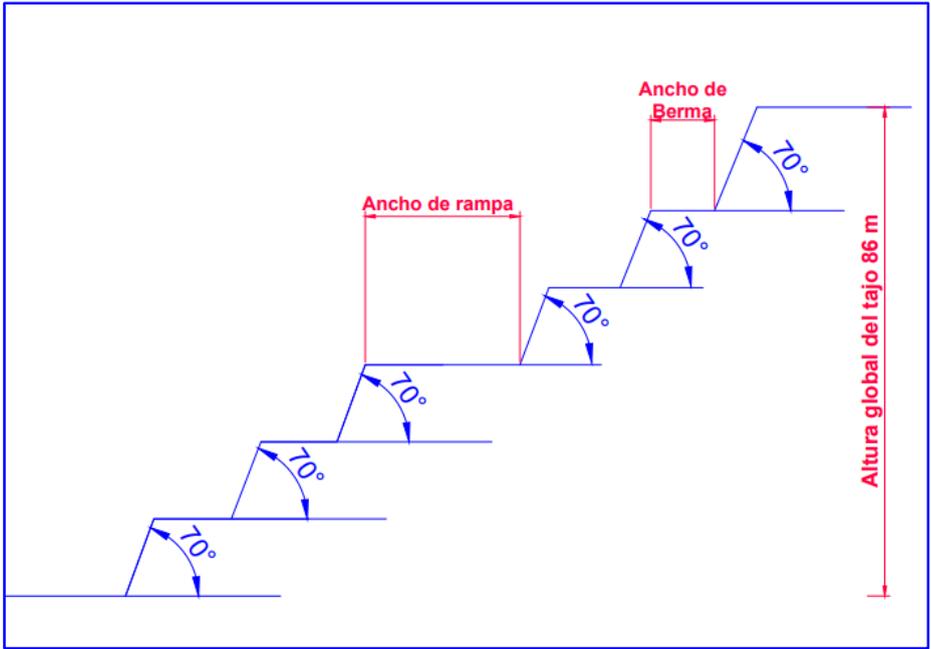


Gráfico 8: Sección transversal del tajo con ángulo de banco.
Fuente: Elaboración propia.

4.5.4. Ángulo interrampa

Con los parámetros de banqueteta y cantidad de taludes en el tajo de explotación se considera el ángulo interrampa de 37°.

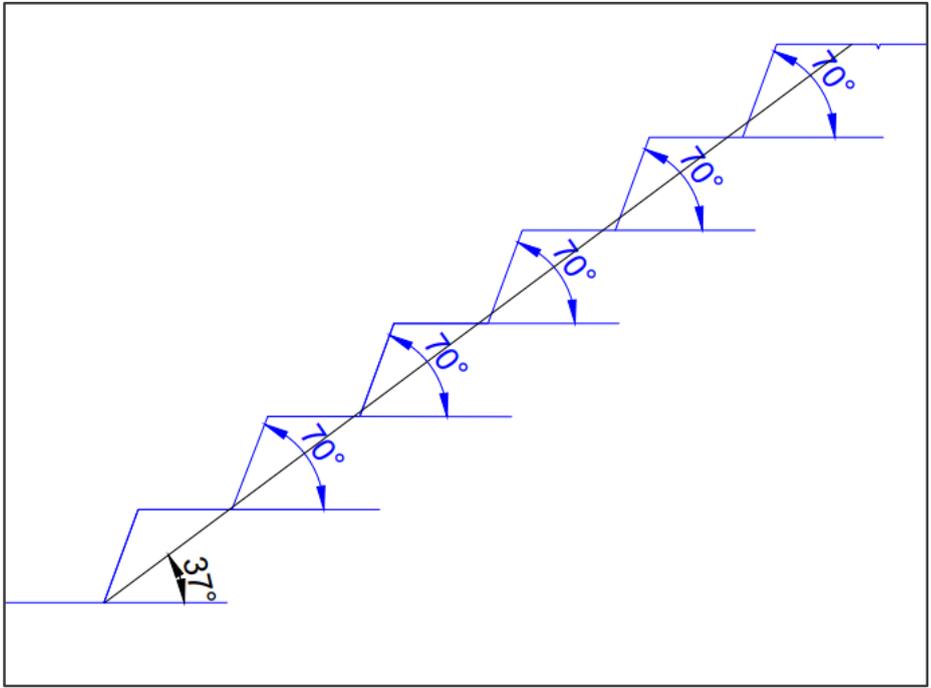


Gráfico 9: Sección transversal del tajo de explotación con ángulo interrampa
Fuente: Elaboración propia.

4.5.5. Ancho de rampa

Para calcular el ancho de la rampa se empleó la siguiente fórmula, para definir los parámetros que serán de gran importancia a tomar en consideración el ancho máximo del vehículo más grande que se tenga en la operación, dependiendo de este se calculará en ancho de rampa en el tajo.

$$AP = a (0.5 + 1.5n)$$

Dónde

AP: Ancho de rampa (Carretera)

a: Ancho del vehículo más grande.

n: Número de carriles.

$$AP = 3(0.5+1.5*2) = 10.5 \text{ m}$$

4.6. Parámetros de explotación

La determinación de los parámetros de explotación se determinó en función al estudio de la estabilidad de taludes, en la tabla N° 20, se especifican los resultados conseguidos.

Tabla 20: Parámetros de explotación.

Parámetros del diseño de explotación	
Talud del banco	70°
Ángulo de interrampa	37°
Altura del banco	5 m
Ancho de rampa	10.5 m
Berma de seguridad	3.5 m
Gradiente	10 -12%

Fuente: Elaboración propia.

4.7. Etapas de minado para la extracción de caliza

a) Desbroce:

Para el desbroce de roca caliza primero se tienen que retirar el material orgánico que se aloja en la superficie de la matriz rocosa. El área de la cantera de la concesión minera Los Chancas se observa que no tiene un gran recubrimiento de material orgánico, la mayor parte del área superficial contiene un escaso material estéril que se desbroza o retira empleando maquinaria y a pulso dejando el área limpia para realizar la voladura. El material orgánico es acumulado en una cancha de almacenamiento que será utilizado en el cierre de mina y el material inorgánico es cargado con volquetes a una cancha de almacenamiento como botadero de estéril.

b) Extracción:

Después de eliminar el material estéril el material que tiene beneficio económico se extraerá utilizando explosivos, después de la voladura el material se extraerá utilizando una excavadora. También se removerá de manera manual en pequeñas cantidades empleando combas y barretas luego este material seleccionado será cargado a la cancha de almacenamiento luego será seleccionado y triturado en un diámetro de 3" a 4" antes de ser introducido en los hornos de calcinación.

c) Carguío y acarreo:

Con ayuda de una excavadora se procederá a cargar la piedra caliza a volquetes de 15 m³ luego serán acarreados hacia el lugar de acopio luego se procede a la preparación de la piedra según el diámetro que se requiera para el carguío de los hornos de calcinación. La roca que sean de diámetro mayor a lo requerido serán reducidos de forma manual empleando combas de 20 lb de peso.

4.8. Cálculo de reservas

El cálculo de reservas se desarrolló empleando el método geométrico, tomando en cuenta los parámetros de dimensionamiento del tajo de explotación tales como; largo, ancho y altura de material a explotar.

Tabla 21: Reservas de La Concesión Minera los Chancas III 5 Hnos.

Plan de minado: "Los chancas III 5 Hnos."		
Reservas Probadas		
Área superficial del terreno a explotar	108,090.76	m ²
Potencia del yacimiento	86.00	m
Densidad roca (Caliza)	2.70	TM/m ³
Volumen del yacimiento	9,295,805.36	m ³
Peso del yacimiento	25,098,674.47	TM
Reservas Probables		
Área superficial del terreno a explotar	108,090.76	m ²
Potencia del yacimiento	59.80	m
Densidad roca (Caliza)	2.70	Tm/m ³
Volumen del yacimiento	6,463,827.45	m ³
Peso del yacimiento	17,452,334.11	TM

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 22: Resumen de reservas Concesión Los Chancas III 5 Hnos.

Descripción de Reservas	Cantidad (TM)
Reservas probadas	2,509,8674.47
Reservas probables	17,452,334.11
Total de reservas	42,551,008.58

Fuente: Elaboración propia.

4.9. Secuencia de producción

a) Producción estimada

La producción está basada en la extracción de la materia prima que es la roca caliza (CaCO_3), debido al incremento de la demanda en el consumo de cal en la región Cajamarca, en especial por las empresas mineras por, lo tanto se tiene la necesidad de realizar una ampliación en la extracción de roca caliza, esta se estima en función a la extracción diaria en TM y en función de los días laborables.

Tabla 23: Cálculo extracción de caliza (reservas actuales).

Extracción de roca caliza	
Días laborables por mes	26
Producción diaria	90 TM
Producción mensual	2,340 TM
Producción anual	28,080 TM

Fuente: Elaboración propia.

La producción depende de la demanda en el mercado en la cual se comercializa el producto tomando en consideración que algunos días a veces no se llegará a la producción proyectada, esto será debido a las condiciones climatológicas de la zona de explotación quizás pudiendo mantenerse o disminuir según la demanda.

b) Resultado final y cantidad de producción proyectada

Como resultado final el producto a generar en la Concesión minera Los Chancas III 5 Hnos. será la cal viva (CaC) la misma que se comercializará a las empresas mineras del medio, la industria y la agricultura, la cantidad de producción se detalla en el siguiente cuadro:

Tabla 24: Cálculo de producción.

Reservas totales	Material útil	Total material útil	Total material estéril
42,551,008.58	0.96	40,848,968.2	1,702,040.34
Producción diaria		90	TM
Venta		90	TM/D
Costo tm de cal (en planta)	S/.	170	
Costo tm de cal puesto en Mina	S/.	220	
Producción 5 hornos		90	TM/D
Producción mensual		2,340	TM/Mes
Horas trabajas		8	diarias
Días trabajados por semana		6	Días
Días trabajados por mes		26	Días

Fuente: Elaboración propia.

c. Obtención del subproducto

Al final del proceso se obtendrá residuos de piedra caliza un total aproximado de 42,551,008.58 TM esto será durante todo el desarrollo del proyecto de explotación (tiempo de vida de la mina). Los restos de piedra caliza obtenidos será de un diámetro de 3 a 4 pulgadas luego serán almacenadas en una plataforma después será recargada a los hornos de calcinación.

d. Producción de cal

La producción de cal será el producto final de la calcinación que se hará a la roca caliza en hornos verticales de 15 m de profundidad con un diámetro de 3 m, estos serán recargados cada 4 días con ayuda de un mini cargador bocat y personal capacitado y entrenado en trabajos de alto riesgo en espacios confinados empleando toda la seguridad requerida en el trabajo.

Tabla 25: Producción de cal.

PRODUCCIÓN DE CAL													
Año	2020												
Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Producción TM	2330	2329	2334	2337	2336	2338	2340	2340	2340	2340	2340	2340	28044
Año	2021												
Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Producción TM	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	28080
Año	2022												
Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Producción TM	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	28080
Año	2023												
Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Producción TM	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	28080
Año	2024												
Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Producción TM	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	28080
Año	2025												
Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Producción TM	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	28080
Año	2026												
Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Producción TM	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	28080
Año	2027												
Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Producción TM	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	28080
Año	2028												
Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Producción TM	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	28080
Año	2029												
Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Producción TM	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	28080
Año	2030												
Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Producción TM	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	28080
Año	2031												
Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Producción TM	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	28080
Año	2032												

Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Producción TM	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	28080
Año	2033												
Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Producción TM	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	28080
Año	2034												
Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Producción TM	2340	2340	2340	2340	2340	2340	2340	0	0	0	0	0	16380
TOTAL DE PRODUCCIÓN PROYECTADA EN (TM)													409464

Fuente: Elaboración propia 2020.

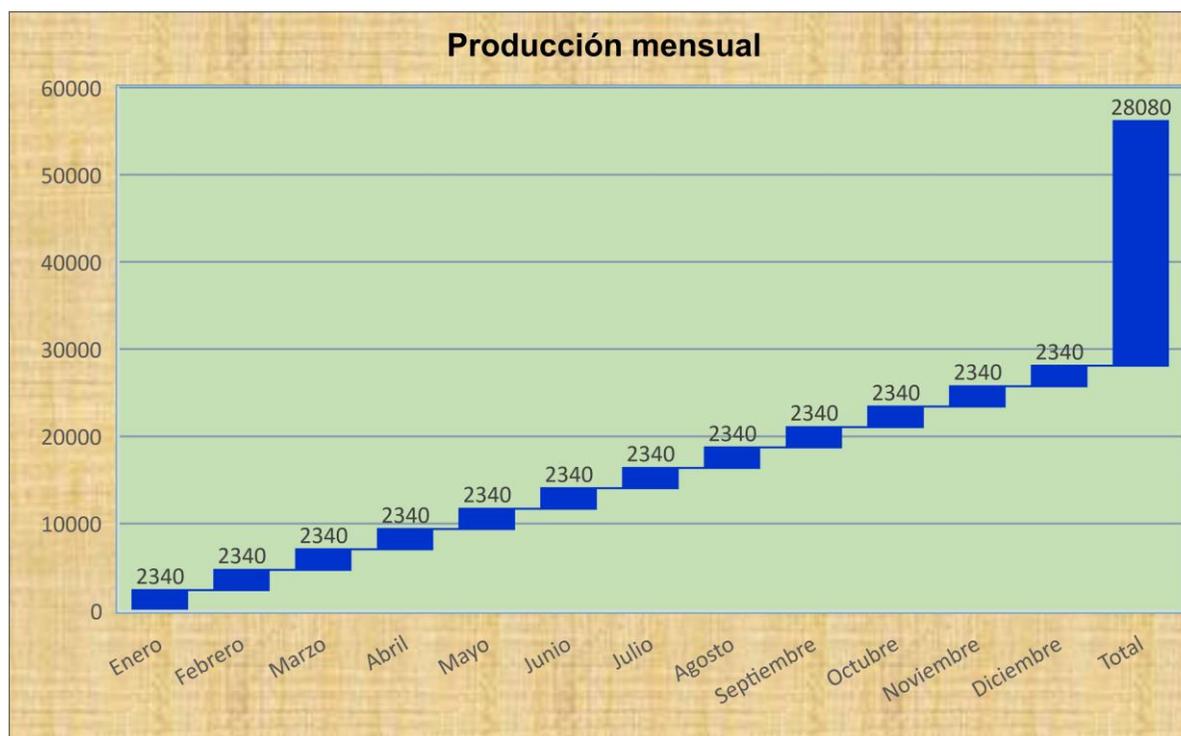


Gráfico 10: Producción mensual TM.

Fuente: Elaboración propia.

Producción anual proyectada TM

AÑO 2020	28044	TM
AÑO 2021	28080	TM
AÑO 2022	28080	TM
AÑO 2023	28080	TM
AÑO 2024	28080	TM
AÑO 2025	28080	TM
AÑO 2026	28080	TM
AÑO 2027	28080	TM
AÑO 2028	28080	TM
AÑO 2029	28080	TM
AÑO 2030	28080	TM
AÑO 2031	28080	TM
AÑO 2032	28080	TM
AÑO 2033	28080	TM
AÑO 2034	16380	TM
TOTAL TM	409464	TM



Gráfico 11: Producción proyectada en todo el tiempo de explotación.

Fuente: Elaboración propia.

4.10. Estudio de mercado

Para el estudio de mercado en donde se comercializará la cal se tuvo en cuenta la demanda que hay dentro de la región Cajamarca la más utilizada en la industria por las empresas del medio como: empresas mineras, fábrica de cemento, las municipalidades, la agricultura y la hidráulica donde se emplea cal en pocas y en grandes cantidades con la finalidad de neutralizar el PH de suelos y agua.

A continuación, en la tabla N° 26 se especifica la venta de cal según las necesidades de las empresas consumidoras en estimación mensual y anual.

Tabla 26: Consumo de cal según la necesidad de cada empresa.

Empresas consumidoras	Tipo de cal	Cantidad tm	Consumo en %
Minera Shawindo	Cal viva	406	17%
Minera Yanacocha	Cal viva	720	30%
Minera Gold Fields La Cima	Cal viva	410	17%
Mina Tantahuatay	Cal viva	393	16%
Minera La Zanja	Cal viva	395	17%
Municipalidades de la región Cajamarca	Cal hidratada	40	2%
Empresas agrícolas de la región Cajamarca	Cal hidratada	20	1%
TOTAL		2384	100%

Fuente: Elaboración propia.

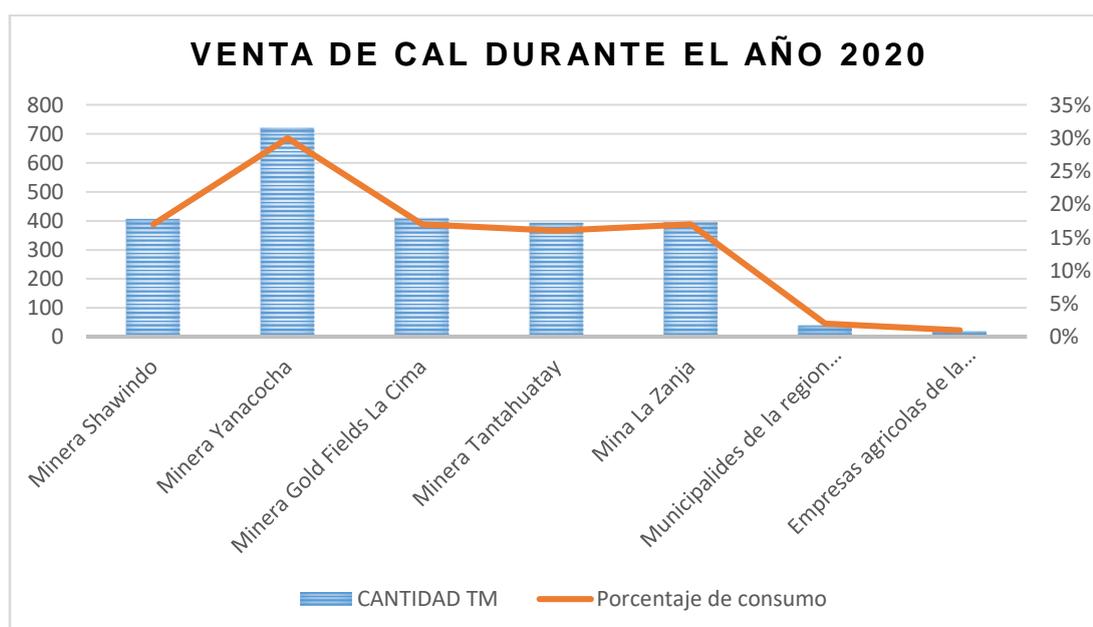


Gráfico 12: Venta durante un año.

Fuente: Elaboración propia.

Los datos de producción y consumo de cal por las empresas mineras y municipalidades de la región Cajamarca fueron recolectados durante la ejecución del presente trabajo de investigación.

4.11. Cal más utilizada en la región Cajamarca

En la región de Cajamarca la cal más utilizada es cal viva granulada seguido de la cal viva molida y en un porcentaje de consumo menor es la cal hidratada.

Tabla 27: Tipo de cal más utilizada en la región de Cajamarca.

Tipo de cal	Consumo en Porcentaje
Cal viva granulada (CaO)	70 %
Cal viva molida (CaO)	22%
Cal hidrata Ca(OH) ₂	8%
Total	100%

Fuente: Elaboración propia.

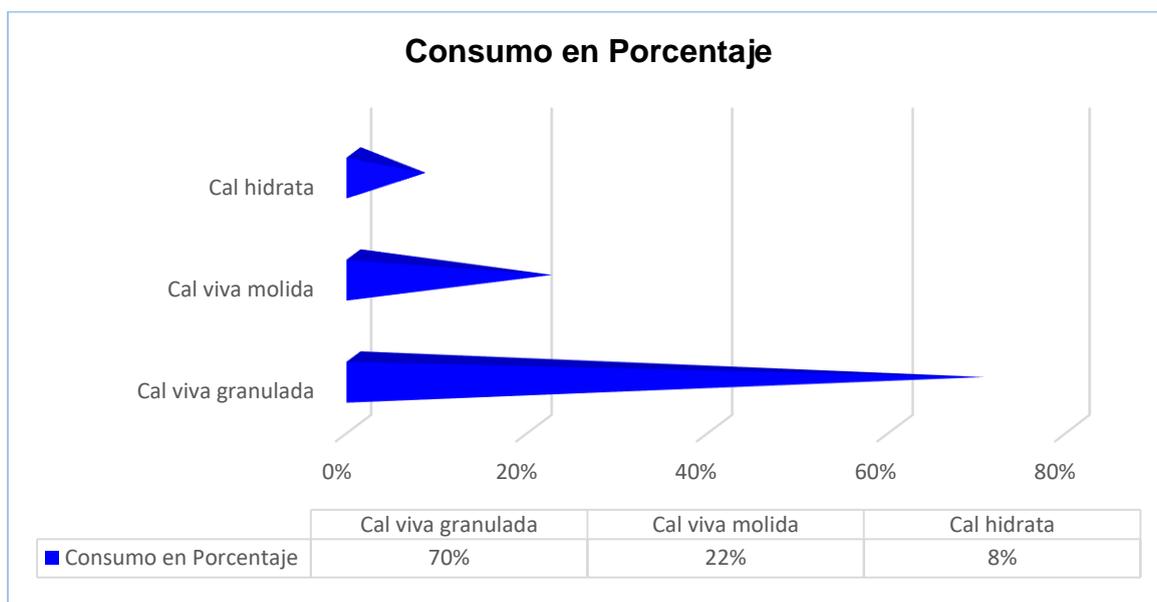


Gráfico 13: Consumo en porcentaje.

Fuente: Elaboración propia.

4.12. Tiempo de vida de la Mina

El tiempo de vida estimado de la mina se ha determinado en función a las reservas de calizas obtenidas en toda la Concesión minera Los Chancas III 5 Hnos y también

está estimado en función del consumo. El estimado es de 28080 TM/ año en promedio, a continuación, se detalla los cálculos realizados:

- Reservas totales = 42551008.58 TM.
- Extracción anual = 28080 TM/año.
- Total, de material útil = 40848968.2 TM.
- Vida de la Mina = Total, de material útil / Extracción anual.
= 40848968.2 TM / 28080 TM/año.
= 14.5 años.

4.13. Proyección en ventas según la demanda en el mercado

La venta de cal en Tm es de acuerdo a la demanda del mercado por las empresas mineras del medio. En la siguiente imagen se describe el tonelaje proyectado según dure el tiempo de vida de explotación de la cantera los 14.5 años, para lo cual el presente trabajo de investigación se basó en la extracción de caliza (CaCO₃) y calcinación o extracción de cal (CaO) medida en Tm vendidas por año.

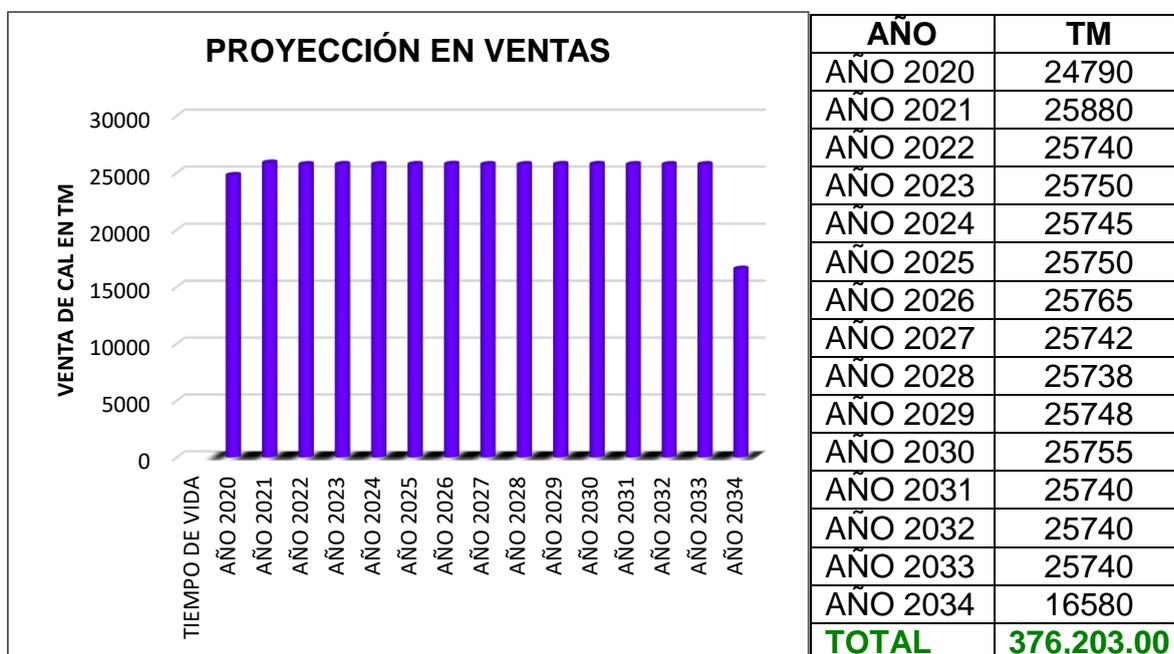


Gráfico 14: Estudio de mercado en ventas por año.
Fuente: Elaboración propia.

En el grafico N° 14 se muestra el total de 376,203.00 Tm que se venderá durante los 14.5 años.

Etapas de procesos para la obtención de cal mina no metálica Los Chancas III 5 Hnos.

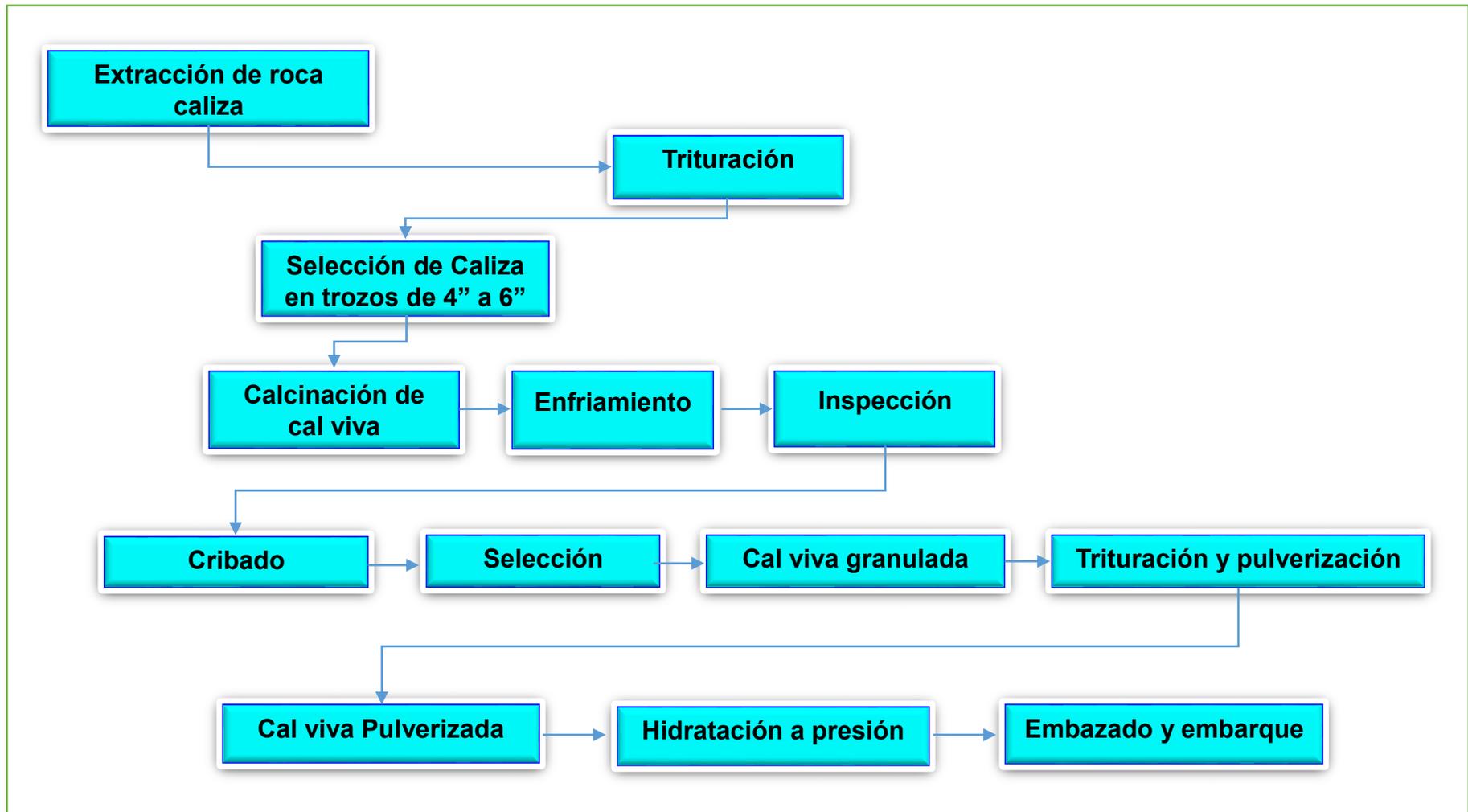


Gráfico 15: Diagrama de procesos para la obtención de cal.
Fuente: Elaboración propia.

4.14. Cálculo para diseñar la perforación empleando un modelo matemático

Basándose en la clasificación geomecánica y las dimensiones de la cantera, el estudio presenta los resultados de diseño para la perforación y voladura tomando en cuenta altura de banco y diámetro de broca como se indican a continuación:

Altura de banco = 5 m

Diámetro de taladro = 1.5”

Eficacia es de un 95%, su eficiencia de disparo es de 75 % (1.40 m).

4.14.1. Especificaciones técnicas del área a perforar

Las especificaciones técnicas de la labor se detallan en la siguiente tabla.

Tabla 28: Consideraciones a tomar en cuenta antes de realizar la perforación.

1. Especificaciones de la roca		
Roca : Caliza	Calidad de roca: Buena	Tipo: II
	Unid	Puntuación
RQD	%	83.21
RMR		76
GSI		71
R. Compresión simple uniaxial	MPa	51.9
Densidad	Kg/cm ³	2.7
2. Dimensiones del banco a perforar		
Profundidad de perforación	m	1.50
Largo del banco	m	15.70
Ancho del banco	m	5
Alto del banco	m	2
Área del frente a perforar	m ²	75.70
Distancia a una zona crítica	m	500
Angulo del talud del banco a perforar	°	85

3. Descripción de la máquina perforadora y compresora

Máquina perforadora	Jackleg	
Compresora	DrillAir X28	
Flujo nominal	m ³ /min	28.3
Presión nominal	bar	30
Flujo de aire	m ³ /min	31.6

4. Combustible

Gasolina	GI	5.4
Aceite para motor Móvil 15W - 40	GI	1

5. Parámetros de los accesorios de voladura

Barreno	Pies	6
D. de broca	mm	0.054
D. de taladro vacío	76.2 mm	76.2
D. de taladros cargado	38.0 mm	38.0
Desv. angular	0.01 m	0.01
Ángulo del taladro a perforar	°	3
Desviación angular	mm	0.8
% de acoplamiento	%	80
Eficiencia de perforación	%	95

6. Parámetros del explosivo

Dinamita FAMESA semigelatina 65 %

Especificaciones técnicas	Parámetro	Unid
Densidad relativa de la dinamita	1.14	g/cm ³
Velocidad detonación de la dinamita	3700	m/s
Presión detonación de la dinamita	83	kilobar
Potencia relativa en peso	70	%
Volumen de gases normal de la dinamita	910	l/kg
Resistencia al agua	Muy buena	

Densidad	1.14	g/cm ³
Cartucho	unid	kg
Diámetro cartucho	mm	21.225
Longitud cartucho	m	0.178
Mecha lenta	unid	m
Mecha rápida	unid	cant
Cordón detonante	unid	cant
Detonador eléctrico	unid	cant
Taco	cant	kg

Fuente: Elaboración propia.

4.14.2. Cálculo matemático previos al diseño de arranque

a) Cálculo para la altura crítica del banco

Para calcular la altura crítica, se hace el cálculo en función al diámetro del taladro (\emptyset).

$$1) H_{\text{crítica}} = (\emptyset \text{ (mm)}) / 15$$

Para $\emptyset = 1.5'' = 38.1 \text{ mm}$

$$H. \text{ CRITICA} = 38.1 \text{ mm} / 15 = 0.0254 \text{ m}$$

$$H. \text{ CRITICA} = 2.54 \text{ m}$$

b) Altura de Banco

La altura del banco siempre debe ser mayor que la altura crítica, para ello, a continuación, se realiza el cálculo de la altura crítica que está en función directa del diámetro del taladro.

$$H \text{ Banco} \geq H \text{ Critica} \geq 1.69 \text{ m.}$$

$$H \text{ Banco} = 5 \text{ m} \geq 1.69 \text{ m}$$

Selección de Explosivo

Para la selección de explosivos se realizará a través del siguiente cuadro, teniendo en cuenta resistencia de la roca y espaciamiento de fracturas según recolección de datos en campo.

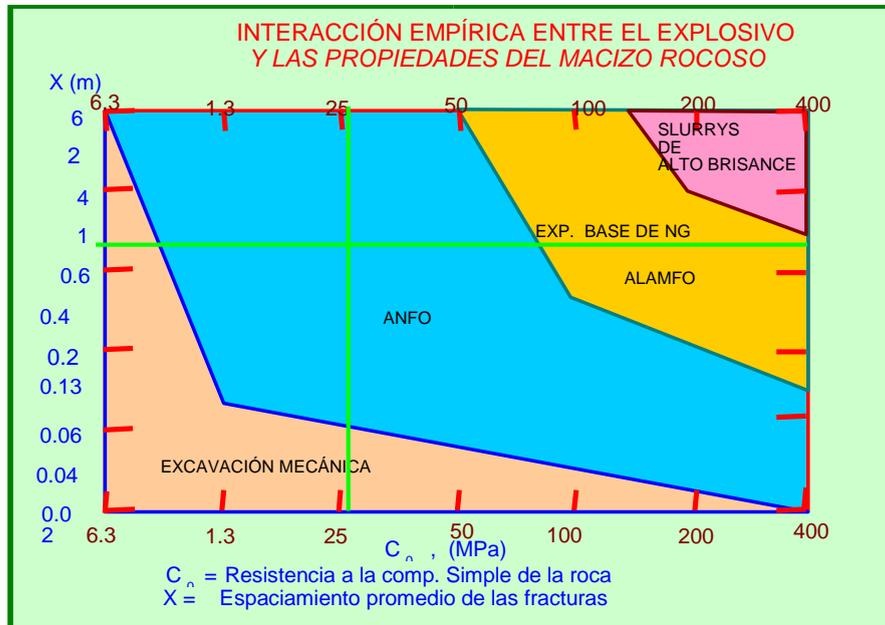


Figura 14: Interpretación empírica entre explosivo y las propiedades de la roca.
 Fuente: (López Jimeno, Manual de perforación y voladura de rocas)

En la mina Los Chancas III 5 Hnos la roca presenta una resistencia de 51.9 MPa con un espaciamiento promedio de fracturas de 0.3 m. Sabiendo la resistencia de la roca se puede seleccionar como explosivo un ANFO aluminizado o una Dinamita que está a base de Nitroglicerina.

c) Sobre Perforación (SP)

La sobre perforación es igual a doce veces el diámetro del taladro

$$2) \text{ SP} = 12 \varnothing$$

$$\text{SP} = 12 (25.4 \text{ mm}) = 30.48 \text{ mm}$$

$$\text{SP} = 0.30 \text{ m}$$

d) Longitud de perforación (LT)

La longitud de perforación es igual a la altura del banco más la sobre perforación.

$$3) LT = (H) + SP$$

$$LT = 5 + 0.3$$

$$LT = 5.30 \text{ m}$$

e) Cálculo de Taco (T)

Es la longitud del taladro que se coloca el material inerte (detritos o arcilla).

$$4) T = 30 \times \varnothing \text{ (Para cantera)}$$

$$T = 30 \times (25.4 \text{ mm}) = 762 \text{ mm}$$

$$T = 0.7 \text{ m}$$

f) Cálculo del Burden (B)

Es la distancia que se calcula entre la fila del taladro y la cara libre.

Roca dura RMR de 61 a 80.

$$5) B = 36 \varnothing$$

$$B = 36 \times 2.54 = 91.44 \text{ mm}$$

$$B = 0.9 \text{ m}$$

g) Cálculo de espaciamiento (E)

Se calcula la distancia entre taladros de una fila.

$$6) E = Ke \times B$$

$$Ke = 1$$

$$E = 1 \times B$$

$$E = 0.9 \text{ m}$$

h) Radio de Longitud del Burden (L / B)

Es la relación de la longitud del taladro y el burden, esta distancia no debe ser superior a 3.2 m, consignando bancos de 5 metros esta medida se logrará realizando voladuras parciales de 2.9 m altura de banco, hasta llegar a cumplir con los 5 metros del banco.

7) RAD = L/D

$$\text{RAD} = 1.69/0.9 = 1.88$$

i) Cálculo carga de fondo (CF)

Columna de carga explosiva iniciando desde fondo del taladro, esto se realiza para tener mejor distribución de carga explosiva.

8) CF = 1.3 B

$$\text{CF} = 1.3 \times 0.9 = 1.17$$

$$\text{CF} = 1.17 \text{ m}$$

j) Cálculo de la carga de columna (CC)

La carga de columna es la que esta después de la carga de fondo.

9) CC = LT – (CF + T)

$$\text{CC} = 7.3 \text{ m} - (1.17 + 0.70 \text{ m})$$

$$\text{CC} = 7.3 \text{ m} - 1.87 \text{ m}$$

$$\text{CC} = 5.43 \text{ m}$$

k) Cantidad carga explosiva por taladro (Q)

Se calcula sumando la carga de fondo y carga columna de la siguiente forma:

Cantidad de explosivo en el fondo del taladro (Qf)

$$10) Q_f = \frac{de(3.5)(\emptyset)(CF)}{8}$$

Dónde:

de: Densidad de explosivo

Ø : Diámetro de taladro

CF: Longitud carga de fondo

Entonces:

$$Q_f = \frac{1.14(3.15)(0.0254^2)(1.17) \times 1000}{8} = 0.3388 \text{ Kg}$$

l) Cantidad de explosivo en la columna del taladro (Qc)

$$11) Q_c = \frac{de(3.15)(\emptyset)(Cc)}{4}$$

Dónde:

de : Densidad del explosivo.

Ø : Diámetro del taladro

CC : Carga de columna

Entonces:

$$12) Q_c = \frac{1.14(3.15)(0.0254^2)(5.43) \times 1000}{4} = 3.1450 \text{ Kg}$$

m) Cantidad de explosivo total por taladro (Q).

$$13) Q = Q_f + Q_c$$

$$Q = 0.3388 + 3.1450 = 3.4838 \text{ Kg}$$

4.2.2. Parámetros de la perforación

Tabla 29: Resumen de los parámetros de perforación.

Descripción	Dimensiones
Altura de banco	5 m
Altura banco crítico	1.69 m
Diámetro taladro	25.4 mm = 1.5"
Sobre perforación	0.30 m
Longitud perforación	5.30 m
Burden	0.90 m
Espaciamiento	0.90 m
C. De fondo	0.33 m
C. De columna	3.1 m
Cantidad carga de fondo (Explosivo)	0.3388 kg
Cantidad carga de columna (Explosivo)	3.1450 kg

Fuente: Elaboración propia.

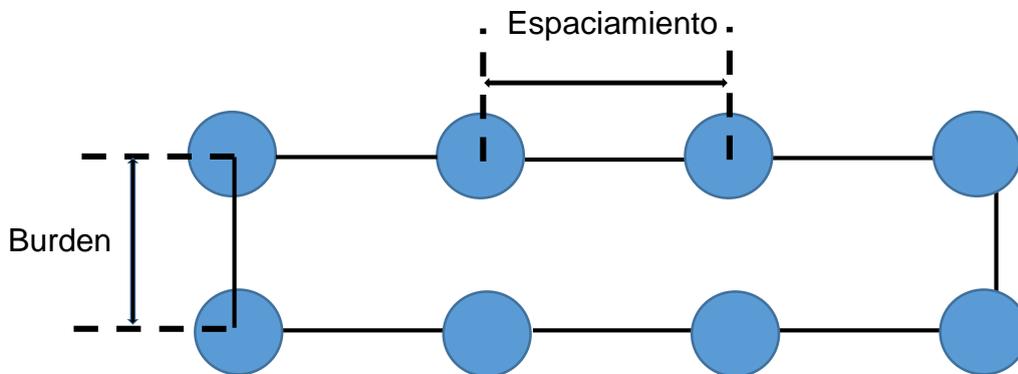


Figura 15: Trazado de malla y distribución de taladros.
Fuente: Elaboración propia.

Área de perforación Los achancas III 5 Hnos.



Figura 16: Área de perforación Concesión Minera Los Chancas III 5 Hnos.
Fuente: Fotografía tomada insitu.

4.15. Resumen de taladros perforados y cargados

Tabla 30: Resumen de taladros perforados y cargados.

Descripción de taladros	Cantidad		Cantidad
N° Taladro perforado	35	N° Tal. arranque	15
N° Taladro de disparo	35	N° Tal. producción	20
	Total		35

Fuente: Elaboración propia.

4.15.1. Cálculo del volumen roto

El tonelaje por disparo en el frente de trabajo de la concesión minera Los Chancas, con una barra de 6 pies, con profundidad de 1.50 m, con un banco de sección 15 m de largo, por 4.5 m de ancho es de 218.7 TM.

Área de la sección de perforación:

$$15 * 4.5 = 67.5 \text{ m}^2$$

Longitud de perforación para los taladros de producción:

Profundidad perforación: 1.50 m.

Porcentaje eficiencia de voladura: 93 %

$$1.50\text{m} * 93\% = 1.39 \text{ m}$$

Total, de volumen roto:

$$1.39 \text{ m} * 67.5 \text{ m} = 93.825 \text{ m}^3$$

Total, de tonelaje roto:

Densidad de la roca caliza: 2.7 kg/m³

$$93.825 \text{ m}^3 * \frac{2.7 \text{ kg}}{\text{m}^3} = 253.33 \text{ TM}$$

Diferencia del tonelaje volado antes y después de la investigación:

$$253.33 \text{ TM} - 218.7 \text{ TM} = 34.63 \text{ TM}$$

Haciendo el contraste de resultados se observa una mejora en tonelaje roto teniendo una producción de 34.63 TM por disparo, pero se debe tomar en cuenta que puede ser exactos o no por voladura según condiciones del terreno.

4.15.2. Cálculo de costos de los explosivos a utilizar

Determinación del precio: Explosivo FAMEXA Dinamita 65 % = 153US\$/Caja

Determinación costo: Fulminante N° 8 = 37 US\$/Caja

Mecha lenta = 382 US\$/Mil mts

- Cálculo costos de explosivo por disparo:

Cálculo precio unitario por explosivo:

$$Dinta. 65\% = \frac{153 \text{ US\$/caja}}{315 \text{ u/caja}} = 0.48 \text{ US\$/u}$$

$$Dinta. 65\% = 0.48 \text{ US\$}$$

Cálculo costo total carga explosiva por voladura:

$$Dinta. 65\% = 0.48 \frac{\text{US\$}}{\text{unid}} * 120 \frac{\text{unid}}{\text{disparo}}$$

$$Dinta. 65\% = 57.60 \text{ US\$/disparo}$$

$$Dinta. 65\% = 57.60 \left(\frac{\text{US\$}}{\text{disp}} \right) * \left(\frac{\text{disp}}{35 \text{ tal}} \right)$$

$$Dinta. 65\% = 1.645 \text{ US\$/tal}$$

En 67.5 m² fragmentados el total del costo de explosivo Dint 65% es: 57.60 US\$/m.

Costo por unidad fulminante N° 8:

$$\text{Fult. N° 8} = \frac{37 \frac{\text{US\$}}{\text{caja}}}{100 \frac{\text{u}}{\text{caja}}} = 0.37 \frac{\text{disparo}}{37 \text{ tal}}$$

$$\text{Fult. N° 8} = 0.37 \text{ US\$/u}$$

Costo total de fulminante N° 8 por voladura:

$$\text{Fult. N° 8} = \frac{0.37 \text{ US\$}}{\text{u}} * \frac{35 \text{ u}}{\text{disp}}$$

$$\text{Fult. N° 8} = 12.95 \text{ US\$/disparo}$$

$$\text{Fult. N° 8} = \left(\frac{12.95}{\text{disp}} \right) * \left(\frac{\text{disp}}{35 \text{ tal.}} \right)$$

$$\text{Fult. N° 8} = 0.37 \text{ US\$/tal}$$

En 67.5 m² triturados por voladura el coste total de fulminante es: 12.95 US\$/m.

Cálculo del precio mecha lenta por voladura:

$$M. \text{ lenta} = \frac{382 \text{ US\$/caja}}{1000 \text{ m/caja}}$$

$$M. \text{ lenta} = 0.38 \text{ US\$/m}$$

Total, de costo mecha lenta por voladura:

$$M. \text{ lenta} = \frac{0.38 \text{ US\$}}{\text{mt}} * \frac{45.68 \text{ mt}}{\text{disparo}}$$

$$M. \text{ lenta} = 17.358 \text{ US\$/disparo}$$

$$M. \text{ lenta} = \frac{17.358 \text{ US\$}}{\text{disp}} * \frac{\text{disp}}{35 \text{ tal.}}$$

$$M. \text{ lenta} = 0.495 \text{ US\$/tal}$$

En 67.5 m² por banco volado el costo de mecha es: 17.358 US\$/m.

Los costos explosivo más accesorios para 67.5 m² volado se resumen de la siguiente manera:

Explo. 65 %: 57.60 US\$/m.

Fulmint. N° 8: 12.95 US\$/m.

M. lenta: 17.358 US\$/m.

$$\text{En } 67.5 \text{ m}^2 \text{ cuadros fragmentados} = 57.60 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} + 12.95 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} + 17.358 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

$$\text{En } 67.5 \text{ m}^2 \text{ cuadros fragmentados} = 87.908 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

4.15.3. Cálculo matemático para hallar el factor de carga y de potencia

P. expl/caja	: 25 kg
N° cart/caja	: 312 unidades
N° cart/frente	: 130 unidades
Total, volumen roto	: 93.825 m ³

Total, tonelaje roto : 253.33 TM

Factor de carga:

$$= \frac{25}{\text{caja}} * \frac{1 \text{ caja}}{312} * \frac{130 \text{ u}}{1 \text{ frente}} * \frac{1 \text{ frente}}{93.825 \text{ m}^3} = 0.11 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

Factor de potencia:

$$= \frac{25}{\text{caja}} * \frac{1 \text{ caja}}{312} * \frac{130 \text{ u}}{1 \text{ frente}} * \frac{1 \text{ frente}}{253.33 \text{ TM}} = 0.04 \frac{\text{kg}}{\text{TM}}$$

En la tabla 29, se detalla la carga específica del explosivo está relacionado al diámetro del taladro perforado.

4.15.4. Cálculos para los costos de perforación

- **Hallar el tiempo efectivo de perforación:**

Tiempo que se demora en perforar un ladro: 5 minutos

Tiempo que se demora en posicionar el barreno: 0.15 minutos

Total, tiempo/tal: 5 min/tal, Hrs/tal:

$$\text{Tiempo} \frac{\text{total}}{\text{taladro}} = \frac{5 \text{ minutos}}{\text{taladro}} * \frac{1 \text{ hora}}{60 \text{ minutos}}$$

$$\text{Tiempo} \frac{\text{total}}{\text{taladro}} = 0.0833 \text{ horas/taladro}$$

- **Cálculo para hallar el costo de aire comprimido para la perforación:**

Estimación del precio de aire (US\$/hora) = 18.18 US\$/hora

$$\text{Cost. Aire comprimido} = \frac{0.0833}{\text{taladro}} * \frac{18.18 \text{ US}^4}{\text{hora}} * \frac{1 \text{ taladro}}{1.50}$$

Costo de aire comprimido/metro perforado = 1.009 US\$/m

Total, de costo por banco perforado:

$$\begin{aligned} &= \frac{1.009 \text{ US\$}}{\text{m}} * 35 \frac{\text{taladros}}{\text{frente}} * \frac{1.50 \text{ metros}}{\text{taladro}} \\ &= 52.97 \text{ US\$/frente} \end{aligned}$$

$$\text{Costo por taladro perforado} = 52.97 \frac{\text{US\$}}{\text{frente}} * \frac{\text{frente}}{53 \text{ tal.}} = 1.51 \frac{\text{US\$}}{\text{tal.}}$$

Para 67.5 m² fragmentados por banco el costo aire comprimido por taladro es: 1.51 US\$/m

- Cálculo costo de barreno:

Barreno: 6 pies

Costo de compra: 98 US\$

Su duración: 1000 P.P

Su desvalorización: 20%

Calculo costo del barreno por perforación:

$$\text{Costo de depreciación} = \frac{98 \text{ US\$}}{1000 \text{ P.P}} * \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}} = 0.32 \text{ US\$/m}$$

Costo mantenimiento de barreno (20 % de depreciación):

$$\text{Costo de mantenimiento} = \frac{98 \text{ US\$}}{1000 \text{ P.P}} * 0.20 * \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}} = 0.064 \text{ US\$/m}$$

Total, coste del barreno por metro:

$$= 0.32 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} + 0.064 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} = 0.384 \text{ US\$/m}$$

Total, coste del barreno por frente perforado:

$$= \frac{35 \text{ tal}}{\text{disparo}} * \frac{0.384 \text{ US\$}}{\text{m}} * \frac{1.50 \text{ m}}{\text{tal.}} = 20.16 \text{ US\$/disparo}$$

$$= \frac{20.16 \text{ US\$}}{\text{disp}} * \frac{\text{disp}}{35 \text{ tal}} = 0.576 \frac{\text{US\$}}{\text{tal.}}$$

En 67.5 m² perforados por banco el costo del barreno de perforación es: 20.16 US\$/m

- Cálculo costo máquina de perforación:

Costo por adquisición: 5 000 US\$

Su duración de utilidad: 80 000 p.p.

Su depreciación: 70 %

Cálculo para hallar el costo de depreciación de máquina de perforación:

$$\text{Depreciación} = \frac{5,000 \text{ US\$}}{80,000 \text{ P.P}} * \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}} = 0.205 \text{ US\$/m}$$

Costo por mantenimiento:

$$\text{Mantenimiento} = \frac{5,000 \text{ US\$}}{80,000 \text{ P.P}} * \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}} * 0.70 = 0.143 \text{ US\$/m}$$

Cálculo del costo total:

$$= 0.205 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} + 0.143 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} = 0.348 \text{ US\$/m}$$

Total, costo por frente perforado:

$$\text{Total de costo por frente} = 0.348 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} * 1.50 \frac{\text{m}}{\text{tal}} * 35 \frac{\text{tal}}{\text{frente}} = 18.27 \text{ US\$/frente}$$

$$\text{Total de costo por taladro} = \frac{18.27 \text{ US\$}}{\text{frente}} * \frac{\text{frente}}{35 \text{ tal}} = 0.522 \text{ US\$/tal}$$

En 67.5 m² perforados el costo de la máquina de perforación es: 20.505 US\$/m

- Cálculo precio de broca por cada metro (m) perforado:

Valor adquisición de broca: 32 US\$

Su duración utilidad: 600 P.P.

$$\text{Depreciación} = \frac{32 \text{ US\$}}{600 \text{ P.P}} * \frac{1 \text{ pie}}{0.3048 \text{ m}} = 0.174 \text{ US\$/m}$$

Total, de precio por frente perforado:

$$= 0.174 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} * 1.50 \frac{\text{m}}{\text{tal}} * 35 \frac{\text{tal}}{\text{frente}} = 9.135 \text{ US\$/frente}$$

$$\text{Total de coste por cada taladro perforado} = \frac{\text{frente}}{35 \text{ tal}} * 9.135 \frac{\text{US\$}}{\text{frente}} = 0.261 \text{ US\$/m}$$

- Cálculo de los costos del lubricante:

El consumo de aceite por perforación es de: 0.25 gal.

El precio de lubricante por galón: 5.5 US\$/ gal

Cálculo de los costos por mantenimiento:

$$\text{Mantenimiento} = \frac{5.5 \text{ US\$}}{\text{gal}} * \frac{0.25 \text{ gal}}{\text{frente}} * \frac{1 \text{ frente}}{35 \text{ tal}} * \frac{1 \text{ tal}}{1.50 \text{ m}} = 0.026 \text{ US\$/m}$$

Total, de costo gastado en mantenimiento por frente perforado:

$$= 0.026 \frac{\text{US\$}}{\text{m}} * 1.50 \frac{\text{m}}{\text{tal}} * 35 \frac{\text{tal}}{\text{frente}} = 1.365 \text{ US\$/frente}$$

$$\text{Coto total de mantenimiento por taladro} = \frac{1.36 \text{ US\$}}{\text{frente}} * \frac{\text{frente}}{35 \text{ tal}} = 0.039 \text{ US\$/tal}$$

En 67.5 m² perforados por banco el costo de lubricante por mantenimiento de taladros es: 1.36 US\$/m

4.15.5. Resumen de precios en equipos y accesorios

En la tabla 31 está especificado los costos de maquinaria, accesorios e insumos que se gastará por voladura.

Tabla 31: Detalle de costos equipos, accesorios e insumos.

Detalle de costos en equipos y accesorios (US\$/m)			
N°	Descripción	Valor	Unidad
1	Maq. perforadora	18.27	US\$/m
2	Aire comprimido	52.97	US\$/m
3	Barreno	20.16	US\$/m
4	Broca	9.135	US\$/m
5	Aceite	1.365	US\$/m
Total		52.97	US\$/m

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla N° 31 se visualiza los gastos generalizados, el costo más alto que se invierte es en aire comprimido que presenta un total de 52.97 US\$/m, luego el valor del barreno que tiene un costo de 20.16US\$/m, esto nos hace reflexionar que debemos tener en cuenta los gastos en voladura son muy significativos, por lo tanto, se debe tener en consideración los costos en equipos y accesorios para evitar que los costos sufran una sobrevalorización.

4.15.6. Definición del cálculo para el costo mano de obra

Según el área de contabilidad de la empresa minera Los Chancas III 5 Hnos, el sueldo que gana el maestro perforista y un ayudante va de acorde a ley, pero según

la investigación que realizó el tesista, el maestro perforista tiene un sueldo S/. 2 500.00 soles mensual y un ayudante tiene un sueldo de S/. 1 800.00 soles por mes; pero puede ser que ganen aún más por la recompensa de horas extras. En la siguiente tabla se hace el balance de sueldos por mes.

Tabla 32: Cálculo del costo mano de obra.

Trabajador	Sueldo
Maestro perforista	S/ 2500.00
Ayudante	S/ 1800.00
Total	S/ 4300.00 mensual
Total del salario en dólares	1, 303.03 US\$/mes
Días trabajados/mes	26 días
Horas trabajadas/día	8 horas

Fuente: Elaboración propia.

$$\frac{1,303.03 \text{ US\$}}{\text{m}} * \frac{1 \text{ mes}}{26 \text{ días}} * \frac{1 \text{ día}}{8 \text{ horas}} * \frac{1 \text{ hora}}{60 \text{ minutos}} = 0.10 \text{ US\$/minuto}$$

Total, costos por frente perforado:

$$\frac{0.10 \text{ US\$}}{\text{minuto}} * \frac{5 \text{ minutos}}{\text{tal}} * \frac{35 \text{ tal}}{\text{frente}} = 17.5 \text{ US\$/frente}$$

Por banco de perforación el costo mano de obra es: 17.5 US\$/m.

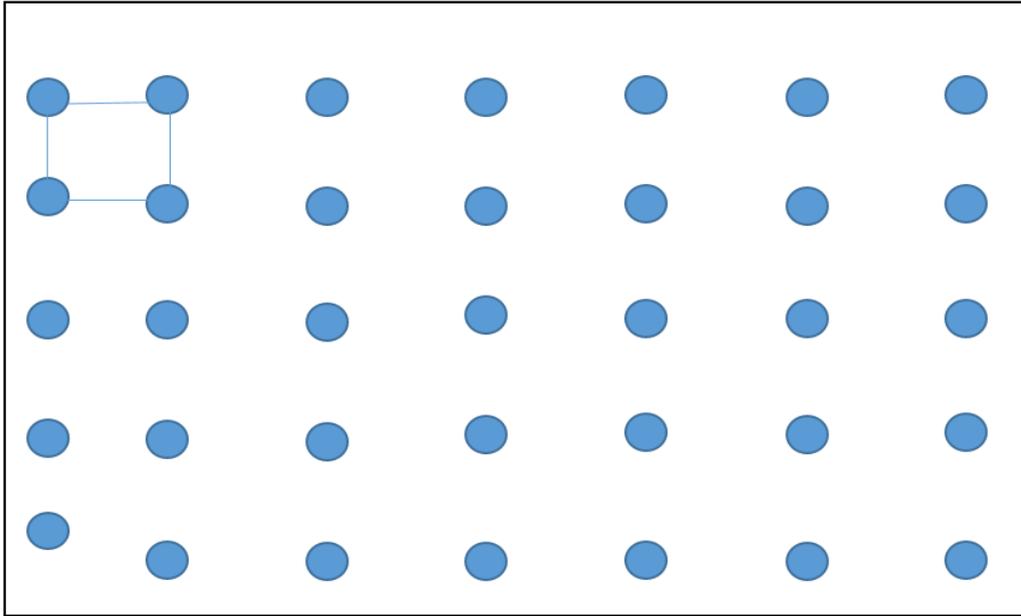


Figura 17: Propuesta de una nueva malla con diseño tipo cuadrada.
Fuente: Elaboración propia.

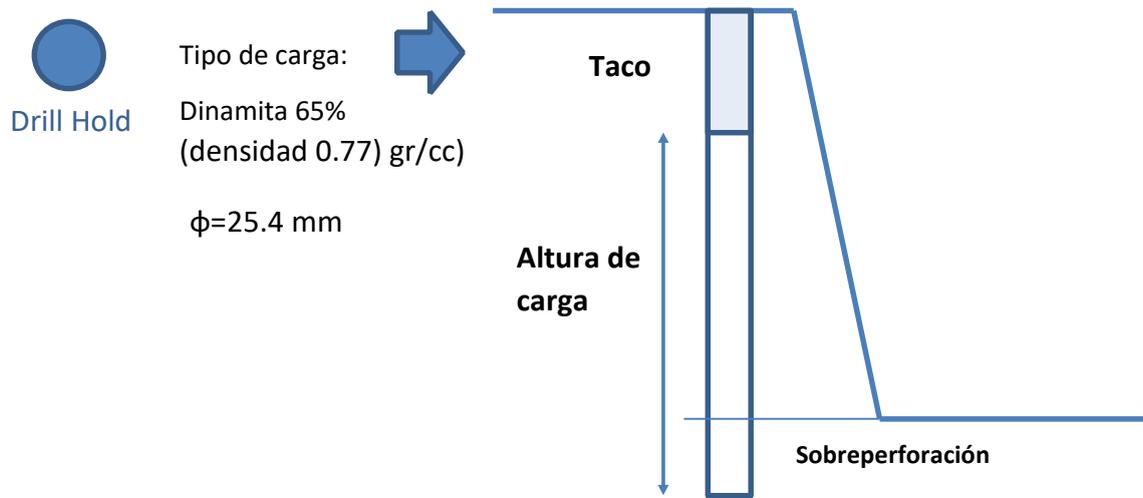


Figura 18: Distribución de carga explosiva por taladro después del estudio.
Fuente: Elaboración propia.

Tabla 33: Balance cantidad de taladros antes y después de la investigación.

	Diseño empírico					Diseño propuesto			
	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov
Tal. de precorte	25	15	10	10	15	15	13	14	10
Tal. de producción	15	25	30	30	25	20	22	21	25
Total	40	40	40	40	40	35	35	35	35

Fuente: Elaboración propia.

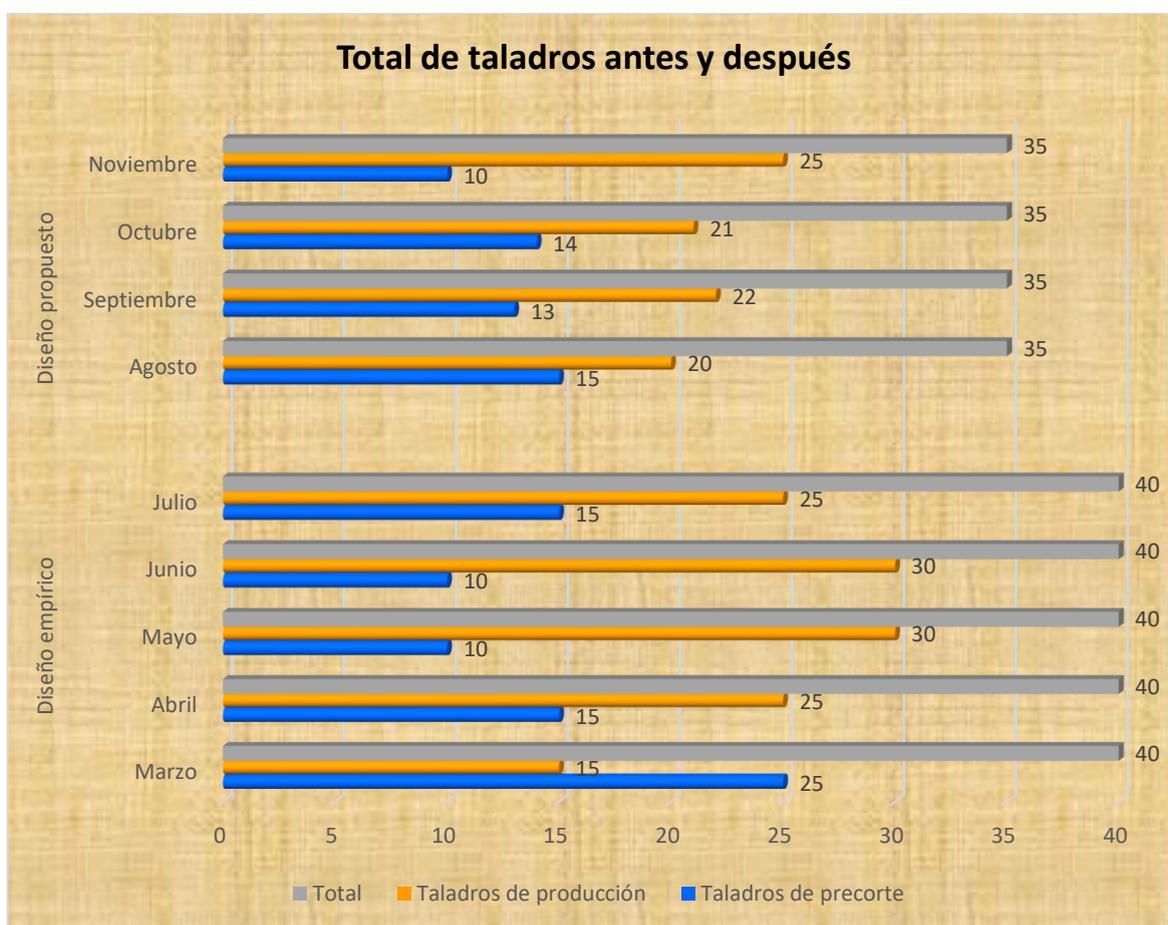


Gráfico 16: Total de taladros antes y después de la investigación.

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 34: Total de taladros perforados por frente de trabajo.

	Diseño empírico	Diseño propuesto
Total de taladros	40	35

Fuente: Elaboración propia.



Gráfico 17: Total de taladros perforados.

Fuente: Elaboración propia.

4.16. Costos comparativos antes y después de la investigación

En la tabla N° 35, se detalla el resumen de costos anteriores a la investigación y después de la investigación, donde se encuentra una diferencia de costos en cada frente de trabajo o banco de perforación y voladura; de acuerdo a la tabla los costos que más influyen son: los explosivos, accesorios y aire comprimido, estos determinan el costo total de voladura. Antes de la investigación los costos eran mucho más elevados con relación a lo actual, tanto en la compra de explosivos, aire comprimido y mano de obra.

Tabla 35: Detalle costos en voladura antes y después del presente estudio.

Detalle de costos por banco (US\$/m)						
N°	Descripción	Costo Actual		Costo Anterior		Und
1	Carga explosiva	US\$	63.20	US\$	72.04	US\$/m
2	Broca	US \$	7.43	US\$	10.97	US\$/m
3	Fulminante	US\$	10.10	US\$	14.00	US\$/m
4	Mecha Lenta	US\$	17.60	US\$	15.32	US\$/m
5	Barreno	US\$	14.66	US\$	13.17	US\$/m
6	Máquina perforadora (JackLeg)	US\$	12.30	US\$	11.04	US\$/m
7	Lubricante	\$	2.00	US\$	1.00	US\$/m
8	Mano de obra	\$	15.50	US\$	17.54	US\$/m
9	Aire comprimido (Comprensora)	\$	33.94	US\$	30.48	US\$/m
Total		\$	176.73	US \$	185.56	US\$/m

Fuente. Elaboración propia

Comparación de costos antes y después de haber realizado el estudio.

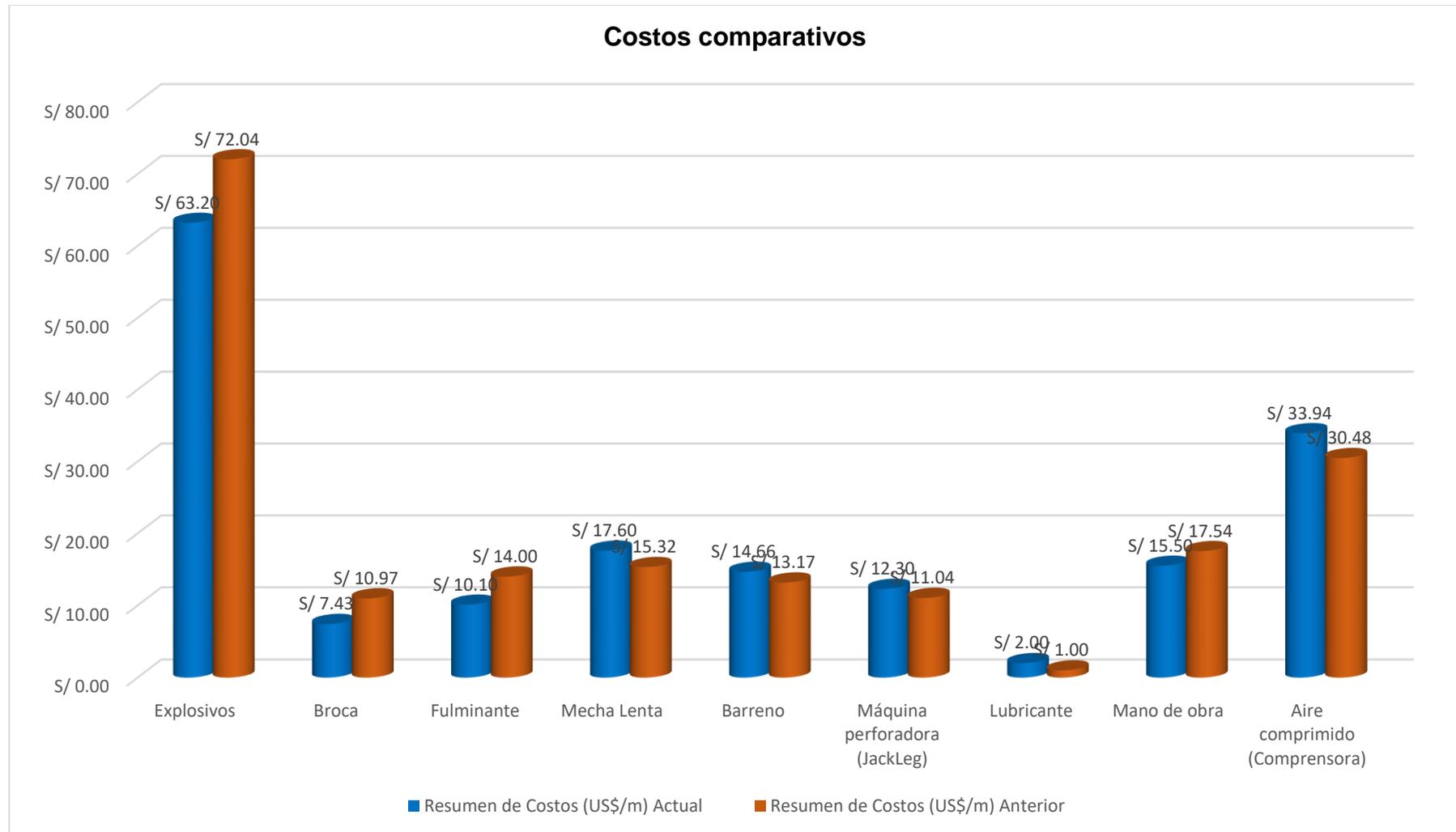


Gráfico 18: Comparación de costos anterior y actual.

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 36: Resultado de voladura antes y después de la investigación.

	Mes/Diseño empírico					Mes/Diseño propuesto			
	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep
Tiros cortados	5	6	4	4	3	1	0	0	1
Tiros soplados	5	4	5	6	4	1	1	2	1

Fuente: Elaboración propia.

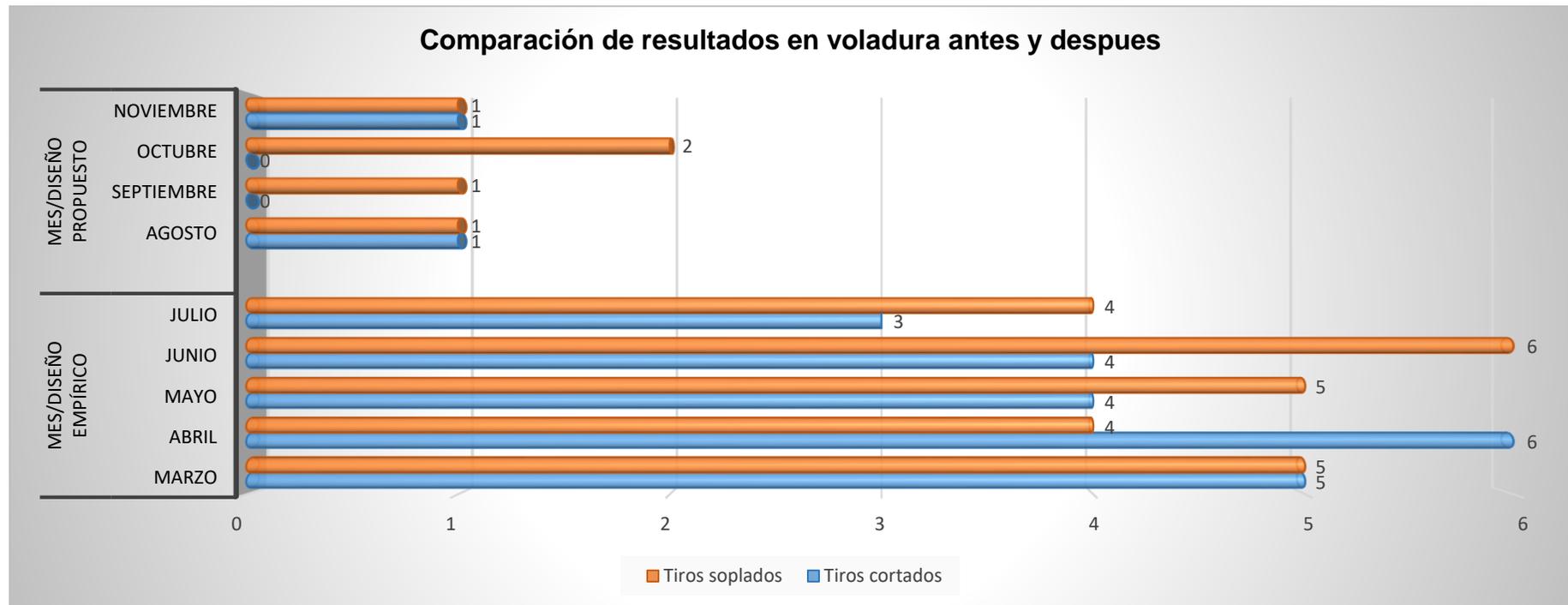


Gráfico 19: Resultados de voladura antes y después de la investigación.

Fuente: Elaboración propia.

Cálculo adicional para lograr obtener los costos por tonelada (TM).

$$\text{Costo actual} = 176.73 \frac{\text{US\$}}{\text{frente}} * \frac{1 \text{ frente}}{253.33 \text{ TM}} = 0.69 \text{ US\$/TM}$$

$$\text{Costo anterior} = 185.56 \frac{\text{US\$}}{\text{frente}} * \frac{1 \text{ frente}}{218.7 \text{ TM}} = 0.84 \text{ US\$/TM}$$

4.16. Apreciación final de resultados

Los resultados obtenidos en relación a costos en perforación y voladura en concesión minera los Chancas III 5 Hnos, se debe a los problemas que se encontraron en campo (in situ) a continuación se detallan los siguientes:

- No se hace la evaluación geomecánica del área a perforar.
- No hay una secuencia de paralelismo en los taladros.
- El burden y espaciamiento son inadecuados.
- No hay una distribución de malla antes de perforar.
- La distribución de los explosivos no es adecuada.
- La carga de columna o carga explosiva no es la óptima.
- Generación de bolonería, generando esto una segunda voladura.
- Perforación de taladro incompleto.
- No se hace una sobre perforación.
- Tacos deficientes.

Las observaciones antes mencionadas conllevan a que el resultado de la voladura sea inadecuado, como concepto general podemos decir para tener una voladura eficiente depende también de una perforación eficiente. Todo esto nos lleva a realizar controles minuciosos de perforación, tomar en cuenta siempre el tipo de malla antes de realizar la perforación, verificar que la carga explosiva este bien distribuida, mantener actualizados al maestro perforista y ayudantes.

En la tabla 37 se visualiza las diferencias de costos antes y después de la investigación, pero si esto se grafica se verá la comparación de los elevados costos

en la descripción de explosivos y accesorios antes de la investigación, de la misma manera pasa con los insumos, luego se verá la mejora en los resultados después de la investigación (Gráfico N° 20).

Tabla 37: Comparación de costos por voladura antes y después.

Costo generados por voladura (US\$/Tm)					
N°	Condiciones	Explosivos accesorios	Perforación e insumos	Mano de obra	Unidad
1	Anterior a la investigación	7.65	5.52	1.18	US\$/TM
2	Después de la investigación	5.29	4.41	1.06	US\$/TM
3	Diferencia	2.36	1.11	0.12	US\$/TM

Fuente: Elaboración propia.

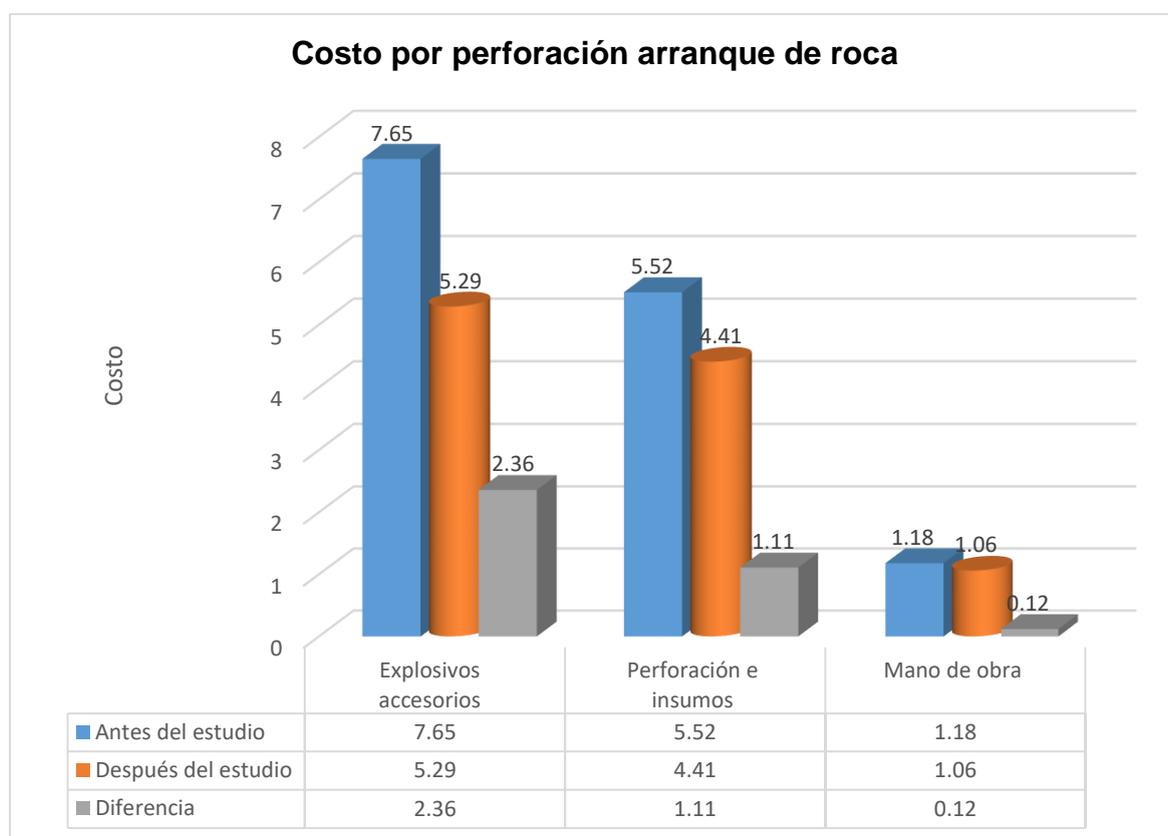


Gráfico 20: Comparación de costos por voladura.

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 38: Total de costos por voladura antes y después del estudio.

N°	Descripción	Explosivos accesorios	Unidad
1	Costo por voladura antes de la investigación	185.56	US\$
2	Costo por voladura después de la investigación	176.73	US\$
3	Diferencia	8.83	US\$

Fuente: Elaboración propia.



Gráfico 21: Porcentaje de costos en voladura antes y después del estudio.

Fuente: Elaboración propia.

Haciendo una comparación de costos en voladura antes de la investigación se tenía un costo de 185.56 US\$ que represento un 51% del costo total por voladura y después del estudio se llegó a tener un costo total de 176.73 US\$ por voladura representado un 49%, con una diferencia de 8.83 US\$ representando el 2% de ahorro por voladura.

Si hacemos un análisis observando el grafico N° 22 y analizamos la tabla N° 39, las toneladas de material roto antes de la investigación era menor a las toneladas de material roto después de la investigación (actual), a pesar de que se hacía más perforaciones antes de la investigación solo se tenía un total de 218.7 TM de material volado, los resultados después de la investigación eran mejores porque se tiene un total de 253.33 TM de material volado, si se hace una comparación de resultados esto tiene una diferencia de 34.63 TM de material con respecto al anterior, para lo cual se realizó un diseño de malla de 2mx2m cuadrada y un área de banco de 15 m de largo por 4.5 m ancho.

Tabla 39: Resumen total de producción toneladas métricas.

Comparación tonelaje roto (TM)			
N°	Condición	Toneladas	Unidad
1	Antes del estudio de investigación	218.7	TM
2	Después del estudio de investigación	253.33	TM
3	Diferencia	34.63	TM

Fuente. Elaboración propia.



Gráfico 22: Material triturado anterior y posterior a la investigación.
Fuente. Elaboración propia.

Realizando la evaluación Costos/TM antes y después de la investigación, en la tabla 40 y el grafico 23 se hace las comparaciones de los costos (US\$/TM), teniendo una diferencia de costo en 1.78 US\$/TM, debido a que el tonelaje roto antes de la investigación era menor a lo deseado y no se cumplía con la planificación de la empresa, luego de hacer las especificaciones técnicas del macizo rocoso se aumenta la producción pero se tuvo que perforar con barreno de 6 pies, esto ayudo a disminuir el número de perforaciones de 40 a 35 obteniendo una diferencia de 5 perforaciones menos por cada voladura.

Tabla 40: Comparación de costos antes y después.

Costo por TM de material triturado			
N°	Descripción	Valor	Unidad
1	Anterior al estudio de investigación	16.24	US\$/TM
2	Posterior al estudio de investigación	14.46	US\$/TM
3	Diferencia	1.78	US\$/TM

Fuente. Elaboración propia.

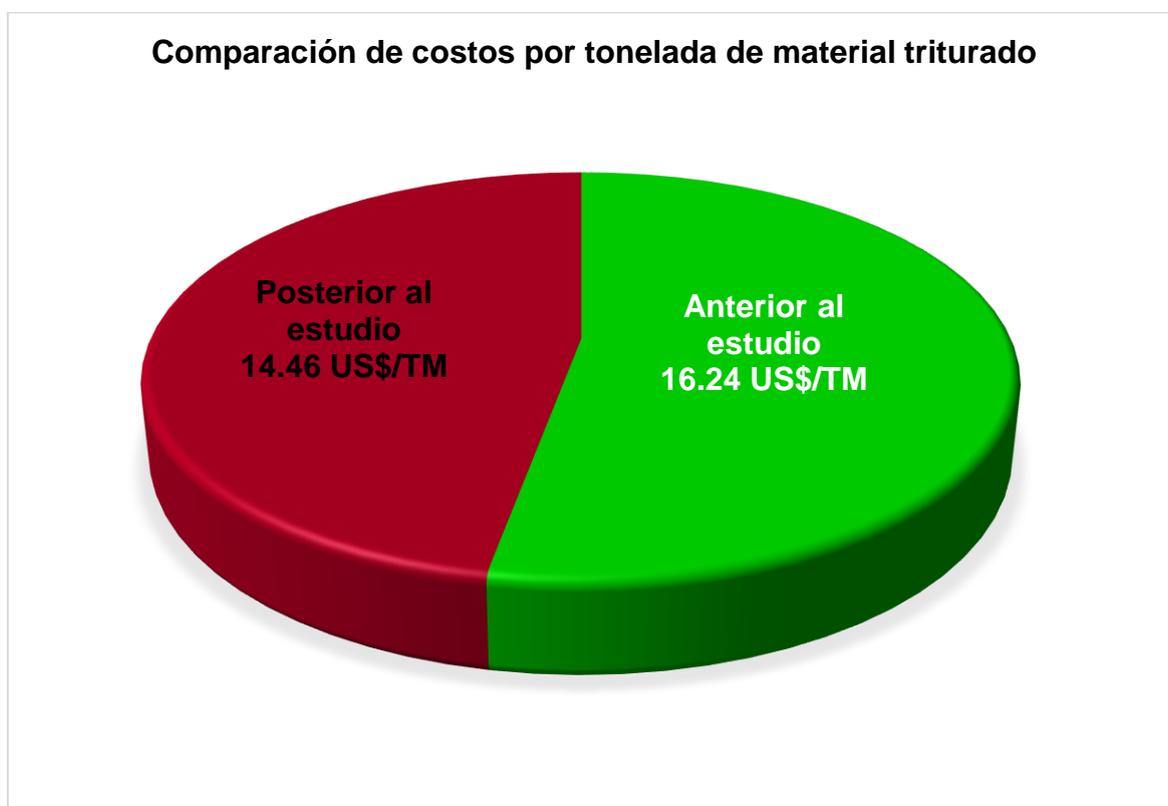


Gráfico 23: Comparación de costo (US\$/TM).

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 41: Producción material volado antes y después del estudio.

Comparación Tm material volado antes y después		
Mes	Tm antes al estudio	TM después del estudio
Mar	123.474	
Abr	128.388	
May	123.474	
Jun	102.388	
Jul	102.388	
Ago	128.388	167.213
Sep		167.984
Oct		170.172
Nov		168.23

Fuente: Elaboración propia.

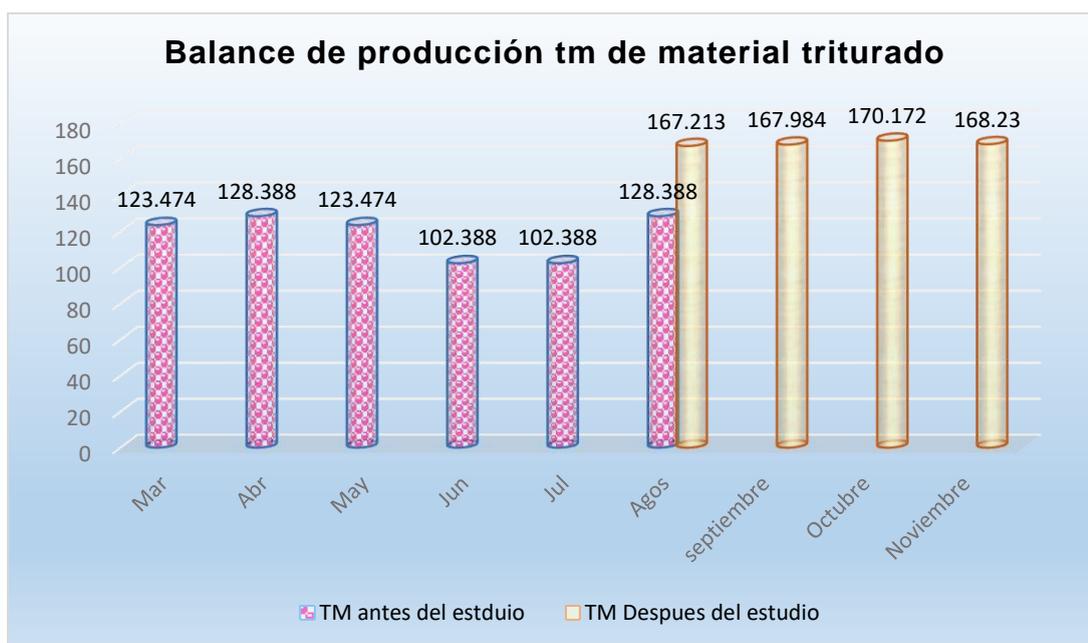


Gráfico 24: Comparación de producción antes y después del estudio.
Fuente: Elaboración propia.

En el gráfico N° 24 describe las TM de material fracturado antes y después de la investigación, podemos resumir que antes de la investigación la producción de material volado era un promedio de 128 TM, después de la investigación haciendo el estudio geomecánica de la roca y con el nuevo diseño de malla se llegó a tener

un promedio de 160 TM de material volado, habiendo una diferencia notoria de 32 Tm por mes.

Tabla 42: Costo general en voladura por ítem en cada frente.

ÍTEM	Descripción	costo / frente de trabajo
1	Máquina perforadora	18.27
2	Aire comprimido	52.97
3	Barreno	20.16
4	Broca	9.135
5	Mecha lenta	17.358
6	Fulminante	12.98
7	Explosivo	57.6
8	Lubricante	1.365
9	Mano de obra	17.5

Fuente: Elaboración propia

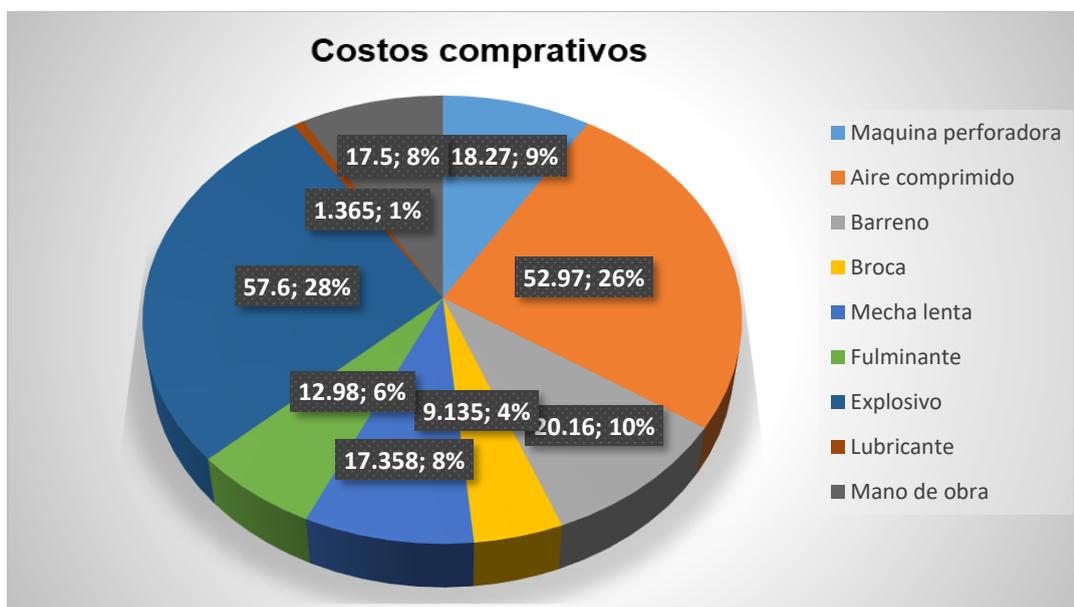


Gráfico 25: Porcentaje de costos por voladura según cada ítem.

Fuente: Elaboración propia.

De acuerdo al gráfico N° 25, el porcentaje de la voladura es el que tiene elevado costo, el explosivo dinamita que se utiliza representa el 28 % del total de costos que es de 176.73 US\$/m, esto nos hace ver la importancia de tener que considerar todos los aspectos geomecánicos al momento de escoger el tipo de explosivo.

V. DISCUSIONES

En la concesión minera los Chancas III 5 Hnos para diseñar el tipo de malla y determinar la cantidad de taladros se realizó mediante fórmulas matemáticas que han sido propuestas por investigadores y concededores en el tema de voladura, de lo cual se definió el tipo de malla, burden, esparcimiento de los taladros y la carga explosiva a utilizar.

Con relación a costos, se hizo comparaciones con resultados anteriores a la investigación.

De acuerdo al primer objetivo específico planteado, realizar el estudio geomecánico para diseñar malla de perforación y optimizar costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos – Bambamarca, los resultados obtenidos muestran el RMR obtenido en los bancos de perforación en la cantera de calizas es de 76 % roca de tipo II calidad buena (B) y con los parámetros obtenidos del macizo rocoso se llegó a diseñar una amalla cuadrada de 2x2.

Datos que al ser contrastados con los datos encontrados por Rojas y Flores (2017) en “Diseño de perforación y voladura para reducción de costos en el nivel 1590 crucero de la U.E.A. Capitana - Corporación Laces SAC Minería y Construcción Caraveli - Arequipa”. Quien sostuvo al determinar el diseño de malla se reduce los costos. Los resultados obtenidos aplicando la malla con el nuevo diseño se logró disminuir la cantidad de 34 a 31 taladros por voladura, los cuales estaban en relación a la condición geomecánica del macizo rocoso. La reducción de costos fue de S/ 609.811 a S/ 531.898, obteniéndose el 12.78% en la reducción de costos.

De acuerdo al segundo objetivo, calcular la carga explosiva adecuada según el estudio geomecánico en el diseño de malla y optimizar costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos – Bambamarca. Los resultados al obtener la calidad de roca y seleccionando el tipo de explosivo adecuado permitió diseñar la malla de perforación que dio un adecuado fracturamiento del macizo rocoso para lo cual se empleó la cantidad de carga explosivo de 0.11 Kg/m³. Resultados que, al ser comparados con lo encontrado por Correa y Martínez (2017) en su

investigación “Diseño del sistema de perforación y voladura en los bancos D, E y F en la Mina de caliza El Toro, contrato de Concesión ILI-16111 ubicada en Nobsa-Boyaca”, menciona las operaciones de perforación y voladura carecen de criterios técnicos, por cual se propone un esquema de perforación para maximizar dicha operación, el consumo específico de explosivos es de 0,3 kg/m³.

De acuerdo al tercer objetivo planteado, reducir el porcentaje de costos en voladura al realizar el estudio geomecánico en el diseño de malla de perforación en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos Bambamarca. El resultado que se obtiene aplicando el estudio geomecánico de la roca se muestran en el grafico 21 y tabla 38 los costos se redujeron con el nuevo diseño de malla en relación a la voladura practicada de forma empírica. Haciendo una comparación de costos en voladura antes de la investigación se tenía un costo de 185.56 US\$ que represento un 51% del costo total por voladura y después del estudio se llegó a tener un costo total de 176.73 US\$ por voladura representado un 49%, llegando a tener una diferencia de 8.83 US\$ representando el 2% de ahorro por voladura.

Resultados que al ser comparados con lo que se encontró por Chipana (2015) en “Diseño de malla de perforación y voladura para reducción de costos en el frente de la galería progreso de la contrata minera Cavilquis-Corporación minera Ananea S.A.”, quien indico que al definir el diseño de malla y la carga explosiva se redujo los costos de voladura en un total de USS 196.42 a USS 148.39, con una disminución en el factor de carga de 2.89 kg/m³ a kg/m³.

Actualmente en los frentes de voladura de calera Bendición de Dios propiedad de la concesión Minera Los Chancas III 5 Hnos el factor de carga es de 0.35 kg/TM, esto indica que se está usado una cantidad de explosivo de manera inadecuada, representando 35% de lo requerido, la cantidad ideal es de 0.30% kg/TM. Este exceso afecta gravemente al costo de voladura.

En el grafico 18 se muestra la reducción de costos en explosivos y accesorios donde se nota una diferencia en la optimización de costos, generando un ahorro económico para la empresa. Los datos al ser evaluados con lo encontrado por

Becerra y Hernández (2016) en “Estudio y selección de los métodos de perforación y voladura para optimizar la fragmentación de la roca, en la cantera Mitopampa, Cajamarca 2016”. Donde indico el proceso de perforación y voladura empleando métodos de cálculo como: el método sueco, método de López-Jimeno: teniendo en cuenta los conceptos, estudios y la selección del método a emplear en el diseño de perforación que ayuda a mejorar la fracturación de la roca que se utilizó para hacer el cálculo y diseño del patrón de voladura. Por ello es recomendable realizar cálculos matemáticos empleando fórmulas que fueron parametrizadas por autores que se basaron en las condiciones de la roca.

Con estos estudios y resultados se verificó la importancia que tiene el estudio geomecánico antes hacer un diseño de malla ya que la distribución de los taladros y la carga explosiva depende o se debe realizar según el tipo de roca con que cuente el banco a perforar, por tanto, la geomecánica es de suma importancia junto con las condiciones geológicas de la zona a perforar y volar, la cantera de calizas no es de la misma formación y dureza muchas veces se presentan en los bancos polígonos de calizas densas y otros con calizas de estratos fracturados, es por eso que se debe hacer un estudio geomecánico por cada banco o por frente de trabajo ya que de esto depende llegar a tener una explotación exitosa con un fracturamiento adecuado.

Los resultados confirman la hipótesis planteada, realizando el estudio geomecánico se diseñará la malla de perforación adecuada y reducirá significativamente costos en voladura de roca en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos – Bambamarca, viendo el análisis para aplicar el estudio de geomecánica consiste en obtener todos los parámetros de la roca, con ello se logra obtener un adecuado diseño de malla y por tanto disminuye el número de taladros como lo confirma Reyes (2019) en “Reducción de costos operativos por medio del control de indicadores en el proceso de perforación y voladura en Minera Yanaquihua S.A.C.”. para disminuir costos y estandarizar los parámetros en voladura, fue necesario hacer nuevo diseño de malla y como resultado se redujo el número de taladros perforados de 43 a 39 taladros esto ayudó a mejorar la producción y los costos se redujeron.

Por otro lado, Díaz (2017) en “Optimización de la perforación y voladura de rocas para maximizar utilidades en la mina Panulcillo de Minera Cruz Ltda.- 2016”, muestra el alto costo en perforación y voladura por mes, este aumento se genera muchas veces por el mal carguío de taladros, fallas generadas por los operadores perforistas en la mayoría de casos no son exactos al perforar; hay desviación en la profundidad de taladros perforados por apresuramiento al momento de perforar y mala lubricación. Con estos resultados podemos decir, para hacer un diseño de malla la geomecánica cumple un papel muy importante tanto en minería como en obras civiles si se trata de extraer el material utilizando explosivos ya sea a gran escala o a menor escala. Se debe entrenar al personal en el manejo de explosivos para que estos estén preparados y tomen en consideración que los parámetros de los explosivos tienen una relación directa con los parámetros de la roca. Aplicando los estudios de geomecánica como debe de ser va generar una disminución en los altos costos que se genera en voladura en la empresa minera.

VI. CONCLUSIONES

1. Considerando el estudio geomecánico de la roca se diseñó el tipo de malla y el sistema de carguío, como resultado se llegó a tener voladuras eficientes, en términos generales hizo que los costos de operación disminuyan y la producción aumente de 218.7 TM por voladura a un total de 253.33 TM después del diseño propuesto alcanzando una diferencia de 34.63 TM.
2. Se determinó que la carga explosiva según la condición de roca por su dureza, teniendo una roca de RMR=76 de tipo II de calidad Buena (B), se definió el diseño de malla cuadrada con un total de 35 huecos perforados por frente de trabajo, para lo cual se utilizó Dinamita semexa 65% para el carguío de los taladros, generándose un costo de 1.645 US\$/tal y un total de 57.60 US\$/disparo.
3. Después de realizar el estudio geomecánico de manera minuciosa se calculó el porcentaje de explosivos que fue 0.11 kg/m³ también se llegó a la conclusión, para tener una óptima voladura no necesariamente depende de la cantidad de explosivo sino hay que conocer a fondo las características de la roca. Al final de la investigación se obtuvo un ahorro total de 8.83 US\$/cada voladura que es equivalente al 6% de ahorro en el costo total.

VII. RECOMENDACIONES

1. Se debe tener los datos geomecánicos de la roca, porque de ello depende la malla de perforación, diámetro del taladro, factor de carga y el éxito de la voladura.
2. Antes de hacer cualquier manipulación en los explosivos se debe conocer sus especificaciones técnicas de fabricación.
3. Cuando se quiera cambiar el tipo de explosivo a otro tipo siempre se debe hacer una comparación en sus especificaciones de fabricación, si estos presentaran alguna diferencia se debe diseñar un nuevo tipo de malla para que la fragmentación sea óptima.
4. Se debe capacitar constantemente al maestro perforista y ayudantes en temas de voladura para que tengan conocimiento del manejo de explosivos y conozcan donde y como utilizar, haciéndoles saber que el éxito de una voladura no es por la cantidad de carga ni por el número taladros. Una buena voladura depende siempre por el paralelismo de los taladros, adecuado burden, adecuada carga explosiva y la correcta secuencia de salida.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. BARRIGA, A. (2015). Diseño e implementación de malla de perforación para optimizar la voladura en la mina San Genaro de la Cia. Minera Castrovirreyna. Tesis para optar el Título de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa - Perú. Obtenido de <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/245>
2. BECERRA, R., y HERNÁNDEZ, W. (2016). Estudio y selección de los métodos de perforación y voladura para optimizar la fragmentación de la roca, en la cantera Mitopampa. Tesis para optar el título profesional de: Ingeniero de Minas. Universidad Privada del Norte, Cajamarca - Perú. Obtenido de <http://hdl.handle.net/11537/7547>
3. BIENIAWSKI, Z. (1989). Libro "Engineering Rock Mass Classifications". Obtenido de <https://vsip.info/qdownload/engineering-rock-mass-classifications-z-t-bieniawskipdf-pdf-free.html>
4. BUELE, J. (2017). Optimización en los parámetros de perforación y voladura en el avance del túnel de la mina Cabo de Hornos. Trabajo de Graduación previo la obtención del título de: Ingeniero de Minas. Universidad del Azuay Facultad de Ciencia y Tecnología, Cuenca, Ecuador. Obtenido de <http://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/7439>
5. CALDERON, M. (2015). Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (Unidad Minera Macdesa). Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo. Obtenido de <http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCP/3182/Calderon%20Navarro.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
6. CASANOVA, D. (2018). Estudio de Malla de Perforación y Voladura según las propiedades del macizo rocoso para optimizar la explotación en Unidades

- Mineras. Trabajo de Investigación para optar al grado de: Bachiller en Ingeniería de Minas. Universidad Privada del Norte, Trujillo - Perú. Obtenido de <https://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/22290/Casanova%20Gamboa%20David%20Christopher.pdf?sequence=7&isAllowed=y>
7. CHANCASANAMPA, W. (2019). Diseño de la malla de perforación y voladura para incrementar la productividad de tajeos en la Compañía minera Great Panther Coricancha S.A. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo - Perú. Obtenido de http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCP/5431/T010_74357222_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y
 8. CHIPANA, R. (2015). Diseño de malla de perforación y voladura para reducción de costos en el frente de la galería progreso de la contrata minera Cavilquis-Corporación Minera ANANEA S.A. Tesis para optar el Título de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional del Altiplano, Puno Perú. Obtenido de <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/1937>
 9. CORREA, D; y SANTILLAN, L. (2016). Factibilidad económica de la explotación de roca caliza para producir óxido de calcio en la concesión minera no metálica Jose Galvez, Bambamarca, Cajamarca. Universidad Privada del Norte, Cajamarca - Perú. Obtenido de Disponible en: <http://repositorio.upn.edu.pe/handle/11537/7578>
 10. CORREA, P., y MARTÍNEZ, A. (2017). Diseño del sistema de perforación y voladura en los bancos D, E Y F en la Mina de caliza El Tesoro, contrato de Concesión ILI-16111 ubicada en la vereda las caleras del Municipio de Nobsa-Boyacá. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Universidad Pedagógica Tecnológica de Colombia, Sogamosa - Boyacá. Obtenido de <http://repositorio.uptc.edu.co/handle/001/2242>
 11. CORTEZ, C., y MIRANDA, R. (2016). Estudio de la dureza de la caliza para la selección de una planta de chancado en la cantera Ítalo, minera P'huyu -

- Yuraq II EIRL, Cajamarca 2016. Tesis para optar el Título profesional de Ingeniero de Minas. Universidad Privada del Norte, Cajamarca - Perú. Obtenido de <http://hdl.handle.net/11537/10680>
12. DEPAZ, L., y CACERES, C. (2018). Geomecánica aplicada al diseño de malla de perforación de la GA - 475e del nivel 2050 en la unidad Alpacay, MY SAC año 2016. Tesis para optar el Título de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional Santiago Antunez de Mayolo, Huaraz - Perú. Obtenido de <http://repositorio.unasam.edu.pe/handle/UNASAM/2387>
 13. DÍAZ, E. (2017). Optimización de la perforación y voladura de rocas para maximizar utilidades en la mina Panulcillo de Minera Cruz Ltda. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Universidad nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Huaraz - Perú. Obtenido de <http://repositorio.unasam.edu.pe/handle/UNASAM/1966>
 14. GAGO, G. (2019). Diseño de malla de perforación y Voladura en frentes de avance para reducción de costos y optimización de tiempos en la Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A.A-Unidad San Vicente, Vitoc Junin, 2018. Tesis para optar el Título de Ingeniero de Minas. Universidad Continental, Huancayo - Perú. Obtenido de <https://hdl.handle.net/20.500.12394/6142>
 15. GÓMEZ, J. (2016). Revista Alergia Mexico. El protocolo de investigación III: la población de estudio. Vol. 63, núm. 2. Mexico. doi:<https://www.redalyc.org/pdf/4867/486755023011.pdf>
 16. GÓMEZ, R. (2012). Optimización de la perforación y voladura para la minimización de los costos operativos en la unidad El Porvenir de la Compañía Minera Milpo S.A. Tesis para optar el Título de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional den centro del Perú, Huancayo. Obtenido de <http://repositorio.uncp.edu.pe/handle/UNCP/3170>

17. GOMEZ, W. (2016). Diseño de malla de perforación basado en la energía de mezclas explosivas, para optimizar costos de perforación y voladura en Aruntani SAC 2015. Tesis para optar el Título de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional de Moquegua, Moquegua - Perú. Obtenido de https://repositorio.unam.edu.pe/bitstream/handle/UNAM/17/T_095_46699402_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y
18. GUAMÁN, M. (2016). Optimización de los Procesos de Perforación y Voladura en el Tunel Fase A -B de Interconexión del Proyecto Sopladora". Tesis para obtener el título de Ingeniero en Geología y Minas. Escuela Superior Politécnica de Chimborazo – Ecuador, Macas - Ecuador. Obtenido de <http://dspace.esPOCH.edu.ec/bitstream/123456789/4926/1/53T00015%20.pdf>
19. HERNÁNDEZ, R., FERNÁNDEZ, C., y BAPTISTA, P. (2014). Metodología de la Investigación. Obtenido de <https://www.uca.ac.cr/wp-content/uploads/2017/10/Investigacion.pdf>
20. HERNÁNDEZ, R. (2017). Selección de la muestra. En Metodología de la Investigación (6ª ed., pp. 170-191). México: McGraw-Hill. Obtenido de http://metabase.uaem.mx/xmlui/bitstream/handle/123456789/2776/506_6.pdf?sequence=1
21. INGEMMET, Boletín N° 31. (s.f.). Geología de los cuadrángulos de Cajamarca, San Marcos y Cajambamba 15-f, 15-g, 16-g - [Boletín A 31]. Lima - Perú. Obtenido de <https://hdl.handle.net/20.500.12544/150>
22. Instituto Geológico Minero y Metalúrgico INGEMMET. (s.f.). Obtenido de <https://hdl.handle.net/20.500.12544/227>
23. JULCA, J. (2019). Estudio geomecánico y voladura de rocas en nivel 2215 - Mina Candelaria - CMH S.A.C. - 2019. Tesis para optar el título profesional

de: Ingeniero de Minas. Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo - Perú. Obtenido de <http://repositorio.uncp.edu.pe/handle/UNCP/5474>

24. LLAIQUE, Á., y SÁNCHEZ, W. (2015). Determinación del costo total de perforación para optimizar esta operación unitaria en Mina Modelo a tajo abierto, Cajamarca. Tesis para optar el título de. Ingeniero de Minas. Universidad Privada del Norte, Cajamarca - Perú. Obtenido de https://repositorio.unam.edu.pe/bitstream/handle/UNAM/17/T_095_4669940_2_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y
25. LÓPEZ, J. (s.f.). Manual de perforación y voladura de rocas. Obtenido de <https://topodata.com/wp-content/uploads/2019/10/Manual-de-Perforacio%CC%81n-y-Voladura-de-Rocas.pdf>
26. LOZADA, J. (2014). Dialnet. Investigación Aplicada: Revista de divulgación científica de la Universidad Tecnológica Indoamérica, ISSN-e 1390-9592, Vol. 3, N°. 1, 2014, págs. 47-50. Obtenido de <https://dialnet.unirioja.es/servlet/revista?codigo=25639>
27. LUNA, V., y BECERRA, E. (2020). Estudio Geomecánico Minero para el Diseño de Explotación de La Concesión Minera Alcones de Santa Rosa V, Bambamarca 2020. Tesis para optar el Título de Ingeniero de Minas. Universidad Privada del Norte, Cajamarca - Perú. Obtenido de <https://repositorio.upn.edu.pe/handle/11537/24225>
28. MAMANI, I. (2016). Analisis y Optimización de Costos de Perforación y Voladura en la construcción del Canal San Antonio de Miña. Tesis para optar el Título profesional de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional del Altiplano, Puno - Perú. Obtenido de <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/2988>
29. PALACIOS, B. (2019). Diseño de malla de perforación - Voladura y extracción de roca para escolleras - Cantera Christopher - Carabayllo - 2019.

Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo - Perú. Obtenido de <http://repositorio.uncp.edu.pe/handle/UNCP/5653>

30. PALOMINO, H. (2016). Optimización del proceso de perforación y voladura en las labores de desarrollo, para mejorar la eficiencia en compañía minera poderosa S.A. Tesis para Optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional de Trujillo, Trujillo - Perú. Obtenido de <http://dspace.unitru.edu.pe/handle/UNITRU/5348>
31. RAMIRES, M., y SANDOVAL, R. (2020). Evaluación técnica de perforación y voladura para reducir costos operativos de una mina subterránea en Cajamarca. Tesis para optar el título profesional de : Ingeniero de Minas. Universidad privada del Norte, Cajamarca. Obtenido de <https://hdl.handle.net/20.500.12692/50065>
32. RAMOS, M. (2018). Evaluación económica y ventajas cualitativas en implementación de sistemas de administración estratégica de perforación y tronadura. Memoria para optar al título de Ingeniero en Minas. Universidad Andrés Bello - Chile, Viña del Mar - Chile. Obtenido de http://repositorio.unab.cl/xmlui/bitstream/handle/ria/11060/a128119_Ramos_M_Evaluacion_economica_y_ventajas_cualitativas_2018_Tesis.pdf?sequence=1&isAllowed=y
33. REYES, P. (2019). Reducción de costos operativos por medio del control de indicadores en el proceso de perforación y voladura en Minera Yanaquihua S.A.C. – Estudio de caso. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Universidad Tecnológica del Perú, Arequipa - Perú. Obtenido de <http://repositorio.utp.edu.pe/handle/UTP/2380>
34. ROJAS, K., y FLORES, Y. (2017). Diseño de perforación y voladura para reducción de costos en el nivel 1590 cruce 520 de la U.E.A. Capitana – Corporación Laces S.A.C. Minería y Construcción – Caraveli - Arequipa.

- Tesis para optar el título profesional de ingeniero de minas. Universidad Nacional de Huancavelica, Huancavelica - Perú. Obtenido de <http://repositorio.unh.edu.pe/handle/UNH/1080>
35. ROMERO, N. (2018). Optimización de la perforación y voladura para minimizar costos en la construcción de la rampa (-) 4640 de la Mina Pallca, Compañía Minera Santa Luisa S.A.C. - 2018. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Huaraz - Perú. Obtenido de <http://repositorio.unasam.edu.pe/handle/UNASAM/3312>
 36. SANCHEZ, A. (2019). Diferencias y Similitudes entre Geomecánica y Geotecnia. Obtenido de <https://idoc.pub/documents/geomecanica-vs-geotecnia-diferencias-y-similitudes-3no7pdej5xld>
 37. UMAÑA, E. (2014). Reducción y optimización de costos operativos en perforación y voladura minera Yanaquihua S.A.C. E.E. Adgeminco S.A.C. Tesis para optar el título profesional: de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa - Perú. Obtenido de <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/3940>
 38. VALDIVIA, S., y RAMOS, M. (2018). Influencia de la aplicación de detritus en la carga por taladro en los costos de voladura del tajo tapado oeste La Quinoa, Yanacocha S.R.L. Cajamarca, 2018. Tesis para optar el título profesional de: Ingeniero de Minas. Universidad Privada del Norte, Cajamarca. Obtenido de <http://hdl.handle.net/11537/14184>
 39. VILCA, R. (2019). Reducción de Costos mediante la Optimización de las Variables del Diseño de Perforación y Voladura para la Explotación de Caliza - Cantera Mercedes. Tesis para optar el Título de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional del Altiplano, Puno - Perú. Obtenido de http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/11498/Vilca_Barrantes_Richard.pdf?sequence=1&isAllowed=y

40. ZÚÑIGA, P. (2015). Diseño de tronaduras y su impacto en el costo mina de compañía minera Cerro Negro. Memoria para optar el título de Ingeniero Civil de Minas. Universidad de Chile, Santiago, Chile. Obtenido de <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/137507>

ANEXOS

Anexo 01:

MATRIZ DE OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DIMENSIONES	INDICADORES	TÉCNICA DE RECOLECCIÓN DE DATOS	INSTRUMENTOS E LA RECOLECCIÓN DE DATOS	
Variable Independiente.	Estudio geomecánico para diseñar malla.	Estudios geomecánicos al macizo rocoso.	Tipo roca.	Estratigrafía Análisis documental Observación	Cuadros y tablas Geomecánicas: RQD, GSI, RMR.	
			Densidad de la roca.			
			Discontinuidades.			
			Fallas.			
			Persistencia			
			Rugosidad.			
Presencia de agua.						
Variable Independiente.	Estudio geomecánico para diseñar malla.	Estudios geomecánicos al macizo rocoso.	Tipo de malla	Reportes de campo	Observación in situ al resultado de la voladura.	
			Malla de perforación.	Estudio geológico de la zona a perforar	Testigos de perforaciones	
				Estudio geomorfológico del área a volar.	Análisis de mapeo	
				Estudio estructural del área a perforar	Análisis de mapeo	
				Definir un solo diseño de malla para todo el banco a volar.	Metros perforados	Metros/H-Guardia
				Control en la operación.	Costos	US\$/H-Guardia
Variable Dependiente.	Optimizar costos en voladura.	Reducción de costos.	Metros perforados.	Costo/metro perforado	Metros/H-Guardia	
			Kilogramos de explosivo utilizado por taladro	Kg/m ³	US\$/m ³	
			Tipo de explosivo	Análisis documental /Observación	Observación in situ al resultado de la voladura.	

Fuente: Elaboración propia.

Anexo 02:

MATRIZ DE CONSISTENCIA

“Estudio Geomecánico para Diseñar Malla y Optimizar Costos en Voladura en Concesión Minera Los Chancas III 5 Hnos - Bambamarca”

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPÓTESIS	VARIABLES	TIPO DE INVESTIGACIÓN	POBLACIÓN	TÉCNICAS
<p>PRINCIPAL</p> <p>- ¿Cómo influyen el estudio geomecánico en el diseño de malla y optimizar costos en voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos?</p>	<p>PRINCIPAL</p> <p>- Determinar la influencia del estudio geomecánico en el diseño de malla y optimizar costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos – Bambamarca.</p>	<p>PRINCIPAL</p> <p>- El estudio geomecánico influye significativamente en el diseño de malla y optimizará significativamente costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos – Bambamarca.</p>	<p>VARIABLE INDEPENDIENTE</p> <p>Estudio geomecánico para diseñar malla.</p>	<p>La investigación es de tipo aplicada, debido a que busca encontrar las incidencias que se presenta en los costos tanto en perforación como de voladura.</p>	<p>Concesión minera no metálicas Los Chancas III 5 Hnos.</p>	<p>Las técnicas utilizadas son:</p> <ul style="list-style-type: none"> - La observación: Visitas al lugar de estudio. - Entrevista: Al maestro y ayudantes de perforación. - Análisis documental: Teorías relacionadas al tema.
PROBLEMA SECUNDARIOS	OBJETIVO ESPECÍFICOS	HIPÓTESIS ESPECÍFICAS	V. DEPENDIENTE	DISEÑO	MUESTRA	INSTRUMENTOS
<p>a. ¿Cómo realizar el estudio geomecánico para diseñar malla de perforación y optimizar costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos - Bambamarca?</p> <p>b. ¿Cuál es la carga explosiva según el estudio geomecánico en el diseño de malla de perforación y optimizar costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos - Bambamarca?</p> <p>c. ¿En qué porcentaje se reduce los costos en voladora al realizar el estudio geomecánico en el diseño de malla en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos – Bambamarca?</p>	<p>a. Realizar el estudio geomecánico para diseñar malla de perforación y optimizar costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos – Bambamarca.</p> <p>b. Calcular la carga explosiva adecuada según el estudio geomecánico en el diseño de malla y optimizar costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos – Bambamarca.</p> <p>c. Reducir el porcentaje de costos en voladora al realizar el estudio geomecánico en el diseño de malla de perforación en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos Bambamarca.</p>	<p>a. Realizando el estudio geomecánico se diseña la malla de perforación adecuada y reduce significativamente los costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos – Bambamarca.</p> <p>b. Determinando la carga explosiva adecuada de acuerdo al tipo de roca según el estudio geomecánico se optimizarán significativamente los costos de voladura en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos - Bambamarca.</p> <p>c. El porcentaje de los costos en voladura se reduce significativamente empleando el estudio geomecánico en el diseño de malla en la concesión minera los Chancas III 5 Hnos - Bambamarca.</p>	<p>Optimizar costos en voladura.</p>	<p>La investigación presenta un diseño no experimental - transversal descriptiva.</p>	<p>Para el estudio se escogieron tres muestras aleatorias de diferente área de explotación de calizas en la concesión minera Los Chancas III 5 Hnos.</p>	<ul style="list-style-type: none"> - Registro geomecánico - Determinado la calidad y propiedades geotécnicas de la roca que permitan diseñar la malla de perforación y voladura. - Observación in situ - Análisis documental - Cinta métrica - Brújula - Libreta de campo - Tablas geomecánicas - Tablas en Excel. - Software de diseño AutoCAD

Fuente. Elaboración propia.

Anexo 03: Instrumentos de investigación para la recolección de datos.

Tabla 1: Tabla Clasificación geomecánica para perforación.

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	>10 MPa	10-4 MPa	4-2 MPa	2-1 MPa	Compresión Simple (MPa)	
		Compresión simple	>250 MPa	250-100 MPa	100-50 MPa	50-25 MPa	25-5	<1
	Puntuación		15	12	7	4	2	0
2	RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%	
	Puntuación		20	17	13	6	5	
3	Separación entre diaclasas		>2m	0.6-2m	0.2-0.6m	0.06-0.2m	<0.06m	
	Puntuación		20	15	10	8	5	
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	<1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m	
		Puntuación	6	4	2	1	0	
		Abertura	Nada	<0.1mm	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm	
		Puntuación	6	5	4	1	0	
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave	
		Puntuación	6	5	3	1	0	
		Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno blando <5mm	Relleno blando >5mm	
Puntuación	6	4	2	2	0			
5	Agua freática	Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta	
		Puntuación	6	5	3	1	0	
5	Agua freática	Caudal por 10m de túnel	Nulo	<10 litros/min	10-25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min	
		Relación de agua/Tensión principal mayor	0	0-0.1	0.1-.0.2	0.2-0.5	>0.5	
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo	
		Puntuación	15	10	7	4	0	

Fuente: Bieniawski, Z.T. (1989).

Tabla 2: Tabla Categoría de clasificación geomecánica para perforación.

Clasificación Geomecánica Final (BIENAWSKI)		
R.M.R. Suma de los puntajes de las	Clasificación del Macizo	Clase
81 – 100	Muy Bueno	I
61 – 80	Bueno	II
41 – 60	Medio	III
21 – 40	Malo	IV
0 – 20	Muy Malo	V

Fuente: Bieniawski, Z.T. (1989).

Tabla 3: Clasificación del RQD%.

RQD (%)	Calidad de Roca
< 25	Muy Mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 – 100	Excelente

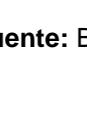
Fuente: (BIENIAWSKI, 1989).

Tabla 4: Clasificación del macizo rocoso de acuerdo al grado de fracturamiento para perforación.

Descripción	Resistencia a la Compresión Simple (MPa)	Índice de Resistencia de Carga Puntual (MPa)
Muy Alta	> 200	> 8
Alta	100 – 200	4 – 8
Media	50 – 100	2 – 4
Baja	25 – 50	1 – 2
Muy Baja	1 – 25	< 1

Fuente: Bieniawski, Z.T. (1989).

Tabla 5: Tabla clasificación geomecánica GSI.

<p>GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS (Hoek and Marinos, 2000)</p> <p>From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.</p>		<p>SURFACE CONDITIONS</p> <p>VERY GOOD Very rough, fresh unweathered surfaces</p> <p>GOOD Rough, slightly weathered, iron stained surfaces</p> <p>FAIR Smooth, moderately weathered and altered surfaces</p> <p>POOR Slickensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings or angular fragments</p> <p>VERY POOR Slickensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings</p> <p>DECREASING SURFACE QUALITY →</p>				
<p>STRUCTURE</p>		<p>DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES ↓</p>				
	<p>INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities</p>	90	80	70	60	N/A
	<p>BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets</p>	80	70	60	50	40
	<p>VERY BLOCKY - interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets</p>	70	60	50	40	30
	<p>BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity</p>	60	50	40	30	20
	<p>DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces</p>	50	40	30	20	10
	<p>LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes</p>	N/A	N/A	10	10	10

Fuente: Bieniawski, Z.T. (1989).

Tabla 6: Factor seguridad para perforación.

Factor de Seguridad por Orientación de las Juntas (F1, F2, F3)						
Caso	Muy Favorable	Favorable	Normal	Desfavorable	Muy desfavorable	
P	$ \alpha_j - \alpha_2 $					
T	$ \alpha_j - \alpha_2 - 180^\circ $					
	>30°	30° - 20°	20° - 10°	10° - 5°	<5°	
P / T	F1	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
P	$ \beta_j $					
	<20°	20° - 30°	30° - 35°	35° - 45°	>45°	
	F2	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
T	F2	1	1	1	1	1
P	$\beta_j - \beta_2$					
T	$\beta_j + \beta_2$					
	>10°	10° - 0°	0°	0° - (-10°)	< -10°	
	<110°	110° - 120°	>120°	-	-	
		0°				
P / T	F3	0	-6	-25	-50	-60

Fuente: Bieniawski, Z.T. (1989).

Anexo: 05 Tablas del mapeo geomecánica recolección de datos.

Tabla 7: Mapeo geomecánico insitu de la roca para hallar el RMR zona 1.

REGISTRO GEOLÓGICO GEOTÉCNICO																
PROYECTO : PERSISTENCIA ANIAXIAL DEL MACIZO ROCOSO																
UBICACIÓN: Zona "A" Cantera de calizas calera Bendición de Dios - Concesión minera Los Chancas 5 III Hnos – BAMBAMARCA.																
TRAMO GEOTÉCNICO : N°1																
REGISTRO N° 01													HOJA N° : 1			
RESPONSABLE: ELMER NOVOA CAMPOS													DE: 4			
													EJECUTADO POR: ELMER NOVOA CAMPOS			
													FECHA: 15-08-2020			
COORDENADAS TOPOGRÁFICAS				PROPIEDADES DE LAS DISCONTINUIDADES CARTOGRÁFICAS												
DSC. Nro°	DATA GPS		COTA m.s.n.m	MACIZO ROCOSO	TIPO DE DISCONTINUIDADES	ORIENTACIÓN			ESPACIAMIENTO	METEORIZACIÓN	PERSISTENCIA (m)	AVERTURA (mm)	RELLENO		RUGOSIDAD	AGUA
	CORD. NORTE	CORD. ESTE				AZIMUT/RUMBO	DIP	DIP DIRECTIÓN					TIPO	DUREZA		
					E=ESTRATÍFICA				1 = > 2m	1= Inalterada	1= < 1	1 = Ninguna	1=Limpi a	1=ninguna	1=muy rugosa	1=seco
					F=FALLA				2 = 0.6-2m	2= Lig. Meteorizada	2 = 1 - 3	2 = <0.1 mm	2=Cuarzo	2=duro<5 mm	2=rugosa	2=humedo
					D=DIACLASA				3 = 200-600 mm	3= Mod. Meteorizada	3 = 3 - 10	3 = 0.1-1 mm	3=Calcit a	3=duro>5 mm	3=lig rugosa	3=mojado
					mf=MICRO FALLA				4= 60-200 mm	4= Alt. Meteorizada	4 = 10 - 20	4 = 1-5 mm	4=Óxidos	4=blando< 5mm	4=lisa	4=goteo
					SC=SOBRE SCU				5 = < 60 mm	5= Com. Meteorizada	5 = > 20	5 = > 5 mm	5=Roca crítica	5=blando> 5mm	5=pulida	5=flujo
					C=CONCTO								6=Panizo			
													7=Arcilla			
1	772292	9263263	2650	Caliza	D	82NE	230SE	140N	3	2	3	4	4	4	3	1
2	772292	9263263	2650	Caliza	D	82NE	235SE	143N	3	2	3	4	4	2	3	1
3	772292	9263263	2650	Caliza	D	72NE	275SE	139N	3	2	3	4	4	3	3	1
4	772292	9263263	2650	Caliza	D	82NE	235SE	140N	2.3	2	3	4	4	3	3	1
5	772292	9263263	2650	Caliza	D	76NE	210SE	134N	2.2	2	3	4	4	3	3	1
6	772292	9263263	2650	Caliza	D	78NE	226SE	142N	0.26	2	3	4	4	3	3	1

7	772292	9263263	2650	Caliza	D	78NE	131SE	138N	0.36	2	1	3	4	3	3	1
8	772292	9263263		Caliza	D	77NE	235SE	145N	0.61	2	1	3	4	3	3	1
9	772292	9263263	2650	Caliza	D	89NE	142SE	142N	2	2	2	4	4	3	3	1
10	772292	9263263	2650	Caliza	D	85NE	235SE	140N	1.2	2	2	4	4	3	3	1
11	772292	9263263	2650	Caliza	D	90NE	230SE	143N	5.22	2	2	4	4	3	3	1
12	772292	9263263	2650	Caliza	D	90NE	230SE	231N	0.49	4	4	3	4	3	3	1
13	772292	9263263	2650	Caliza	D	78NE	270SE	133N	1.32	4	4	3	4	3	3	1
14	772292	9263263	2650	Caliza	D	88NE	226SE	140N	4.1	3	4	3	4	3	3	1
15	772292	9263263	2650	Caliza	D	84NE	230SE	140N	1.88	3	4	3	4	3	3	1
TOTAL									5.157	6	7	9	10	7.5	7.5	2.5
1	772292	9263263	2650	Caliza	D	75NE	235SE	140N	0.43	2	2	2	4	3	3	1
2	772292	9263263	2650	Caliza	D	75NE	236SE	140N	0.51	2	2	2	4	3	3	1
3	772292	9263263	2650	Caliza	D	75NE	229SE	143N	0.53	2	2	2	4	3	3	1
4	772292	9263263	2650	Caliza	D	78NE	219SE	129N	0.99	2	2	2	4	3	3	1
5	772292	9263263	2650	Caliza	D	74NE	230SE	130N	2.83	2	2	2	4	3	3	1
6	772292	9263263	2650	Caliza	D	84NE	224SE	134N	6.25	2	2	2	4	3	3	1
7	772292	9263263	2650	Caliza	D	86NE	221SE	135N	0.62	2	2	2	4	3	3	1
8	772292	9263263	2650	Caliza	D	85NE	225SE	138N	3.7	2	2	2	4	3	3	1
9	772292	9263263	2650	Caliza	D	85NE	235SE	139N	1.4	2	2	2	4	3	3	1
10	772292	9263263	2650	Caliza	D	90NE	234SE	146N	2.4	2	2	2	4	3	3	1
TOTAL										5	5	5	10	7.5	7.5	2.5

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 8: Mapeo geomecánico insitu de la roca para hallar el RMR zona 2.

REGISTRO GEOLÓGICO GEOTÉCNICO		PROYECTO : PERSISTENCIA ANIAXIAL DEL MACIZO ROCOSO											 CALERA BENDICIÓN DE DIOS E.L. <small>Producción, Comercialización y Transporte de Oxido de Calcio y Derivados</small> <small>RUC: 20496115440</small>			
REGISTRO N° 01		UBICACIÓN: Zona "B" Cantera de calizas calera Bendición de Dios - Concesión minera Los Chancas 5 III Hnos – BAMBAMARCA.											HOJA N° : 2 DE: 4			
RESPONSABLE:		TRAMO GEOTÉCNICO : N°2											EJECUTADO POR: ELMER NOVOA CAMPOS			
		ELMER NOVOA CAMPOS											FECHA: 15-08-2020			
COORDENADAS TOPOGRÁFICAS				PROPIEDADES DE LAS DISCONTINUIDADES CARTOGRÁFICAS												
DSC. Nro°	DATA GPS			MACIZO ROCOSO	TIPO DE DISCONTINUIDADES	ORIENTACIÓN			ESPACIAMIENTO	METEORIZACIÓN	PERSISTENCIA (m)	AVERTURA (mm)	RELLENO		RUGOSIDAD	AGUA
	CORD. NORTE	CORD. ESTE	COTA m.s.n.m			TIPO DE ROCA	AZIMUT/RUMBO	DIP					DIP DIRECTIÓN	TIPO		
					E=ESTRATIFICA				1 = > 2m	1= Inalterada	1= < 1	1 = Ninguna	1=Limpia	1=ninguna	1=muy rugosa	1=seco
					F=FALLA				2 = 0.6-2m	2= Lig.	2 = 1 - 3	2 = <0.1 mm	2=Cuarzo	2=duro<5mm	2=rugosa	2=humedo
					D=DIACLASA				3 = 200-600 mm	3= Mod. Meteorizada	3 = 3 - 10	3 = 0.1-1 mm	3=Calci ta	3=duro>5mm	3=lig rugosa	3=mojado
					mf=MICRO FALLA				4= 60-200 mm	4= Alt. Meteorizada	4 = 10 - 20	4 = 1-5 mm	4=Oxid os	4=blando<5m	4=lisa	4=goteo
					SC=SOBR ESCU				5 = < 60 mm	5= Com. Meteorizada	5 = > 20	5 = > 5 mm	5=Roca crítica	5=blando>5m	5=pulida	5=flujo
					C=CONTACTO								6=Panzoso			
													7=Arcilla			
1	772292	9263263	2650	Caliza	D	82NE	230SE	140N	3	2	3	4	4	4	3	1
2	772292	9263263	2650	Caliza	D	82NE	235SE	143N	3	2	3	4	4	2	3	1
3	772292	9263263	2650	Caliza	D	72NE	275SE	139N	3	2	3	4	4	3	3	1
4	772292	9263263	2650	Caliza	D	82NE	235SE	140N	2.3	2	3	4	4	3	3	1
5	772292	9263263	2650	Caliza	D	76NE	210SE	134N	2.2	2	3	4	4	3	3	1
6	772292	9263263	2650	Caliza	D	78NE	226SE	142N	0.25	2	3	4	4	3	3	1
7	772292	9263263	2650	Caliza	D	78NE	131SE	138N	0.35	2	1	3	4	3	3	1
8	772292	9263263	2650	Caliza	D	77NE	235SE	145N	0.63	2	1	3	4	3	3	1
9	772292	9263263	2650	Caliza	D	89NE	142SE	142N	3	2	2	4	4	3	3	1
10	772292	9263263	2650	Caliza	D	85NE	235SE	140N	1.1	2	2	4	4	3	3	1

11	772292	9263263	2650	Caliza	D	90NE	230SE	143N	3.23	2	2	4	4	3	3	1
12	772292	9263263	2650	Caliza	D	90NE	230SE	231N	0.49	4	4	3	4	3	3	1
13	772292	9263263	2650	Caliza	D	78NE	270SE	133N	1.32	4	4	3	4	3	3	1
14	772292	9263263	2650	Caliza	D	88NE	226SE	140N	5.1	3	4	3	4	3	3	1
15	772292	9263263	2650	Caliza	D	84NE	230SE	140N	1.89	3	4	3	4	3	3	1
TOTAL									5.247	6	7	9	10	7.4	7.4	2.5

1	772292	9263263	2650	Caliza	D	75NE	235SE	140N	0.42	2	2	2	4	3	3	1
2	772292	9263263	2650	Caliza	D	75NE	236SE	140N	0.53	2	2	2	4	3	3	1
3	772292	9263263	2650	Caliza	D	75NE	229SE	143N	0.54	2	2	2	4	3	3	1
4	772292	9263263	2650	Caliza	D	78NE	219SE	129N	0.98	2	2	2	4	3	3	1
5	772292	9263263	2650	Caliza	D	74NE	230SE	130N	2.84	2	2	2	4	3	3	1
6	772292	9263263	2650	Caliza	D	84NE	224SE	134N	6.26	2	2	2	4	3	3	1
7	772292	9263263	2650	Caliza	D	86NE	221SE	135N	0.61	2	2	2	4	3	3	1
8	772292	9263263	2650	Caliza	D	85NE	225SE	138N	4.6	2	2	2	4	3	3	1
9	772292	9263263	2650	Caliza	D	85NE	235SE	139N	2.5	2	2	2	4	3	3	1
10	772292	9263263	2650	Caliza	D	90NE	234SE	146N	2.5	2	2	2	4	3	3	1
TOTAL									4.915	5	5	5	10	7.5	7.5	2.5

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 9: Mapeo geomecánico insitu de la roca para hallar el RMR zona 3.

REGISTRO GEOLÓGICO GEOTÉCNICO		PROYECTO : PERSISTENCIA ANIAXIAL DEL MACIZO ROCOSO														
		UBICACION: Zona "C" Cantera de calizas calera Bendición de Dios - Concesión minera Los Chancas 5 III Hnos – BAMBAMARCA.														
		TRAMO GEOTÉCNICO : N°3														
REGISTRO N° 02		HOJA N° : 03 DE: 04														
RESPONSABLE:		ELMER NOVOA CAMPOS														
		EJECUTADO POR: ELMER NOVOA CAMPOS														
		FECHA: 19-09-2020														
COORDENADAS TOPOGRÁFICAS				PROPIEDADES DE LAS DISCONTINUIDADES CARTOGRÁFICAS												
DSC. Nro°	DATA GPS		MACIZO ROCOSO	TIPO DE DISCONTINUIDADES	ORIENTACIÓN			ESPACIAMIENTO	METEORIZACIÓN	PERSISTENCIA (m)	AVERTURA (mm)	RELLENO		RUGOSIDAD	AGUA	
	CORD.NORTE	CORD. ESTE			COTA m.s.n.m	TIPO DE ROCA	AZIMUT /RUMBO					DIP	DIP DIRECTIÓN			TIPO
				E=ESTRATIFICA				1 = > 2m	1= Inalterada	1= < 1	1 = Ninguna	1=Limpia	1=ninguna	1=muy rugosa	1=seco	
				F=FALLA				2 = 0.6-2m	2= Lig.	2 = 1 - 3	2 = <0.1 mm	2=Cuarzo	2=duro<5m	2=rugosa	2=húmedo	
				D=DIACLASA				3 = 200-600 mm	3= Mod. Meteorizada	3 = 3 - 10	3 = 0.1-1 mm	3=Calcita	3=duro>5m	3=lig rugosa	3=mojado	
				mf=MICRO FALLA				4= 60-200 mm	4= Alt. Meteorizada	4 = 10 - 20	4 = 1-5 mm	4=Óxidos	4=blando<5 mm	4=lisa	4=goteo	
				SC=SOBRESCU				5 = < 60 mm	5= Com. Meteorizada	5 = > 20	5 = > 5 mm	5=Roca crítica	5=blando>5 mm	5=pulida	5=flujo	
				C=CONTACTO								6=Panizo				
												7=Arcilla				
1	772292	9263263	2650	Caliza	D	68NE	265SE	188N	0.9	2	3	2	5	2	2	1
2	772292	9263263	2650	Caliza	D	82NE	269SE	172N	0.3	2	3	2	5	2	2	1
3	772292	9263263	2650	Caliza	D	62NE	320SE	245N	0.22	2	3	2	5	2	2	1
4	772292	9263263	2650	Caliza	D	76NE	270SE	188N	0.32	2	3	2	5	2	2	1
5	772292	9263263	2650	Caliza	D	78NE	279SE	198N	0.3	2	3	2	5	2	2	1
6	772292	9263263	2650	Caliza	D	72NE	274SE	182N	0.4	2	3	2	5	2	2	1
7	772292	9263263	2650	Caliza	D	73NE	278SE	185N	0.6	2	3	2	5	2	2	1
8	772292	9263263	2650	Caliza	D	79NE	280SE	195N	0.75	2	3	2	5	2	2	1
9	772292	9263263	2650	Caliza	D	65NE	270SE	201N	0.65	2	3	2	5	2	2	1
10	772292	9263263	2650	Caliza	D	89NE	284SE	193N	0.7	2	3	2	5	2	2	1
11	772292	9263263	2650	Caliza	D	89NE	284SE	193N	5.22	2	2	4	4	3	3	1

12	772292	9263263	2650	Caliza	D	90NE	230SE	231N	0.49	4	4	3	4	3	3	1
13	772292	9263263	2650	Caliza	D	78NE	270SE	133N	1.32	4	4	3	4	3	3	1
14	772292	9263263	2650	Caliza	D	88NE	226SE	140N	4.1	3	4	3	4	3	3	1
15	772292	9263263	2650	Caliza	D	84NE	230SE	140N	1.88	3	4	3	4	3	3	1
TOTAL									3.025	6	8	6	11.667	5.833	5.833	2.5
1	772292	9263263	2650	Caliza	D	76NE	290SE	203N	3.5	3	3	2	5	3	2	1
2	772292	9263263	2650	Caliza	D	79NE	245SE	230N	1.9	3	3	2	5	3	2	1
3	772292	9263263	2650	Caliza	D	52NE	219SE	116N	0.6	3	2	2	5	3	2	1
4	772292	9263263	2650	Caliza	D	69NE	215SE	116N	3.2	3	2	2	5	3	2	1
5	772292	9263263	2650	Caliza	D	50NE	119SE	111N	1	3	2	2	5	3	2	1
6	772292	9263263	2650	Caliza	D	88NE	270SE	180N	0.51	3	2	2	5	3	2	1
7	772292	9263263	2650	Caliza	D	66NE	295SE	197N	1.3	3	2	2	5	3	2	1
TOTAL									3.0025	5.25	4	3.5	8.75	5.25	3.5	1.75
1	772292	9263263	2650	Caliza	D	86SE	280SE	178N	2.77	2	3	2	5	2	2	1
2	772292	9263263	2650	Caliza	D	82SE	291SE	195N	1.52	2	3	2	5	2	2	1
3	772292	9263263	2650	Caliza	D	42NE	252SE	169N	0.43	2	3	2	5	2	2	1
4	772292	9263263	2650	Caliza	D	24NE	300SE	220N	0.63	2	3	2	5	2	2	1
5	772292	9263263	2650	Caliza	D	66NE	200SE	110N	0.65	2	3	2	5	2	2	1
6	772292	9263263	2650	Caliza	D	76NE	336SE	240N	1.56	3	3	2	5	3	2	1
7	772292	9263263	2650	Caliza	D	64NE	388SE	199N	3.2	3	3	2	5	3	2	1
8	772292	9263263	2650	Caliza	D	85NE	220SE	122N	1.66	3	3	2	5	3	2	1
9	772292	9263263	2650	Caliza	D	69NE	293SE	201N	2.44	3	3	2	5	3	2	1
TOTAL									3.715	5.5	6.75	4.5	11.25	5.5	4.5	1.75
SUMA TOTAL									9.7425	16.75	18.75	14	31.667	16.583	13.833	6
PROMEDIO									0.3747	0.6442	0.7211	0.5385	1.2179	0.6378	0.5320	0.2308

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 10: Mapeo geomecánico insitu de la roca para hallar el RMR zona 4.

REGISTRO GEOLÓGICO GEOTÉCNICO		PROYECTO : PERSISTENCIA ANIAXIAL DEL MACIZO ROCOSO							UBICACIÓN : ZONA "D" Cantera de calizas calera Bendición de Dios - Concesión minera Los Chancas 5 III Hnos. - BAMBAMARCA		CALERA BENDICIÓN DE DIOS E.I.R.L. Producción, Comercialización y Transporte de Óxido de Calcio y Derivados RUC: 20496115440					
REGISTRO N° 04		TRAMO GEOTÉCNICO : N°04							HOJA N° : 04		DE: 04					
RESPONSABLE:		ELMER NOVOA CAMPOS							EJECUTADO POR: ELMER NOVOA CAMPOS		FECHA: 15-10-2020					
COORDENADAS TOPOGRÁFICAS				PROPIEDADES DE LAS DISCONTINUIDADES CARTOGRÁFICAS												
DSC.N°	DATA GPS		MACIZO ROCOSO	TIPO DE DISCONTINUIDADES	ORIENTACIÓN			ESPACIAMIENTO	METEORIZACIÓN	PERSISTENCIA (m)	AVERTURA (mm)	RELLENO		RUGOSIDAD	AGUA	
	CORD.NORTE	CORD.ESTE			COTA m.s.n.m	TIPO DE ROCA	AZIMUT /RUMBO					DIP	DIP DIRECTIÓN			TIPO
				E=ESTRATÍFICA				1 = > 2m	1= Inalterada	1= < 1	1 = Ninguna	1=Limpia	1=ninguna	1=muy rugosa	1=seco	
				F=FALLA				2 = 0.6-2m	2= Lig.	2 = 1 - 3	2 = <0.1 mm	2=Cuarzo	2=duro<5m	2=rugosa	2=húmedo	
				D=DIACLASAS				3 = 200-600 mm	3= Mod. Meteorizada	3 = 3 - 10	3 = 0.1-1 mm	3=Calcita	3=duro>5m	3=lig rugosa	3=mojado	
				mf=MICRO FALLA				4= 60-200 mm	4= Alt. Meteorizada	4 = 10 - 20	4 = 1-5 mm	4=Óxidos	4=blando<5 mm	4=lisa	4=goteo	
				SC=SOBRE SCU				5 = < 60 mm	5= Com. Meteorizada	5 = > 20	5 = > 5 mm	5=Roca crítica	5=blando>5 mm	5=pulida	5=flujo	
				C=CONTACTO								6=Panizo				
												7=Arcilla				
1	795536	9263263	2650	Caliza	C	78NE	144SE	51N	0.66	1	3	2	4	3	2	1
2	795536	9263263	2650	Caliza	C	65NE	320SE	59N	0.74	1	3	2	4	3	2	1
3	795536	9263263	2650	Caliza	C	70NE	265SE	161N	0.49	1	3	2	4	3	2	1
4	795536	9263263	2650	Caliza	C	83NE	230SE	50N	0.3	1	3	2	4	3	2	1
5	795536	9263263	2650	Caliza	C	78NE	151SE	52N	4.1	1	3	2	4	3	2	1
6	795536	9263263	2650	Caliza	C	66NE	210SE	96N	2.2	1	3	2	7	3	2	1
7	795536	9263263	2650	Caliza	C	68NE	138SE	44N	1.5	1	3	2	7	3	2	1
8	795536	9263263	2650	Caliza	C	81NE	121SE	42N	5.4	1	3	2	4	3	2	1
9	795536	9263263	2650	Caliza	C	80NE	356SE	20N	11.06	1	3	2	4	3	2	1
10	795536	9263263	2650	Caliza	C	70NE	150SE	52N	1.1	1	3	2	4	3	2	1
11	795536	9263263	2650	Caliza	C	82NE	90SE	5N	2.7	1	3	2	4	3	2	1
TOTAL									5.042	1.833	5.5	3.667	8.333	5.5	3.667	1.833

Fuente: Elaboración propia.

Anexo 06: Valoración de parámetros para hallar el RMR de la roca área de perforación concesión minera los Chancas III 5 Hnos.

1. Resistencia uniaxial de la roca.

Tabla 11: Valoración resistencia uniaxial de la roca.

Clase	Clasificación de la roca según su resistencia	Resistencia Uniaxial (MPa)	Índice de Carga Puntual (MPa)	Estimación en Terreno de la Resistencia
R6	Extremadamente Resistente	> 250	> 10	Golpes de la picota, sólo causan descostramientos superficiales en la roca
R5	Muy Resistente	100 – 200	4 – 10	Un trozo de roca requiere varios golpes de la picota para fracturarse.
R4	Resistente	50 – 100	2 – 4	Un trozo de roca requiere más de un golpe de la picota para fracturarse. Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe de la picota, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas.
R3	Moderadamente Resistente	25 – 50	1 – 2	Un golpe con la punta de la picota deja una indentación superficial. La roca puede ser descostrada con una cortapluma pero con dificultad.
R2	Débil	5 – 25	< 1	La roca se disgrega al ser golpeada con la punta de la picota. La roca puede ser descostrada con un cortapluma.
R1	Muy Débil	1 – 5		La roca puede ser indentada con la uña del pulgar.
R0	Extremadamente Débil	0.25 – 1		

Fuente: Bieniawski, Z.T. (1989).

Puntaje = 7

2. Designación del (RQD):

Para determinar este parámetro tomamos como base de datos un área de 45 metros lineales luego se procedió a contar el n° de fracturas que cortan a los 45 m lineales.

$$\text{RQD} = 100e^{-0.1 \lambda (0.1 \lambda + 1)}$$

Dónde:

$$\lambda = \frac{\text{Número de discontinuidades}}{\text{m}}$$

Calculamos:

$$\lambda = \frac{55}{45} = 1.22$$

Entonces:

$$\text{RQD} = 100e^{-0.1 \cdot 1.22 (0.1 \cdot 1.22 + 1)}$$

$$\text{RQD} = 100e^{-0.1 \cdot 1.22 (0.1 \cdot 1.22 + 1)}$$

$$\text{RQD} = 83.21\%$$

Según el rango de valores del RQD, al macizo rocoso se caracteriza según la siguiente tabla:

Tabla 12: Valoración del RQD para la roca de la zona de estudio.

RQD (%)	Calidad de la roca
100 - 90	Muy buena
90 - 75	Buena
75 - 50	Regular
50 - 25	Mala
0 - 25	Muy mala

Fuente: Bieniawski, Z.T. (1989).

Puntaje = 17

3. Valoración para espaciado de las discontinuidades.

Tabla 13: Espaciado de las discontinuidades para la zona de estudio.

Descripción	Espaciado
Ed1	0.2 m – 0.6 m
Ed2	0.2 m – 0.6 m
Ed3	0.6 m – 2.0 m
Ed4	0.2 m – 6.0 m
Ed5	0.6 m – 2.0 m
Promedio	0.4 m

Fuente Elaboración propia.

Según la observación in situ el espaciado de las discontinuidades es de forma cerrada y haciendo el contraste con la tabla de valoración esta entre los valores de 200 mm a 60 mm, haciendo cálculo matemático se tiene un promedio de:

$$\text{Promedio} = \frac{\text{Ed1} + \text{Ed2} + \text{Ed3} + \text{Ed4} + \text{Ed5}}{5} = 0.40 \text{ m} = 40 \text{ cm}$$

Tabla 14: Descripción de las discontinuidades para la zona de estudio.

Descripción	Espacio	
	Mm	Cm
Extremadamente cerrado	<20	<2 cm
Muy cerrado	20-60	2cm-6cm
Cerrado	60-200	6cm-20cm
Moderado	200-600	20cm-60cm
Espaciado	600-2000	60cm-2m
Muy espaciado	2000-6000	2m-6m
Extremadamente espaciado	>600	>6

Fuente: Bieniawski, Z.T. (1989).

Puntaje = 15

4. Estado de las discontinuidades para la zona de estudio.

Para describir condición de las discontinuidades en el frente de trabajo banco de perforación se tendrá en cuenta la siguiente guía:

A) Persistencia:

Tabla 15: Puntaje de valoración de la persistencia.

Descripción de la persistencia	
Persistencia	Longitud (m)
Muy Baja Persistencia	< 1
Baja Persistencia	1 – 3
Persistencia Media	3 – 10
Alta Persistencia	10 – 20
Muy Alta Persistencia	> 20

Fuente: Bieniawski, Z.T. (1989). **Puntaje = 4**

B) Abertura: la abertura que presenta el área de estudio es de 3 mm hasta 5 mm.

Tabla 16: Puntaje valoración de abertura.

Descripción de la abertura	
Descripción	Abertura
Muy Cerrada	Ninguna
Cerrada	< 0.1 mm
Parcialmente Abierta	0.1 – 1.0 mm
Abierta	1 – 5 mm
Muy Abierta	> 5 mm

Fuente: Bieniawski, Z.T. (1989) **Puntaje = 4**

C) Rugosidad: Las discontinuidades presentan una superficie rugosa.

Tabla 17: Puntaje validación de las rugosidades.

Tipos de Rugosidades	
Tipo	Descripción
I	Rugosa irregular, escalonada.
II	Lisa, escalonada.
III	Pulida, escalonada.
IV	Rugosa irregular, ondulada
V	Lisa Ondulada
VI	Pulida, ondulada
VII	Rugosa irregular, planar
VIII	Lisa, planar
IX	Pulida, planar.

Fuente: Bieniawski, Z.T. (1989) **Puntaje = 5**

D) Relleno: Las juntas de la zona de estudio presenta un relleno que es; caliza triturada, arcilla dura o calcita secundaria cristalizada y son menores a 5 mm de espesor.

Tabla 18: Puntaje de valoración del relleno.

DESCRIPCIÓN DEL RELLENO			
Grado	Descripción	Identificación en Campo	Resistencia Com. Simple (Mpa)
S1	Arcilla muy Blanda	Penetrada fácilmente varias pulgadas por el puño	<0.025
S2	Arcilla Blanda	Penetrada fácilmente varias pulgadas por el dedo pulgar.	0.025 - 0.05
S3	Arcilla Media	Penetrada varias pulgadas por el dedo pulgar, usando esfuerzo moderado.	0.05 - 0.10
S4	Arcilla Semidura	Deja fácilmente hendidura por la acción del dedo pulgar, pero penetra solamente con gran esfuerzo.	0.10 - 0.25
S5	Arcilla Dura	Mellada fácilmente por la uña del pulgar.	0.25 - 0.50
S6	Arcilla muy Dura	Mellada con dificultad por la uña del pulgar.	0.50 - 1
R0	Roca extremadamente débil	Mellada por la uña del pulgar.	0.25 - 1
R1	Roca muy Débil	Se disgrega por golpes fuertes de la punta de la picota; puede ser desconchada por una navaja.	1 -- 5
R2	Roca Débil	Puede ser desconchada por una navaja, con dificultad.	5 -- 25
R3	Roca medianamente Resistente	No puede ser rayada o desconchada por navaja; la muestra puede ser fracturada por un golpe de la punta de la picota.	25 -- 50
R4	Roca Fuerte	La muestra requiere más de un golpe de la picota para fracturarla.	50 -- 100
R5	Roca muy Fuerte	La muestra requiere varios golpes de la picota para fracturarla.	100 - 250
R6	Roca Extremadamente Resistente	La muestra puede ser solamente astillada por la picota.	>250

Fuente: Bieniawski, Z.T. (1989). **Puntaje = 4**

E) Meteorización: El afloramiento de roca caliza en la cantera, presentan una meteorización leve.

Tabla 19: Valoración de las discontinuidades para el banco a perforar.

Guías para la calificación según las condiciones de las discontinuidades					
Longitud (persistencia)	<1m	1-3-m	3-10 m	10-20 m	>20 m
Puntaje	6	4	2	1	0
Separación (Abertura)	Ninguna	<0.1 mm	0.1-1.0mm	1-5 mm	>5mm
Puntaje	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Pulida
Puntaje	6	5	3	1	0
Relleno	Ninguno	Duro<5m m	Duro>5mm	Blando<5m m	Blando>5m m
Puntaje	6	4	2	2	0
Meteorización	Inalterada	Ligeramente Meteor	Moderadamente Meteor	Altamente Meteorizada	Descompuesta
Puntaje	6	5	4	1	0

Fuente: Bieniawski, Z.T. (1989).

5. Condición de agua subterránea

Tabla 20: Puntaje de valoración para la condición de agua subterránea.

Descripción	Rango de puntaje
Completamente Seco	15
Semi Húmedo	10
Húmedo	7
Mojado	4
Flujo de Agua	0

Fuente: Bieniawski, Z.T. (1989).

Puntaje = 15

Anexo 07: Resultados de las pruebas en laboratorio mecánica de rocas.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica
Laboratorio de Mecánica de Rocas

Lima, 01 de junio del 2021

Informe N° 037/21/LMR/UNI

Señores
LOS CHANCAS III 5 HNOS
Presente. -

De nuestra consideración:

En el presente se adjunta los resultados de los ensayos del Laboratorio de Mecánica de Rocas asociados al proyecto "ESTUDIO GEOMECÁNICO PARA DISEÑAR MALLA Y OPTIMIZAR COSTOS EN VOLADURA EN CONCESIÓN MINERA LOS CHANCAS III 5 HNOS - BAMBAMARCA", ubicado en el Distrito de Bambamarca Provincia de Hualgayoc, Región Cajamarca.

Atentamente,

Ing. Elvis William Valencia Chávez
Jefe del Laboratorio de Mecánica de Rocas
Universidad Nacional de Ingeniería





UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica

Laboratorio de Mecánica de Rocas

INFORME N° 037/21/LMR/UNI

ENSAYO DE COMPRESION UNIAXIAL

Solicitado por:
LOS CHANCAS III 5 HNOS

Muestra: Bloques Rocosos

Fecha: 01 de junio del 2021



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica
Laboratorio de Mecánica de Rocas

Informe: N° 037/21/LMR/UNI
Empresa: LOS CHANCAS III S H NOS
Proyecto: "ESTUDIO GEOMECÁNICO PARA DISEÑAR MALLA Y OPTIMIZAR COSTOS EN VOLADURA EN CONCESIÓN MINERA LOS CHANCAS III S H NOS – BAMBAMARCA"
Fecha: 01/06/2021

ENSAYO DE COMPRESION UNIAXIAL

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM 02938-95, dando los siguientes resultados:

Muestra	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Carga de rotura (kN)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (kg/cm ²)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (MPa)
M-1	4.43	9.16	79.6	529	51.9
M-2	4.43	9.19	65.4	435	42.6
M-3	4.43	9.15	76.2	506	49.6

Nota:

La empresa solicitante es responsable de la toma de muestra en campo.
La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el solicitante.





UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica

Laboratorio de Mecánica de Rocas

***FOTOGRAFIAS DE
LOS ENSAYOS REALIZADOS***





UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

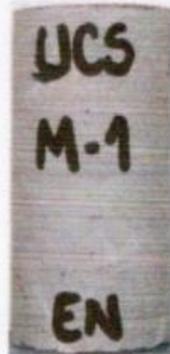
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica

Laboratorio de Mecánica de Rocas

FOTOS: COMPRESION UNIAXIAL

Muestra: M-1

Antes

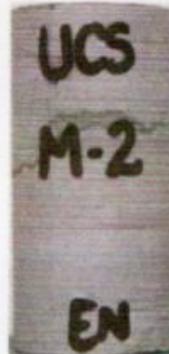


Después



Muestra: M-2

Antes



Después



Muestra: M-3

Antes



Después



Anexo 08: Fotografías tomadas insitu donde se desarrolló el proyecto de investigación.



Figura 1: Visualización de estratos del macizo rocoso antes de la voladura.
Fuente: Fotografía tomada insito calera bendición de Dios.

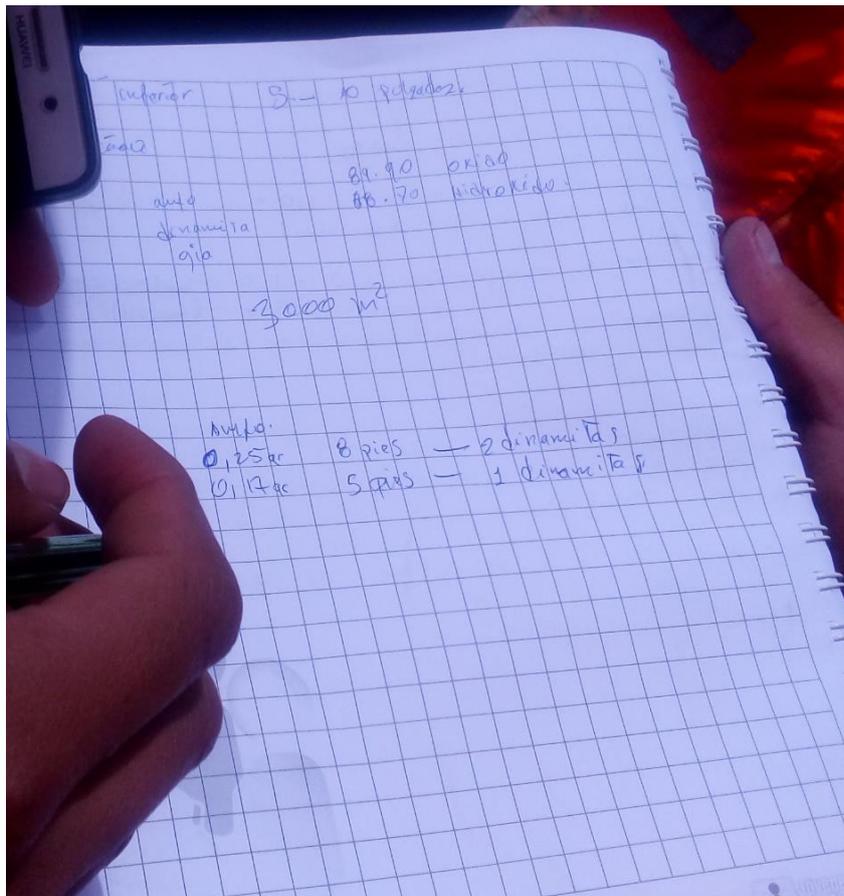


Figura 2: Recolección de datos y medición de estratos insitu.
Fuente: Fotografía tomada insito calera bendición de Dios.



Figura 3: Supervisión del área de perforación antes de marcar la malla.
Fuente: Fotografía tomada insito calera bendición de Dios.



Figura 4: Área de perforación Concesión minera los Chancas III 5 Hnos.
Fuente: Fotografía tomada insito calera bendición de Dios.



Figura 5: Máquina perforadora Jackleg.
Fuente: Fotografía tomada insito calera bendición de Dios.



Figura 6: Máquina compresora que se utiliza para la perforación.
Fuente: Fotografía tomada insito calera bendición de Dios.



Figura 7: Personal haciendo la selección de piedra después de la voladura.
Fuente: Fotografía tomada insito calera bendición de Dios.



Figura 8: Resultados después de la voladura.
Fuente: Fotografía tomada insito calera bendición de Dios.



Figura 9: Piedra seleccionada de 2" a 4" para la calcinación.
Fuente: Fotografía tomada insito calera bendición de Dios.



Figura 10: Selección de cal después de la calcinación.
Fuente: Fotografía tomada insito calera bendición de Dios.



Figura 11: Molienda, llenado y envasado producción de cal.
Fuente: Fotografía tomada insito calera bendición de Dios.

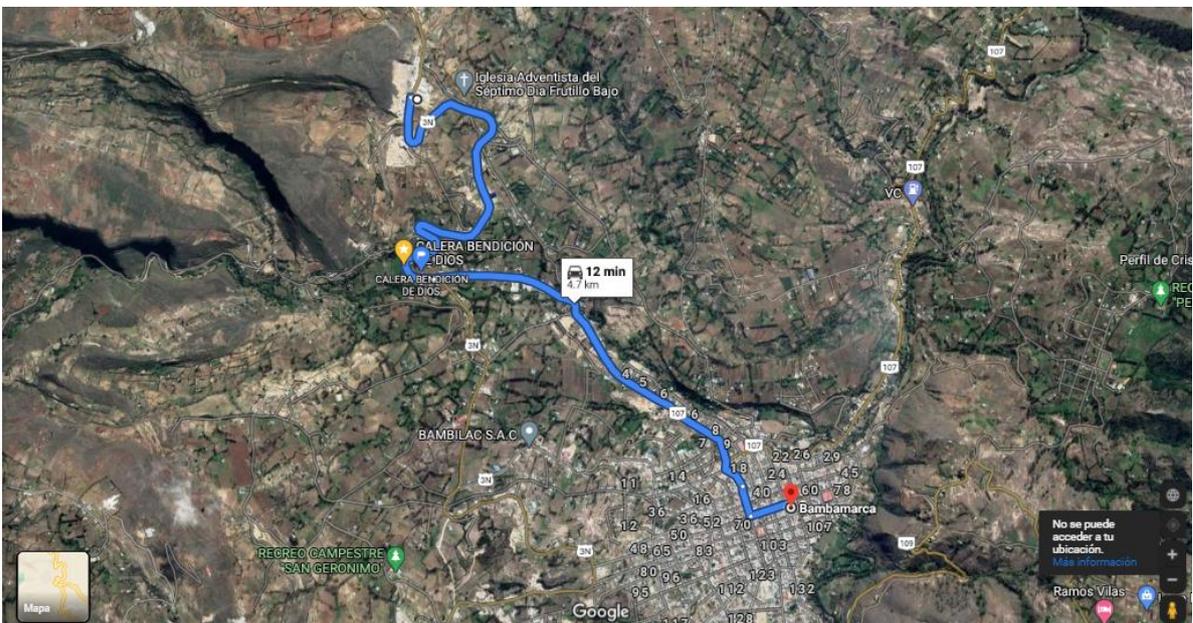
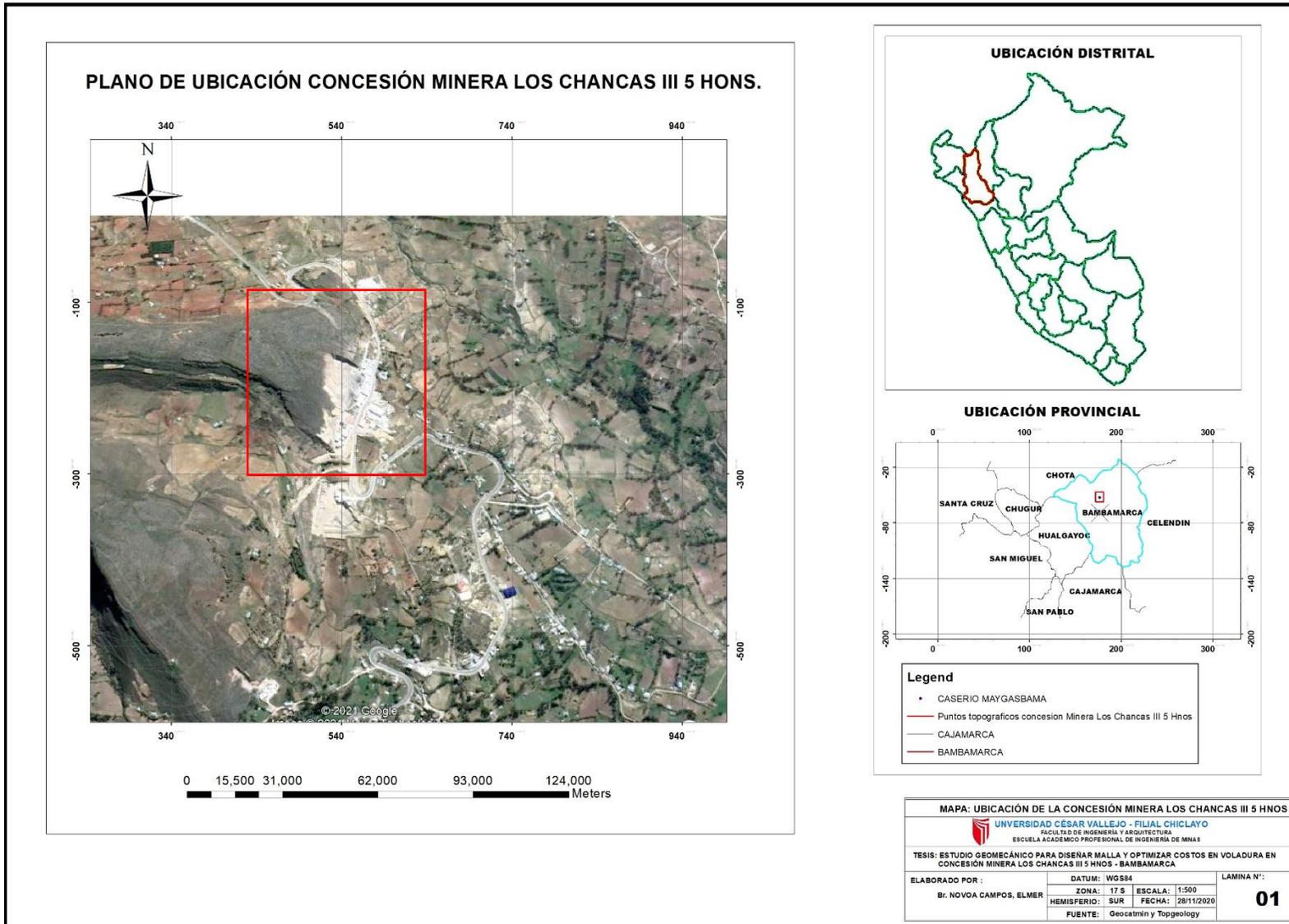


Figura 12: Imagen satelital ubicación de la concesión minera Los Chancas III 5 Hnos.
Fuente: Google Earth.

Anexo 09:

Plano de ubicación



Anexo 10: Constancia de aplicación de tesis



CALERA BENDICIÓN DE DIOS E.I.R.L.

Producción, Comercialización y Transporte de Oxido de Calcio y Derivados

RUC: 20496115440

CONSTANCIA DE APLICACIÓN DE TESIS

Bambamarca, 29 de enero de 2021

Dr. Beder Erasmo Martell Espinoza

Director EP. Ingeniería de Minas de la Universidad Cesar Vallejo – Chiclayo

Yo, Sr. Guillermo Ortiz Cotrina, identificado con DNI N° 27554288, Gerente General de la empresa Calera Bendición de Dios EIRL, **Autorizo** a Elmer Novoa Campos de la Universidad Cesar Vallejos Filial Chiclayo - Perú, de la escuela profesional de Ingeniería de Minas a aplicar su tesis denominada **"ESTUDIO GEOMECANICO PARA DISEÑAR MALLA Y OPTIMIZAR COSTOS EN VOLADURA EN CONCESION MINERA LOS CHANCAS III 5 HNOS - BAMBAMARCA"** para fines académicos, dejando en evidencia que la siguiente tesis fue aplicada y luego ayudo a incrementar la producción diaria en la extracción de la materia prima.

Además, dicha autorización comprende la divulgación y comunicación pública del citado trabajo de investigación en el repositorio institucional de la UCV.

Atentamente,

Sr. Guillermo Ortiz Cotrina
Gerente General

Caserío Maygasbamba S/N — Bambamarca — Cajamarca
Cel. 976639 983; E-mail: calera_dedios@hotmail.com