



UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

Diseño de malla de perforación utilizando modelo matemático Holmberg para mejorar fragmentación de la voladura - Mina Santa Clotilde 7 – Chongoyape

TESIS PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

Ingeniera de Minas

AUTORAS:

Br. Montoya Castillo, Gabriel Nataly (ORCID: 0000-0002-8375-3627)

Br. Vilchez Tello, Rosmery (ORCID: 0000-0002-6011-5550)

ASESOR:

Msc. Ing. Salazar Ipanaqué Javier Ángel (ORCID: 0000-0002-7909-6433)

LÍNEA DE INVESTIGACIÓN:

Perforación y Voladura de Rocas

Chiclayo - Perú

2019

Dedicatoria

A DIOS, por su amor infinito que se hace presente cada día con todas las cosas que suceden en mi vida.

A mi madre, por su constante apoyo, ejemplo y amor incondicional que hace que pueda luchar cada día.

A mis segundos padres Nelly Pérez de Castillo y Leoncio Castillo Acevedo por la motivación, bondad, amor, confianza y a toda mi familia por inculcarme valores y hábitos durante la mayor parte de mis etapas para ser una mejor persona en todos los sentidos.

Gabriel Nataly Montoya C.

Principalmente a DIOS por permitirme terminar con éxito esta investigación.

A mi madre Lucelina Tello Carrasco por inculcarme valores y hábitos durante esta trayectoria que decidí recorrer, también a mis segundos padres Cristina Dominga Delgado Tello y Oscar Gerardo Tello Ríos por la motivación, bondad, esfuerzo y confianza brindada para lograr desarrollar mis objetivos propuestos.

Rosmery Vilchez Tello

Agradecimiento

A la Universidad César Vallejo, mi alma mater por haber formado mi espíritu profesional.

A mi mamá y a mi familia por ser mis guías y mi mejor ejemplo a seguir.

Gabriel Nataly Montoya C.

A mi padre celestial que en medio de la confusión de mis ideas me brindó claridad y coherencia lógica.

A mi madre, también a mi hermano Edil, a mis segundos padres y tíos (Edita, Meris, Liduvina, Elmer, Victor), por ser el pilar de motivación, también por sus consejos y apoyo moral para lograr ser profesionales.

Rosmery Vilchez Tello

De manera especial al dueño y gerente “Jorge Guillermo Barba Fernández” de minera SANTA CLOTILDE 7, por la oportunidad de permitir realizar nuestro estudio, el cual se culminó de manera satisfactoria.

Al Msc. Javier Salazar Ipanaqué, por el asesoramiento y constante apoyo en la investigación, también por impartir sus conocimientos y por la tolerancia a lo largo del planteamiento y ejecución del proyecto que junto a nuestra metodóloga Aguinaga Vásquez Silvia Josefina permitieron cotejar nuestros resultados.

Al Ing. Ricardo Cayo Castillejo Melgarejo, ya que mediante el mensaje: “el diseño de perforación y voladura es un arte”, logramos entender la realidad, que como egresados debemos de conocer para poder desempeñarnos en el campo minero.

Página del jurado

Declaratoria de autenticidad

Yo, MONTOYA CASTILLO, Gabriel Nataly con DNI N° 71458785 y VILCHEZ TELLO, Rosmery con DNI N° 71767979, afecto cumplir con las disposiciones vigentes considerando en el reglamento de grados y títulos de la Universidad César Vallejo, Facultad de Ingeniería, Escuela de Ingeniería de Minas, declaro bajo juramento que todo el contenido de tesis es original.

Así mismo, declaro bajo juramento que todos los datos e información que se presentan en la presente tesis de “DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN UTILIZANDO MODELO MATEMÁTICO HOLMBERG PARA MEJORAR FRAGMENTACIÓN DE LA VOLADURA- MINA SANTA CLOTILDE 7” son auténticos y veraces.

Se ha empleado contenido importante el cual se ha extraído de libros, e incluso de otros proyectos de tesis, los cuales han sido citados según el derecho de autor.

De tal modo asumo la responsabilidad que corresponda ante cualquier falsedad ocultamente u omisión tanto de los documentos como la información aportada por los cuales me someto las normas académicas de la Universidad César Vallejo.

Chiclayo 5 de julio del 2019



DNI: 71458785

MONTOYA CASTILLO, Gabriel Nataly



DNI: 71767979

VILCHEZ TELLO, Rosmery

Índice

Dedicatoria.....	ii
Agradecimiento.....	iii
Página del jurado.....	iv
Declaratoria de autenticidad.....	v
Índice.....	vi
Índice de figuras.....	viii
Índice de tablas.....	x
RESUMEN.....	xi
ABSTRACT.....	xii
I. INTRODUCCIÓN.....	1
1.1. Realidad Problemática.....	1
1.1.1. Nivel Internacional.....	1
1.1.2. Nivel nacional.....	2
1.1.3. Nivel local.....	3
1.2. Trabajos previos.....	4
1.2.1. Nivel Internacional.....	4
1.2.2. Nivel nacional.....	6
1.2.3. Nivel local.....	8
1.3. Teorías relacionadas al tema.....	8
1.3.1. Ciencias.....	8
1.3.2. Teorías relacionadas al diseño de malla de perforación.....	8
1.3.3. Análisis de fragmentación.....	26
1.4. Formulación del problema.....	28
1.5. Justificación del estudio.....	28
1.6. Hipótesis.....	28
1.7. Objetivos.....	28
1.7.1. Objetivo general.....	28
1.7.2. Objetivos específicos.....	28
II. MÉTODO.....	29
2.1. Tipo y diseño de investigación.....	29
2.2. Población y muestra.....	31
2.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos, validez y confiabilidad.....	31
2.4. Procedimiento.....	33
2.5. Método de análisis de datos.....	36

2.6. Aspectos éticos	36
III. RESULTADOS	38
3.1. Descripción de la geología del área de estudio	38
3.2. Determinación de la resistencia del macizo rocoso mediante el ensayo de compresión simple o uniaxial	39
3.3. Cálculo de la malla de perforación de acuerdo a la calidad del macizo rocoso.	44
3.3.1. Cálculo de la malla para roca tipo IV	45
3.3.2. Cálculo de la malla para roca tipo III	48
3.3.3. Cálculo de malla para roca tipo II	51
3.4. Simulación de fragmentación con Kuz Ram	54
3.4.1. Predicción de fragmentación para Roca IV	56
3.4.2. Predicción de fragmentación para Roca III	57
3.4.3. Predicción de fragmentación para Roca II	58
3.5. Obtención de resultados de fragmentación	59
IV. DISCUSIÓN	60
V. CONCLUSIONES	62
VI. RECOMENDACIONES	63
REFERENCIAS	64
ANEXOS	70
ACTA DE APROBACIÓN DE ORIGINALIDAD DE TESIS	84
REPORTE DE TURNITIN	85
AUTORIZACIÓN DE PUBLICACIÓN DE TESIS EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL UCV	86
AUTORIZACIÓN DE LA VERSIÓN FINAL DEL TRABAJO DE INVESTIGACIÓN	88

Índice de figuras

Figura 1: Croquis de llegada para la Mina Santa Clotilde 7.....	3
Figura 2: Distribución del frente en diferentes secciones	13
Figura 3: Distribución del burden y espaciamiento del primer cuadrante.....	17
Figura 4: Distribución de espaciamiento y burden del segundo cuadrante	19
Figura 5: Distribución de espaciamiento y burden del tercer cuadrante	20
Figura 6: Distribución de espaciamiento y burden del cuarto cuadrante	21
Figura 7: Acciones presentes en la perforación.....	24
Figura 8: Clasificación de la roca de acuerdo a su dureza	26
Figura 9: Datos ingresados en el software Geotable - muestra uno	39
Figura 10: Reporte del RMR- muestra uno	40
Figura 11: Datos ingresados en el software Geotable - muestra dos.....	41
Figura 12: Reporte del RMR- muestra tres	41
Figura 13: Datos ingresados en el software Geotable - muestra tres	42
Figura 14: Reporte del RMR- muestra tres	43
Figura 15: Diseño de malla para roca IV	47
Figura 16: Distribución de carga por taladro.....	47
Figura 17: Diseño de malla para roca III.....	50
Figura 18: Distribución de carga por taladro.....	50
Figura 19: Diseño de malla para roca II.....	53
Figura 20: Distribución de carga por taladro.....	53
Figura 21: Granulometría anterior.....	55
Figura 22: Datos para la el cálculo de curva granulométrica	56
Figura 23: Galería 322 donde se realizó en estudio	71
Figura 24: Testigos obtenidos mediante perforación diamantina.....	72
Figura 25: Toma de medidas de las dimensiones.....	72
Figura 26: Camino de acceso al proyecto Santa Clotilde 7Figura 27: Toma de medidas de las dimensiones.....	72
Figura 28: Camino de acceso al proyecto Santa Clotilde 7Figura 29: Toma de medidas de las dimensiones.....	72
Figura 30: Camino de acceso al proyecto Santa Clotilde 7Figura 31: Toma de medidas de las dimensiones.....	72
Figura 32: Camino de acceso al proyecto Santa Clotilde 7.....	72
Figura 33: Camino de acceso al proyecto Santa Clotilde 7.....	72
Figura 34: Camino de acceso al proyecto Santa Clotilde 7Figura 35: Toma de medidas de las dimensiones.....	72
Figura 36: Camino de acceso al proyecto Santa Clotilde 7Figura 37: Toma de medidas de las dimensiones.....	72
Figura 38: Camino de acceso al proyecto Santa Clotilde 7Figura 39: Toma de medidas de las dimensiones.....	72
Figura 40: Camino de acceso al proyecto Santa Clotilde 7Figura 41: Toma de medidas de las dimensiones.....	72
Figura 42: Camino de acceso al proyecto Santa Clotilde 7.....	73
Figura 43: Camino de acceso al proyecto Santa Clotilde 7.....	73
Figura 44: Camino de acceso al proyecto Santa Clotilde 7.....	73
Figura 45: Camino de acceso al proyecto Santa Clotilde 7.....	73

Figura 46: Fragmentación con malla empírica	73
Figura 47: Camino de acceso al proyecto Santa Clotilde 7	73
Figura 48: Camino de acceso al proyecto Santa Clotilde 7	73
Figura 49: Camino de acceso al proyecto Santa Clotilde 7	73
Figura 50: Camino de acceso al proyecto Santa Clotilde 7	73
Figura 51: Fragmentación con malla empírica	73
Figura 52: Fragmentación con malla empírica	73
Figura 53: Fragmentación con malla empírica	73
Figura 54: Fragmentación con malla empírica	73

Índice de tablas

Tabla 1: Cálculo del burden máximo	15
Tabla 2: Factor JSF dependiendo de calificación de la roca	16
Tabla 3: Geología regional y local del yacimiento.....	38
Tabla 4: Resultado del ensayo de carga puntual – muestra uno.....	39
Tabla 5: Resultado del ensayo de carga puntual – muestra dos	40
Tabla 6: Resultado del ensayo de carga puntual – muestra tres.....	42
Tabla 7: Resumen de las características geomecánicas de todas las muestras.....	43
Tabla 8: Características de los explosivos.....	44
Tabla 9: Densidad de carga del detonante.....	45
Tabla 10: Datos para el diseño de malla para roca IV.....	45
Tabla 11: Resumen de cálculos para el diseño de malla en roca tipo IV	46
Tabla 12: Datos para el diseño de malla para roca III.....	48
Tabla 13: Resumen de cálculos para el diseño de malla en roca tipo III	49
Tabla 14: Datos para el diseño de la malla para roca II	51
Tabla 15: Resumen de cálculos para el diseño de malla en roca tipo II.....	52
Tabla 16: Resumen del diseño de malla.....	54
Tabla 17: Datos para el cálculo de curva granulométrica	57
Tabla 18: Datos para el cálculo de curva granulométrica	58
Tabla 19: Resultados de Fragmentación	59
Tabla 20: Coordenadas UTM (PSAD) "Santa Clotilde"	71
Tabla 21: Coordenadas UTM (WSG 84) "Santa Clotilde"	71
Tabla 22: Clasificación geomecánica- Índice "RQD" – (Según Deere 1964).....	81
Tabla 23: Toma de datos de los peso pasantes y retenidos	82

RESUMEN

El presente informe de investigación tuvo por finalidad diseñar malla de perforación utilizando el modelo matemático Holmberg para mejorar la fragmentación de la voladura mina Santa Clotilde 7.

La investigación surgió de la observación de un problema vinculado a la deficiente granulometría producto de la voladura para luego ser acarreado y transportado, para dicha investigación se buscó trabajar con una muestra que constituida por la galería 322 de la mina Santa Clotilde 7 utilizando como tipo cuantitativo y diseño no experimental con investigación descriptiva propositiva.

Asimismo, para el recojo de información se utilizaron métodos como es sistemático y analítico y técnicas de campo como la observación directa conjunto con los instrumentos empleados como guía de observación geológica y análisis de laboratorio, además se utilizó el software Geotable y pirkaUp que son de uso libre. Toda esta metodología le da a este informe de investigación el respaldo, sustento y seriedad respectiva.

Finalmente, se obtuvo como resultados la descripción de la geología dentro de la mina, la determinación de la resistencia de la roca, la adecuada distribución de los taladros de acuerdo al Burden y espaciamiento y un P80 óptimo para las actividades de acarreo y transporte, todos estos resultados se presentan por medio de tablas y gráficos enumeradas, cada una con sus respectivos análisis que contribuyeron a comprobar la hipótesis que si se aplica el modelo matemático Roger Holmberg para el diseño de la malla de perforación entonces se mejorará la fragmentación de la voladura en la Mina santa Clotilde 7 – Chongoyape, todo este trabajo permitió concluir que el diseño de malla que se realizó utilizando el modelo matemático R. Holmberg permite mejorar el tamaño de fragmentación optimizando las actividades siguientes siendo el acarreo y carguío del material.

Palabras claves: malla, perforación, modelo matemático R. Holmberg, explosivo.

ABSTRACT

The purpose of this research report was to design drilling mesh using the Holmberg mathematical model to improve the fragmentation of the Santa Clotilde mine blasting 7.

The investigation arose from the observation of a problem linked to the deficient granulometry product of the blasting to be hauled and transported, for this investigation we sought to work with a sample that constituted by gallery 322 of the Santa Clotilde mine 7 using as a quantitative type and non-experimental design with descriptive, proactive research.

Likewise, for the collection of information, methods such as systematic and analytical and field techniques were used, such as joint direct observation with the instruments used as a guide for geological observation and laboratory analysis, and the software Geotable and pirkaUp were used. free. All this methodology gives this research report the support, sustenance and seriousness.

Finally, the results obtained were the description of the geology within the mine, the determination of the strength of the rock, the proper distribution of the holes according to the Burden and spacing and an optimum P80 for carrying and transport activities, all These results are presented by means of tables and graphs, each with their respective analyzes that contributed to verify the hypothesis that if the Roger Holmberg mathematical model is applied to the design of the perforation mesh, then the fragmentation of the blasting will be improved. the santa Clotilde mine 7 - Chongoyape, all this work allowed to conclude that the mesh design that was made using the R. Holmberg mathematical model allows to improve the size of fragmentation by optimizing the following activities being the hauling and loading of the material.

Keywords: mesh, perforation, mathematical model R. Holmberg, explosive

I. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad Problemática

1.1.1. Nivel Internacional

Zúñiga (2015), en el proceso de minado donde se realizan diferentes actividades no son tan eficientes como lo planificado, una de estas actividades es la perforación y voladura que tiene como problema principal la fragmentación deficiente debido a que las tronaduras están siendo mal diseñadas y controladas que traen como consecuencia un sobre costo como es el caso de la empresa de Cerro Negro que está teniendo bajas en productividad e ingresos.

Quiroga (2013), en algunas empresas mineras como minera el soldado ubicada en Anglo América cuenta con distintas mallas de perforación ya establecidas, pero los diseños ya no son eficientes debido a que al inicio se realizan tomando en cuenta un tipo de roca, pero mientras más se realiza el avance lineal las características del macizo rocoso varían, es por ello que anglo América toma en cuenta estos cambios para rediseñar las redes y está probando diferentes alternativas de diseño con la intención de mejorar su productividad y así no generar costos innecesarios.

Otaño y Watson (2018), para establecer una malla de perforación es necesario basarse en algunos parámetros cómo: tipo de roca, condiciones geomecánicas y dimensiones de labor esto se hace con el objetivo de utilizar los resultados e incluirlos en el cálculo y distribución de los taladros que como resultado nos dará una fragmentación adecuada para las siguientes actividades como el acarreo, transporte, etcétera.

Ramos (2016), en las actividades de perforación y tronadura intervienen características del macizo rocoso, así como también en la selección de explosivo a utilizar, porque no se puede utilizar un explosivo de alta potencia para una roca suave tampoco se puede utilizar un explosivo de baja potencia para una roca dura todo esto conllevaría pérdidas económicas para la empresa.

Mendoza (2015) las ratios mayormente se utilizan para medir el grado que una empresa utiliza eficazmente sus recursos, en este caso en las unidades mineras lo utilizan para medir la producción que se tiene con respecto al tonelaje extraído producto de la actividad de perforación y voladura, no todas las empresas cumplen el ratio establecido en el plan minero es por ello que se plantean estrategias de optimización.

1.1.2. Nivel nacional

Taipe y Marcañaupa (2015) en la unidad minera San Cristobal los trabajos de perforación y voladura que se realizan son de manera empírica y desordenada esto trae como consecuencia gastos innecesarios en explosivos, aceros, horas de trabajo y sobre todo lo que más se ve afectado es el avance lineal generando retrasos en la producción planificada.

Ríos (2015) en la compañía Minera Tauro en la Unidad Minera San Andrés – MARSA se realizan actividades de perforación y tronadura que son ejecutadas en galerías tradicionales teniendo como problema tiros sopladados en roca II , que corresponde a un frente de dimensiones 2.4m x 2.7m con longitud de perforación de 6' mediante el uso de explosivo de dinamita que corresponde al tipo gelatina 75 y semigelatina 65 mediante una detonación por simpatía, producto de una mala colocación de barrenos determinados en una red de perforación. Minera Tauro cuenta con mineralización Aurífera, parámetro a considerar para el diseño de redes las cuales están dadas por los burdenes y espaciamientos, así como también la concentración de carga lineal.

Chávez (2018) el ciclo de perforación y voladura está conformado de diversas actividades como: perforación, llenado de los taladros, voladura, desquinche, acarreo y transporte en este caso el problema que está latente es que los explosivos que se están utilizando no son lo suficientemente eficaces para cumplir el objetivo primordial de una voladura; que es el romper el macizo rocoso y convertirlo en pequeños fragmentos para que después pasen al siguiente proceso como es el acarreo y transporte.

Quispe (2014) en la unidad minera no hay señales de la utilización de un estándar matemático que ayude a diseñar una red de perforación adecuada, dónde el orden geométrico de los taladros en el frente se lleva a cabo de manera empírica, que traen como consecuencia resultados poco productivos para la empresa.

Barriga (2015) las empresas mineras lo que siempre buscan es tener una buena productividad, pero reduciendo costos, la mina san Cristóbal no es una excepción y para esto se plantearon optimizar proceso, reducir tiempos muertos, aumentar eficiencias y mejorar rendimientos esto se logrará con la mejora de la planificación dentro de esta uno de los puntos más importantes para el cumplimiento de las metas establecidas es aumentar el avance por disparo.

1.1.3. Nivel local

En la región Lambayeque se cuenta con minería en especial la no metálica que está conformado por agregados que se utilizan en el ámbito de construcción, estos agregados son extraídos de canteras que se ubica alrededor de Lambayeque, en minería metálica se cuenta con el proyecto Cañariaco concesionado en 96.16% del distrito de Cañaris.

El derecho minero “Santa Clotilde 7” se encuentra ubicado en los distritos de Chongoyape /Patapo, Sector Garraspiña, departamento de Lambayeque provincia Chiclayo, con altitud que va de 130 a 450 m.s.n.m. Para el acceso se dispone de una pista donde parte del Km. 46 de la Carretera Chiclayo a Cutervo (Cajamarca) y desde Chongoyape aproximadamente 5 Km. hasta el área del Proyecto. (anexo N°1)

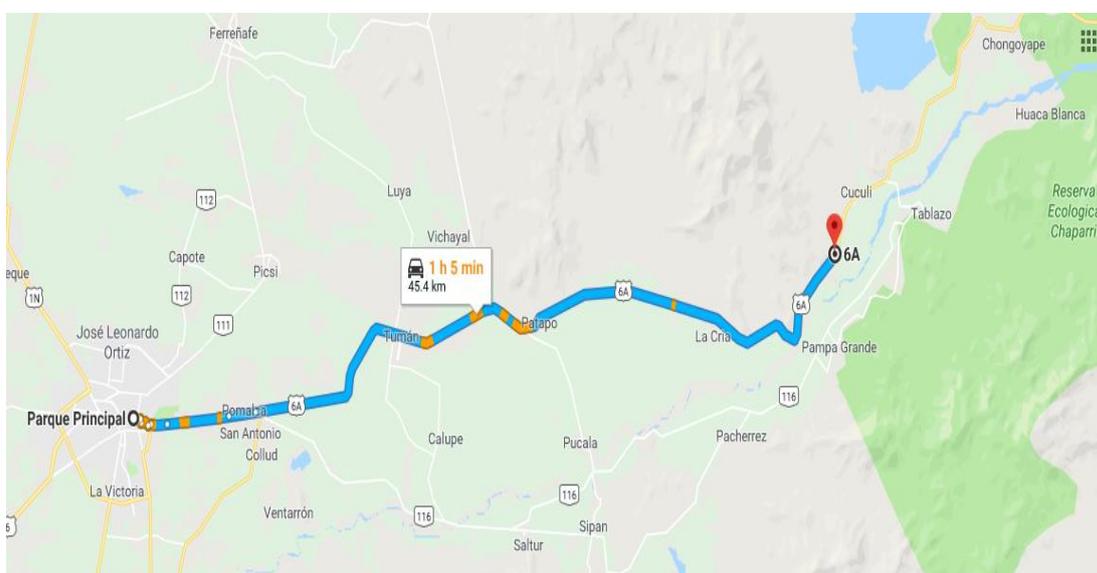


Figura 1: Croquis de llegada para la Mina Santa Clotilde 7

Fuente: Google Maps (Realizado por el autor)

En todo proyecto minero subterráneo se realizan labores en relación al tipo de acceso que se empleará como: transporte de maquinaria, tránsito de personal y transporte de mineral. En este caso la empresa viene trabajando con el procedimiento de corte y relleno tradicional, siendo necesario realizar perforaciones y voladuras para la extracción del mineral. Se ha observado que cuenta con tres galerías las cuales son: galería 322, 372 y 422 adicionalmente a estas hay 2 labores que se están iniciando con el objetivo de seguir a la veta y por consiguiente extraer el mineral.

En la galería 322 que tiene por dimensiones 2.50 x 2.50, el avance que se obtuvo fue de 24 metros aproximadamente el material fragmentado que se obtuvo producto de la voladura no fue eficiente para ser acarreado y transportado. (anexo N°1)

Frente a estas deficiencias, se considera trazar un esquema de perforación aplicando prototipo numérico de R. Holmberg que toma en cuenta parámetros técnicos, geológicos y geomecánicas para mejorar la voladura y así tener resultados óptimos con respecto a la granulometría, avance y productividad.

1.2. Trabajos previos

Para poder sustentar este trabajo de investigación se realizó la búsqueda de bibliografía donde se hallaron investigaciones; internacionales, nacionales y locales en relación al tema.

1.2.1. Nivel Internacional

QUIROGA ACUÑA, Marco (2013), en la investigación “Análisis de la perforación y voladura en el soldado” para alcanzar el título de Ingeniero de Minas por la Universidad de Chile, en su trabajo de investigación argumenta qué: método que se utilizó es cuantificar los resultados obtenidos de voladura mediante un análisis granulométrico y su influencia en los procesos aguas subterránea aplicando el software Split y como resultado se logró medir la granulometría en todos los diámetros de diferentes tamaños. En su estudio que se realizó se pudo concluir que para lograr una granulometría adecuada después de la tronadura en las zonas de hundimientos se obtiene mediante mallas de 5m x 5m utilizando una mezcla de emulsión y Anfo (BLENDEX-930), pero esta configuración no corresponde al óptimo económico, cabe destacar que esta malla se usó como prueba en 2 disparos.

ZUÑIGA TORRES, Pablo (2015), en la investigación “Diseño de voladuras y su impacto en el costo mina de compañía minera cerro negro” para alcanzar el título de Ingeniero de Minas por la Universidad de Chile, en su trabajo de investigación sobre su tema dice qué: la metodología mediante la cual se llevó a cabo fue teórico-empírico donde se realizaron comparaciones de resultados actuales con los primeros diseños propuestos, para determinar la curva granulométrica, los niveles de vibración y costos. El software ImageJ se utilizó como herramienta para el análisis de la granulometría, mientras que el análisis

vibracional se llevó de manera teórica en base a fórmulas desarrolladas por la Oficina de Minería de Superficie, debido a la falta de recursos económicos de la Compañía.

MENDOZA MUÑOZ, Norma (2014), en la investigación “Optimización de la tronadura controlada aplicando un modelo matemático en la unidad minera Paraiso-Ecuador” para lograr el grado académico de Ingeniero de Minas por la UNCP en su investigación sobre perforación y voladura argumenta que: el método que utilizó es el análisis y comparación, modificando la repartición de la energía presente en los huecos de corona desajustando la carga y se obtuvieron los siguientes resultados, la tronadura tradicional que es mayor 6,92 kg genera una presión de detonación mayor 1 250 Mpa, una voladura optimizada requiere mayor de 4,53 kg para producir una presión de detonación menor a 230, donde se consiguió reducir un 38,07 % de sobre rotura, esta investigación concluye que para optimizar un modelo estipulado en las actividades de perforación y tronadura es necesario basarse en el trazo de una red numérica empleando estándares propuestos por el algoritmo de Chiapetta y R. Holmberg.

Piyush, Schunnesson y Lindqvist (2016), en la publicación de la Revista Internacional de Ciencia y Tecnología Minera titulada: “Measurement-while-drilling technique and its scope in design and prediction of rock blasting” nos dice que: “With rampant growth and improvements in drilling technology, drilling of blast holes should no longer be viewed as an arduous sub-process in any mining or excavation process”: en el diseño de perforación y tronadura se debe tener una visión positiva en el proceso minero subterráneo teniendo en cuenta las variaciones litológicas existentes, para lo cual se tendrá que considerar los avances tecnológicos como una oportunidad de aprovechamiento para tener una mejor precisión del macizo rocoso en cuanto a su caracterización geomecánica; de tal manera se logre distribuir una cantidad correcta de explosivos para obtener como resultado una fragmentación adecuada en relación a los modelos matemáticos empleados por las diferentes investigaciones realizadas acorde los monitoreos de perforación.

GONZALES SOTO, Alonso (2016), en la investigación: “ The Continuous Improvement of Development Blasting at Ernest Henry Mine”, para optar el grado de Bachelor of Engineering, por The University Of Queensland, en su trabajo concluye que: “The annual development operations at Ernest Henry mine (EHM) scheduled 5400m per year that accounts for approximately \$26.5M of the mine budget, with the possibility of effective

perimeter control and potential savings by the optimisation of the blasting design.”: para que se realice una optimización de voladura es relevante especificar el lugar en cuanto a condiciones para el trazo de una red de perforación como parámetro importante en las operaciones de desarrollo que se realicen in situ, el objetivo es la disminución de costo por avance esto dependerá a la cantidad del explosivo que se utiliza.

ORTEGA (2016), en la investigación titulada: “Drilling grid blasting upgrading based on Geological Strength Index (GSI), case "La Maruja" mine, Colombia”, concluye que: según la investigación realizada en base a mallas de perforación con espaciamientos máximos de 80x80cm, teniendo en cuenta un análisis de tablas geomecánicas se observó un tamaño promedio de la roca tras la voladura respecto a su eficiencia en la cantidad de explosivo para secuencias de detonación siendo cinco veces menor que el requerido.

1.2.2. Nivel nacional

QUEZADA JACOBO, Wilmer (2017), en la investigación titulada “Optimización de perforación y tronadura empleando modelo matemático Holmberg en secciones con dimensiones 3.5m*3m en roca tipo II veta papagayo mina” para titularse de Ingeniero de Minas por la UNT, su trabajo de investigación frente a su problemática planteada, una de sus conclusiones dice qué: el método que se utilizó fue el cálculo matemático mediante Roger H. para desarrollar eficientemente el trazo de excavación y proporcionar la cantidad adecuada de explosivo en cada agujero, a los resultados que llegaron en cuanto a la investigación fueron que con una apropiada asignación de taladros se puede obtener resultados eficientes en avances lineales, frente a estos resultados se pudo concluir que, se consiguió una disminución de disparos fallados, obteniendo 2 disparos cortados, 0.8 disparos soplados y 0.5 disparos anillados por cada mes.

CARRASCO ROJAS, Paulo (2017), en la investigación “Aplicación del método Holmberg Para optimizar la malla de perforación y voladura en la Unidad Parcoy- CIA. Consorcio Minero Horizonte S.A.”, para obtener el grado de Ingeniero de Minas por la UNSCH, en su tesis argumenta qué: el método que se utilizó en esta investigación fue tomar en cuenta parámetros de perforación, parámetro de explosivo y en parámetro de roca, dando como resultado que antes de aplicar el método se tenían fallas en voladura con un promedio de 3.3 disparos soplados y 5.7 disparos taqueados por mes y luego de aplicar el método de Holmberg donde se pueden observar una minoría en las fallas de tronadura, en un promedio de 1.1 disparos soplados y 3 disparos taqueados por mes,

concluyendo que la elaboración de un trazado de excavación mediante algoritmo de Roger H. con diámetro de 45 mm con una sección de 12.685m² se tiene un factor de carga de 1.73 kg explosivo/m³ este parámetro representa buena eficiencia de la voladura.

SANTANA ORELLANA, Leonard (2014), en la investigación: “Diseño de red para perforación y tronadura en frentes de trabajo aplicando el algoritmo de Roger e índice de volabilidad de Lylli” para tener el título de Ingeniero de Minas por la Universidad Nacional del centro del Perú en su tesis argumenta que: se usó el modelo matemático de R. Holmberg junto con la constante de roca de lilly, al aplicar este método se obtuvo como resultados que los avances lineales mejoraron 2.94 a 3.10 m/disparo en las labores 107 O y 143 S, llegando a la conclusión que al optimizar el desarrollo de perforación y tronadura no se logra economizar si por cada disparo es de 99.52US\$, pero si se realizan dos guardias cada una de 3 disparos siendo un total de 6 entonces el ahorro sería de 597.12 US\$/día.

RIVERA ALMONACID, Alfredo y ROSAS FLORES, Smith (2015), en la investigación: “Diseño de los parámetros de perforación y tronadura con el modelo matemático de Holmberg en volcán compañía minera S.A.A. unidad Andaychagua”, para obtener el grado de Ingeniero de Minas por la Universidad Nacional de Huancavelica en su tesis argumenta: el método que se utilizó es analizar las variables del diseño de perforación y tronadura después de la utilización del modelo matemático de Holmberg, que se obtuvo como resultados que aplicando este método se relaciona la longitud de avance por disparo con el método empírico, desarrollando perforaciones con barreno de 12 pies, esta investigación concluye que la estandarización de Holmberg logra techos y paredes uniformes obteniendo una sección geoméricamente estable.

AYAMAMANI PACHARI, Carlos (2016), en la investigación “Diseño de perforación y tronadura y su incidencia en los costos unitarios en balcón III de la corporación Minera Ananea S. A.”, para obtener el título de Ingeniero de Minas por la Universidad Nacional del Altiplano en su tesis argumenta: su método que se uso fue mediante fórmulas utilizando los parámetros de roca y espaciamiento, como el caso de taladros perforados, voladura controlada, y estandarizando la perforación, obteniendo como resultado un costo reducido de 3.58 US\$/TM que es respectivamente mínima e importante; por lo tanto, se asume que la mejora en un esquema de trazado en excavación y tronadura es significativa, concluyendo que en perforación se disminuye 5 taladros del barreno con 5 pies, los costos

unitarios en mina donde se obtuvo un incremento de 4.86 US\$/m, por ende se planteó un nuevo esquema de diseño de malla aplicado en la galería 325 siendo esta favorable.

1.2.3. Nivel local

En cuanto a la búsqueda de bibliografía en el ámbito local, no se hallaron indicios de investigaciones desarrollados que tengan relación con el tema.

1.3. Teorías relacionadas al tema

1.3.1. Ciencias

Geología

Conocimiento que estudia la tierra y estructura del planeta, así como también fenómenos esta es netamente descriptiva, genética y evolutiva, que encuentra anomalías causadas por los fenómenos naturales que se observan.

Matemática

Ciencia que estudia el razonamiento lógico y sus propiedades que conllevan a relaciones entre entes abstractos como: (símbolos, figuras geométricas, números), que tiene como finalidad estudiar relaciones cuantitativas, estructuras, relaciones geométricas y magnitudes variables.

Geomecánica

Disciplina que estudia la resistencia de la roca cuando se aplica esfuerzos mediante ensayos de laboratorio y se clasifica según el tipo de roca, dureza entre otras propiedades físicas.

1.3.2. Teorías relacionadas al diseño de malla de perforación

A. Estudio geológico

Con respecto a los estudios geológicos que se realizan en galerías, túneles entre otras obras subterráneas. Ruiz, Murrieta y Poon (2016) las excavaciones subterráneas esencialmente los túneles son obras donde se debe tener un amplio conocimiento de la geología del terreno, principalmente se debe realizar un estudio geomecánico para saber las condiciones a las que está sometido el macizo rocoso, para luego ser construidas de manera segura.

Uno de los factores importantes que hace que estas obras se retrasen son las situaciones geológicas inesperadas que ocurren durante el desarrollo como, por ejemplo: mientras más se avanza con las excavaciones la tipología de la roca variará constantemente haciendo que terreno se vuelva inseguro e inestable algunas de las condiciones que influyen en la estabilidad son:

- a) Geológicas: las condiciones geológicas varían dependiendo de las formaciones rocosas en las que se encuentre el terreno cómo: litología, fallas, discontinuidades y grados de alteración de la roca esto último depende del tipo de meteorización al que hayan estado sometido.
- b) Hidrogeológicas: en el subsuelo hay existencia de agua producto de la filtración de aguas provenientes de la superficie, a esto se le llama aguas subterráneas estas influyen directamente en el terreno porque crean presiones de poros, fuerzas desestabilizadoras de filtración.
- c) Geotécnicas: estudiar el comportamiento mecánico de los suelos y rocas asociándose directamente a la resistencia y deformabilidad.

Para los estudios geológicos se debe prestar atención a la eventual presencia de fallas o discontinuidades, de ámbito regional o local, que perjudicarían a la perforación del túnel.

B. Caracterización de la roca en función de su resistencia

- Ensayos de laboratorio para rocas

Ruiz (2016) las rocas tienen diferentes características mecánicas una de las más importantes es la resistencia uniaxial donde aplica fuerza mediante una prensa la cual se aplica constantemente con un rango establecido.

Para realizar ensayos de laboratorio la selección de muestras es uno de los parámetros más importantes ya que se debe procurar seleccionar núcleos homogéneos de donde se extraerán los testigos para que luego estos sean sometidos a una fuerza aplicada. Antes de iniciar el ensayo se debe realizar una descripción minuciosa testigo por testigo definiendo aspectos como existencia de fallas, textura, poro, composición, tipo de roca, etcétera.

C. Ensayo de Comprensión simple o uniaxial

La prueba uniaxial no confinada tiene el objetivo de determinar la carga máxima de un testigo sometido a una carga axial hasta que la muestra falle.

Resistencia a la carga puntual(q_u)

En este método la resistencia a la compresión simple se toma como una carga máxima que alcanza un 15% de deformación axial por unidad de área.

$$\sigma_c = P/A$$

Resistencia al corte (S_u)

La resistencia al corte puede estimarse a partir de la resistencia a la compresión a partir de la ecuación.

$$S_u = 0.5q_u$$

Relación de esbeltez

El testigo que puede ser de masa rocosa y/o mineral debe tener la siguiente relación:

$$L/D < (2.5 - 3)$$

Dónde:

L = Longitud del testigo (cm).

D = Diámetro del testigo (cm).

Corrección al esfuerzo

La relación de esbeltez (L/D) si es < 2 se hace una corrección al esfuerzo:

$$C = Ca / (0.88 + (0.24b/h))$$

Dónde:

Ca = resistencia ultima

C = resistencia corregida

h = altura del testigo

b = diámetro del testigo

D. Clasificación geomecánicas

Ruiz (2016) las tablas geomecánicas son un instrumento de evaluación muy importante que sirve para la interpretación de los comportamientos mecánicos del macizo rocoso

ayudando a la estabilización, sostenimiento y reforzamiento de futuros trabajos subterráneos como galerías, túneles entre otros.

✓ RQD (Deere, 1966)

Este índice establece la calidad de la roca de manera cuantitativa, directamente a partir de testigos extraídos de los sondeos que se realizan de manera mecánica.

✓ Clasificación RMR (Bieniawski, 1989)

Esta clasificación ha sido desarrollada por Bieniawski en el año 1989 basándose en medidas de campo de más de 300 datos de túneles, cavernas y cimentaciones.

Parámetros básicos para esta clasificación:

1. Dureza de la roca inalterada usando la clasificación de la resistencia a la compresión.
2. Estado de las fisuras (abertura, continuidad, rugosidad, estado de paredes, rellenos en fisuras).
3. Espaciamiento en fisuras.
4. El RQD.
5. Estado de agua subterránea.
6. Dirección de discontinuidades respecto a la excavación.

E. Modelos Matemáticos adicionales

1. Pearse (1955)

Emplea el significado de la energía de deformación por unidad de volumen con lo cual se obtuvo la siguiente fórmula:

$$B = K_v \times 10^{-3} \times D \times \left(\frac{PD}{RT}\right)^{1/2}$$

2. Ash (1963)

$$B = \frac{K_B \times D}{12}$$

Donde K_B depende de la clase de roca y tipo de explosivo empleado.

3. López Jimeno, E (1980)

El enfoque de López Jimeno denomina voladuras de pequeño diámetro a aquellas que se encuentran en el rango de 65mm a 165mm de diámetro de perforación.

Altero la ecuación de Ash donde añadió la velocidad sísmica del material rocoso, con lo que resulto la siguiente fórmula.

$$B = 0,76 \times D \times F$$

4. Langefors (1963)

Langefors y Kihlstrom propone la siguiente ecuación para determinar el valor de la Burden Máximo " B_{max} ".

$$B_{max} = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\rho c \times PRP}{C \times f \times \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

5. Konya (1983)

$$B = \left(\frac{2Pe}{Pr} + 1.5\right) \times d$$

F. Modelo matemático Roger Holmberg

Es un modelo matemático que utiliza fórmulas matemáticas para representar la relación entre distintas variables, parámetros y ciertas restricciones en este caso uno de los parámetros más importante es el tipo de roca y su dureza, en el trazo de la red utilizado en perforación se señala la distribución de las cargas de explosivos, secuencia de encendido y distribución adecuada de los taladros que tiene las siguientes características: ubicación, profundidad e inclinación.

Finalidad de la optimización de una red de perforación:

- Disminuir costos en perforación y el uso de explosivos.
- Mantener el tamaño de la sección.
- Tener una fragmentación adecuada.
- Tener un buen avance.

La necesidad de construir labores de desarrollo, explotación y preparación con dimensiones apropiadas, hace necesario la realización de un diseño de malla perforación donde se incluye diámetros de los agujeros, uso de combinaciones explosivas, entre otros parámetros todo dependerá de las dimensiones de la labor y características geomecánicas.

- Prototipo numérico de Roger Holmberg

Holmberg divide el frente en 5 partes, cada una de estas sirve para facilitar los cálculos tanto en actividades subterráneas.

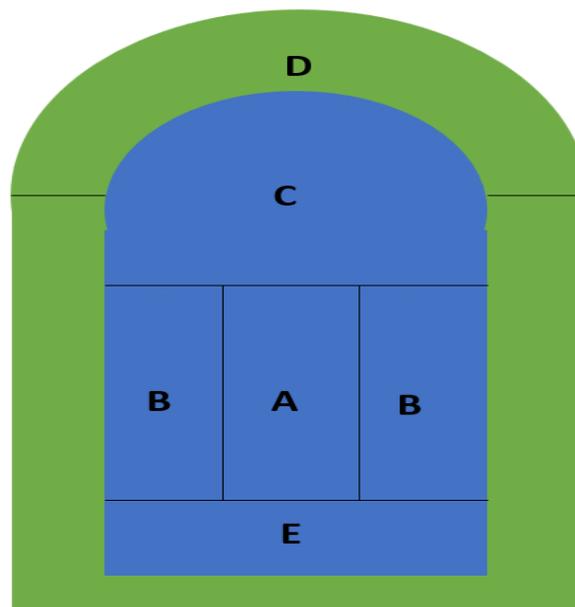


Figura 2: Distribución del frente en diferentes secciones

Fuente: Elaboración propia

- A: Sector de arranque.
- B: Sector de hastiales
- C: Sector de ayudas de contorno
- D: Sector de contorno.
- E: Sector de arrastre

En la voladura la creación de la cara libre es lo más importante para que se efectúe una buena fragmentación.

El progreso o fallo de la tronadura para realizar trabajos de minería subterránea está relacionada directamente a la elaboración de las caras libres; significa: que el arranque (sector A) debe ser cuidadosamente diseñado, el corte permite hacer un hoyo llamado maricón con aumento progresivo en su tamaño hasta que los agujeros que están ubicados en el sector de ayudas puedan tener caras libres.

Parámetros establecidos por el modelo matemático de R. Holmberg:

- Cálculo del avance
- Cálculo del corte
- Primer Cuadrante
- Segundo Cuadrante
- Tercer Cuadrante
- Cuarto Cuadrante
- Cálculo de Arrastres
- Cálculos de Taladros de Hastiales.
- Cálculos de Zonas de tajeo

a. Avance por Disparo.

El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y por la desviación. El avance esperado debe ser mayor del 95% de la profundidad del taladro. El avance por disparo es expresado por:

$$H: 0,5 + 34,1 \text{ } \emptyset - 39,4 \text{ } \emptyset^2 \dots\dots\dots(N^{\circ}01)$$

Dónde:

H: Longitud del hoyo (m)

∅: Diámetro del taladro vacío (m)

El avance será $95\% \times H$

(Av/Disp): $95 \times H$

b. Potencia relativa de un explosivo

$$S = \frac{5}{6} \left[\frac{Q_e}{Q_o} \right] + \frac{1}{6} \left[\frac{VG}{VG_o} \right]$$

Dónde:

Q_o = Calor de explosión de 1kg de explosivo en condiciones normales de presión y temperatura (4.8 MJ/Kg).

Q_e = Calor de 1kg de explosivo a utilizar.

VG_o = Cantidad de los gases liberados por 1kg de explosivo.

VG = Volumen de los gases liberados por la dinamita.

En algunas ocasiones la potencia se refiere al ANFO primero se calcula la del explosivo y el valor obtenido se divide entre 0.84 que es la potencia relativa del ANFO.

c. Primer cuadrante

- Burden máximo

Tabla 1: Cálculo del burden máximo

1.5(ϕ)	Si	RMR = 61-80
1.75(ϕ)	Si	RMR = 41-60
2.00(ϕ)	Si	RMR = 21-40

Fuente: Realizado por el autor

Dónde:

ϕ = El diámetro del taladro vacío en metros.

Siempre ocurre una desviación de la perforación es por ello que se arregla con la siguiente fórmula:

$$F = B_{\text{máx}} (0.1 + 0.03H)$$

- Burden práctico

$$B_1 = B_{\text{máx}} - F$$

- Cálculo de carga

$$q_1 = 55d \left(\frac{B_1}{\phi_v} \right)^{1.5} \times \left[B_1 - \frac{\phi_v}{2} \right] \times \left[\frac{c}{0.4} \right] \times \frac{1}{S_{ANFO}}$$

Dónde:

B_1 = Burden uno

ϕ_v = Diámetro del taladro vacío (m)

C = Constante de la roca

S_{ANFO} = Potencia en peso del anfo

d = Diámetro de producción

- Calcular la constante de la roca

Según BORQUÉZ (1981) plantea la siguiente formula y cuadro para hallar el índice de la calidad de la roca:

$$C = RQD \times JSF$$

Dónde:

JSF = Factor de corrección para la resistencia en los contactos

RQD = Calidad de la roca 25%

Tabla 2: Factor JSF dependiendo de calificación de la roca

JSF	Calificación
1	Fuerte
0.9	Medio
0.8	Débil
0.7	Muy débil

Fuente: Realizado por el autor

- Cálculo de espaciamento

$$A_{H1} = B_1 \sqrt{2}$$

Dónde:

B_1 = Burden 1.

A_{H1} =Espaciamento

- Cálculo del taco

$$T = 10(d_1)$$

Dónde:

d_1 = Diámetro de la producción.

- Carga del explosivo por barreno

$$q_b = q_1 \times L_r$$

Dónde:

L_r = Longitud restante.

q_1 =Carga de inicio.

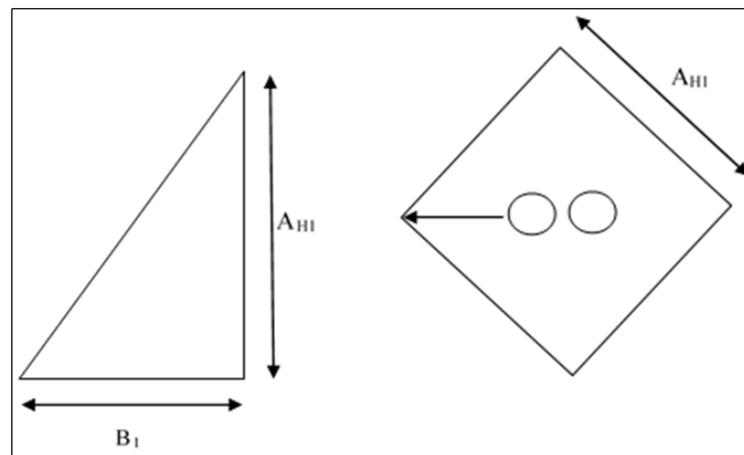
- Número de cartuchos por taladro

$$N_{c/tal} = \frac{q \times L. carga}{L. explosivo}$$

Dónde:

q = Densidad de carga.

Figura 3: Distribución del burden y espaciamento del primer cuadrante.



Fuente: Elaboración propia

- d. Cuantificar el segundo cuadrante

En el inicio del cálculo para el segundo cuadrante se toma en cuenta los siguientes datos:

F = factor de desviación

B_1 = burden uno

a = ancho de la abertura creada

$$a_2 = (B_1 - F)\sqrt{2}$$

- Burden máximo

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{a_2 \times q \times S_{ANFO}}{d \times c}}$$

Dónde:

q = Densidad de carga.

d = Diámetro de taladro de producción.

c = Constante de roca.

S_{ANFO} = Potencia por peso del ANFO.

a_2 = Ancho de la abertura creada.

- Burden práctico

$$B_2 = B_{m\acute{a}x} - F$$

Dónde:

$B_{m\acute{a}x}$ = Burden máximo.

F = Factor de desviación.

- Taco

$$T = 10(d_1)$$

Dónde:

d_1 = Diámetro de la producción.

- Espaciamiento

$$AH_2 = \sqrt{2} \times \left(B_2 + \frac{A_{H1}}{2} \right)$$

Dónde:

B_2 = Burden 2

A_{H1} = Espaciamiento.

- Carga del explosivo por barreno

$$q_b = q_1 \times L_r$$

Dónde:

L_r = Longitud restante.

q_1 =Carga de inicio.

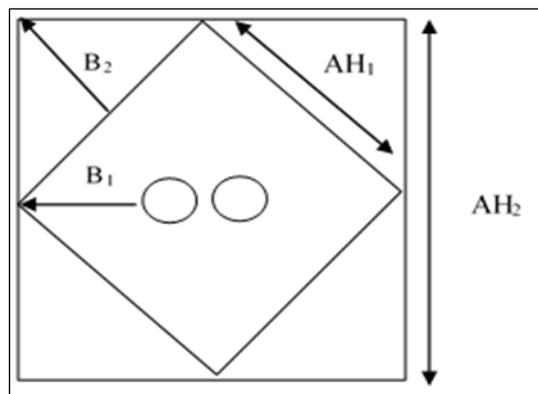
- Número de cartuchos por taladro

$$N_{c/tal} = \frac{q \times L. carga}{L. explosivo}$$

Dónde:

q = Densidad de carga.

Figura 4: Distribución de espaciamento y burden del segundo cuadrante



Fuente: Elaboración propia.

- e. Tercer cuadrante

$$a_3 = (a_2 + \frac{A_{H1}}{2})\sqrt{2}$$

Dónde:

a_3 = Abertura desde el primer cuadrante.

B_2 =Burden práctico.

A_{H1} =Espaciamento 1.

- Burden máximo.

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{a_3 \times q \times S_{ANFO}}{d \times c}}$$

Dónde:

q = Densidad de carga.

d = Diámetro de taladro de producción.

c = Constante de roca.

S_{ANFO} = Potencia por peso del ANFO.

a_3 = Ancho de la abertura creada

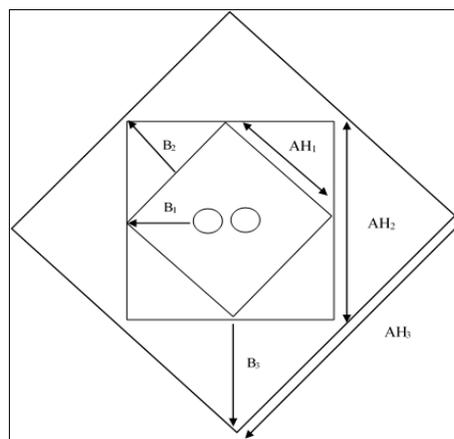
- Burden práctico

$$B_2 = B_{m\acute{a}x} - F$$

- Espaciamiento

$$AH_3 = \left(B_3 + \frac{AH_2}{2} \right) \times \sqrt{2}$$

Figura 5: Distribución de espaciamiento y burden del tercer cuadrante



Fuente: elaborado por el autor

f. Cuarto cuadrante

$$a_4 = \left(B_3 + \frac{AH_1}{2}\right)\sqrt{2}$$

Dónde:

a_4 = Abertura desde el primer cuadrante.

- Burden máximo

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{a_4 \times q \times S_{ANFO}}{d \times c}}$$

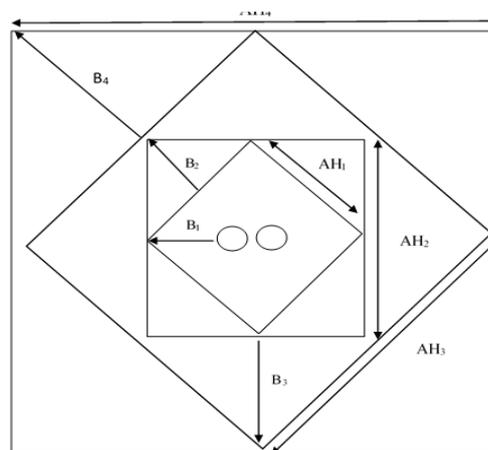
- Burden práctico

$$B_4 = B_{m\acute{a}x} - F$$

- Espaciamiento

$$AH_4 = \left(B_4 + \frac{AH_3}{2}\right) \times \sqrt{2}$$

Figura 6: Distribución de espaciamento y burden del cuarto cuadrante



Fuente: elaborado por el autor

g. Arrastres

El burden para los arrastres se determina usando la misma fórmula para voladura de bancos:

- Burden máximo

$$B_{m\acute{a}x} = 0.9 \sqrt{\frac{q \times S_{ANFO}}{C \times F \times \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Dónde:

q = Concentración de carga (0.43 kg/m)

c = constante de roca

F = factor de fijación generalmente se toma (1.45)

S/B = relación de espaciamiento / burden se suele tomar (1).

- Burden práctico

$$B_{prac} = B_{m\acute{a}x} - H \text{sen } 3^\circ - F$$

- Número de taladros en el arrastre está dado por:

$$N = \frac{(ancho + 2 \cdot H \text{sen } 3^\circ)}{B_{m\acute{a}x}} + 2$$

Dónde:

N: Número de taladros.

H: Longitud de taladros.

γ = Desviación 3° .

B= Burden máx.

- Espaciamiento

$$N = \frac{(ancho + 2 \cdot H \text{sen } 3^\circ)}{N - 1}$$

Dónde:

N = Número de taladros.

γ = Ángulo de desviación de 3°

H = Profundidad del taladro.

- Para taladro del espaciamento este dado por:

$$S_1 = S - H \text{ sen } 3^\circ$$

S= Espaciamento.

H = Profundidad del taladro

h. Taladro de contorno

- Espaciamento

$$S = 15 \times D_1$$

Dónde:

D_1 =Diámetro del barreno.

- Burden máximo

$$\frac{S}{B} = 0.8$$

- Burden práctico

$$B_{\text{prac}} = B_{\text{máx}} - H \text{ sen } 3^\circ - F$$

- Número de taladros

$$N = \frac{(\text{ancho de la labor} + 2 \cdot H \text{ sen } 3^\circ)}{B_{\text{máx}}} + 2$$

- Cálculo de carga

$$q = 90d^2$$

q = Carga de los taladros de contorno.

d^2 =Diámetro del taladro de producción.

G. Perforación

López y García (2003) la perforación es una acción que consiste en realizar choques continuos en rocas que dan como resultado un agujero que su diámetro es igual a la broca, generalmente la perforación se da en rocas con durezas altas estas se determinan mediante un ensayo geomecánico acompañado de pruebas de laboratorio.

Acciones efectuadas:

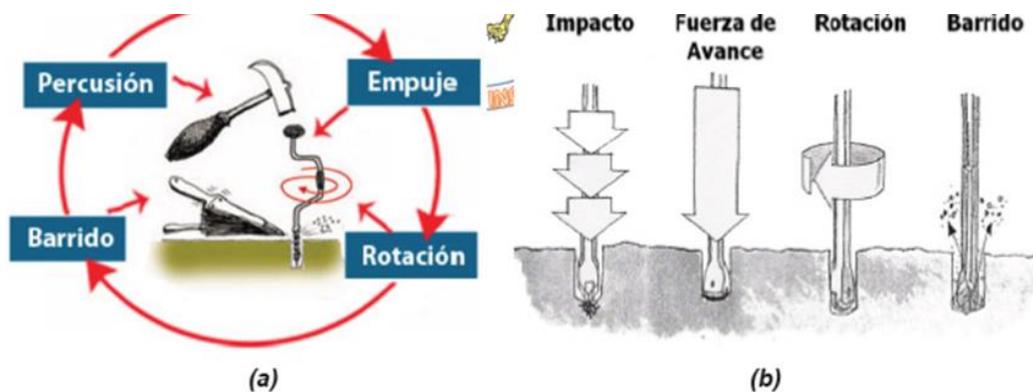
a.-) Percusión: Golpes que son provocados por el pistón, las cuales producen ondas y estas son trasladadas al varillaje para finalmente llegar a las brocas y éstas realicen el trabajo de perforar en la roca.

b.-) Rotación: Se gira la broca para cambiar el lugar de impactos.

c.-) Avance: Fuerza que se utiliza para sostener el contacto entre la roca y broca.

d.-) Barrido: Acción que se realiza para expulsar el detritus del fondo del agujero.

Figura 7: Acciones presentes en la perforación



Fuente: Manual de perforación y tronadura – López Jimeno

La perforación se realiza con máquinas perforadoras las cuales utilizan energía mecánica para su funcionamiento.

Accesorios de una perforación:

- La Perforadora: Máquina que contiene la energía mecánica para taladrar macizo rocoso.
- Las Brocas: Herramientas que se emplean para realizar un corte en la roca con forma de agujero y están elaboradas de carbono de tungsteno.
- Varillaje: Accesorio que sirve para el transporte de energía hasta la broca, son tubos que pueden ser hexagonales, rígidos, etc. elaborados de acero
- El Fluido de Barrido: Líquido que se encarga de realizar la limpieza y salida del detritus.

Condiciones de perforación:

Para una tronadura eficiente hay ciertos parámetros que se deben de cumplir cómo: tipo de roca, elección del explosivo y tipo de máquina perforadora de esta actividad dependerá la continuidad de las siguientes actividades es por ello que se debe de realizar con cuidado

y buen criterio. En algunas empresas mineras la perforación lamentablemente no tiene una buena supervisión ni un control que trae como consecuencias taladros desviados, distancias variables, cargas de explosivas en más cantidad, etcétera, generando pérdidas económicas y baja productividad.

Los taladros están en función a cuatro parámetros:

- Diámetro: Depende del tipo de perforado a utilizarse, así como también está en función a las dimensiones del frente de trabajo.
- Longitud: Es la profundidad del taladro que está en función al tipo de perforadora.
- Rectitud: Horizontalidad que depende del tipo de roca, método de excavación y peculiaridad de la perforadora. Para que realice una buena tronadura el taladro debe de tener un mayor alineamiento, rectitud y paralelismo por ende la distribución del explosivo será apropiada.
- Estabilidad: Los hoyos efectuados por la perforación deben mantenerse abiertos hasta ser cargados, en algunas zonas tienden a desmoronarse dependiendo a las condiciones de formaciones geológicas.
- Casos particulares: Si se desea tener una bocamina con la geometría adecuada es necesarios realizar una tronadura controlada esto requiere taladros con un paralelismo exacto, así como también los perforistas deben de estar capacitados en cuanto al manejo de su perforadora.

a. Avance lineal

Acción que está en función a la perforadora, avance de los trabajadores y número de guardias que realicen, para un buen avance se rigen a los siguientes parámetros:

Dureza de la Roca: Su rigidez depende de su resistencia, así como la profundidad del taladro que está en función a características geológicas de la roca como porosidad, formación, etc.

Figura 8: Clasificación de la roca de acuerdo a su dureza

CLASIFICACIÓN	DUREZA MOHS	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN (MPa)
Muy Dura	7	200
Dura	6 a 7	120 a 200
Media Dura	4 a 6	60 a 120
Media Blanda	3 a 5	30 a 60
Blanda	2 a 3	10 a 30
Muy Blanda	1 a 2	10

Fuente: Compendio de perforación y tronadura – López Jimeno

Rotura: El avance de una labor está en función a las fracturas presentes en el terreno teniendo en cuenta las discontinuidades que es por donde se liberan los gases cuando se efectúa la carga explosiva. Es por esto que se debe colocar cargas antes o después de las fracturas, teniendo en cuenta la profundidad de los taladros, cargado de explosivos que para compensar las fugas de utilizan los tacos inertes (Arcilla).

Período disponible: Para lograr ejecutar lo planificado con respecto a la actividad de perforación es importante el lapso de tiempo con que se realice y esto dependerá de la eficiencia de la perforadora y experiencia del maestro perforista.

1.3.3. Análisis de fragmentación

KUZ RAM

La mayor parte de esta información ha sido adaptada de las publicaciones hechas por Cunningham (1983,1987). Una relación entre el tamaño medio del fragmento y la energía aplicada a la voladura por unidad de volumen de la roca (carga específica) ha sido desarrollada por Kuznetsov (1973) en función del tipo de roca. Su ecuación es la siguiente:

$$\bar{x} = A \left(\frac{V_o}{V_e} \right)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{S_{ANFO}}{115} \right)^{-19/30}$$

Dónde:

\bar{x} = Diámetro intermedio de fragmentos (cm)

A = Índice de volabilidad = 7 para roca media, 10 roca dura, altamente fracturadas, 13 para roca dura débilmente fracturadas.

V_0 = Cantidad de roca (m^3)

Q_e = Masa del explosivo utilizado (Kilogramos)

S_{ANFO} = Fuerza relativa por peso del explosivo ANFO (ANFO = 100)

Q_T = Masa (kg) de TNT que contiene la energía equivalente de la carga explosiva en cada taladro.

Si se sabe que: $\frac{V_0}{Q_e} = \frac{1}{K}$

Dónde: K = Factor triturante (carga específica) (Kg/m^3)

Generalizando tenemos:

$$\bar{x} = A(K)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{S_{ANFO}}{115} \right)^{19/30}$$

Normativa

a. Normativa ambiental

- D.S. N° 016-93-EM para la protección ambiental en el ámbito minero.
- El TUO de la Ley General de Minería, en su Título Décimo Quinto contiene las disposiciones sobre el reglamento para la protección ambiental en la actividad minero-metalúrgica.

b. Normativa técnica.

- D.S. N°023-92-EM Decreto Legislativo N° 709 (Capítulo VI) que contiene el reglamento de seguridad e higiene minera.
- Normativa para realizar ensayos

Las normativas a utilizar para los ensayos son: ASTM D 2938 – 95:

Ensayo de compresión uniaxial, describe el procedimiento paso a paso que se debe seguir al momento de realizar las pruebas para obtención de resultados rigiéndose a ciertos parámetros.

c. Normativa de seguridad

- “D.S N° 024-2016-EM” con su modificatoria “D.S N° 023-2017-EM” – Reglamento de seguridad y salud ocupacional.

d. Normativa legal

- Ley N° 29783 de Seguridad y Salud en el Trabajo modificada por N°30222.

1.4. Formulación del problema

¿Cómo se puede mejorar la fragmentación en la mina Santa Clotilde 7 - Chongoyape?

1.5. Justificación del estudio

Esta investigación es de carácter académico y a la vez personal. Académico porque es interesante abordar temas relacionados con la carrera, lo que ayudará a reforzar los conocimientos obtenidos en la vida universitario, en el ámbito personal el adecuado trazo de malla en perforación es uno de los factores importantes al determinar la producción diaria, la fragmentación eficiente de la roca y el avance lineal de las labores, si todos parámetros se ven afectados la economía y la producción en la empresa minera se irá en declive, con el trazo de una malla adecuada y selección la carga, según las características geomecánicas; las labores de exploración y desarrollo se profundizarán más teniendo un buen avance lineal, que como resultado generará menos gastos.

1.6. Hipótesis

Si se aplica el modelo matemático Roger Holmberg para el diseño de la malla de perforación entonces se mejorará la fragmentación de la voladura en la Mina santa Clotilde 7 - Chongoyape.

1.7. Objetivos

1.7.1. Objetivo general

Diseñar malla de perforación utilizando el modelo matemático Holmberg para mejorar la fragmentación de la voladura mina Santa Clotilde 7- Chongoyape.

1.7.2. Objetivos específicos

1. Describir la geología del área de estudio.
2. Determinar la resistencia del macizo rocoso mediante el ensayo de carga puntual.

3. Calcular la malla de perforación de acuerdo a la calidad del macizo rocoso.
4. Simular los resultados de fragmentación con Kuz Ram.
5. Obtener resultados de la fragmentación.

II. MÉTODO

2.1. Tipo y diseño de investigación

Este trabajo de investigación con respecto a las peculiaridades y objetivos planteados se ubica en el paradigma cuantitativo con diseño no experimental con tipo de investigación descriptiva propositiva. Según Hernández, Fernández y Baptista (2014) las investigaciones descriptivas propositivas tienen como objetivo explicar la incidencia y las manifestaciones de las variables para luego plantear una alternativa al problema investigado. Su procedimiento consiste en medir en un grupo de personas, fenómenos variables para brindar su descripción oportuna para su posterior propuesta al problema identificado.

✓ Variables, operacionalización

Variable independiente

Diseño de malla de perforación utilizando modelo matemático R. Holmberg

Es un método matemático que ayuda a una distribución correcta de los taladros y cantidad de explosivos para poder aplicar este modelo es necesario la caracterización de la roca mediante ensayos de laboratorio y salidas de campo.

✓ Variable dependiente

Fragmentación de la voladura

La fragmentación es producto de la voladura lo cual no siempre es la óptima para el siguiente proceso que es el acarreo y transporte es por ello que para lograr una óptima fragmentación se realiza un buen diseño de red de perforación.

✓ Operacionalización de variables

Variable	Dimensión	Indicadores	Sub indicadores	Índice	Técnica recolección de información	Instrumento de recolección de datos	Instrumento de medición
Diseño de malla de perforación utilizando modelo matemático Holmberg	Estudio Geológico	Geología	Geología local	Tipo de roca y formación	Observación	Guía de observación	Ficha técnica
			Geología del yacimiento				
	Estudio Geomecánico	Comprensión simple	RMR	Escala	Observación	Guía de observación	Software Geotable
			RQD	Porcentaje			
Fragmentación de la Voladura	Análisis de fragmentación	Curva granulométrica	Diámetro de fragmentos	Metros Pulgadas Centímetros	Observación	Guía de observación	Kuz Ram

2.2. Población y muestra

✓ Población

La población de esta investigación estuvo conformada por toda la unidad minera Santa Clotilde 7.

✓ Muestra

Se tomó en cuenta una sola galería de la unidad Santa Clotilde 7 que es la del nivel 322, en esta galería se extrajeron bloques para los ensayos de comprensión uniaxial.

2.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos, validez y confiabilidad

✓ Técnica de recolección de datos

1. Observación

Con esta técnica se obtendrá información y datos a partir del contacto y acercamiento con el objeto de investigación. Haciendo uso de las siguientes guías de: guía de observación de campo y guía de observación de laboratorio.

2. Análisis documental

Llamada también técnica de gabinete, la misma que ayudara a realizar la búsqueda documental. Técnica que se utiliza en el primer punto que se tuvo en cuenta para el proyecto de investigación, para emplear información bibliográfica que permitió identificar el problema y la construcción del marco teórico (Campo, 2015).

Asimismo, se recurrirá al empleo de citas tanto textuales y de parafraseo las mismas que permitirán ubicar a los autores obtenidos de repositorios y sitios web reconocidos, las fuentes a las que se acudieron fueron tipo bibliográficas y hemerográficas, tesis, artículos, blogs y revistas en líneas.

✓ Instrumentos de recolección de datos

a. Guía de Observación de Campo

✓ Estudio Geológico

Este estudio geológico analiza todas las características del suelo y las rocas.

✓ Geología del yacimiento. (anexo N°2)

Recoger una buena información con respecto a las cualidades del macizo rocoso como textura, tipo de roca, composición entre otras. (anexo N°2)

b. Guía de Observación de laboratorio

✓ Ensayo uniaxial

La prueba de ensayo uniaxial tiene como objetivo determinar la resistencia máxima a la compresión de una muestra cilíndrica, la cual se aplica una carga axial hasta que la muestra falle, se tomaran en cuenta tres muestras tomadas de distintos lugares. (anexo N°2)

✓ RMR (Rock mass rating)

Con estas tablas geomecánicas se clasifican la roca de acuerdo a sus características y composición. (anexo N°2)

✓ RQD (Rock Quality Designation)

Estas tablas se utilizan para ver la calidad de la masa de la roca en porcentaje. (anexo N°2)

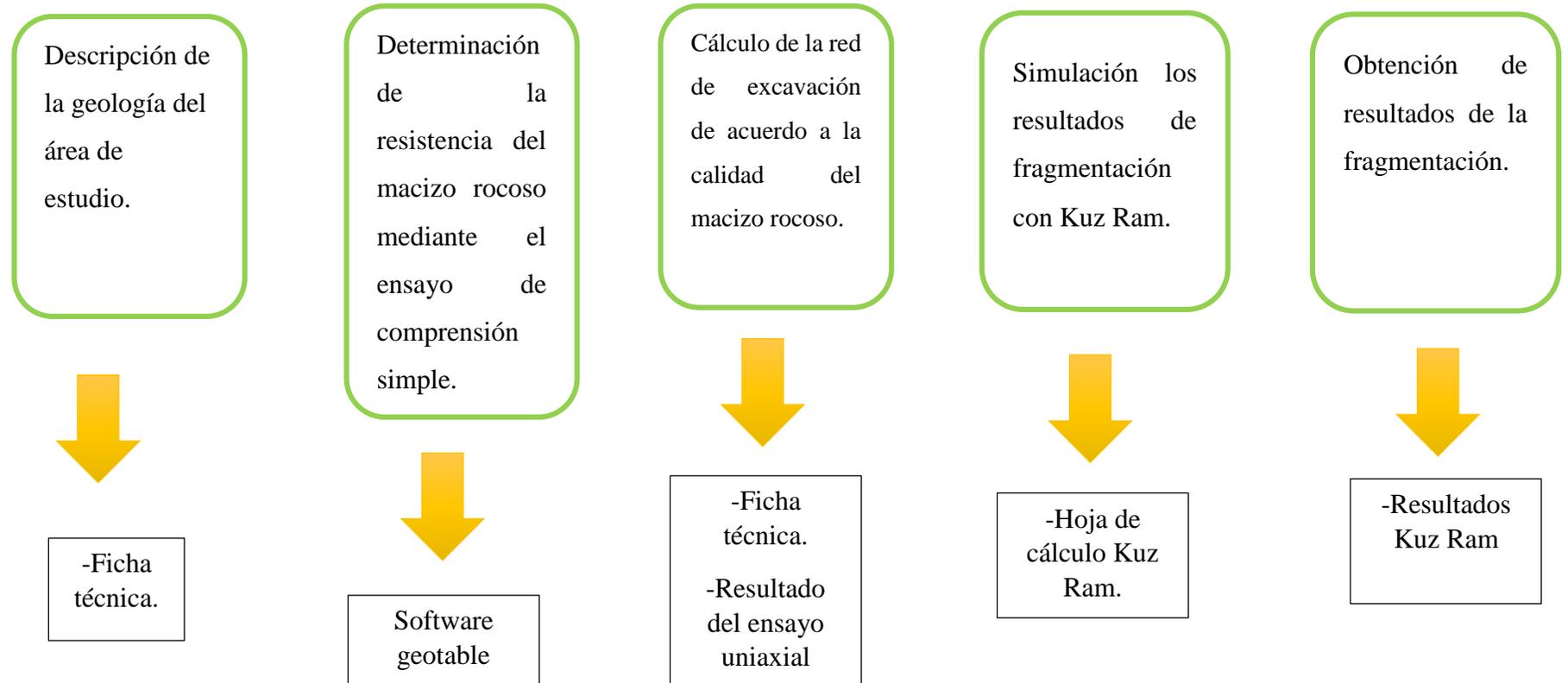
✓ Predicción de fragmentación

El análisis de fragmentación nos permite estudiar el tamaño de las partículas y medir la importancia que tendrán según la fracción de suelo que representen. (anexo N°2)

✓ Validez y confiabilidad

Para la validez y la confiabilidad se redactó un documento donde los especialistas de: metodología de investigación, estadística y un ingeniero de minas firmaron la confiabilidad de los instrumentos de recolección de datos. (anexo N°3)

2.4. Procedimiento



Descripción de procesos

- **Caracterización del macizo rocoso mediante el ensayo de carga Puntual**

Para poder caracterizar al macizo rocoso primero se realiza el ensayo de compresión simple o uniaxial que se detallará a continuación. (anexo N°1)

ENSAYO UNIAXIAL O DE COMPRESIÓN SIMPLE

a. PRINCIPIO

- Deben utilizarse testigos de diámetro superior a 50 mm y su altura debe ser de 2.0 a 2.5 veces el diámetro aproximadamente y no deben contener discontinuidades.
- Las superficies del cilindro de roca que están en contacto con las placas de la prensa con la que se realiza el ensayo deben ser planas, con una precisión de 0.02 mm, y no deben separarse de la perpendicularidad al eje de la muestra en más de 0.001 radianes, o sea, 0.05 mm en 50 mm.

b. OBJETIVO

Producir una rotura en él testigo y hallar la resistencia de la roca.

c. MATERIALES E INSUMOS

Entre los recursos e insumos empleados en el trabajo destacan un pequeño bloque de maciso: un pequeño bloque de macizo rocoso, testigo, lapicero y tabla de guía de observación

d. EQUIPOS E INSTRUMENTOS

- Prensa para determinar la resistencia a compresión simple
- Placas circulares que van en la parte superior e inferiores

e. PROCEDIMIENTO

- Tener una idea geológica y corroborar las muestras.
- Calcular dimensiones de la muestra.
- La muestra se mantiene en un espacio confinado con el fin de evitar que no salten fragmentos y causen daño.
- Se coloca el testigo en posición que queda en paralelo al pistón.
- Se mide la presión a la cual está siendo sometida la muestra, mediante un manómetro conectado directamente a la prensa hidráulica.
- También se necesitará una segunda persona que se encargará de ir aumentando paulatinamente la presión en la prensa hidráulica.

- Una vez que el testigo termine de ser sometido a dicho proceso, se retira para proceder a analizar las condiciones respecto al modo de ruptura.

a) NORMATIVA

ASTM D 2938 – 95:

b) VALORES PERMITIDOS

- Presión que se puede aplicar 2 mega pascales por segundo
- Se recomienda ensayar con un mínimo de 3 testigos de cada muestra de roca, para poder tener un resultado estadísticamente confiable.

c) COSTO

El costo para realizar un ensayo de comprensión simple o uniaxial está 1500 soles para cada muestra.

- Cálculo de la red de perforación en base a la calidad del macizo rocoso.

Los resultados obtenidos del ensayo se usan para ver la calidad del macizo rocoso en las tablas geomecánicas las cuales se utilizarán para identificar la calidad de la roca y estos resultados se utilizan para algunos parámetros que se pide en el modelo matemático.

Primero se realiza los cálculos de:

1. Se tienen las dimensiones de la sección la cual tiene un ancho y una altura.
2. Luego esta sección se divide en dos secciones que son: Un rectángulo y la otra que es una semicircunferencia.
3. Se calcula el área de cada sección.
4. Después se calcula el perímetro total de la sección.
5. Se toma los resultados del ensayo de carga puntual que nos detallan la caracterización y resistencia a su comprensión simple del macizo rocoso y luego tomando en cuenta esa caracterización se utiliza un cuadro propuesto por exsa para calcular el número de taladros.
6. Luego se calcula el diámetro del taladro de alivio para crear la cara libre.
Se calcula lo siguiente utilizando el modelo matemático Holmberg
7. Cálculo el avance por disparo
8. Avance efectivo por perforación
9. Cálculo de burden del primer cuadrante
10. Cálculo de espaciamento
11. Cuantificación de concentración de carga
12. Cuantificación de taco

13. Carga de explosivos

- **Cálculo de la carga y costo de explosivo para la voladura**

El cálculo de carga se explosivo se realizará mediante el cálculo matemático establecido por Roger Holmberg tomando en cuenta la carga de concentración lineal, profundidad de taladro y taco.

- **Análisis granulométrico**

En el desarrollo de este objetivo se utilizó la hoja de cálculo de Excel que contiene Kuz Ram dónde se halló la curva granulométrica.

También para realizar este análisis existen software cómo:

- WipFrag
- Split engineering
- Pirkap

2.5. Método de análisis de datos

✓ Método Analítico

Este método se basará identificando y separando los componentes de un todo que se estará investigando (objeto de investigación) realizando estudios minuciosos de las partes que lo conforman y la forma de cómo estos funcionan.

✓ Método Sistémico

Este método permite establecer un orden en base a manejo de reglas que la propia investigación brinda lo que permitirá llegar a tener una comprensión sistemática de una situación dada. En el análisis de datos se realizará la verificación de la hipótesis y las técnicas de tratamientos estadísticos, el desarrollo de la información permitió ordenar, desarrollar gráficos, en algunos modelos de investigación interpretando información, referente al marco teórico.

2.6. Aspectos éticos

Las fases éticas establecidas Universidad Cesar Vallejo considera principios basándose en naturaleza son: consulta de fuentes, transparencia en los objetivos y resultados, aclaración en el desarrollo del tema y confidencialidad.

Uso de datos acorde a fuentes de información: En las referencias bibliográficas se plasmaron las fuentes de consulta haciendo referencia a citas no textuales y textuales, así como también interpretación de las aportaciones de otras investigaciones.

Claridad para plantear los objetivos de investigación: Al iniciarse una investigación se necesita plasmar una serie de objetivos los cuales no se podrán manipular de acuerdo a la conveniencia personal, es por ello que para constituir enfoque sólido se debe clarificar las ideas en el transcurso del estudio.

Transparencia de los datos obtenidos: En los resultados obtenidos se refleja tal como ocurrieron las cosas también es importante cuidar el análisis personal para no confundir la realidad de hechos así lograr limitar la investigación.

Confidencialidad

Respetar el anonimato de los autores, vigilar que la difusión de los resultados tenga un carácter científico y no hacer opiniones de los resultados a personas ajenas a la investigación.

Profundidad en el desarrollo del tema

Estudiar puntos distintos al estudio, tener propiedad sobre la temática que aborda la investigación y estar en continua búsqueda de referencias bibliográficas actualizadas constantemente.

III. RESULTADOS

En este capítulo se presentan los resultados de la investigación a partir de los objetivos propuestos que han sido desarrollados en base al empleo de instrumentos de investigación, como son: guías utilizadas en campo y laboratorio, la presente investigación se realizó a través de tablas.

3.1. Descripción de la geología del área de estudio

Tabla 3: Geología regional y local del yacimiento

Ítem	Sub ítem	Descripción
Geología	Geología local	La litología predominante en el área de estudio corresponde a rocas andesitas y granodioritas del Gpo Goyllarizquisga. Estas rocas tienen un rumbo NW y buzamiento de 10° siendo en un bajo ángulo.
	Geología del yacimiento	En el yacimiento se apreció claramente su geológica compuesta por una roca encajonante que contiene formación de óxidos considerada como roca ígnea, también observó la presencia de hierro telúrico nativo

Fuente: Guía de observación aplicada (elaboración propia)

3.2. Determinación de la resistencia del macizo rocoso mediante el ensayo de compresión simple o uniaxial

Tabla 4: Resultado del ensayo de carga puntual – muestra uno

Carga puntual							
Testigo	Dimensiones del testigo			Carga máxima KN	Resistencia a la compresión σ_c MPA	Promedio de resistencia a la compresión	Densidad (g/cm ³)
	Diámetro (mm)	Altura (mm)	Peso (kg)				
T-1	55	111	677	45.966	76.820	81.16 MPA	2.50
T-2	55	111	656	60.679	85.500		

Fuente: Guía de observación aplicada en laboratorio (elaboración propia)

Figura 9: Datos ingresados en el software Geotable - muestra uno

The screenshot shows the 'MRMR' (Rock Mass Rating) section of the Geotable software. It includes the following input fields and values:

- Resistencia de la Roca Inalterada:**
 - Indice de Carga Puntual (MPa): Radio buttons for > 10MPa, 4-10MPa, 2-4MPa, 1-2MPa.
 - Resistencia a la compresión uniaxial (MPa): Radio buttons for > 250MPa, 100-250MPa, 50-100MPa (selected), 25-50MPa, 5-25MPa, 1-5MPa, < 1MPa.
 - Rating: 7
- RQD (Indice de calidad de la roca):**
 - Value: <25 %
 - Rating: 3
- Espaciamiento de discontinuidades:**
 - Value: 60-200mm
 - Rating: 8
- Condición de discontinuidades:**
 - Persistencia: 1-3m
 - Apertura: 0,1-1mm
 - Rugosidad: Moderadamente ru
 - Relleno: Relleno duro >5mm
 - Meteorización: Moderadamente alterado
 - Rating: 16
- Corrección por orientación de las discontinuidades:**
 - Rumbo perpendicular al eje: A favor del Buzamiento
 - Rumbo paralelo al eje del túnel: Tunnel o minas (selected)
 - Rating: -10
- Presencia de agua:**
 - Caudal en 10m túnel (l/min): Ninguno
 - Gw/G3 (Presión del agua/esfuerzo principal): 0
 - Estado: Seco
 - Rating: 15
- Final Results:**
 - Calcular button
 - MRMR: 39
 - Ver reporte button

Fuente: Elaboración propia.

Figura 10: Reporte del RMR- muestra uno

RMR

39

Clase de masa rocosa determinadas por las valoraciones totales

Valoración	40 - 21
Número de clase	IV
Descripción	Roca mala

Significado de las clases de rocas

Número de clase	IV
Tiempo de auto sostenimiento	10 hrs span 2.5 m
Cohesión de la masa rocosa KPa	100 - 200
Ángulo de fricción de masa rocosa	15° - 25°

Fuente: Realizado por autor (software Geotable)

Tabla 5: Resultado del ensayo de carga puntual – muestra dos

Carga puntual							
Testigo	Dimensiones del testigo			Carga máxima KN	Resistencia a la compresión σ_c MPA	Promedio de resistencia a la compresión	Densidad (g/cm ³)
	Diámetro (mm)	Altura (mm)	Peso (kg)				
T-1	55	111	678	50.317	98.359	102.12 MPA	2.60
T-2	55	111	658	55.571	105.879		

Fuente: Guía de observación en laboratorio aplicada (elaboración propia)

Figura 11: Datos ingresados en el software Geotable - muestra dos

Regresar Convertidor Salir

Correlaciones y Conceptos Generales **MRMR** GSI SMR

RMR **Q de Barton**

Rock Mass Rating (Calidad del Macizo Rocoso)

Resistencia de la Roca Inalterada

Índice de Carga Puntual (MPa) > 10MPa 4-10MPa 2-4MPa 1-2MPa

Resistencia a la compresión uniaxial (MPa) > 250MPa 100-250MPa 50-100MPa 25-50MPa 5-25MPa 1-5MPa < 1MPa

Rating 12

Corrección por orientación de las discontinuidades

Rumbo perpendicular al eje

A favor del Buzamiento °

En contra del Buzamiento °

Rumbo paralelo al eje del túnel °

Túnel o minas
 Cimentaciones
 Taludes

Rating -10

RQD (Índice de calidad de la roca)

50-75 %

Rating 13

Calcular

Espaciamiento de discontinuidades

60-200mm Ver Gráfico

Rating 8

Condición de discontinuidades

Persistencia 1-3m Apertura 0.1-1mm Rugosidad Moderadamente ru

Relleno Relleno duro >5mm Meteorización Moderadamente alterado

Ver general Rating 16

Presencia de agua

Caudal en 10m túnel (l/min) Ninguno Gw/G3 (Presión del agua/esfuerzo principal) 0

Estado Seco Rating 15

Calcular

RMR 54 Ver reporte

Fuente: Realizado por autor.

Figura 12: Reporte del RMR- muestra tres

RMR **54**

Clase de masa rocosa determinadas por las valoraciones totales

Valoración	60 - 41
Número de clase	III
Descripción	Roca regular

Significado de las clases de rocas

Número de clase	III
Tiempo de auto sostenimiento	1 semana span 5 m
Cohesión de la masa rocosa KPa	200 - 300
Ángulo de fricción de masa rocosa	25° - 35°

Fuente: Realizado por el autor.

Tabla 6: Resultado del ensayo de carga puntual – muestra tres

Carga puntual							
Testigo	Dimensiones del testigo			Carga máxima KN	Resistencia a la compresión σ_c MPA	Promedio de resistencia a la compresión	Densidad (g/cm ³)
	Diámetro (mm)	Altura (mm)	Peso (kg)				
T-2	55	111	599	88.797	210.97	210 MPA	2.80

Fuente: Guía de observación aplicada (elaboración propia)

Figura 13: Datos ingresados en el software Geotable - muestra tres

The screenshot shows the 'Rock Mass Rating [Calidad del Macizo Rocoso]' section in the Geotable software. It is divided into several sub-sections:

- Resistencia de la Roca Inalterada:** Includes 'Indice de Carga Puntual (MPa)' with a selected value of 10MPa and 'Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)' with a selected value of 100-250MPa. The resulting 'Rating' is 12.
- RQD (Indice de calidad de la roca):** A dropdown menu is set to '90-100 %', resulting in a 'Rating' of 20.
- Espaciamiento de discontinuidades:** A dropdown menu is set to '60-200mm', resulting in a 'Rating' of 8.
- Condición de discontinuidades:** Includes 'Persistencia' (1-3m), 'Apertura' (0.1-1mm), 'Rugosidad' (Moderadamente ru), 'Relleno' (Relleno duro >5mm), and 'Meteorización' (Moderadamente alterado). The resulting 'Rating' is 16.
- Corrección por orientación de las discontinuidades:** Includes 'Rumbo perpendicular al eje' (A favor del Buzamiento) and 'Rumbo paralelo al eje del túnel' (En contra del Buzamiento, 20-45 degrees). The resulting 'Rating' is -10.
- Presencia de agua:** Includes 'Caudal en 10m túnel (l/min)' (Ninguno) and 'Estado' (Seco). The resulting 'Rating' is 15.

The final 'RMR' value calculated is 61, shown in a red box at the bottom right of the interface.

Fuente: Realizado por el autor.

Figura 14: Reporte del RMR- muestra tres

RMR

61

Clase de masa rocosa determinadas por las valoraciones totales

Valoración	80 - 61
Número de clase	II
Descripción	Roca buena

Significado de las clases de rocas

Número de clase	II
Tiempo de auto sostenimiento	1 año span 10 m
Cohesión de la masa rocosa KPa	300 - 400
Ángulo de fricción de masa rocosa	35° - 45°

Fuente: Realizado por el autor.

Tabla 7: Resumen de las características geomecánicas de todas las muestras

Muestras	Resistencia a la comprensión simple	RQD	RMR	Número de clase	Descripción	Densidad de la roca	Constante de la roca
Muestra 1	81 Mpa	25%	39	IV	Roca mala	2.50 g/cm ³	0.20kg/m3
Muestra 2	102 Mpa	60%	54	III	Roca regular	2.60 g/cm ³	0.54kg/m3
Muestra 3	210 Mpa	90%	61	II	Roca buena	2.80 g/cm ³	0.9kg/m3

Fuente: Elaboración propia

3.3. Cálculo de la malla de perforación de acuerdo a la calidad del macizo rocoso.

DATOS GENERALES

Tabla 8: Características de los explosivos

Especificaciones Técnicas	Unidades	ANFO (Agente explosivo)	DINAMITA 65% (Detonante)
Densidad	g/cm ³	0.77	1.14
VOD	m/s	3800 -4100	Confinado 5400
			Sin confinar 3700
Presión	Kbar	30	83
Energía	KJ/Kg	3818	3640
Resistencia al agua	Hora	Nula	Excelente
Diámetro recomendado	Pulg.	2	7/8
Longitud	Pulg.	-	8
RWS	%	1,00	98
RBS	%	1,00	134

Fuente: Guía de observación aplicada (elaboración propia)

Según Roger Holmberg la siguiente fórmula se utiliza para el cálculo de la potencia relativa por peso de un explosivo (DINAMITA 65%):

$$S = \frac{5}{6} \left[\frac{Q_e}{Q_o} \right] + \frac{1}{6} \left[\frac{VG}{VG_o} \right]$$

Dónde:

Q_o = Calor de explosión de 1kg de explosivo en condiciones normales de presión y temperatura (4.8 MJ/Kg).

Q_e = Calor de 1kg de explosivo a utilizar (3.6 MJ/Kg)

VG_o = Volumen de los gases liberados por 1kg de explosivo (0.85 m³/ kg)

VG = Volumen de los gases liberados por la dinamita (0.986 cm³ / kg)

En algunas ocasiones la potencia se refiere al ANFO primero se calcula la del explosivo y el valor obtenido se divide entre 0.84 que es la potencia relativa del ANFO.

Reemplazando

$$S = \frac{5}{6} \left[\frac{3.6}{4.8} \right] + \frac{1}{6} \left(\frac{0.96}{0.85} \right)$$

$$S = 0.818$$

Luego la potencia por peso de la dinamita se divide usando el valor del ANFO.

$$S = 0.974$$

Tabla 9: Densidad de carga del detonante

Explosivo	Densidad gr/cm ³	Peso/Unidad	Diámetro mm	Kg/m q
Dinamita 65%	1.14	0.073	22	0.30

Fuente: Realizada por el estudiante

Para calcular la densidad de carga se usa la siguiente relación matemática

$$q = 1140 \text{ kg/m}^3 \times \frac{\pi D^2}{4} \times 10^{-6}$$

D = Diámetro del explosivo (mm)

3.3.1. Cálculo de la malla para roca tipo IV

Tabla 10: Datos para el diseño de malla para roca IV

Diámetro	Unidades	Valor
Φ producción	Metros	0.038
Φ alivio	Metros	0.038
Longitud de barra	Metros	1.20
Avance promedio	Metros	1.14
Desviación angular	Metros	0.01
Desviación de collar	Metros	0.02
Ancho de la labor	Metros	2.50
Alto de la labor	Metros	2.50
RQD-calificación	Porcentaje	25 - roca mala
Constante de roca	kg/m ³	0.2
Longitud restante	Metros	0.82
Radio de la corona	Metros	1.25

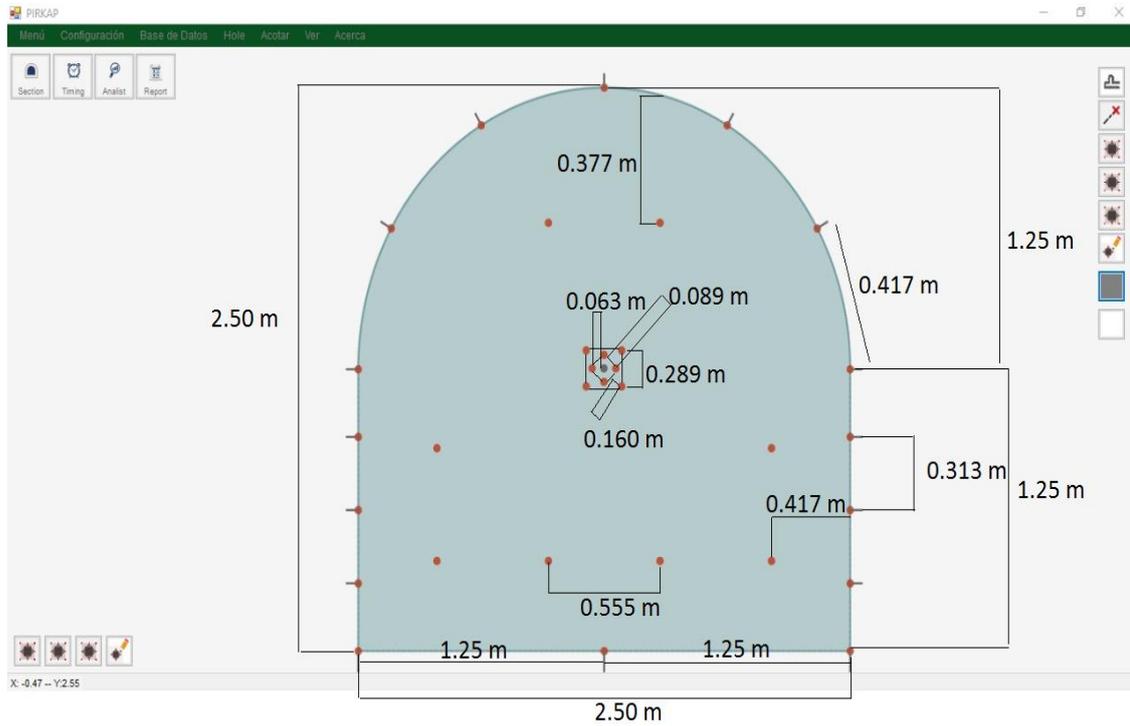
Fuente: Realizado por el estudiante

Tabla 11: Resumen de cálculos para el diseño de malla en roca tipo IV

		Cálculo de malla	
		Unidades	Valor
PRIMER CUADRANTE	Burden máximo	metro	0.076
	Factor de desviación	metro	0.013
	Burden 1	metro	0.063
	Taco	metro	0.45
	Carga por taladro	Kg/tal	1.02
	Espaciamiento 1	metro	0.089
	N° de cartuchos	cantidad	1
	Ancho de la abertura	metro	0.070
	Burden 2	metro	0.160
	Espaciamiento 2	metro	0.289
ARRASTRES	Burden máximo	metro	1.086
	Burden práctico	metro	0.912
	Constante de roca corregida	metro	0.28
	Burden corregido	metro	0.320
	N° de taladros	taladros	3
CORONA	Espaciamiento	metro	1.411
	Espaciamiento esquina	metro	1.250
	Espaciamiento	metro	0.417
	Burden máximo	metro	0.552
	Burden práctico	metro	0.377
HASTIALES	Cálculo de carga	kg/m	0.130
	Longitud de arco	metro	4
	N° taladro	taladros	7
	Burden máximo	metro	1.086
	Burden práctico	metro	0.912
	Espacio que queda	metro	1.25
	Número de taladros	taladros	3
Espaciamiento	metro	0.313	

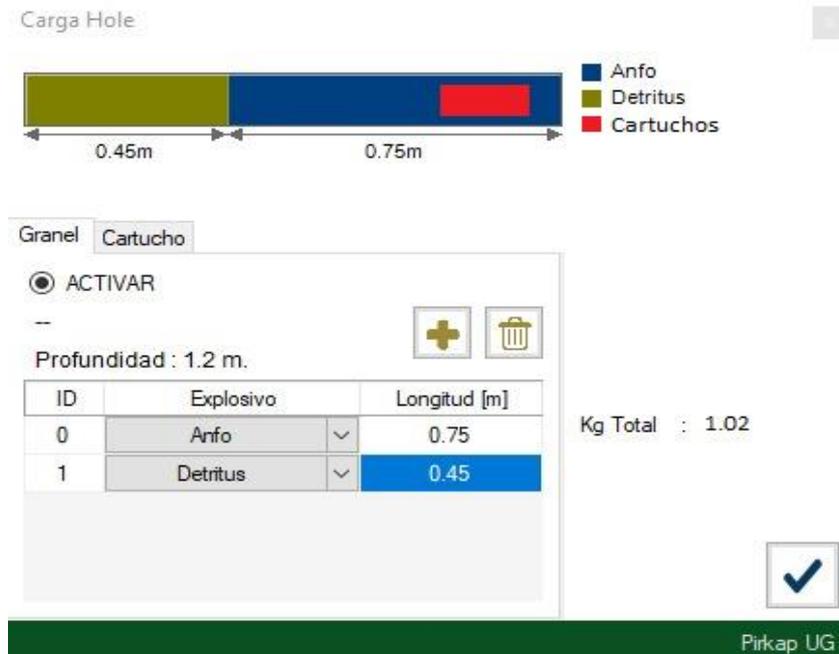
Fuente: Elaborado por el autor

Figura 15: Diseño de malla para roca IV



Fuente: Elaboración propia.

Figura 16: Distribución de carga por taladro



Fuente: Realizado por el estudiante.

3.3.2. Cálculo de la malla para roca tipo III

Tabla 12: Datos para el diseño de malla para roca III

Díámetro	Unidades	Valor
Φ producción	Metros	0.038
Φ alivio	Metros	0.038
Longitud de barra	Metros	1.20
Avance promedio	Metros	1.14
Desviación angular	Metros	0.01
Desviación de collar	Metros	0.02
Ancho de la labor	Metros	2.50
Alto de la labor	Metros	2.50
RQD-calificación	Porcentaje	60 - roca regular
Constante de roca	kg/m ³	0.54
Longitud restante	Metros	0.82
Radio de la corona	Metros	1.25

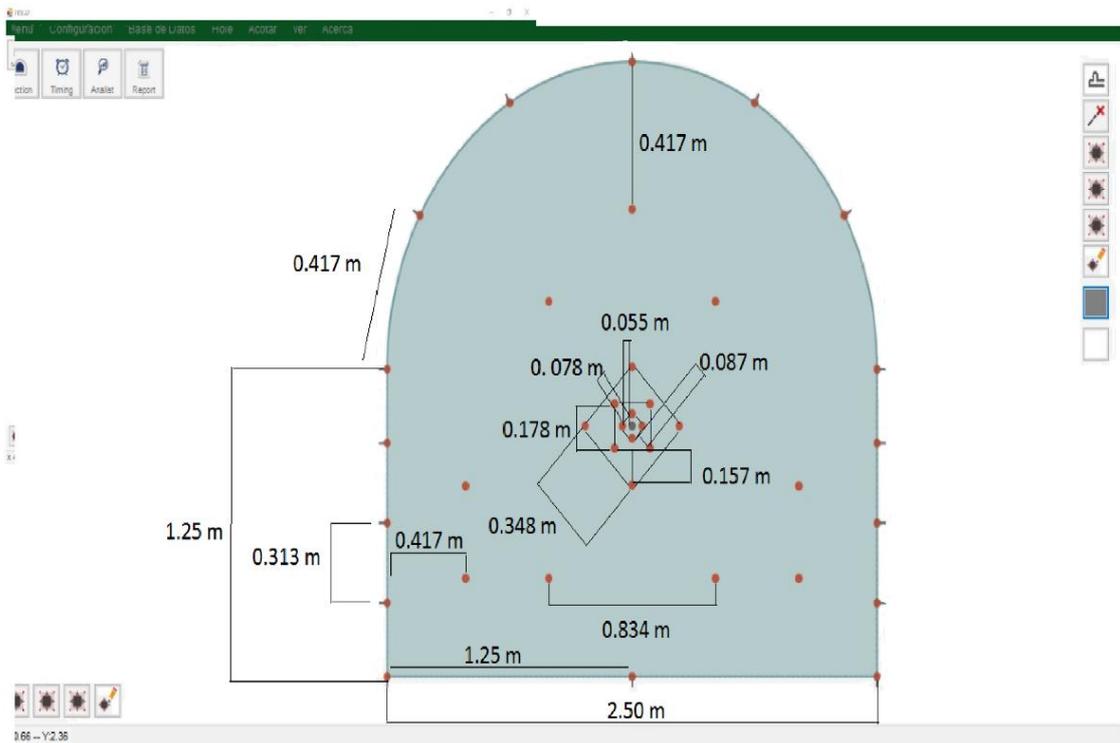
Fuente: Realizado por el autor

Tabla 13: Resumen de cálculos para el diseño de malla en roca tipo III

		Cálculo de malla	
		Unidades	Valor
PRIMER CUADRANTE	Burden máximo	metro	0.067
	Factor de desviación	metro	0.012
	Burden 1	Metro	0.055
	Taco	Metro	0.45
	Carga por taladro	Kg/tal	1.02
	Espaciamiento 1	Metro	0.078
	N° de cartuchos	cantidad	2
SEGUNDO CUADRANTE	Ancho de la abertura	Metro	0.061
	Burden 2	Metro	0.087
TERCER CUADRANTE	Espaciamiento 2	Metro	0.178
	Burden 3	Metro	0.157
ARRASTRES	Espaciamiento 3	Metro	0.417
	Burden máximo	Metro	0.661
	Burden práctico	Metro	0.488
	Constante de roca corregida	Metro	0.68
	Burden corregido	Metro	0.587
	N° de taladros	taladros	3
	Espaciamiento	Metro	1.411
CORONA	Espaciamiento esquina	Metro	1.250
	Espaciamiento	Metro	0.417
	Burden máximo	Metro	0.552
	Burden práctico	Metro	0.379
	Cálculo de carga	kg/m	0.130
HASTIALES	Longitud de arco	Metro	4
	N° taladro	taladros	7
	Burden máximo	Metro	1.086
	Burden práctico	Metro	0.913
	Espacio que queda	Metro	1.25
	Número de taladros	taladros	3
	Espaciamiento	metro	0.313

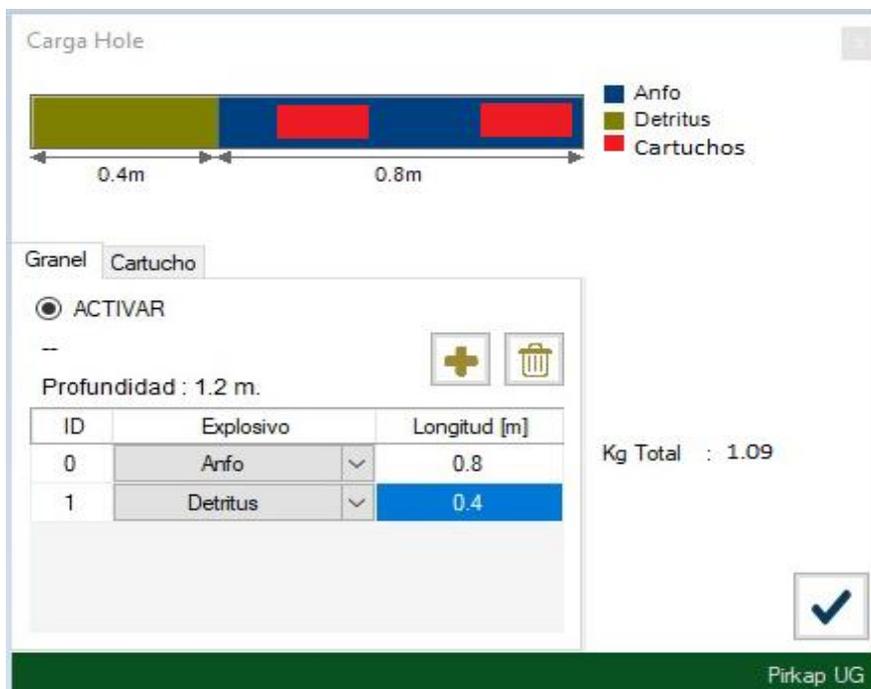
Fuente: Realizado por el estudiante

Figura 17: Diseño de malla para roca III



Fuente: Realización propia.

Figura 18: Distribución de carga por taladro



Fuente: Realizado por el estudiante.

3.3.3. Cálculo de malla para roca tipo II

Tabla 14: Datos para el diseño de la malla para roca II

Diámetro	Unidades	Valor
Φ producción	Metros	0.038
Φ alivio	Metros	0.038
Longitud de barra	Metros	1.20
Avance promedio	Metros	1.14
Desviación angular	Metros	0.01
Desviación de collar	Metros	0.02
Ancho de la labor	Metros	2.50
Alto de la labor	Metros	2.50
RQD-calificación	Porcentaje	90 - roca buena
Constante de roca	kg/m ³	0.9
Longitud restante	Metros	0.82
Radio de la corona	Metros	1.25

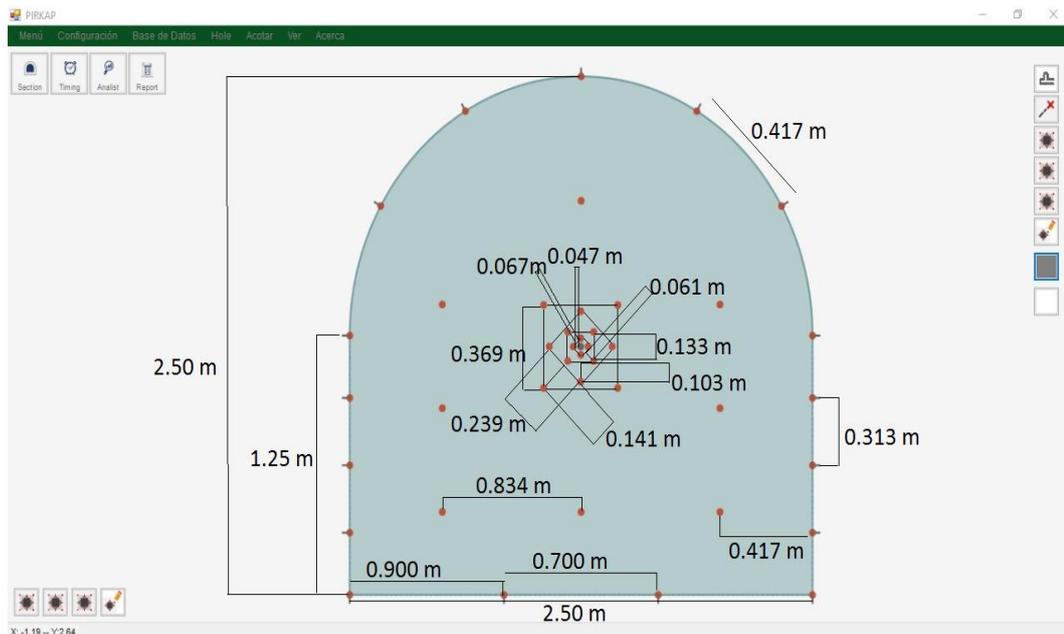
Fuente: Elaborado por el autor.

Tabla 15: Resumen de cálculos para el diseño de malla en roca tipo II

	Cálculo de malla		
		Unidades	Valor
PRIMER CUADRANTE	Burden máximo	metro	0.057
	Factor de desviación	metro	0.010
	Burden 1	metro	0.047
	Taco	metro	0.40
	Carga por taladro	Kg/tal	1.09
	Espaciamiento 1	metro	0.067
	N° de cartuchos	cantidad	2
	Ancho de la abertura	metro	0.052
	Burden 2	metro	0.061
	Espaciamiento 2	metro	0.133
SEGUNDO CUADRANTE	Burden 3	metro	0.103
TERCER CUADRANTE	Espaciamiento 3	metro	0.239
CUARTO CUADRANTE	Burden 4	metro	0.141
	Espaciamiento 4	metro	0.369
ARRASTRES	Burden máximo	metro	0.512
	Burden práctico	metro	0.341
	Constante de roca corregida	metro	1.11
	Burden corregido	metro	0.462
	N° de taladros	taladros	4
CORONA	Espaciamiento	metro	0.900
	Espaciamiento esquina	metro	0.700
	Espaciamiento	metro	0.417
	Burden máximo	metro	0.552
	Burden práctico	metro	0.381
	Cálculo de carga	kg/m	0.130
	Longitud de arco	metro	4
N° taladro	taladros	7	
HASTIALES	Burden máximo	metro	1.086
	Burden práctico	metro	0.915
	Espacio que queda	metro	1.25
	Número de taladros	taladros	3
	Espaciamiento	metro	0.313

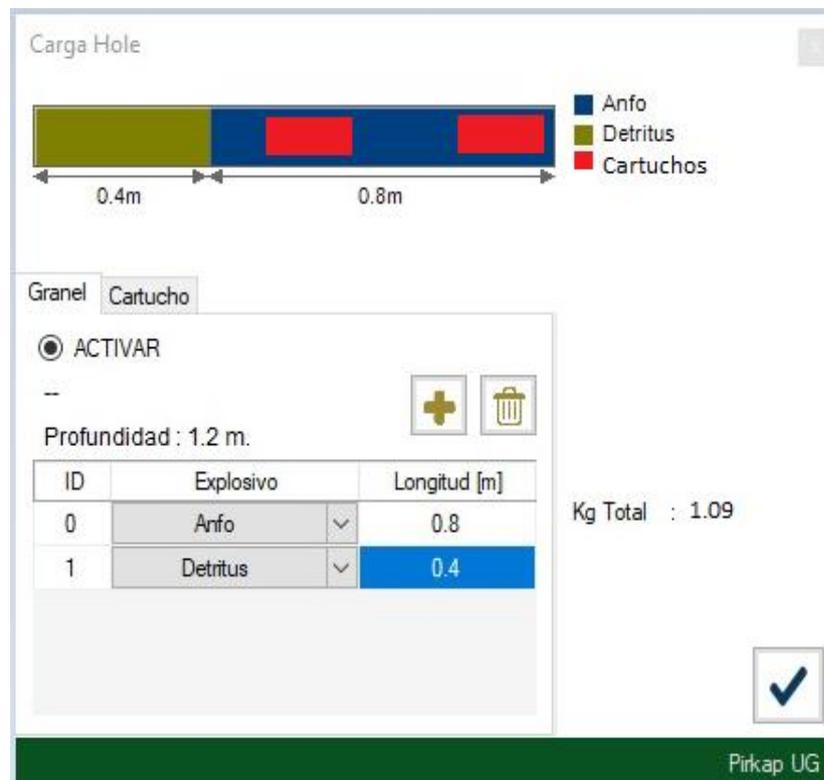
Fuente: Elaborado por el autor

Figura 19: Diseño de malla para roca II



Fuente: Elaborado por el autor.

Figura 20: Distribución de carga por taladro



Fuente: Realizado por el autor.

Tabla 16: Resumen del diseño de malla

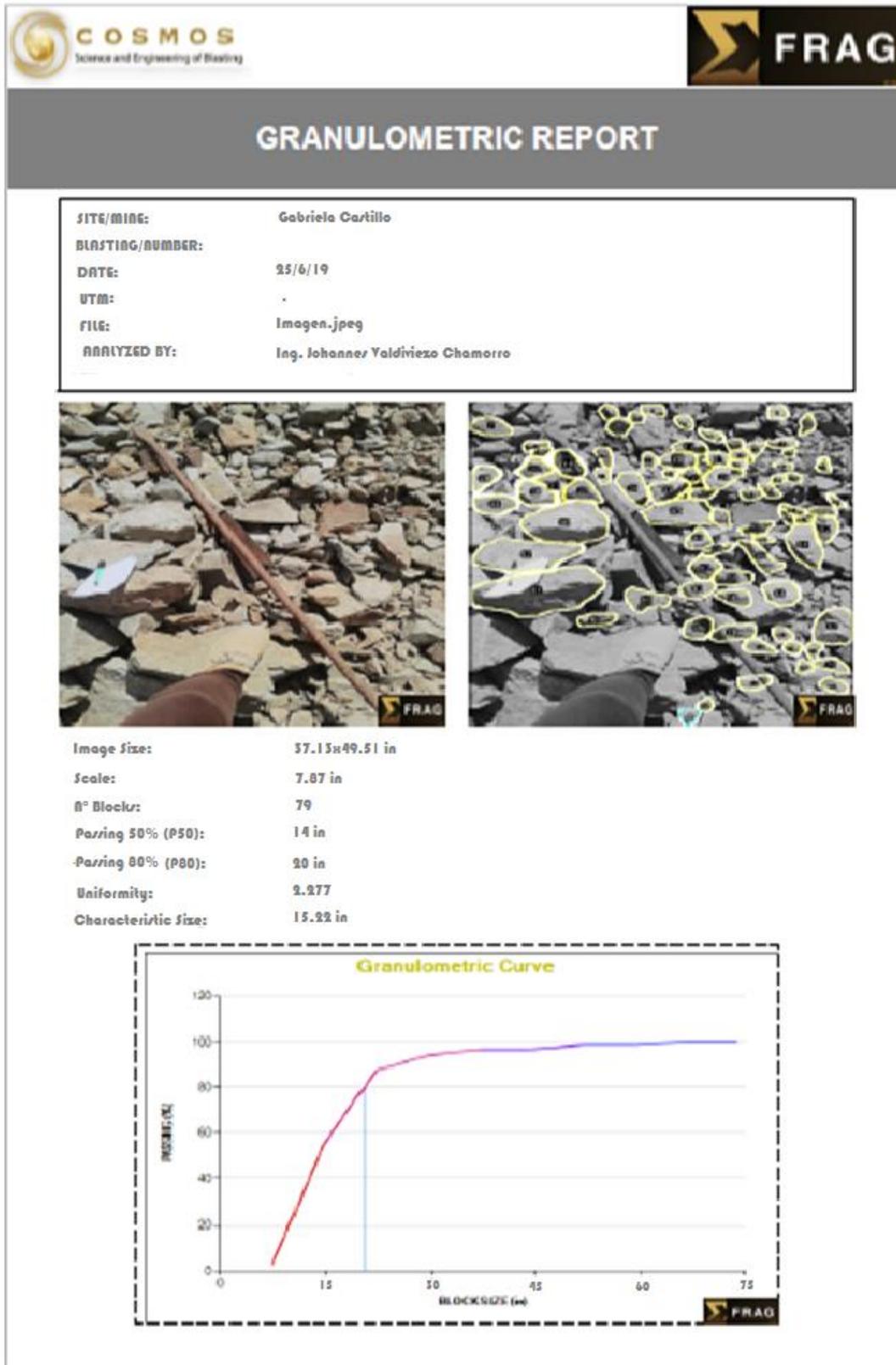
	Tipo de Roca		
	IV	III	II
N° cuadrantes	2	3	4
N° taladros	32	37	41
N° cartuchos	1	2	2
Taco (m)	0.45	0.40	0.40
Longitud de carga (m)	0.75	0.80	0.80
Densidad de carga por taladro (kg)	1.02	1.09	1.09
Densidad de carga total (kg)	32.5	40	44.5
Cantidad de material volado (Tn)	17.8	18.5	19.9
Factor de potencia (kg/tn)	1.8	2.1	2.2

Fuente: Realizado por el autor.

3.4. Simulación de fragmentación con Kuz Ram

Análisis de fragmentación anterior

Figura 21: Granulometría anterior



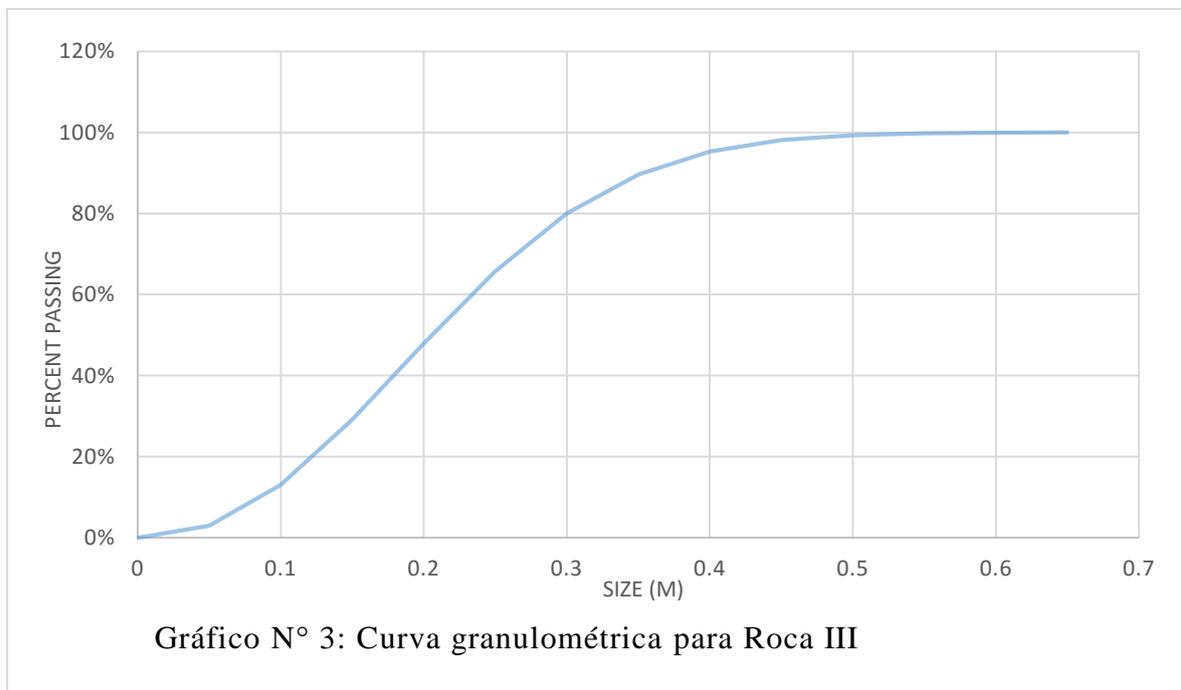
Fuente: Realizado por el autor

3.4.1. Predicción de fragmentación para Roca IV

Figura 22: Datos para la el cálculo de curva granulométrica

Percent Passing	Size (m)
0.0%	0
2.9%	0.05
13.0%	0.10
29.1%	0.15
47.9%	0.20
65.8%	0.25
80.0%	0.30
89.6%	0.35
95.3%	0.40
98.1%	0.45
99.3%	0.50
99.8%	0.55
99.9%	0.60
100.0%	0.65

Fuente: Guía de observación (elaborado por el autor)



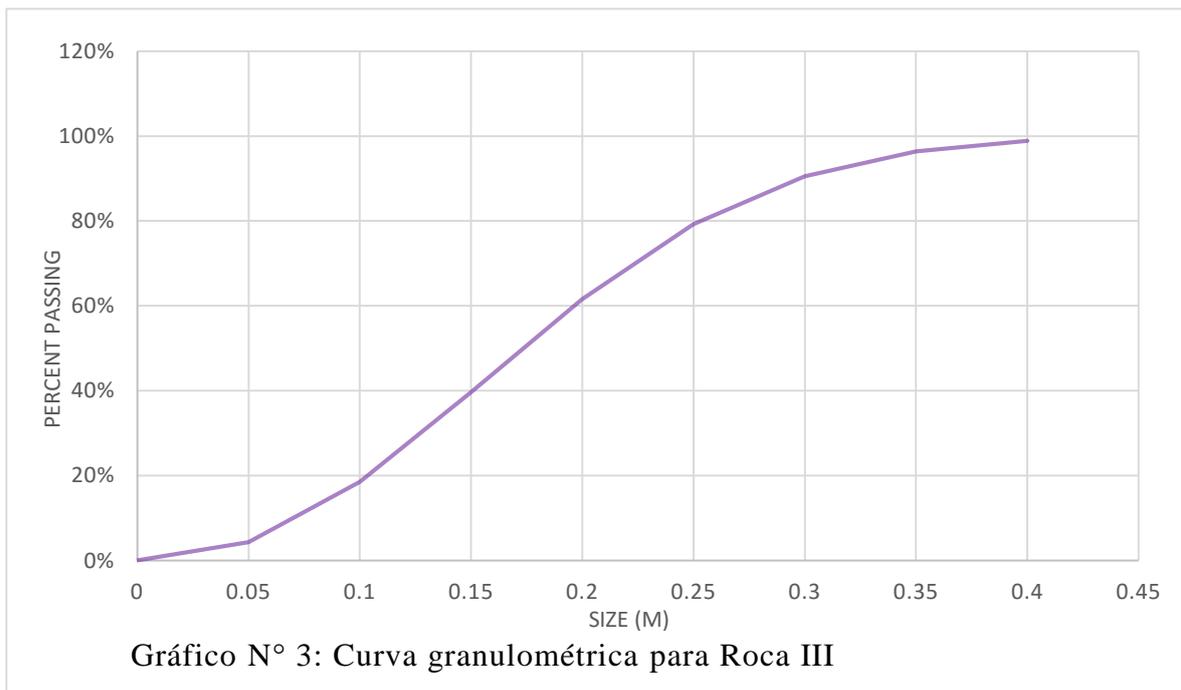
Fuente: Realizado por el autor

4.4.2. Predicción de fragmentación para Roca III

Tabla 17: Datos para el cálculo de curva granulométrica

Percent Passing	Size (m)
0.0%	0
4.3%	0.05
18.6%	0.10
39.7%	0.15
61.6%	0.20
79.2%	0.25
90.5%	0.30
96.4%	0.35
98.8%	0.40
100%	0.45

Fuente: Guía de observación (realizado por el autor)



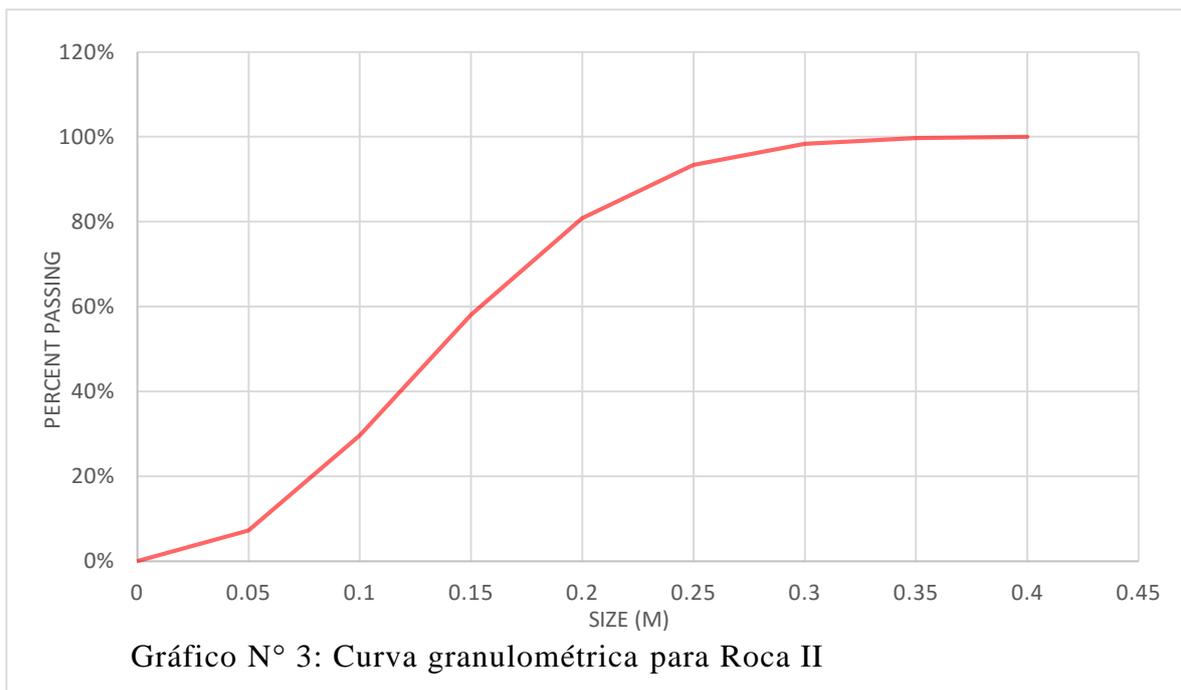
Fuente: realizado por el autor

4.4.3. Predicción de fragmentación para Roca II

Tabla 18: Datos para el cálculo de curva granulométrica

Percent Passing	Size (m)
0.0%	0
7.2%	0.05
29.7%	0.10
58.1%	0.15
80.8%	0.20
93.4%	0.25
98.3%	0.30
99.7%	0.35
100.0%	0.40

Fuente: Guía de observación (realizado por el autor)



Fuente: Realizado por el autor

3.5. Obtención de resultados de fragmentación

Tabla 19: Resultados de Fragmentación

Antes		Resultados de acuerdo al tipo de Roca utilizando Kuz Ram		
P50	P80	Tipo de Roca	P50 (cm)	P80 (cm)
35.5 cm	50.8 cm	IV	20	30
		III	18	25
		II	15	20

Fuente: Realizado por el autor

IV. DISCUSIÓN

- ✓ El resultado de la aplicación del modelo matemático R. Holmberg confirma la hipótesis planteada respecto a la mejora de la fragmentación de la voladura en la mina Santa Clotilde 7 como se puede apreciar la tabla N°19 y a la vez Ortega (2016) señala que al tomar parámetros geomecánicos y al utilizar el algoritmo se mejora la fragmentación.
- ✓ Se concuerda con Piyush, Schunnessoon y Linduiest (2016), que en el proceso de desarrollo en minería subterránea es importante considerar variaciones litológicas en terreno por ende se tiene en cuenta los avances tecnológicos para la realización de estudios geomecánicos, geológico y geográficos. En la zona de estudio se desarrolló una descripción geológica como se muestra en la tabla N°3 que ayudó a identificar la formación del macizo rocoso, la misma que corresponde a rocas andesitas y granodioritas del Gpo Goyllarizquisga.
- ✓ Los estudios geológicos son tan importantes como los geomecánicos pero para realizar un buen estudio geomecánico es necesario realizar ensayos de laboratorio como: carga uniaxial, triaxial, densidad etcétera pero Días y Rodríguez (2017) indican que los ensayos de comprensión simple no son tan importantes al momento de caracterizar roca, lo cual no están en lo correcto por qué para saber la resistencia de la roca y la deformación es necesario realizar estos ensayos donde se aplica una presión constante a una muestra (testigo) como es el caso de ensayos de comprensión simple que se desarrollaron en este trabajo de investigación, este nos arroja un resultado en Mpa lo cual servirá para introducir en las tablas del RQD y saber el RMR que es la calificación de la roca como se verifica en la tabla N°7.
- ✓ Para el cálculo de una malla de perforación respecto a Holmberg es necesario tomar en cuenta parámetros del macizo rocoso lo cuales son evaluadas mediante tablas geomecánicas, ahora contenidas en software libre “Geotable” cuyo resultado se puede ver en la tabla N°16 donde se pudo obtener un buen cálculo de burdenes, espaciamiento, número de cuadrantes y distribución de taladros, asimismo, uno de los factores más importantes en la fragmentación es la concentración de carga lineal como corrobora, Santana (2014).

- ✓ Cunningham (1983), planteó el algoritmo Kuz Ram para predecir la medida de un fragmento, este utiliza parámetros como: factor de roca, UCS, densidad, módulo elástico, burden, espaciamiento, etcétera, mediante la aplicación demuestra su eficiencia. En la investigación se aplicó este modelo matemático teniendo como resultado un P50 y P80 óptimo.

V. CONCLUSIONES

1. El diseño de malla que se realizó utilizando el modelo matemático R. Holmberg permite mejorar el tamaño de fragmentación optimizando las actividades siguientes siendo el acarreo y carguío del material.
2. En el yacimiento se apreció claramente su geológica compuesta por una roca encajonante que contiene formación de óxidos considerada como roca ígnea (andesita y granodiorita), también observó la presencia de hierro telúrico nativo, este macizo rocoso tiene un rumbo NW con buzamiento de 10°.
3. Se determinó la resistencia de compresión simple del macizo rocoso de tres muestras las cuales fueron tomadas en la galería 322: en la primera se obtuvo una resistencia de 81 Mpa con un RQD de 25%, con constante de 0.22 kg/m³ y un RMR de 39 que corresponde al número de clase IV siendo una roca mala, en la muestra dos su resistencia fue 102 Mpa con un RQD de 60%, con constante de 0.54 kg/m³ y un RMR de 57 que corresponde al número de clase III siendo una roca regular y por último en la muestra tres su resistencia de 210 Mpa con un RQD de 90%, con constante de 0.9 kg/m³ y un RMR de 61 que corresponde al número de clase II siendo una roca buena.
4. El cálculo de malla se realizó tomando en cuenta los resultados geomecánicos, dando como resultado tres clases de rocas (IV, III y II) y al ser distintos se calcularon diferentes mallas obteniendo distintos diseños de red con una buena distribución de taladros, espaciamientos, burdenes, y sobre todo una adecuada concentración de carga lineal, enmarcado en el algoritmo R. Holmberg.
5. Se simuló la fragmentación utilizando Kuz Ram y tomando en cuenta el tipo de roca, dando como resultados una curva granulométrica y un P80 óptimo.
6. Se obtuvieron los resultados de la fragmentación de acuerdo al tipo de roca los cuales fueron: roca IV P50: 20 cm, P80: 30 cm; roca III: P50: 18 cm; P80: 25 cm y roca II: P50: 15 cm; P80: 20 cm y resultaron eficientes a comparación de la granulometría antigua que estaba en P50: 35.5 cm y P80: 50.8 cm.

VI. RECOMENDACIONES

- ✓ Se recomienda a la empresa minera Santa Clotilde 7 tomando en cuenta con la investigación realizada, implementar mallas de perforación dependiendo de las características geomecánicas que se presente conforme al avance lineal, con la finalidad que la fragmentación y producción sea eficiente para las siguientes actividades.
- ✓ A la Universidad César Vallejo en la escuela de Ingeniería de Minas implementar dentro de su malla curricular, áreas especializadas en programación que tienen como objetivo la creación de softwares aplicado en el ámbito minero.
- ✓ También se sugiere que la escuela de Ingeniería de Minas gestione la compra de licencias de softwares como Vulcan, Minesight, etcétera para estar acorde con el mercado laboral, asimismo gestione la implementación de convenios con empresas mineras con el fin de obtener mayor dominio en el área.
- ✓ A los estudiantes de Ingeniería de Minas que se inclinen por la investigación para la realización de nuevos proyectos que contribuyan a la escuela y a su aprendizaje.

REFERENCIAS

1. AYAMAMANI Pachari, Carlos. “Diseño de perforación y voladura y su incidencia en los costos unitarios en Balcón III de la Corporación Minera Ananea S. A.”. Tesis (Ingeniería de Minas). Perú: Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de minas, 2016. Disponible: http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/2978/Ayamamani_Pachari_Carlos.pdf?sequence=1&isAllowed=y
2. BARRIGA Reynoso, Augusto. “Diseño e implementación de malla de perforación para optimizar la voladura en la mina San Genaro de la CIA. Minera Castrovirreyña”. Tesis (Ingeniero de Minas). Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Facultad de Geología, Geofísica y Minas, 2015. Disponible en: <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/245/B2-M-18433.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
3. BARTON, n. y LIEN, r. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. In Rock MEchanics [en línea]. Vol 6. Estados Unidos 1074 [fecha de consulta: 20 de mayo 2019]. Disponible en:
4. CAMACHO, Orlando. Aplicación de la clasificación geomecánica para mejorar el rendimiento de la voladura en la empresa minera Catalina Huancas S.A.C. Tesis (Ingeniero de Minas). Tacna: Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann, 2017. Disponible en: <http://repositorio.unjbg.edu.pe/handle/UNJBG/2483>
5. CARRASCO Rojas, Paulo. “Aplicación del método Holmberg Para optimizar la malla de perforación y voladura en la Unidad Parcoy- CIA. Consorcio Minero Horizonte S.A.”. Tesis (Ingeniería de Minas). Perú: Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, Facultad de Ingeniería de minas, geología y civil, 2015. Disponible: http://repositorio.unsch.edu.pe/bitstream/handle/UNSCH/985/Tesis%20M746_Car.pdf?sequence=1&isAllowed=y
6. CHÁVEZ Flores, Yetson. “Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti – año 2015”. Tesis (Ingeniero de Minas). Huaraz: Universidad Nacional Santiago Atúnez de Mayolo, Facultad de Ingeniería de minas, geología y metalúrgia. Disponible en: http://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2240/T033_70839229_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y

7. Decreto Supremo. N° 016-93-EM. Lima, Perú 28 de abril de 93.
8. Decreto Supremo. N° 023-92-EM. Lima, Perú.
9. Decreto Supremo. N° 024-2016. Diario oficial El Peruano, Lima, Perú, 28 de julio de 2016.
10. EXSA. MANUAL PRACTICO DE VOLADURA, Pag 163.cap 9. Disponible en: [MANUAL_PRACTICO_DE_VOLADURA_Edición_especial_La_Línea_más_Completa_para_Voladura_Das_Komplette_Sprengstoffprogramm_The_Most_Complete_Blasting_Line](#)
11. Filipe, Nunes, Otaño-Noguel, José A., Watson-Quesada, Roberto L., Evaluación físico-mecánica y estructural del macizo gnésico de mina Catoca para el diseño de voladuras. Minería y Geología [en línea] 2018, 34 (January-March) : [Fecha de consulta: 13 de octubre de 2018] Disponible en: <http://www.redalyc.org/articulo.oa?id=223554993006> ISSN 1993-8012
12. FISCHER, k y HENK, a. (2013, octubre 2013). A workflow for building and calibrating 3-D geomechanical models-a case study for a gas reservoir in the Nort German Basin Solid Eart. Retrieved octubre 10, 2018, from: <https://www.solid-earth.net/4/347/2013/se-4-347-2013.pdf>
13. GONZALES, Alonso. The Continuous Improvement of Development Blasting at Ernest Henry Mine. THE UNIVERSITY OF QUEENSLAND. 01 November 2016. (p.119) Disponible: https://espace.library.uq.edu.au/data/UQ_415810/Gonzales_Alonso_Thesis.pdf?Expires=1540439555&Signature=V7tTpr~eBtXQj8KVrpSSGwHQ0j3ApYMPolpngGzr3bsw2Q7zvEKcPdHih8exQmm9xYHGFw253wNe~IXFmwD1YrRCHrksOJHYICBU59moAKX5Z675nvUvOwI3B~Gw8TVQd0paPMoZOpK5v7lSJy4LjDPfbnRttvnMXIg7fuUhrLMvEy~O7VfSM2pDujYNlrR8Tjq6m8CSAlHubWyiHaY5TPgNvDtUKUzmBsGjsyzsIRxjoqaJ~td1iRqzqmTXot0N9XXUXNfTcGWslc73PV6jGI0e29kLnpiqfz3I9p5EOPWiA80JQguR7Bm6LTOpRsr6zRBIDINV-IkbSRQ_&Key-Pair-Id=APKAJKNB4MJBINC6NLQ
14. GARRET, Anderson. CREATING A GEOMECHANICS LAB COURSE FOR THE MINING AND GEOLOGICAL ENGINEERIN DEPARTMENT AT THE

- UNIVERSITY OF ARIZONA. Tesis (Bachiller). Arizona: UNIVERSITY OF ARIZONA, 2018. Disponible en: <https://repository.arizona.edu/handle/10150/630370>
15. Hernández-Gutiérrez, L.E., Santamarta, J.C., Tomás, R., Cano, M., García-Barba, J., Cantero-Mesa, I.E. (2013). Prácticas de Ingeniería del Terreno. Universidades de Alicante y de La Laguna. <http://web.ua.es/es/ginter/> ó <http://ocw.ull.es/> (consultado 14 de setiembre del 2018). License: Creative Commons BY-NC-SA
 16. HUANCAHUARI.F, Simeón. Tesis doctoral: “La Prevención de los riesgos ocupacionales mineros como responsabilidad de la empresa”. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Facultad De Derecho y Ciencia Política. LIMA-PERÚ. 2009.
 17. HUAYPAR Díaz, Catalina. Costos de operaciones mineras. Tesis (Título de Ingeniero Civil de Minas). Chile: Universidad de Chile, 2015.23 pp. Disponible en: www.geco.mineroartesanal.com
 18. JACOBS, Jonatan. Creating a technology map to facilitate the process of modernisation throughout the mining cycle. University of Pretoria. 2016. 12pp. Disponible en: https://repository.up.ac.za/bitstream/handle/2263/61296/jacobs_Creating_201%207.pdf?sequence=1&isAllowed=y
 19. Ley 28973. Diario oficial El Peruano, Lima, Perú, 11 de julio de 2014.
 20. Ley N° 28611. Diario oficial El Peruano, Lima, Perú, 15 de octubre de 2015
 21. LÓPEZ, Jimeno [et al]. Manual de Perforación y Voladura de Rocas. En Línea. 1ra. ed. España. Compobell S.A. 2003 [fecha de consulta: jueves 11 de octubre de 2018]. Disponible en: <https://es.scribd.com/document/317978295/MANUAL-DE-PERFORACION-LOPEZ-JIMENO-pdf> . ISB: 84-505-7007-7
 22. OJEDA Mestas, René. Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia. Tesis. Perú. 71 pp.
 23. ORTEGA, Ramos, JARAMILLO, Gil y MOLINA, Jorge. Drilling grid blasting upgrading based on Geological Strength Index (GSI), case "La Maruja" mine, Colombia. Boletín de Ciencias de la Tierra, (40), 32-38, 2016. Disponible en: http://www.scielo.org.co/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S012036302016000200004&lng=es&nrm=iso&tlng=es
 24. Ortega-Ramos, Camilo Andrés, Jaramillo-Gil, Andrés Felipe, Molina-Escobar, Jorge Martín, Modificación de las mallas de perforación de voladuras a partir del índice de

- esfuerzo geológico (GSI), caso mina “La Maruja”, Colombia. Boletín de Ciencias de la Tierra [en línea] 2016, (Julio-Sin mes) : [Fecha de consulta: 13 de octubre de 2018] Disponible en: <http://www.redalyc.org/articulo.oa?id=169546751004> ISSN 0120-3630
25. PIYUSH ,Hakan, SCHUNNESSON,Per, LINDQVIST,Uday. International Journal of Mining Science and Technology [en línea]. July 2016. [fecha de consulta: 21 de octubre 2018]. Disponible en: <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S2095268616300350?via%3Dihub&fbclid=IwAR22Fxs8mE5xNLyWkWdXpXVrpeOmQWl8Q8CvGnM114jDOUzKTIu2N1LhR6U>
26. QUEZADA Jacobo, Wilmer. “Optimización de perforación y tronadura empleando modelo matemático Holmberg en secciones de 3.5m*3m en roca tipo II veta papagayo mina”. Tesis (Ingeniería de Minas). Perú: Universidad Nacional de Trujillo, Facultad de Ingeniería, 2017. Disponible: <http://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/10020/Quezada%20Jacobo%2c%20Wilmer%20Ubemar.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
27. QUIROGA Acuña, Marco. “Análisis de perforación y tronadura en el Solado”. Tesis (Ingeniero Civil de Minas). Santiago: Universidad de Chile, Facultad de ciencias físicas y matemáticas departamento de Ingeniería de Minas, 2013.
28. QUISPE Gaspar, Jhon. “El modelo matemático de Holmberg como alternativa de diseño de mallas de perforación para optimizar las operaciones de voladura subterránea en la CIA. Minera Casapalca S.A”. Tesis (Ingeniero de Minas). Huancavelica: Universidad Nacional de Huancavelica, Facultad de ingeniería de Minas-Civil 2014. Disponible en: <http://repositorio.unh.edu.pe/bitstream/handle/UNH/599/TP%20-%20UNH%20MINAS%200017.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
29. QUERELLE, Santiago. Densidad: concepto. Chile. 29 de mayo del 2015. [Fecha de consulta: 8 de abril]. Disponible en: http://www.profesorenlinea.cl/fisica/Densidad_Concepto.htm.
30. RAMIREZ Raúl. Matemáticas: lo que necesitamos saber [en línea]. 11 abril 2013. [Fecha de consulta: 17 de septiembre 2018]. Disponible en: <https://es.slideshare.net/RaulLuna7/que-son-las-matematicas>

31. Repositorio INDECOPI. Lima, 23 de abril de 2018 Disponible en: <http://repositorio.indecopi.gob.pe/bitstream/handle/11724/6201/NP%20180423%20Tecnolog%C3%ADa%20Quantex.pdf?sequence=2&isAllowed=y>
32. REVISTA Interempresas net [en línea]. Sandvik,2016[fecha de consulta: 27 de octubre del 2018]. Disponible en: <http://www.interempresas.net/Mineria/Articulos/150534-Sandvik-presenta-su-sistema-geoSURE-para-analisis-de-datos.html>
33. RÍOS Gutierrez, Rodolfo. “Aplicación de método Holmberg para optimizar diseño de malla de perforación y voladura en empresa contratista minera Tauro S.A.C. - Marsa”. Tesis (Ingeniero de Minas). Huancayo: Universidad Nacional del centro del Perú, Facultad de ingeniería de minas, 2015. Disponible en: <http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCP/3856/Rios%20Gutierrez.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
34. RIVERA, Alfredo y ROSAS, Smith. “Diseño de los parámetros de perforación y voladura con el algoritmo de Holmberg en volcán compañía minera S.A.A. unidad Andaychagua”. Tesis (Ingeniería de Minas). Perú: Universidad Nacional de Huancavelica, Facultad de Ingeniería de minas-civil y ambiental, 2015. Disponible: <http://repositorio.unh.edu.pe/bitstream/handle/UNH/608/TP%20-%20UNH%20MINAS%2000025.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
35. ROJAS, Edito. REVISTA Diseño y Tecnología [en línea] “Un nuevo enfoque predictivo de la fragmentación en la Voladura de Rocas”, Facultad de Ingeniería Industrial – UNMS. Lima. Revista industrial Data 21(1): 17-26 (2018),(P.20).[Fecha de consulta 10 de Octubre de 2018].Disponible en: <http://dx.doi.org/10.15381/idata.v21i1.14907>.
36. ROJAS, Luis. Un nuevo enfoque predictivo de la fragmentación en la Voladura de Rocas. Revista peruana de investigación UNMSM [en línea]. Vol. 21, Núm. 1. 04 de junio del 2018. [Fecha de consulta: 19 de octubre de 2018]. Disponible en: <http://revistasinvestigacion.unmsm.edu.pe/index.php/idata/article/view/14907/13018>
37. SANTANA Orellana, Leonard. “Diseño de malla para perforación y voladura de frentes utilizando modelo matemático de Holmberg e índice de volabilidad de Lylli”. Tesis (Ingeniería de Minas). Perú: Universidad Nacional del centro del Perú, Facultad de Ingeniería de minas, 2014. Disponible: <http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCP/1340/TESIS%20DISE%C3%91O%20DE%20MALLA%20PARA%20PERFORACI%C3%93N%20Y%20VOLADUR>

[A%20DE%20FRENTE%20UTILIZANDO%20MODELO%20MATEM%C3%81TIC
O%20DE%20HOLM.pdf?sequence=1&isAllowed=y](#)

38. SCRIBD. Sánchez Saavedra, Daner. 24 de septiembre 2017. Disponible: <https://es.scribd.com/document/359784380/MetododeRogerHolmberg?fbclid=IwAR3EERySn3wBnbhHS5YjIyqPaa1bKHL-9x2AqfBI8U7CzEkjmDRzSFbYtVk>
39. TAIPE, José y MARCAÑAUPA, Demecio. “Implementación de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura en frentes de avance, en la mina San Cristobal de la CIA. Minera bateas S.A.C”. Tesis (Ingeniero de Minas). Huancayo: Universidad Nacional del centro del Perú, Facultad de ingeniería de minas, 2015. Disponible en: <http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCP/2177/Marca%C3%B1aup%C3%A1ncas.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
40. ZÚÑIGA Torres, Pablo. Diseño de tronaduras y su impacto en el costo mina de Compañía minera Cerro Negro. Tesis (Ingeniero Civil de Minas). Santiago: Universidad de Chile, Facultad de ciencias físicas y matemáticas departamento de Ingeniería de Minas, 2015. Disponible en: <http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/137507/Diseno-de-tronaduras-y-su-impacto-en-el-costo-mina-de-Compania-Minera-Cerro-Negro.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

ANEXOS

ANEXO N°1

Tabla 20: Coordenadas UTM (PSAD) "Santa Clotilde"

VÉRTICE	ESTE	NORTE
V1	666000	9258000
V2	666000	9257000
V3	665000	9257000
V4	665000	9258000

Fuente: Elaboración propia

Tabla 21: Coordenadas UTM (WSG 84) "Santa Clotilde"

VÉRTICE	ESTE	NORTE
V1	665727	9256596
V2	665727	9256596
V3	664727	9257596
V4	664727	9257596

Fuente: Elaboración propia



Figura 23: Galería 322 donde se realizó en estudio

Fuente: Elaboración propia



Figura 24: Testigos obtenidos mediante perforación diamantina

Fuente: Elaboración propia



Figura 25: Toma de medidas de las dimensiones

Fuente: Elaboración propia



Figura 42: Camino de acceso al proyecto Santa Clotilde 7

Fuente: Elaboración propia



Figura 51: Fragmentación con malla empírica

Fuente: Realizado por el autor

MATRIZ DE CONSISTENCIA		*VILCHEZ TELLO, Rosmery *MONTOYA CASTILLO, Gabriel Nataly			
TÍTULO	FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	OBJETIVO GENERAL	HIPÓTESIS	DISEÑO	TÉCNICAS
DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN UTILIZANDO MODELO MATEMÁTICO HOLMBERG PARA MEJORAR LA FRAGMENTACIÓN DE LA VOLADURA – MINA SANTA CLOTILDE 7- CHONGOYAPE	¿Cómo se puede mejorar la fragmentación en la mina santa Clotilde 7 - Chongoyape?	<ul style="list-style-type: none"> Diseñar la malla de perforación utilizando el modelo matemático Holmberg para mejorar la fragmentación de la voladura mina Santa Clotilde 7. 	Si se aplica el modelo matemático Roger Holmberg para el diseño de la malla de perforación entonces se mejorará la fragmentación de la voladura en la Mina santa Clotilde 7 - Chongoyape.	Paradigma: cuantitativo Diseño: no experimental Tipo de investigación: descriptiva propositiva	*Guía de observación.
		OBJETIVOS ESPECÍFICOS			
		<ul style="list-style-type: none"> Describir la geología del área de estudio. 			

		<ul style="list-style-type: none">• Determinar la caracterización del macizo rocoso mediante el ensayo de comprensión simple o uniaxial.• Calcular la malla de perforación de acuerdo a la calidad del macizo rocoso.• Simular los resultados de fragmentación con Kuz Ram.• Obtener resultados de la fragmentación.			
--	--	---	--	--	--

ANEXO N°2

INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO CHICLAYO 2018 “Diseño de malla de perforación utilizando modelo matemático Holmberg para mejorar fragmentación de la voladura- mina Santa Clotilde 7”

GUÍA DE OBSERVACIÓN PARA ESTUDIO GEOLÓGICO

Ítem	Sub ítem	Descripción
Geología	Geología local	
	Geología del yacimiento	

GUÍA DE OBSERVACIÓN ESTUDIO GEOMECAÁNICO ENSAYO DE CARGA PUNTUAL

Carga puntual							
Testigo	Dimensiones del testigo			Carga máxima KN	Resistencia a la compresión σ_c MPA	Promedio de resistencia a la compresión	Densidad (g/cm ³)
	Diámetro (mm)	Altura (mm)	Peso (kg)				
T-1							
T-2							

CARACTERÍSTICAS DE LOS EXPLOSIVOS

Especificaciones Técnicas	Unidades	(Agente explosivo)	(Detonante)
Densidad	g/cm ³		
VOD	m/s		
Presión	Kbar		
Energía	KJ/Kg		
Resistencia al agua	Hora		
Diámetro	Pulg.		
RWS	%		
RBS	%		

Parámetros de Clasificación										
1	Resistencia de la roca intacta (MPa)	Índice de carga puntual	>10	10-4	4-2	2-1	No se usa; es preferible emplear UCS			
		Resistencia a la compresión uniaxial	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1	
	Valuación		15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD (%)		>90	90-75	75-50	50-25	<25			
	Valuación		20	17	13	8	3			
3	Espaciamiento entre discontinuidades (m)		>2.00	2.00-0.60	0.60-0.20	0.20-0.06	<0.06			
	Valuación		20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades	Persistencia (m)	<1	1-3	3-10	10-20	>20			
		Valuación		6	4	2	1	0		
		Abertura (mm)		Cerrada	<0.1	0.1-1.0	1.0-5.0	>5.0		
		Valuación		6	5	4	1	0		
		Rugosidad		Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Lustrosa		
		Valuación		6	5	3	1	0		

		Relleno	Sin relleno	Relleno duro (<5mm)	Relleno duro (>5mm)	Relleno blando (<5mm)	Relleno blando (>5mm)
		Valuación	6	4	2	2	0
		Descomposición	Fresca	Levemente descompuesta	Moder. descompuesta	Altamente descompuesta	Extrem. descompuesta
		Valuación	6	5	3	1	0
5	Agua freática	Caudal por 10m de excavación (lt/min)	0	0-10	10-25	25-125	>125
		Presión de agua/Esfuerzo principal mayor σ	0.0	0.0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5
		Condición general	Completamente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo
		Valuación	15	10	7	4	0

Corrección por orientación de discontinuidades (6)						
Dirección y Buzamiento		Muy favorables	Favorables	Regulares	Desfavorables	Muy desfavorable
Valuación	Túneles y labores mineras	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Orientación de discontinuidades en un túnel						
Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel		Buzamiento 0°-20°
Avance con el buzamiento		Avance contra el buzamiento				
Buzamiento 45°- 90°	Buzamiento 20°- 45°	Buzamiento 45°- 90°	Buzamiento 20°- 45°	Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°- 45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable

Calificación					
Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
Valuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	≤ 20

CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA “RMR” (Rock mass rating)

Características geotécnicas					
Clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de autoaporte (T.A.S) y vano	20 años Para 15m	1 año Para 10 m	1 semana Para 5 m	10 horas Para 2.5 m	30 minutos Para 1m
Cohesión (kp/cm ²)	>4	4 -3	3 - 2	2 - 1	<1
Ángulo de fricción interna	>45°	45°- 35°	35°- 25°	25°-15°	<15°
RMR = 1+2+3+4+5+6					

Tabla 22: Clasificación geomecánica- Índice "RQD" – (Según Deere 1964)

Ecuación de Priest y Hudson		
Relación	$RQD = 100x_e^{-0.1\lambda(1+0.01\lambda)}$	
λ	RQD	RQD recomendado
1	$RQD = 100x_e^{-0.1\lambda(1+0.01\lambda)}$ 99.5	100
2	98.2	100
3	96.3	95
4	93.8	95
5	91	90
6	87.8	90
7	84.4	85
8	80.9	80
9	77.2	80
10	73.6	75
11	69.9	70
12	66.3	65
13	62.7	65
14	59.2	60
15	55.8	55
16	52.5	50
17	49.3	50
18	46.3	54
19	43.4	54
20	40.6	40
21	38	40
22	35.5	35
23	33.1	35
24	30.8	30
25	28.7	30
26	26.7	25
27	24.9	25
28	23.1	25
Número de discontinuidades por m lineal		

Fuente: Elaboración propia

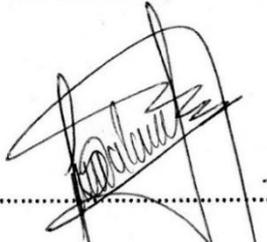
VALIDACIÓN DE INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Los docentes y especialistas que suscriben los documentos son: SALAZAR IPANAQUE, Javier Angel con DNI 02859620 de la especialidad de: Magister en Ingeniería de Minas, ALVARADO CASTILLO, Wilder angel con DNI: 17531294 de la especialidad de: Estadístico y la docente SALAZAR CABREJOS, Rosa Eliana con DNI 41661370 con la especialidad de: Maestría en docencia universitaria, dan conformidad a los instrumentos de recolección de datos, que a continuación se presentan y que fueron sometidos a una evaluación y validación , con la finalidad de que sean aplicados por los estudiantes responsables: VILCHEZ TELLO, Rosmery y MONTOYA CASTILLO, Gabriel Nataly en la investigación titulada: DISEÑO DE MALLA DE PEFORACIÓN UTILIZANDO MODELO MATEMÁTICO HOLMBERG PARA MEJORAR LA FRAGMENTACIÓN DE LA VOLADURA-MINA SANTA CLOTILDE 7.

Dejamos, evidencia de lo evaluado firmando el presente documento para los fines que sean necesarios.

Chiclayo, 17 de abril de 2019

Atentamente,



SALAZAR IPANAQUE,

Javier Angel

DNI: 02859620



ALVARADO CASTILLO,

Wilder Angel

DNI: 17531294



SALAZAR CABREJOS,

Rosa Eliana

DNI: 41661370