



UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO

FACULTAD DE INGENIERÍA Y ARQUITECTURA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

**Cambio de los parámetros de perforación y voladura para
mejorar la fragmentación de la roca en la Mina Santa Clotilde,
Chongoyape.**

TESIS PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

Ingeniera de Minas

AUTORA:

Br. Soto Calderón, Maggie Cynthia (ORCID: 0000-0003-3662-2218)

ASESOR:

Mg. Salazar Ipanaque, Javier Ángel (ORCID: 0000-0002-7909-6433)

LÍNEA DE INVESTIGACIÓN

Perforación y voladura de rocas

CHICLAYO – PERÚ

2020

Dedicatoria

Agradezco a Dios por su amor que me brinda cada día y por estar conmigo y protegerme en cada etapa de mi vida. A mis padres que con todo su esfuerzo lograron que llegue a este momento de mi vida por todo su amor y comprensión desde el primer día esto es por ellos.

A mis hermanos y primos que son un ejemplo de lucha y perseverancia y por mantenernos siempre unidos apoyándonos los unos a los otros.

Maggie Cynthia

Agradecimiento

A la Universidad Cesar Vallejo por ser mi alma mater y por haberme brindado la formación profesional esperada.

A las personas que estuvieron en cada momento incondicional, mis padres. Al Ingeniero Javier Salazar Ipanaqué por haber accedido a ser mi asesor en esta investigación y el apoyo brindado durante todo este proceso de formación. A mi metodóloga Silvia Josefina Aguinaga Vásquez por la paciencia y conocimiento brindado durante estos meses, mi más grato agradecimiento.

Un agradecimiento especial al gerente de la empresa minera Santa Clotilde, el gerente “Jorge Guillermo Barba Fernández, por permitirme llevar a cabo la realización de mi estudio y por toda la información brindada.

Maggie Cynthia

Índice de contenidos

Dedicatoria	ii
Agradecimiento.....	iii
Índice de contenidos.....	iv
Índice de tablas.....	vi
Índice de figuras	viii
Índice de gráficos.....	ix
RESUMEN.....	x
ABSTRACT	xi
I. INTRODUCCIÓN	1
II. MARCO TEÓRICO.....	3
III. METODOLOGÍA.....	29
3.1. Tipo y Diseño de investigación	29
3.2. Variables y Operacionalización.....	29
3.2.1. Variables	29
3.3. Población, muestra y muestreo	32
3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos, validez y confiabilidad	32
3.4.1. Técnicas.....	32
3.4.2. Instrumentos de recolección de datos	33
3.4.3. Validez y confiabilidad.....	34
3.5. Procedimiento	34
3.6. Métodos de análisis de datos.....	37
3.7. Aspectos éticos	38
IV. RESULTADOS	39
4.1. Evaluación de los resultados obtenidos en perforación y voladura en la mina santa Clotilde, Chongoyape.....	39
4.2. Análisis de las causas de los resultados de perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape.	44
4.3. Aplicación de modelos matemático para modificar los actuales parámetros de la fragmentación de la roca producto dela perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape.....	44
4.4. Realizar una simulación para determinar la fragmentación de la roca.	59

4.5.	Evaluación de los nuevos resultados de perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape.....	65
4.5.1.	Cálculo del número de taladros para el nuevo diseño de la malla de perforación	65
4.5.2.	Diseño de la malla usando Pirkap	67
4.5.3.	Planeamiento del diseño de voladura usando el modelo de Crosby y Pinco	68
4.5.4.	Cambio de explosivo	69
5.	DISCUSIONES	76
6.	CONCLUSIONES	78
7.	RECOMENDACIONES	80
	REFERENCIAS	81
	ANEXOS	90
	Acta de aprobación de originalidad de tesis	105
	Reporte turnitin	106
	Autorización de publicación de tesis en repositorio institucional UCV	107
	Autorización de la versión final del trabajo de investigación	108

Índice de tablas

Tabla 1: Altura de banco vs diámetro de taladro.....	9
Tabla 2: Ejemplo de valores propuestos para voladuras controladas en túnel típicos para rocas masivas y competentes.	12
Tabla 3: Propiedades físicas y mecánicas de diferentes rocas.....	16
Tabla 4: Parámetros en función a la resistencia	17
Tabla 5: Valores de Kb para algunos tipos de roca y explosivos	20
Tabla 6: Distancia entre taladros	21
Tabla 7: Valores de las constante de la fórmula de Allsman.....	22
Tabla 8: Operacionalización de variables	30
Tabla 9: Resultados del ensayo de carga uniaxial – muestra uno	39
Tabla 10: Resultados del ensayo de carga uniaxial – muestra dos.....	41
Tabla 11: Resumen de ensayos	43
Tabla 12: Resumen del cálculo del burden.....	57
Tabla 13: Resultados de la fragmentación.....	64
Tabla 14: Selección de Emulsión según tipo de roca.....	69
Tabla 15: Costo de voladura Mina Santa Clotilde	72
Tabla 16: Costo de voladura Emulsión 3000	72
Tabla 17: Costo de voladura dinamita vs emulnor 3000	73
Tabla 18: Tipo de explosivo.....	73
Tabla 19: Información de la galería 372.....	74
Tabla 20: Resumen de la nueva malla	74
Tabla 21. Recolección de datos.....	93
Tabla 22: Cuadro de resistencia a la compresión.....	93
Tabla 23: Especificaciones técnicas	94
Tabla 24: Resultados de la malla de perforación	95
Tabla 25: Datos de explosivo nuevo	96
Tabla 26: Resultados finales de perforación y voladura.....	97
Tabla 27. Kilos de explosivos por cada tipo de roca	99
Tabla 28. Factores de cantidad de carga para diferentes tipos de roca	99

Tabla 29. Coeficiente de roca	99
Tabla 30. Distancia entre taladros	100
Tabla 31. Clasificación geomecanica RMR.....	101

Índice de figuras

Figura 1. Principio de perforación.....	8
Figura 2. Denominación de los taladros	10
Figura 3. Mallas de perforación	10
Figura 4. Vista del plan general del proceso de detonación de un taladro seguido de secuencias de eventos ocurrentes en el macizo rocoso.....	13
Figura 5. Curva de distribución Granulométrica	15
Figura 6. Esquema del ensayo de comprensión simple	17
Figura 7. Datos ingresados en el software Geotable - muestra uno	40
Figura 8. Reporte del RMR- muestra uno.....	41
Figura 9. Datos ingresados en el software Geotable – muestra dos.....	42
Figura 10. Reporte del RMR- muestra dos.....	43
Figura 11. Granulometría anterior	60
Figura 12: Distribución de los 17 taladros	60
Figura 13. Datos del P50 y P80	61
Figura 14. Distribución de los 20 taladros	62
Figura 15. Datos del P50 y P80	63
Figura 16. Cálculo del número de taladros antigua	65
Figura 17. Cálculo del número de taladros nuevo	66
Figura 18. Diseño para malla de 17 taladros	67
Figura 19. Diseño de malla para malla de 20 taladros.....	67

Índice de gráficos

Gráfico 1: Curva granulométrica para malla de 17 taladros.....	61
Gráfico 2: Curva granulométrica promedio.....	62
Gráfico 3: Curva granulométrica para malla de 20 taladros.....	63
Gráfico 4: Curva granulométrica promedio.....	64

RESUMEN

El presente informe de investigación posee por objetivo proponer cambios de los parámetros de perforación y voladura para mejorar la fragmentación de la roca en la mina Santa Clotilde. La investigación surgió de la observación de un problema vinculado con la fragmentación producto de los procesos de perforación y voladura la cual genera costos y tiempo, para dicha investigación se buscó trabajar con una muestra que se encuentra en la galería 372 de dicha mina utilizando como tipo cuantitativa y diseño no experimental con una investigación descriptiva propositiva.

De tal modo el recojo de información se usaron métodos como es el analítico y sistemático y técnicas de investigación documental y de campo junto a instrumentos aplicados como guías de observación, y softwares como el ImageJ, PirkaUp y el Geotable. Toda esta metodología le da a este informe de investigación el respaldo, sustento y seriedad respectiva. Finalmente, se obtuvo como resultados la cantidad precisa de taladros a usar teniendo en cuenta las características de los explosivos y del terreno la cual gracias a los diferentes métodos matemáticos usados se pudo determinar el burden y espaciamiento adecuado resultando un P80 óptimo para las actividades correspondientes todos estos resultados se presentan por medio de tablas y graficas enumeradas, cada una con sus respectivos análisis que contribuyeron a comprobar la hipótesis que si se propone un cambio en los parámetros de perforación y voladura se mejorara la fragmentación de la roca en la mina Santa Clotilde, Chongoyape, todo este trabajo permitió concluir que usando modelos matemáticos permitirá mejorar el tamaño de la granulometría mejorando las actividades, reduciendo costos y reduciendo tiempos para el carguío del mineral.

PALABRAS CLAVE: perforación, voladura, modelo matemático, explosivo, burden

ABSTRACT

This research aimed to propose changes in Drilling and Blasting parameters to improve Rock Fragmentation in the Santa Clotilde mine. This research arose from the observation of a problem linked to the Fragmentation resulting from the Drilling and Blasting processes, which generates costs and time. The sample was found in the Gallery 372 of Santa Clotilde mine. This research was descriptive diagnostic. The type of research was quantitative with a non-experimental design. In order to collect information, analytical and systematic method and techniques—such as documentary and field research—were used. Some instruments—as observation guides—and software—such as ImageJ, PirkaUp and Geotable—were also applied. All of this methodology supports this research and makes it reliable. Finally, the results showed the precise amount of drills that should be used, taking into account the characteristics of the explosives and the terrain. Using different mathematical methods, it was possible to determine the appropriate burden and spacing, which had a result of P80—optimal for the corresponding activities. All these results were presented in tables and graphs listed, each with their respective analyses that helped to verify the hypothesis that if a change in the parameters of Drilling and Blasting was proposed, it would improve the Rock Fragmentation in the Santa Clotilde mine, Chongoyape. It was concluded that using mathematical models, it will be possible to improve the particle sizing, which will improve the activities, reduce costs and reduce loading times.

KEYWORDS: drilling, blasting, mathematical model, explosive, burden

I. INTRODUCCIÓN

Al investigar sobre la Realidad Problemática hoy en día el requerimiento de agregados en el sector de la construcción ha ocasionado que la productividad en el rubro minero se incremente notoriamente hasta estos últimos años la procedencia de esta materia prima en el macizo rocoso, de tal modo es que los yacimientos de diferentes agregados es primordial esencia en la sociedad.

En dicha producción en todos los agregados lo que hace beneficioso para el crecimiento de ingresos en el Perú aspectos, ya que la mayoría de estos materiales son usados para la ejecución de distintas obras civiles y otras ramas ligadas a este sector en ese sentido se debe tener en cuenta que la producción se relaciona directamente a la productividad la cual es el producto que sale de la operación y depende de este tal éxito para esto se necesita que la fragmentación de la roca sea la adecuada para que no se lleve a gastos innecesarios; en pocas palabras se basa en distintos sistemas para obtener estos materiales. Que debe desarrollarse de la mejor manera el proceso de producción, extracción y transporte de dicho material.

Sin embargo, debido a las deficiencias que existe en este problema se propone analizar cada parámetro tanto en la perforación y rotura con el fin de regenerar la granulometría y así poder optimizar un buen ciclo de minado; reducir costos y mejorar resultados.

Cuando se refiere a parámetros del macizo rocoso según (Hidalgo, 2012) hace que este debido a sus discontinuidades logra afectar al medio rocoso, la cual también a sus diferentes propiedades físicas como mecánicas las cuales hacen que la roca no se encuentre en las mejores circunstancias para que esta lleve el mejor procedimiento.

A fin de llevar a cabo el estudio de la condición de la roca se hará diferentes índices de calidad según (Alvarado, 2013) afirma que existe una evidencia en la mina el

Teniente – Chile para diseñar excavaciones para los macizos rocosos se intentó clasificarlo según en el sistema de RMR de Bieniawski, sin embargo ese macizo rocoso tiene muy pocas discontinuidades, por lo tanto, resultó muy difícil asignarle cifras de acuerdo a su espaciamiento y condición de sus discontinuidades, la cual se decidió tratar como una roca débil.

Existe otra causa vinculada a la granulometría que resulta de la tronadura la misma que de ser la adecuada para no generar gastos innecesarios, la tronadura del macizo rocoso es el proceso que se considera más importante en una realización de un proceso minero a causas de sus productos directos en la perforación y voladura. Morín y Ficarazzon (2006), mostrando como evidencia lo que ocurre en compañía minera Cerro Negro – Chile que presenta elevados costos y una alta presencia de sobre tamaños producto de una mala tronadura, esto se debe a los parámetros de la roca que no llegan hacer lo correcto el cual genera altos costos y una mala producción para esta (Zúñiga, 2015).

Al referirse a inestabilidad de macizo rocoso por presencia de rocas porosas se debe a que las distintas discontinuidades (fallas, grietas, diaclasas) producto del estallido hacen que la prolongación de matos impermeables de rompan. La gran parte de las rocas son impermeables y las fisuras que en estas se producen logran impermeabilizarse pronto. Naturalmente las rocas porosas (arcilla, basalto) son un riesgo y las calizas también. Ibáñez (2014), una evidencia se dio en la mina Zoila ubicada en cerro de Pasco donde la presencia de rocas porosas como arena, arcilla, basalto, se presentan como factores fundamentales en la retención y absorción de agua durante de épocas de lluvia generando pozas lo cual imposibilita un buen desempeño en el frente de trabajo Rosado (2016).

Otra dificultad que se presenta para la mala fragmentación del macizo rocoso es el agua como un elemento geológico se encuentra dentro del macizo rocoso la cual influyen en la conducta espontánea en medida a una respuesta de dicha energía concentrada la cual ocasiona una disminución en la resistencia del macizo rocoso que

produce alteraciones, y la meteorización física y química. (Woessner, 2002), quedando evidenciada en la mina Merceditas, donde se observó la presencia media de agua por las grietas, haciéndose más intensa en los periodos de lluvia. Se pudo comprobar que el macizo rocoso tiene un alto grado de fracturación destacándose la existencia de grietas en todas direcciones La zona de mayor estabilidad corresponde con la presencia de perioditas (Cartaya, 2001).

Ante todo, lo mencionado, es necesario preguntarse lo siguiente:

¿Cómo se está realizando la perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape? ¿Cuáles son las causas de los resultados del problema de la perforación y voladura? ¿Qué modelos matemáticos ayudan a modificar los actuales parámetros de fragmentación en la mina Santa Clotilde, Chongoyape? ¿Cómo se pueden modificar los parámetros de perforación y voladura? ¿Cuáles son los parámetros de perforación y voladura después de haber aplicado los modelos matemáticos? Estas y más interrogantes son resueltas en el desarrollo del trabajo.

II. MARCO TEÓRICO

En cuanto a las teorías que respaldan la presente investigación, se encuentran a nivel internacional y nacional los siguientes:

En el **ámbito internacional** figura el trabajo en México, por BARRERA PALACIOS, Luis en el año 2017, con el título de “Validación del modelo Kuz – Ram para optimizar la fragmentación de roca por voladura”, con propósito de explicar el uso del modelo predictivo de Kuz – Ram usarlo en un caso y comparar los resultados para mostrar su eficacia en el cual se demostró que el producto de dicho proceso son aparentemente igual a los que el modelo predijo, modificando por el otro modelo de análisis de tronadura complementando a partir de un moneo, plateo o empelando el martillo hidráulico. Dicha sencillez del procedimiento digital la cual se verifico para poder calcular la fragmentación. Existe un rango de error en la granulometría teórica y real, este es el mínimo y se debe considerar que se esté siendo muy específico en cuanto

a la descripción del material, ya que usualmente a una pila de escombros solo se le asigna un tamaño medio y/o porcentaje de sobre tamaño.

Por otro lado se tiene el trabajo elaborado en Ecuador por el señor SANCHEZ VILLAREAL, Yadira quien en el año 2012 elaboró una investigación titulada “Optimización en los procesos de perforación y rotura en el avance de la rampa en la mina, Bethzabeth”, con el fin que se pueda lograr conseguir que dichos procesos de perforación y rotura, con la cual se concluyó que las peculiaridades de los explosivos que usan unidas con las propiedades de su aspecto, mecánicas del macizo rocoso sean significativas para que se logre hacer un plan en una malla de perforación y en rotura, en esta la cual ira reduciendo el número de los taladros, disminuyendo sus tiempos en las operaciones y así poder conseguir y llegar al objetivo de que exista una buena optimización en los procesos.

Se tiene exploraciones realizadas **a nivel nacional** en Huaraz por CHAVEZ FLORES, Yetson en el año 2018 con la tesis titulada “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 de coturcan en la mina Huancapeti – año 2015”, la cual tuvo como fin mejorar la granulometría del material volado en la galería, determinando un proceso de un nuevo diseño de excavación y rotura empleando el método de Holmberg, se deduce así que aplicando el actual procedimiento para un diseño de voladura y perforación aplicando dicho prototipo, siendo un instrumento con gran empleo de versatilidad y utilización que es sencilla en la que se considera el inicio de arranque para perfeccionar y colocar en los diferentes frentes de avance, ejercitando y enseñando con las debidas charlas al personal encargado para su ejecución.

Además, en la ciudad de Cajamarca AGUIRRE OTRILLA Gofrey, ROMERO CHÁVEZ, José en el año 2018 con la tesis titulada “Mejora en los parámetros de perforación y voladura para optimizar costos operacionales en la compañía minera Santa Luisa S.A. – Unidad Pallca”, con la intención de perfeccionar cada uno de los parámetros de voladura y también en perforación y así mejorar los costos de operación en la empresa

con la cual se tuvo como resultado que después de ejecutarse los proyectos fue favorable en los gastos de perforación y voladura en la cual se realizó un ahorro por cada impacto usando agentes detonantes, en el que se obtuvo un incremento en cuanto a la obtención. Se mejoró los parámetros de voladura y perforación, la compañía alcanzará mejores calificaciones de rendimiento y una gran rentabilidad económica.

Se tiene el trabajo presentado en Arequipa correspondiente a CONDORI BOLAÑOS, Pedro Alberto en el año 2017 titulada “Evaluación, mejoramiento de rendimientos operativos y actualización de precios unitarios en la ejecución del cruce 500 – Mina Yanaquihua – Arequipa” con el objetivo de evaluar y mejorar los rendimientos en las operaciones básicas como la perforación y voladura, la cual llegó al fin de que se puede incrementar la producción y dicho rendimiento mediante un nuevo diseño de malla de perforación, incluyendo un nuevo burden, espaciamiento, las características reales de la roca, con el adecuado manejo de explosivos.

Del mismo modo, el proyecto elaborado por Arequipa siendo el autor OVIEDO NINA, Luis Franco en el 2017 en la cual expone la tesis “Diseño de malla de perforación y voladura haciendo uso del software Drill and Blast Vulcan 8.0 para obtener una óptima fragmentación en E.E. Ajani unidad minera Anabi”, con el fin que se demuestre una obtención de una buena tronadura del material utilizando como instrumento el software, que se concluyó que gracias al empleo de teorías se accedió a perfeccionar el P80 a 6.5 cm que queda demostrado una buena mejoría en la tronadura del mineral volado, en el que se va a disminuir el precio de carguío, acarreo y conminución , con un acelerado aumento en el valor de perforación y voladura.

En Cajamarca BECERRA TERÁN Rogger, HERNÁNDEZ SUAREZ Alonso presenta en el 2016, el trabajo “Estudio y selección de los métodos de perforación y voladura para optimizar la fragmentación de la roca, en la cantera Mitopampa, Cajamarca 2016”, con intención que se exponga una mejora de cada etapa en voladura como en perforación para así elegir cual es el método más adecuado, concluyendo así que el

análisis y elección del modelo que se usara va a incrementar la forma adecuada para una buena fragmentación del macizo rocoso, originando el modelo más adecuado el del autor de López Jimeno para un buen cálculo de rotura en la cantera Mitopampa.

También, se encuentra el trabajo hecho en Huancayo , por CALDERON NAVARRO, Marco en el 2015 con la tesis “Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (Unidad minera MACDESA)”, con el deseo en perfeccionar dichos usos en excavación como en estallido, los avances con la producción con la cual infiere que optimizando las operaciones unitarias se obtendrá un elemento mejor triturado por ende se facilitó el transporte del mineral, el carguío, acarreo la limpieza y molienda de dicho material, tal es el modo que del empleo de los guidores en diferentes ubicaciones es de gran importancia para una excelente voladura y por ende obtener una granulometría optima de la sustancia que se va a fragmentar.

En Huancayo el autor SANTA ORELLANA, Leonard Eliel quien en el año 2014 presento la indagación titulada “Diseño de malla para perforación y voladura de frentes utilizando modelo matemático de Holmberg e índice de volabilidad de Lylli” con la meta que se realice un diseño para los diferentes frentes que se muestra en la unidad de desarrollo con respecto a su clasificación en la cual se muestra haber modificado su tabla de parámetros con la de los geomecánicos del RMR Bieniawski y el SGI el cual se genera una nueva tabla en las labores profundas , se obtuvieron con dicha aplicación el perfeccionamiento con diferentes avances, siendo un beneficio de la compañía.

Finalmente en Lima está la investigación trabajada por POMA FERNÁNDEZ, José Luis en 2012 en la tesis “Importancia de la fragmentación de la roca en el proceso Gold Mill (caso minera Yanacocha)” del modo de arreglar la rotura del mineral detonado procedente del tajo y así incrementar el throughput en la trituradora primaria de la procesadora, por consiguiente al hacer todo el estudio y haber aplicado métodos se estimó que se logró el arreglo de la tronadura del mineral detonado empleando teorías

de rotura en crecimiento del Powder Factor, eligiendo los periodos de rotura y relacionando con la impedancia (roca vs explosivo). El uso de esto aprobó el arreglo del P80 a 6.5 cm.

Entre las **Teorías Relacionadas** al tema están:

Macizo rocoso

Ramírez y Alejano (2014) Dicen que las rocas se hallan en el medio natural. Las rocas se encuentran explicadas en dos maneras una como la roca en sí es decir físicamente y otra en su composición, estructura, etc. la cual consiguiente tendrá fallas, pliegues, grietas, y planos de estratificación con otras características constituidas. Entonces se puede decir que las rocas pueden tener discontinuidades las cuales exhiben características heterogéneas y anisótropas.

a) Discontinuidad: Es la presencia de discontinuidades las cuales fraccionan una continuidad en cada propiedad ya sean geomecánicas de un macizo rocoso, otorgando un comportamiento geomecánica a un macizo rocoso, siendo este limitado por sus planos de discontinuidad en su frecuencia y orientación y por su naturaleza.

b) Anisotropía: La existencia de la estratificación en los diferentes planos en la anisotropía nos refiere que a las diferentes propiedades que tiene el macizo rocoso varia con su dirección y orientación las cuales hacen que tengan un diferente comportamiento en una foliación, laminación, y en las diaclasas tectónicas.

c) Heterogeneidad: El macizo rocoso presenta inestabilidad en las características físicas y mecánicas con distintas litologías, las cuales es controlada por la variabilidad de la roca en diferentes intermitencias de las rocas.

Parámetros Geométricos

Herrera (2007) Para llevar a cabo una investigación e elegir previamente se hace un análisis de un mapeo geológico. En las áreas estériles y con vegetación media es adecuado con un reconocimiento geológico el cual va a permitir observar las características físicas y mecánicas, las densidades, el volumen del material explotable, las discontinuidades entre otras.

Perforación

Principio de Perforación:

Osorio (2001) En la fragmentación del macizo rocoso se lleva a cabo dos etapas una que es la excavación y otra la rotura. Inicialmente se empieza haciendo un orificio por maquinas mecanizadas, térmicas o hidráulicas, esto se hace para que al terminar se puedan instalar dentro de estos orificios explosivos, obteniendo una abertura en un pozo, galería, o túnel mediante el cual se procederá a extraer el mineral.

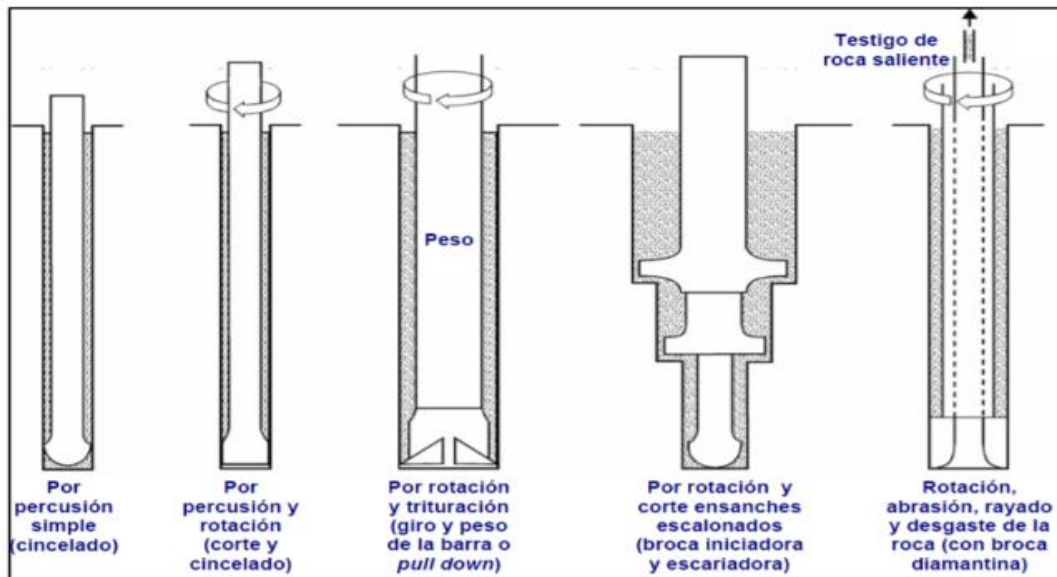


Figura 1. Principio de perforación

Fuente: Exsa (2014)

Perforación Primaria:

Konya (1998) Para evaluar la roca debe tener el diámetro adecuado para ello tenemos que relacionar la altura del banco, el tamaño del equipo de operación, altura del banco, buzamiento de los estratos de la roca caliza, para determinar el diámetro ha adoptado la siguiente relación.

Tabla 1: *Altura de banco vs diámetro de taladro*

Altura de banco	Diámetro
< a 8 metros	< 4" Φ BH
8 a 10 metros	4" A 6" Φ BH

Fuente: Manuel de voladura C, Konya

De acuerdo a estas relaciones a datos experimentados, aplicados en otras canteras para una altura de banco de 10metros, se aproxima de 3 a 3 $\frac{1}{2}$ " Φ BH, que se viene usando en la operaciones actuales en canteras.

Malla de perforación

Konya (1998) Para definir un diseño de perforación es necesario evaluar los siguientes parámetros fijos y los parámetros variables.

Parámetros operativos o fijos: Son aquellos que no se pueden alterar fácilmente en las que destacan:

- Características de las rocas
- Altura de banco
- Ancho de berma
- Ángulo de perforación

Parámetros variables: Son aquellas que pueden ser variados se encuentran los siguientes:

- Malla de voladura
- Energía del explosivo
- Secuencia de encendido
- Consumo específico de explosivo

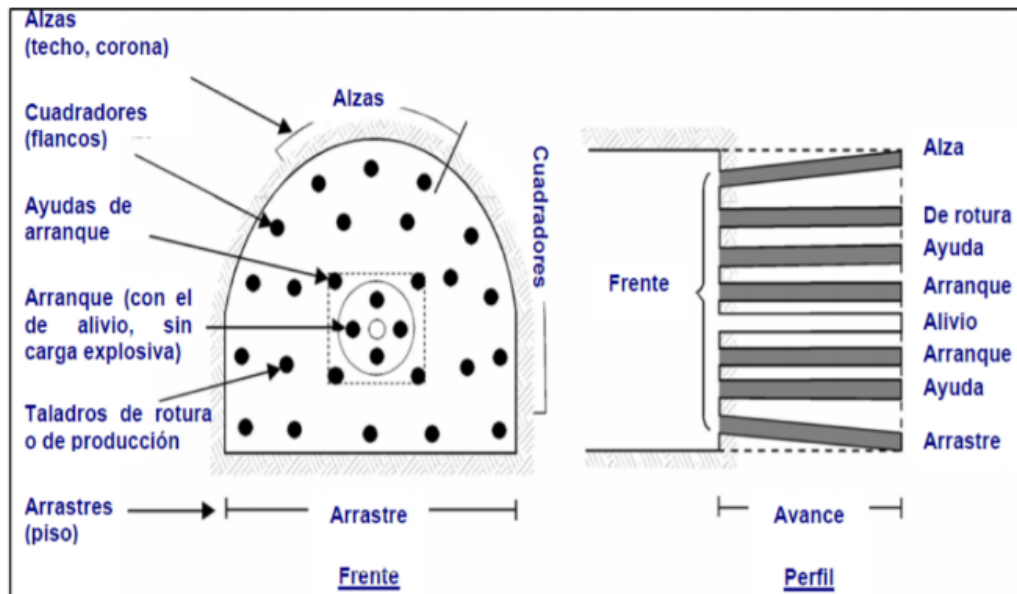


Figura 2. Denominación de los taladros
Fuente: Exsa (2014)

En una voladura se observa diferentes tipos de trazos en las mallas ya sea cuadrada, rectangular, triangular o alterna la cual se basa en el burden. (ver figura 1)

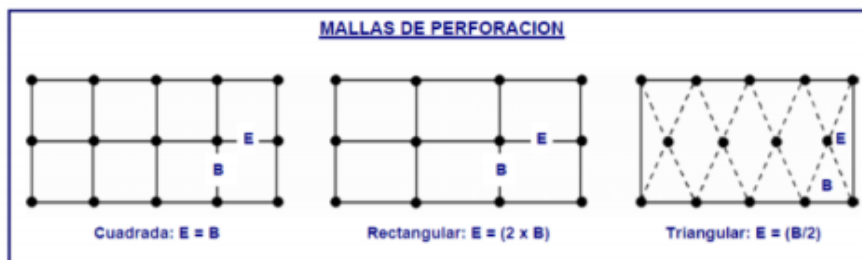


Figura 3. Mallas de perforación
Fuente: Guevara (2016)

Voladura de rocas

Seguridad Minera (2014). Afirma que: Existen tres procesos que inicialmente comprende una voladura de rocas que va desde el tamaño, distribución y porcentajes de los fragmentos, seguido del movimiento que tiene la roca triturada para que finalmente esta se desplace. Cuando existe una eficiente fragmentación se facilitan los siguientes procesos en la remoción y el transporte del material volado que está relacionado con el uso al se le dará al material. Es por esto que el proceso de voladura de rocas tiene como objeto tener una buena fragmentación, ya que también facilita que los procesos posteriores como el de la conminución se optimicen.

Entonces al evaluar ciertos criterios al momento de realizar una voladura, es necesario tener una buena planificación de tal manera que sea cuidadosa considerando una serie de detalles para que así pueda tener impacto positivo en sus resultados.

López J. y García (2003) Es la etapa en donde el macizo rocoso tiene que usar detonantes comerciales en cada taladro anticipadamente penetrados.

Hay criterios en el mecanismo de detonación donde la rotura es un desarrollo tridimensional, en donde el estrujamiento general debido a los detonantes que se encuentran adentro de cada taladro penetrado en el macizo rocoso en el cual producen un área de mayor conglomeración de energía la cual elabora efectos en el desplazamiento y en la fragmentación.

Quiere decir que inicialmente se analizara el tamaño de la fragmentación que es producida mediante una estructura y sobre el porcentaje por su tamaño, y posteriormente sigue el desplazamiento de la masa del macizo rocoso que es fragmentado.

Apropiadamente para que el material que fue triturado sea mejor es sustancial que posibilite el transporte del material que ha sido detonado.

López R. (2012) Se encuentra varios factores en los cuales afectan directamente o indirectamente en la rotura del material, los cuales son recíprocamente dependientes

el uno con el otro, entre estos unos pueden ser controlables y los demás no controlables. Entre estas tenemos las variables de malla de penetración o las de los explosivos que se van a usar entre tanto no se modifique su geología o las características del macizo rocoso.

Tabla 2: Ejemplo de valores propuestos para voladuras controladas en túnel típicos para rocas masivas y competentes.

Diámetro de taladro (mm)	Espaciamiento	Burden	Carga explosiva y desacoplada	
			Factor de carga (kg/m)	Diámetro estimado (mm)
38 a 45	0,48 a 0,60	0,60 a 0,90	0,18 a 0,37	22
50	0,60 a 0,75	0,90 a 1,05	0,20 a 0,40	29

Fuente: Exsa (2014)

Explosivos:

Vilela (2014). Define que: Los explosivos son sustancias o mezclas químicas que liberan energía. Es decir, cuando se libera una cantidad de energía que es usada para la fragmentación de la roca, también se genera una gran presión produciendo gases a elevada temperatura. Respecto a la industria minera, la voladura de rocas representa un método más eficiente y productivo en cuanto a excavación de roca dura debido a que presenta propiedades que reaccionan químicamente produciendo el efecto directamente hacia la roca.

Un explosivo es una sustancia la cual está compuesta químicamente la cual puede ser sólida, líquida, gaseosa la cual, por causas externas como choque entre ellas, rozamiento o de combustión o por unión de estos son iniciados, estas al haber sido iniciadas empiezan a desarrollarse el proceso de detonación de esta sustancia la cual es liberada bruscamente a grandes temperaturas y altas porción de gases las cuales

son expandidas velozmente, aumentando la presión y esfuerzo la cual afecta al medio en el que se encuentra Gi (2001).’

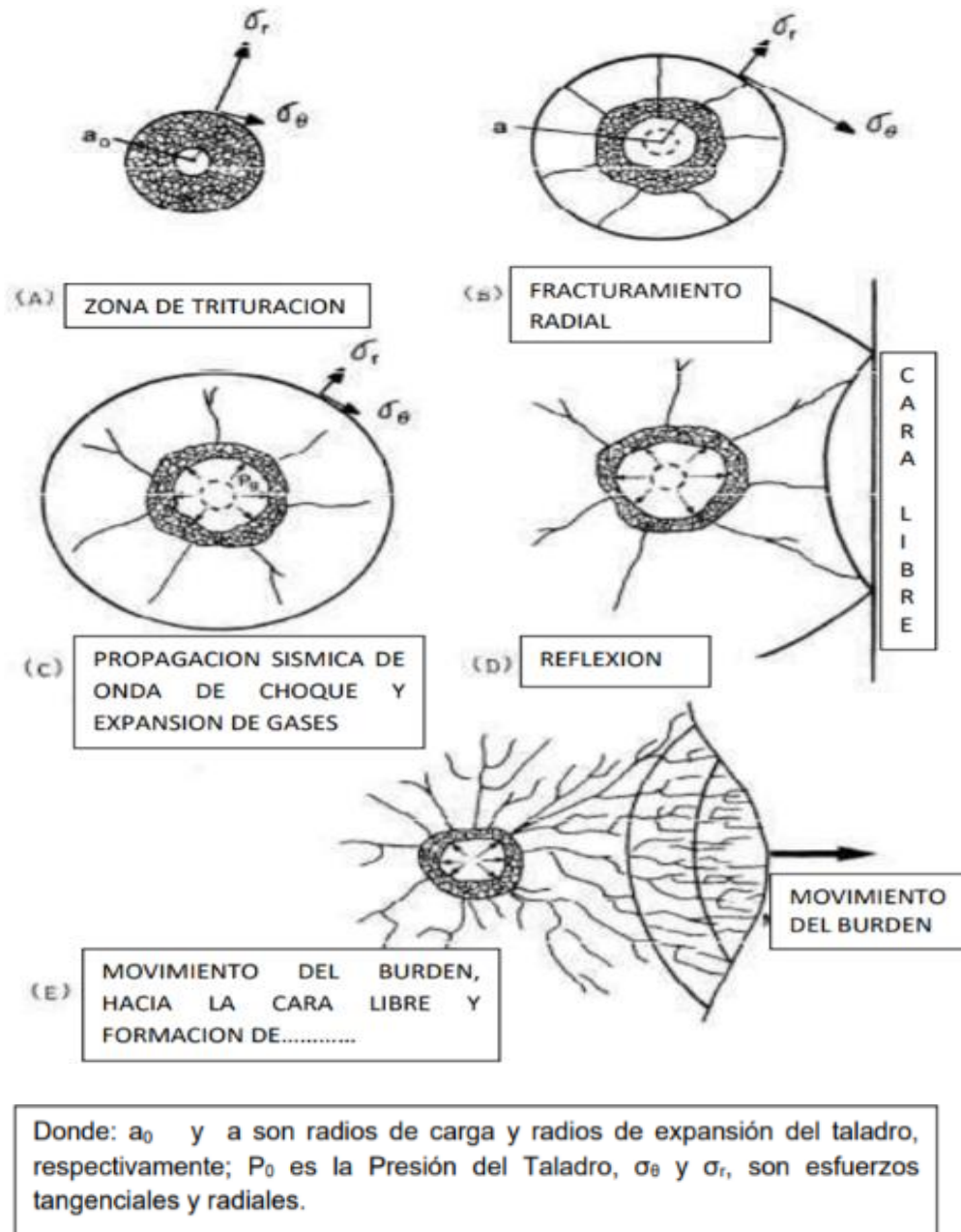


Figura 4. Vista del plan general del proceso de detonación de un taladro seguido de secuencias de eventos ocurrientes en el macizo rocoso.
Fuente: Capacitación en Codelco norte – Enaex

- a) **Anfo:** Es un material que comprende 94 % de Nitrato de amonio y el 6% de aceite combustible.
- b) **Dinamita 65%:** Tiene un alto rendimiento debido a su poder rompedor, para rocas de intermedias a dura.
- c) **Emulnor 3000:** Es una emulsión encartuchada su aplicación es similar a la de la dinamita

Factor de carga:

Es la abundancia que tiene un detonante en kilogramos por metro cubico de macizo rocoso este principio es una señal económica muy importante para cuando se hace un plan de patrones en una rotura. Es usado normalmente como señal de eficiencia en la voladura la cual se calcula mediante la siguiente ecuación.

$$FC = \frac{Q}{Hb * B * E}$$

El cual:

Q: viene hacer la abundancia de explosivos (kg), B: que es el retiro (m), E: siendo el espaciamiento (m) y Hb: que es la altura del banco (m)

Granulometría:

Bravo (2012) Es el tamaño de las rocas que se genera del producto que se tiene al haber desarrollado las dos etapas primordiales en el proceso del mineral, las características que no se debe obtener son las de no ser muy finas ni mucho menos fragmentos grandes las cual generara retraso en el transporte del material triturado.

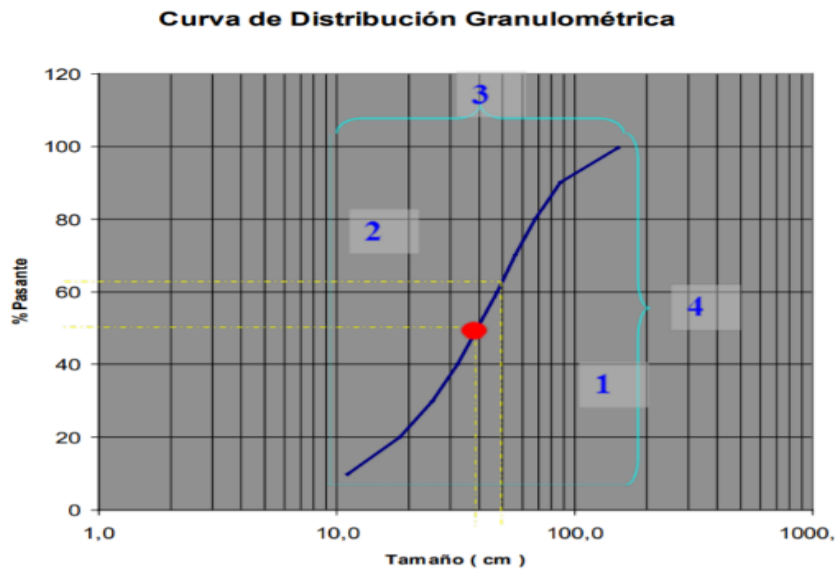


Figura 5. Curva de distribución Granulométrica
Fuente: Capacitación en Codelco norte – Enaex

- a) **Taza de excavación:** Es el promedio de productividad que genera la empresa en su debido proyecto.
- b) **Curva Granulométrica:** Es la muestra grafica de los resultados obtenidos en un proceso exhibiendo los tamaños de las partículas en la que se va a observar si es homogénea o heterogénea y las características que esta presenta.
- c) **Esponjamiento:** Es el incremento del volumen del macizo rocoso posteriormente al haber sido excavado.

Caracterización del macizo rocoso

Ramírez (2004) Como sabemos las propiedades mecánicas que contiene el macizo rocoso limitan la efectividad de la fragmentación requerida que es producida por la voladura en una operación. Tenemos las siguientes propiedades:

- Litología
- Propiedades físico – mecánicas
- Caracterización geomecánica (RMR, RQD, GSI)

— Parámetros resistentes de la roca

Por lo tanto, el macizo rocoso y la mezcla explosiva son determinantes para que se obtenga una adecuada fragmentación producto de la voladura de rocas.

Tabla 3: *Propiedades físicas y mecánicas de diferentes rocas*

ROCAS	DENSIDAD (kg/m ³)	YOUNG (GPa)	COEFICIENTE DE POISSON	POROSIDAD %	COMPRESIÓN (MPa)	TRACCIÓN (MPa)	FLEXIÓN (MPa)
Rocas batolíticas							
Granito granodiorita	2500-2750	30-70	0,12-0,25	0,1-2	120-280	4-7	10-20
Gabro	2920-3050	60-100	0,12-0,25	2-5	150-200	5-8	10-22
Rocas extrusivas							
Riolitas	2450-2600	10-20	0,1-0,2	0,4-4	80-160	5-9	10-22
Dacita	2500-2750	8-18	0,09-0,2	0,5-5	80-160	3-8	9-20
Andesita	2300-2750	12-35	0,11-0,2	0,2-8	40-320	5-11	13-25
Basalto	2750-3000	20-100	0,14-0,2	0,2-1,5	30-420	6-12	14-26
Diabasa	2900-3100	30-90	0,12-0,2	0,3-0,7	120-250	6-13	12-26
Tobas volcánicas	1300-2200	-----	0,1-0,2	8-35	5-60	0,5-4,5	3-8
Rocas sedimentarias							
Arenisca	2100-2500	15-17	0,07-0,12	1-8	10-120	1,5-6	4-16
Caliza de grano fino	2600-2850	50-80	0,1-0,2	0,1-0,8	50-200	4-7	5-15
Caliza de grano grueso	1550-2300	-----	0,12	2-16	4-60	1-3,5	2,5-7
Caliza	1550-2500	-----	0,07-0,12	1,5-6	49-200	1,5-5	3-9
Dolomita	2200-2700	20-30	0,08-0,2	0,2-4	15-200	2,5-6	4-16
Esquistos	2450-2750	-----	-----	0,2-0,4	-----	-----	20-30
Rocas metamórficas							
Mármol	2650-2750	60-90	0,11-0,2	0,1-0,5	50-180	5-8	8-12
Gneis	2600-2780	25-60	0,09-0,2	1-5	80-250	4-7	8-20

Fuente: Fundamentos e ingeniería de taludes

Resistencia a compresión simple: La compresión uniaxial se realiza sobre probetas de roca, este método es el más utilizado para determinar la resistencia a la compresión simple.

$$Rc = \frac{Pr}{F}$$

Tenemos que P_r es la fuerza de rotura de la muestra en la roca (kg f), R_c que es la fuerza a la compresión uniaxial del macizo intacto (kg f /cm²) y F la superficie de la sección transversal (cm²).

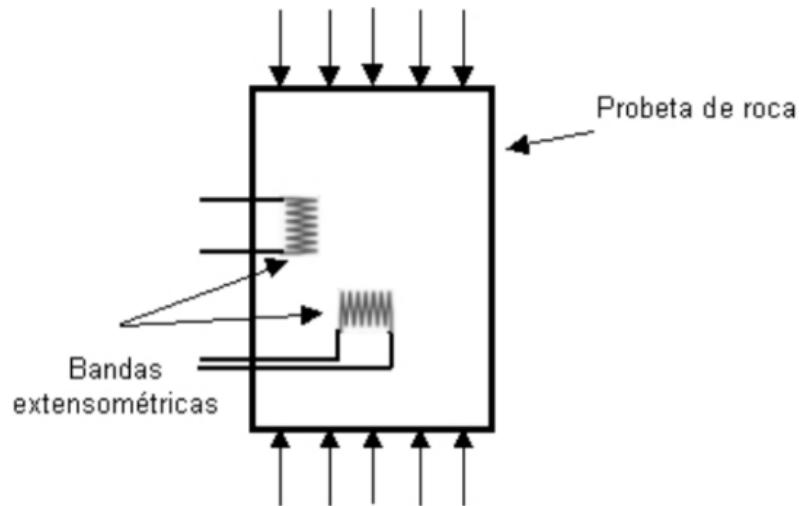


Figura 6. Esquema del ensayo de compresión simple
Fuente: Fundamento e Ingeniería de Taludes

Tabla 4: *Parámetros en función a la resistencia*

Variable de Diseño	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE			
	Blanda <70	Media 70-120	Dura 120-180	Muy Dura >180
Piedra	39D	37D	35D	33D
Espaciamiento	51D	47D	43D	38D
Recatado	35D	34D	32D	30D
Sobreperforación	10D	11D	12D	12D

Fuente: Manual López Jimeno

Resistencia a atracción: Es el extremo esfuerzo de tracción que un cuerpo logra resistir previo a romperse.

$$R_t = \frac{2 * P_r}{\pi * l * d}$$

En la resistencia a tracción tenemos esta que usa los siguientes ítems el cual R_t es la fuerza a tracción del macizo rocoso (kgf/cm^2), P_r siendo la resistencia de rotura de la muestra del macizo (kgf), D que viene hacer el diámetro de la prueba del macizo rocoso (cm) y L que es la longitud de la muestra del macizo rocoso (cm)

Forma práctica : $R_t = 8\% R_c (\text{kg}/\text{cm}^3)$

Métodos de cálculo

a) Andersen (1952)

$$B = K * \sqrt{D'' * L}$$

En la fórmula de Andersen tenemos que está tomando a B como roca (pies), el diámetro (D'') la longitud del barreno (L) (pies) y K siendo una constante empírica Para algunos casos se obtiene un buen resultado haciendo que K tenga el valor de 1 y empleando el diámetro en pulgadas, quedaría así:

$$B = \sqrt{D * L}$$

El cual:

D : Diámetro del barreno (pulgadas)

b) Fraenkel (1952)

$$B = \frac{R_v * L^{0,3} * l^{0,3} * D^{0,8}}{50}$$

Fraenkel está usando la roca (B) que estará en metros al igual que la Longitud del barreno (L) y la longitud de (L) y D como el diámetro del taladro (mm) y siendo R_v la resistencia a la rotura, que está entre 1 y 6 en función a la clase de macizo rocoso que se tiene.

Macizo rocoso con mayor resistencia a la compresión (1,5)

Macizo rocoso con menor resistencia a la compresión (5)

c) Pearse (1955)

$$B = K_v * 10^{-3} * D * \left[\frac{PD}{RT} \right]^{\frac{1}{2}}$$

La fórmula de Pearse es igual a B que es la roca máxima donde K_v es la constante la cual depende de las características de las rocas por el diámetro del barreno por la (PD) Presión de explosión del agente detonante entre la resistencia de tracción del macizo rocoso (RT)

d) Hino (1959)

$$B = \frac{D}{4} \left(\frac{PD}{RT^n} \right)^{1/n}$$

El cual:

La (B)Roca es igual al Diámetro del taladro entre 4 todo por la (PD)presión de detonación entre la resistencia dinámica a tracción y n que es el coeficiente que se dará de acuerdo al binomio del explosivo.

$$n = \frac{\log \frac{PD}{RT}}{\log 2 \frac{D_0}{d/2}}$$

El cual:

Donde n es igual a D_0 que es la profundidad del núcleo de gravedad de la carga

$$D_g = \Delta \Sigma V_e^{1/3}$$

Donde:

La profundidad de la carga es igual a Δ que es la relación entre las profundidades $\frac{D_g}{D_c}$ por la constante volumétrica del cráter, por el volumen de carga que ha sido empleada

e) Allsman (1960)

$$B_{max} = \sqrt{\frac{Impulso * g}{\pi * \rho_r * u}} = \sqrt{\frac{PD * D * \Delta t * g}{\rho_r * u}}$$

El cual:

B_{max} es la roca máxima que es igual a la raíz cuadrada del impulso por la aceleración de gravedad (g) entre el valor de π por el peso específico (ρ_r) por la velocidad mínima del macizo rocoso (u)

f) Ash (1963)

$$B = \frac{K_b * D}{12}$$

Donde:

La roca es igual a (K_b) que va a necesitar de el tipo de roca y al explosivo que se va a usar .

Tabla 5: Valores de K_b para algunos tipos de roca y explosivos

TIPO DE DETONANTE	TIPOS DE MACISO ROCOSO		
	Blanda	Media	Dura
Entre 0,8 a 0,9 g/cm^3 .	30	25	20
Entre (1,0 a 1,2 g/cm^3 .	35	30	25
Entre (1,3 a 1,6 g/cm^3) y alta potencia	40	35	30

Fuente: Melgarejo (2018)

Profundidad del barreno $L = K_L * B$ (K_L ENTRE 1.5 Y 0.4)

Sobre perforación $J = K_j * B$ (K_j ENTRE 0.2 Y 0.4)

Recatado $T = K_t * B$ (K_t ENTRE 0.7 Y 1)

Espaciamiento $S = K_s * B$

$K_s = 2.0$ para iniciación simultánea.

$K_s = 1.0$ para barrenos secuenciados con mucho retardo.

$K_s =$ entre 1.2 y 1.8 para barrenos secuenciados con pequeño retardo.

Tabla 6: *Distancia entre taladros*

Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)
Tenaz	2,00
Intermedia	1,50
Friable	1,00

Fuente: Quiroz (2014)

g) **Langefors (1963)**

Langefors exponen la fórmula para hallar el valor de la roca máxima. $\langle\langle B_{max} \rangle\rangle$.

$$B_{max} = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\rho_e * PRP}{\bar{c} * f * (S/B)}}$$

Donde:

B_{max} la roca máxima es igual al diámetro del taladro (D) entre 33 por la raíz cuadrada de la densidad de carga (ρ_e) por la potencia relativa del peso específico (PRP) entre la constante de la roca (\bar{c}) por el factor de fijación por la relación de espaciamiento y roca (S/B).

La constante « C » es la proporción de detonantes necesario para romper $1 m^3$ de roca.

$$B = 1.4 - 15m \quad \bar{c} = c + 0.75$$

$$B < 1.4 m \quad \bar{c} = 0.07/B + c$$

La roca se da por:

$$B = B_{max} - e' - d_b - H$$

El cual:

B es igual al (e') error de emboquille menos la desviación de los taladros menos la altura del banco (H).

h) Hansen (1967)

Hansen cambio la fórmula de Langefors siendo esta la siguiente:

$$Q_b = 0.028 \left(\frac{H}{B} + 1.5 \right) * B^2 + 0,4 * F_r \left(\frac{H}{B} + 1.5 \right)$$

El cual:

La carga total de explosivo por barreno (Q_b) es igual a la altura del banco (H) entre la roca (B) por el factor de roca (F_r) el cual se determina mediante el siguiente cuadro.

Tabla 7: Valores de las constante de la fórmula de Allsman

TIPO DE ROCA	F_r (kg/m^3)	RC (MPa)	RT (MPa)
I	0.24	21	0
II	0.36	42	0.5
III	0.47	105	3.5
IV	0.59	176	8.5

Fuente: Melgarejo (2018)

i) Ucar (1972)

Ucar se desarrolla mediante la siguiente formula:

$$1,5 * B^2H + 2B * q_l - 3H * q_l = 0$$

La cual:

(B),roca y (H) la altura del banco por la concentración de carga (q_1)

j) Konya (1976)

$$B = 3,15 * D * \left[\frac{\rho_e}{\rho_r} \right]^{0,33}$$

El cual:

B = Roca es igual al diámetro por la densidad del explosivo (ρ_e) entre la densidad del macizo rocoso (ρ_r)

k) Foldesi (1980)

$$B = 0,88 * D * \sqrt{\frac{\rho_e}{m * CE}}$$

El cual:

B = Roca donde es igual al diámetro del barreno (D) por la raíz cuadrada de la densidad de explosivo (ρ_e) entre m por el consumo de explosivo (CE)

$$m = 1 + \frac{0,693}{\ln(\rho_e * VD^2) - \ln RC - 1,39}$$

Por lo tanto:

Velocidad de explosión del agente detonante (VD) y la fuerza a la compresión del macizo rocoso(RC)

l) López Jimeno (1980)

Se arregló la expresión de Ash que se muestra así:

$$B = 0,76 * D * F$$

El cual:

(B) roca es igual al (D) diámetro del taladro por el factor de acuerdo al tipo de roca e explosivo

$$F = f_r * f_e^n$$

$$f_r = \left[\frac{2,7 * 3500}{\rho_r * VC} \right]^{0,33}$$

$$f_e = \left[\frac{\rho_e * VD^2}{1,3 * 3660^2} \right]^{0,33}$$

Por lo tanto:

ρ_r = Densidad del macizo rocoso (g/cm^3)

VC = Velocidad sísmica de propagación del macizo rocoso (m/s)

ρ_e = Densidad de la carga del agente detonante (g/cm^3)

VD = Velocidad de explosión del explosivo (m/s)

m) Berta (1985)

$$B = d \sqrt{\frac{\pi * \rho_e}{4 * CE}}$$

El cual:

B = Roca (m)

d = Diámetro de la carga (m)

ρ_e = Densidad del agente explosivo (g/cm^3)

Para el consumo del explosivo (CE) se usa:

$$CE = \frac{g_f * \epsilon_s}{n_1 * n_2 * n_3 * \epsilon}$$

Por tanto:

Es igual al grado de fracturación volumétrica (g_f) por la energía específica de la rotura (ϵ_s) entre el binomio de explosivo/ roca (n_1) por la geometría de la carga (n_2) por el rendimiento de rotura (n_3) por la energía del detonante (ϵ)

A su vez los valores de n_1 y n_2 se calculan a partir de :

$$n_1 = 1 - \frac{(\rho_e * VD - \rho_r * VC)^2}{(\rho_e * VD + \rho_r * VC)^2}$$

$$n_2 = \frac{1}{e^{D/d} - (e-1)}$$

Donde:

(VD) es la velocidad de detonación del explosivo y la velocidad de las ondas en la roca (VC) y la densidad de la roca (ρ_r) y el diámetro del barreno (D)

n) Bruce Carr (1985)

Tenemos las siguientes fórmulas:

$$\text{Impedancia del macizo rocoso } Z = 1,31 * \rho_r * \frac{VC}{1.000}$$

Donde:

Z es igual a la densidad de la roca (ρ_r) por la velocidad sísmica (VC)

Para la presión de detonación del explosivo:

$$PD = \frac{0,418 * \rho_e \left[\frac{VD}{1.000} \right]^2}{0,8 * \rho_e + 1}$$

$$\text{Consumo específico característico } CEC = \frac{Z}{PD}$$

$$\text{Espaciamiento entre taladros } S = 3 \sqrt{\frac{\rho_e * d^2}{CEC}}$$

El cual:

d = Diámetro de la carga

Piedra B = S * 0.833

Recatado $T = B$

Sobreperforación $J = (0,3 - 0,5) * S$

o) Konya y Walter (1985)

$$B = \left[\frac{2\rho_e}{\rho_r} + 1,5 \right] * d$$

Donde:

B = Piedra (pies)

ρ_e = Densidad del explosivo

ρ_r = Peso relativo

D = Diámetro carga (pulg)

Términos conceptuales en perforación y voladura en canteras:

Banco: Esta en relación al equipo de carguío, cargador frontal o excavadora hidráulica.

Sobre perforación: De manera que, para romper por el nivel del piso propuesto, hay que perforar por debajo, cierta longitud en función del burden y de su estado en su estructura del macizo rocoso en el pie de penetración, cuando perforamos taladros verticales la sobre perforación varia de 9 -12 el diámetro del taladro, para casos prácticos se considera de 7 a 8 % de la altura de banco.

Fragmentación: Es el tamaño al que se rompe la roca en una voladura, depende de la manera en que la energía trabaje tanto entre taladros como en filas. La fragmentación se verá afectada si el espaciamiento y el tiempo de iniciación están mal

Burden: Es como se explica la longitud más corta entre una perforación y la cara libre, es el lado del banco que menos resistencia presenta.

Malla de perforación: Porción de terreno donde se realizan los trabajos de perforación, por lo general este tiene una distribución uniforme que puede ser cuadrada o rectangular si para producción de escollera.

En cuanto a la **Formulación del problema**, quedó de la siguiente forma: ¿Cómo se puede mejorar la fragmentación de la roca en la mina Santa Clotilde, Chongoyape?

El trabajo de investigación **se justifica** de la siguiente manera:

La investigación tiene un carácter práctico, social, económico y académico en la que su finalidad es en obtener buenos resultados que generen la mejor elección de sus parámetros y que además es de importancia metodológica ya que se puede poner en práctica la investigación utilizando procedimientos y técnicas que puedan guiar el trabajo a fin de alcanzar las conclusiones que consigan ser válidas y confiables.

En cuanto a lo social, Santa Clotilde es una empresa minera cuyas operaciones han estado paralizadas. En la actualidad sus recursos naturales están siendo explotados de manera convencional, la cual poco a poco se está implementando con el objetivo de buscar un crecimiento social considerable para ayudar a beneficiar a los pobladores de las comunidades cercanas, es decir, generando más ofertas de trabajo que incluyan algunos programas de inclusión social con el fin de lograr un desarrollo sostenible en conjunto con las comunidades cercas, para poder evitar conflictos que puedan perjudicar el trabajo de la mina.

En lo económico, se justifica económicamente, porque se pretende reducir los costos y aumentar la rentabilidad, es decir, a consecuencia de una buena voladura y la utilización correcta del explosivo tendrá impacto en una buena fragmentación y por consiguiente en los siguientes procesos.

En lo académico, porque se justifica innovando conocimiento relacionado al tema por el que nos sirve como referencia a una posible solución en dificultades similares a futuro.

Ante a lo afirmado en el presente trabajo se conviene señalar la siguiente **hipótesis** que Si se propone un cambio en los parámetros de perforación y voladura se mejorará la fragmentación de la roca en la mina Santa Clotilde, Chongoyape.

En cuanto a los **objetivos del trabajo de investigación**, como **objetivo general**, se tiene Proponer cambios de los parámetros para mejorar la fragmentación de la roca producto de la perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape y como **Objetivos Específicos** están:

- ✚ Evaluar los resultados de perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape.
- ✚ Analizar las causas de los resultados de perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape.
- ✚ Aplicar modelos matemáticos para modificar los actuales parámetros de la fragmentación de la roca producto de la perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape.
- ✚ Realizar una simulación para determinar la fragmentación de la roca.
- ✚ Evaluar los nuevos resultados de perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape.

III. METODOLOGÍA

3.1. Tipo y Diseño de investigación

El actual proyecto de investigación dado sus peculiaridades y los objetivos formulados se ubicó en la estructura cuantitativo con un diseño de investigación descriptivo propositivo y según Fernández, Hernández y Batista (2015) el objetivo de esta investigación se enfocó en explicar y detallar la incidencia y las demostraciones de las variables para después establecer una propuesta de solución o una alternativa al problema investigado.

Decimos que es descriptivo porque revisamos la información de nuestras variables de las cuales vamos a obtener en el campo para que luego propongamos una solución para propuesta de mejora para la mina.

3.2. Variables y Operacionalización

3.2.1. Variables

Variable independiente (V.I): Cambio de los parámetros de perforación y voladura: La perforación y la voladura del material explotable es importante porque de esto dependerá toda la producción de la empresa para ello existe variables en cada proceso o etapa la cual se va a desarrollar mediante unos parámetros que son controlables y otros no son controlables en los se van a evaluar para obtener un adecuado control y así no generar costos excesivos.

Variable dependiente (V.D): Mejorar la fragmentación de la roca: La trituración del macizo rocoso es la etapa más importante ya que de esto dependerá que se obtenga el tamaño adecuado para que el transporte del mineral sea el adecuado hasta la planta de una manera muy eficiente. (Castro, 2017)

3.2.2. Operacionalización

Tabla 8: Operacionalización de variables

VARIABLES	DIMENSIÓN	INDICADOR	TÉCNICA	INSTRUMENTO
Cambio de los parámetros de perforación y voladura	Malla de perforación	<ul style="list-style-type: none"> — Diámetro de taladro — Longitud de taladro — Espaciamiento — N° de taladros 	<ul style="list-style-type: none"> — Técnica de investigación documental — Técnica de campo — Técnica de observación 	<ul style="list-style-type: none"> — Guías de observación — Software
	Voladura	<ul style="list-style-type: none"> — Factor de carga — Volumen de roca — Dureza de roca — Explosivos 	<ul style="list-style-type: none"> — Técnica de investigación documental — Técnica de campo — Técnica de observación 	<ul style="list-style-type: none"> — Guías de observación — Software

Mejorar la fragmentación de la roca	Granulometría	<ul style="list-style-type: none"> — Taza de excavación — Curva granulométrica — Esponjamiento 	<ul style="list-style-type: none"> — Técnica de investigación documental — Técnica de campo — Técnica de observación 	<ul style="list-style-type: none"> — Software
-------------------------------------	---------------	---	---	--

Fuente: Elaboración propia

3.3. Población, muestra y muestreo

2.3.1. POBLACIÓN: La población de estudio fue constituida por toda la mina Santa Clotilde, en el distrito de Chongoyape de la ciudad de Chiclayo.

2.3.2. MUESTRA: La elección de la muestra fue elegida en la galería ubicada en el sector 372 donde se desarrolló la perforación y voladura de la roca en la mina Santa Clotilde que recorrió al tipo de muestreo no probabilístico y considerando los siguientes criterios de inclusión e exclusión.

Criterios de inclusión:

- La mala condición de la roca
- El tamaño grueso de la roca
- La resistencia de la voladura de la roca
- Un mal control de los explosivos
- Estudios geomecánicos

Criterios de exclusión:

Las mejores condiciones del estudio geomecánicos de la roca en los diferentes puntos.

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

3.4.1. Técnicas

Para poder verificar la información y demostrarla se tuvo que hacer una recolección de datos en la cual las técnicas que utilice en el proyecto de investigación fueron las documentales y las de campo.

Técnicas de investigación documental: Llamada también la técnica de gabinete, cuyo objetivo fue tratar un tema o problema el cual ayudo a realizar una indagación y un análisis de dicha información documental. Se utilizó un empleo de información bibliográfica, la cual permitió una identificación del problema y así la construcción de

nuestro marco teórico bajo la relación de nuestras variables según lo afirma Campos (2015).

Esta técnica fue desarrollada de principio a fin con el manejo de citas, tanto textuales y de parafraseo de tal forma que estas nos permitieron colocar autores obtenidos de repositorios y espacios realmente conocidos como los ISBN, ISSN y CIELO.

Las fuentes fueron las que se extrajeron de tipo bibliográficos como son las tesis tanto físicas y virtuales, revistas y repositorios mediante el internet.

Técnicas de campo: Sirve para que se pueda relacionar con el objetivo de la investigación documental y así se pudo construir por sí mismo la realidad que fue estudiada. En esta técnica el fin fue juntar información empírica sobre la realidad en la que se encontró la mina para Rodríguez (1982).

Técnica de observación: Es un sistema de análisis el cual su fin consistió en observar ya sean personas, fenómenos, hechos, casos, objetos, acciones, situaciones, etc.

El objetivo fue alcanzar una buena indagación, para que se use esta técnica primero se supo el objetivo del proyecto y posteriormente se resolvió la información que se alcanzó la cual permitió cumplir con dicho objetivo, con el instrumento que se hizo en laboratorio por medio de guías de laboratorio la cual es una visión en la que se mostraron los procedimientos realizados en el que se obtuvo un resultado mediante la guía la cual fue un instrumento en la que se muestra una información para el alumno.

3.4.2. Instrumentos de recolección de datos

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.

✓ RMR (Rock mass rating)

Con estas tablas geomecánicas se clasifican la roca de acuerdo a sus características y composición.

✓ RQD (Rock Quality Designation)

Estas tablas se utilizan para ver la calidad de la masa de la roca en porcentaje.

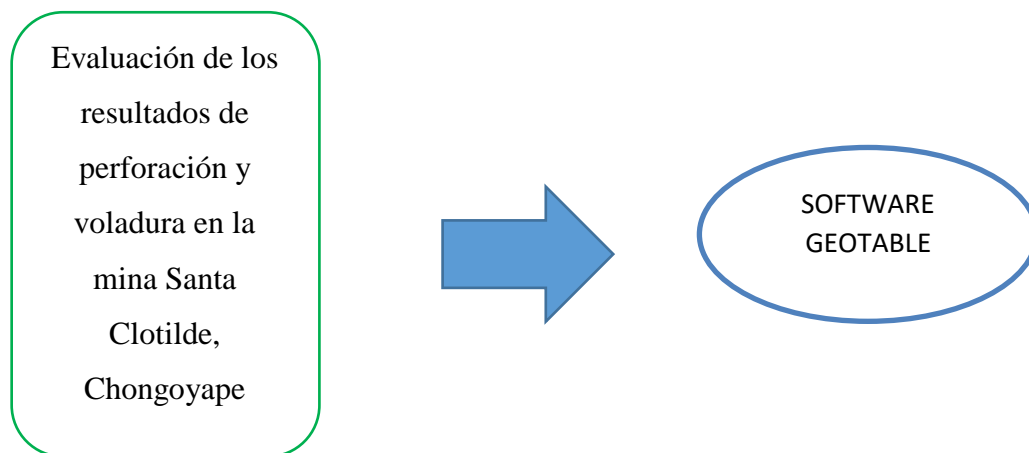
✓ Predicción de fragmentación

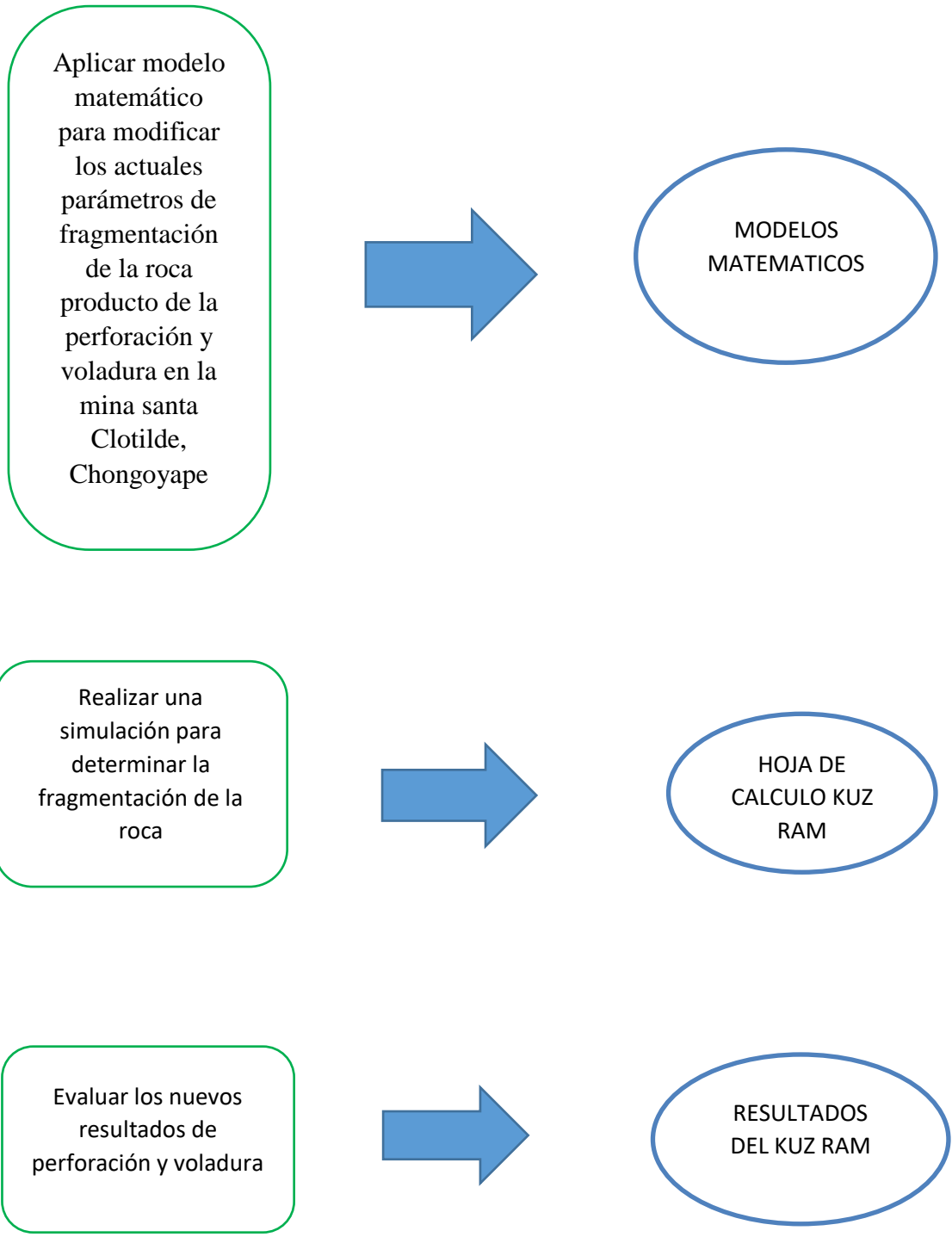
El análisis de fragmentación nos permite estudiar el tamaño de las partículas y medir la importancia que tendrán según la fracción de suelo que representen.

3.4.3. 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.

3.5. Procedimiento





Descripción de los 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.

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 macizo: 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.
- 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.

- **Análisis granulométrico**

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

3.6. Métodos de análisis de datos

Fue indispensable considerar métodos en el cual se utilizaron en el trabajo de investigación que fueron el analítico, el sistemático y el estadístico.

Método Analítico: Es un aspecto de estudio en el cual se incluyen habilidades de caracterización de cada elemento del cual se está llevando a cabo, el fin de este tipo de método es que se manifieste la información importante recopilando cada dato de estudio de las partes que se incorporan y de cómo funciona.

Método Sistemático: Es un método que permite establecer un orden en base a manejo de reglas que la propia investigación brinda lo que permitirá llegar a tener un entendimiento sistémico en una determinada situación.

Y en cuanto al análisis de datos, se tomó como reseña el método de análisis, pruebas de hipótesis y las técnicas de tratamiento estadístico, usando Excel y el software

La información que se procesó, nos ayudó a ordenar y realizar gráficos, teniendo en cuenta los diferentes tipos de investigaciones y descifrar toda la información recaudada con base a los planteamientos teóricos, que es la base de la investigación realizada.

Método Estadístico: Es un procedimiento en el cual se hace un desarrollo en el manejo de cada dato ya sea cualitativo o cuantitativo del proyecto de investigación. El fin de este método de datos es la comprobación de cada consecuencia que fue verificada de la hipótesis del proyecto.

3.7. Aspectos éticos

Debido con los principios fijados por la Universidad Cesar Vallejo Filial Chiclayo y a la naturaleza de la investigación los aspectos éticos a estimar en el actual proyecto de investigación son los siguientes:

- **Manejo de fuentes de consulta:** Se usó fichas bibliográficas con los datos completos. Por otra parte, fue necesario que todos los archivos se muestren según las fuentes de donde las hemos obtenido, haciendo uso de citas textuales y no textuales, de este modo lograremos resaltar los aportes de diferentes autores e interpretarlos.
- **Claridad en los objetivos de la investigación:** Se consideró que los objetivos planteados al inicio, para mostrar el propósito del proyecto de investigación.
- **Transparencia de los datos obtenidos:** La investigación presento el problema y sus causas tal cual lo observado sin alterar o modificarlos, y considerando que la interpretación que fue dada no se confunda o distorsione la realidad.
- **Confidencialidad:** Fue necesario que se respete el anonimato si es lo que piden los interesados y sobre todo proteger que los datos adquiridos sean de carácter científico.

- **Profundidad en el desarrollo del tema:** Se buscó distintas posiciones referentes al tema de investigación, teniendo en cuenta averiguar, obteniendo nueva información y lo más importante dominar el tema de investigación.

IV. RESULTADOS

El presente capítulo presenta los resultados obtenidos in situ de la recolección de los instrumentos considerando los objetivos de esta investigación la cual se muestra en las siguientes tablas

4.1. Evaluación de los resultados obtenidos en perforación y voladura en la mina santa Clotilde, Chongoyape.

4.1.1. Caracterización del macizo rocoso: Se realizó una evaluación del macizo rocoso teniendo en cuenta parámetros técnicos, es decir, se tuvo que determinar mediante ensayos de laboratorio la resistencia a la compresión simple y el RMR cuyos datos han sido procesados en el software Geotable para saber qué tipo de roca es según estos criterios.

Tabla 9: Resultados del ensayo de carga uniaxial – 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	5.5	11.1	678	50.317	98.359	102.12 MPA	2.60
T-2	5.5	11.1	658	55.571	105.879		

Fuente: Mina Santa Clotilde

Regresar Convertidor Salir

Correlaciones y Conceptos Generales **MRMR** **GSI** **SMR**

RMR **Q de Barton** **GSI** **SMR**

Rock Mass Rating (Calidad del Macizo Rocoso)

Resistencia de la Roca Inalterada

Indice 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

RQD (Indice de calidad de la roca) **Espaciamiento de discontinuidades**

50-75 % 60-200mm Ver Gráfico

Rating 13 **Calcular** **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

Rating -10 Ver gráfica

Calcular

RMR 54 Ver reporte

Figura 7. Datos ingresados en el software Geotable - muestra uno

Fuente: Elaboración propia

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°

Figura 8. Reporte del RMR- muestra uno

Fuente: Elaboración propia

Tabla 10: Resultados del ensayo de carga uniaxial – 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-2	55	111	599	88.797	210.97	210 MPA	2.80

Fuente: Mina Santa Clotilde

Regresar Convertidor Salir

Correlaciones y Conceptos Generales **MRMR** GSI SMR

RMR **Q de Barton** **GSI** **SMR**

Rock Mass Rating (Calidad del Macizo Rocoso)

Resistencia de la Roca Inalterada

Indice 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

RQD (Indice de calidad de la roca)

90-100 % **Rating** 20

Espaciamiento de discontinuidades

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

Presencia de agua

Caudal en 10m túnel (l/min) Ninguno Gw/G3 (Presión del agua/efuerzo principal) 0 **Rating** 15

Estado Seco **Rating** 15

Corrección por orientación de las discontinuidades

Rumbo perpendicular al eje

A favor del Buzamiento **Rating** -10

Rumbo paralelo al eje del túnel

En contra del Buzamiento Tunel o minas Cimentaciones Taludes

RMR 61

Figura 9. Datos ingresados en el software Geotable – muestra dos Fuente: Elaboración propia

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°

Figura 10. Reporte del RMR- muestra dos

Fuente: Elaboración propia

Tabla 11: Resumen de ensayos

Muestra	Diámetro (cm)	Longitud	Numero de clase	Resis. Compresión	Densidad de la roca	Constante de roca
1	3.8	1.20	III	102Mpa	2.60 g/cm ³	0.54
2	3.8	1.20	II	210Mpa	2.80 g/cm ³	0.9kg/m ³

Fuente: Mina Santa Clotilde

4.2. Análisis de las causas de los resultados de perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape.

La principal causa por la que la fragmentación no es la adecuada ocasionando así actividades secundarias para subsanar los daños negativos esto ocurre porque al diseñar la malla es basada empíricamente, lo que ocasiona la mala distribución de los taladros no teniendo uno fijo produciendo un mal burden y espaciamiento aumentando o disminuyendo también están los errores en la detonación de los taladros, el mal control en las cargas explosivas o los disparos soplados, cortados, etc. Lo que implica una condición desfavorable como la mala fragmentación de la roca, el consumo de explosivos la que es perjudicial para la mina porque retrasa el avance debido a no tomar en cuenta los parámetros in situ es por eso que existen limitaciones por ocasionan los malos resultados en perforación y voladura porque no se están tomando los datos reales de cada parámetro que se debe usar como son los de roca, explosivos y de carga para lograr mejorar la granulometría se optimice el ciclo de minado, reducir cada costo y obtener los resultados que se desea tener.

4.3. Aplicación de modelos matemático para modificar los actuales parámetros de la fragmentación de la roca producto de la perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape.

4.3.1. Se desarrollará el cálculo de modelos matemáticos cambiando los parámetros para mejorar la fragmentación de la roca la cual es el producto de la perforación y voladura

Modelo de Holmberg

1. Cálculo del diseño de arranque

Diámetro de producción:

$$\phi_1 = 38\text{mm}$$

$$\phi_1 = 0.038\text{mts}$$

✓ La profundidad del taladro se expresa con la siguiente expresión:

$$L = 0.15 + 34.1(\phi_1) - 39.4(\phi_1)^2$$

$$L = 0.15 + 34.1(0.038) - 39.4(0.038)^2$$

$$L = 1.3889 \text{ mts}$$

Se refiere que por un taladro el avance será 1.3889mts

El avance requerido

$$Ar = L_{\text{Barra}} * E_{\text{perforacion}}$$

$$Ar = 3.94 * 0.91$$

$$Ar = 3.58 \text{ mts}$$

Por eso se usará un rimado de $\phi_2 = 73\text{mm}$

$$L = 0.15 + 34.1(0.073) - 39.4(0.073)^2$$

$$L = 2.42 \text{ mts}$$

Sera necesario usar 3 rimadores

$$\phi_1 = \phi_2 * \sqrt{NT}$$

$$\phi_1 = (0.073) * \sqrt{3}$$

$$\phi_1 = 0.126\text{mts}$$

$$L = 0.15 + 34.1(0.126) - 39.4(0.126)^2$$

$$L = 3.821 \text{ mts}$$

El avance es 100% eficiente

Pero la eficiencia real es un 91% la cual será:

$$E_r = 3.821 * 0.91$$

$$E_r = \mathbf{3.477 \text{ mts de avance}}$$

$$\phi_1 = \mathbf{0.126 \text{ mts}}$$

Diámetro equivalente: ϕ_2

$$B = 1.57 (\phi_1)$$

$$B = 1.57 (0.126 \text{ mts})$$

$$B = \mathbf{0.197 \text{ mts}}$$

✓ Burden práctico:

$$B_p = 1.7\phi - E_p$$

$$E_p = (\alpha_2 H + \alpha_1)$$

H = Profundidad de los taladros real o avance

$$H = (L_{\text{Barra}}) * (E_{\text{perforacion}})$$

$$H = 3.94 * 91\%$$

$$H = \mathbf{3.585 \text{ mts}}$$

α_1 = Error emboquille (m): 0.02m

α_2 = Desviación angular (m/m): 0.01

$$E_p = (\alpha_2 H + \alpha_1)$$

$$E_p = (0.01 \text{ m/m} * 3.585 + 0.02 \text{ m})$$

$$E_p = \mathbf{0.0558 \text{ mts}}$$

$$B_p = 1.7\phi - E_p$$

$$B_p = 1.7(0.126\text{mts}) - 0.0558\text{mts}$$

$$\mathbf{B_p = 0.158\text{mts}}$$

- ✓ Distancia del cuadrante:

$$Ah = \sqrt{2} * B_p$$

$$Ah = \sqrt{2} * 0.158\text{mts}$$

$$\mathbf{Ah = 0.223\text{mts}}$$

- ✓ Taco:

$$T = \frac{1}{3} * H$$

$$T = \frac{1}{3} * 1.20\text{mt}$$

$$\mathbf{T = 0.4 \text{ mts}}$$

- ✓ Volumen total cargado

$$V = \pi * \frac{d^2}{4} * (H - T)$$

$$V = \pi * \frac{0.038^2}{4} * (3.585 - 0.4)$$

$$\mathbf{V = 3.6121 \times 10^{-3} \text{m}^3}$$

- ✓ Cantidad Explosivo por taladro (Anfo):

$$E = V * \rho_{\text{explosivo}}$$

$$E = 3.6121 \times 10^{-3} \text{m}^3 * 770 \text{kg/m}^3$$

$$\mathbf{E = 2.781 \text{kg/tal}}$$

- ✓ Calcular la concentración de carga real (Anfo)

$$I = \frac{\text{Cantidad de explosivos por taladro de avance}}{\text{Avance}}$$

$$I = \frac{2.781\text{kg}}{3.585\text{m}}$$

$$I = \mathbf{0.775\text{kg/m}}$$

- ✓ Cálculo de la cantidad total de kg de explosivo (Anfo):

$$T_{ce} = E * \text{Cantidad de tal. cargados}$$

$$T_{ce} = 2.781\text{kg/tal} \times 17\text{tal}$$

$$T_{ce} = \mathbf{47.28\text{kg}}$$

- ✓ Cálculo de SANFO

$$\text{SANFO: } \frac{S}{0.84}$$

$$S = \frac{5}{6} * \frac{Q}{Q^\circ} + \frac{1}{6} * \frac{V}{V^\circ}$$

Q: Energía del explosivo en MJ: 3.849 MJ/Kg

Q° : Energía del explosivo en MJ: 4.8 MJ/Kg

V: Volumen de gases m3/kg: 0.880 m3/kg

V°: Volumen de gases m3/kg: 0.85 m3/kg

Entonces:

$$S = \frac{5}{6} * \frac{3.849\text{MJ/Kg}}{4.8 \text{ MJ/Kg}} + \frac{1}{6} * \frac{0.880\text{m3/kg}}{0.85 \text{ m3/kg}}$$

$$S = \mathbf{0.840}$$

Por lo tanto, el SANFO es:

$$\text{SANFO: } \frac{0.840}{0.84}$$

SANFO: 1

✓ Concentración de carga (q1)

RWS ANFO = Se usará como explosivo el emulnor 3000 (RWS ANFO = 100% =1)

$$q1 = 55(\phi 1) \times \frac{\left(\frac{B}{\phi 2}\right)^2 * \left(B - \frac{\phi 2}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * 1}{\text{RWSanfo}}$$

Donde:

q1= Concentración lineal de carga (kg/m)

Ø1= Diámetro de barra de producción (m) = 0.038m

Ø2=Diámetro de la barra de vacío (m) =0.126m

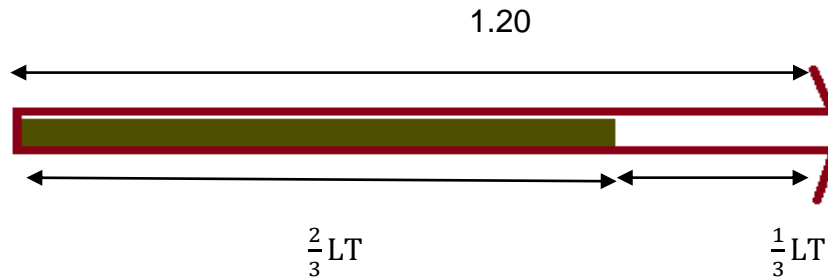
B =Burden (m) =0.197m

C = Constante de roca = 0.54kg/m³

$$q1 = 55(0.038\text{m}) \times \frac{\left(\frac{0.197\text{m}}{0.126\text{m}}\right)^2 * \left(0.197\text{m} - \frac{0.126\text{m}}{2}\right) * \left(\frac{0.54\text{kg/m}^3}{0.4}\right) * 1}{1}$$

$$\mathbf{q1 = 0.9242\text{kg/m}}$$

Para hallar la longitud de carga de explosivo



T = Taco

T = 0.4m

Lc = Longitud de carga

$$Lc = \frac{2}{3} * 1.20$$

$$Lc = 0.8\text{mts}$$

$$Q1 = (q1 * Lc)$$

$$Q1 = (0.9242\text{kg/m})(0.89\text{m})$$

$$Q1 = 0.7536\text{kg/tal}$$

2. Segundo cuadrante:

Abertura generada por el primer cuadrante

$$Ah = \sqrt{2}(B - Ep)$$

$$Ah = \sqrt{2}(0.97\text{m} - 0.0558\text{m})$$

$$Ah = 0.1996\text{m}$$

✓ Calculo del burden:

$$B = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{Ah * q1xRWSanfo}{\emptyset1 * C}}$$

$$B = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.1996 * 0.9242x1}{0.038 * 0.54}}$$

$$\mathbf{B = 0.2638m}$$

✓ Burden práctico

$$B_2 = B - Ep$$

$$B_2 = 0.2638m - 0.0558m$$

$$\mathbf{B_2 = 0.208m}$$

✓ Distancia al primer cuadrante

$$Ah_2 = \sqrt{2} * \left(\frac{Ah}{2} + B_2\right)$$

$$Ah_2 = \sqrt{2} * \left(\frac{0.1996}{2} + 0.208\right)$$

$$\mathbf{Ah_2 = 0.4352m}$$

3. Tercer cuadrante

$$Ah_2 = 0.4352m$$

✓ Cálculo del burden:

$$B = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{Ah * q1xRWSanfo}{\emptyset1 * C}}$$

$$B = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.4352 * 0.9242x1}{0.038 * 0.54}}$$

$$\mathbf{B = 0.3896m}$$

✓ Burden práctico

$$B_3 = B - Ep$$

$$B_3 = 0.3896m - 0.0558m$$

$$\mathbf{B_3 = 0.3338m}$$

✓ Distancia al segundo cuadrante

$$Ah3 = \sqrt{2} * \left(\frac{Ah2}{2} + B3\right)$$

$$Ah3 = \sqrt{2} * \left(\frac{0.4352}{2} + 0.3338\right)$$

$$\mathbf{Ah3 = 0.779m}$$

4. Cuarto cuadrante:

$$Ah3 = 0.779m$$

✓ Cálculo del burden

$$B = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{Ah3 * q1xRWSanfo}{\emptyset1 * C}}$$

$$B = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.779 * 0.9242x1}{0.038 * 0.54}}$$

$$B = 0.5212\text{m}$$

✓ Burden práctico

$$B_4 = B - E_p$$

$$B_4 = 0.5212 - 0.0558$$

$$B_4 = 0.4654\text{m}$$

✓ Distancia al tercer cuadrante:

$$Ah_3 = \sqrt{2} * \left(\frac{Ah_3}{2} + B_4 \right)$$

$$Ah_3 = \sqrt{2} * \left(\frac{0.779}{2} + 0.4654 \right)$$

$$Ah_3 = 1.20\text{m}$$

5. Diseño de arrastre:

Se usará las fórmulas que se emplea en los bancos:

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{I * RWSanfo}{C_{\sim} * f\left(\frac{S}{B}\right)}}$$

F= Factor de fijación el cual es 1.45

Relación S/B = 1

C~ = Constante de roca corregida

$$C_{\sim} = 0.54 + 0.07$$

$$C_{\sim} = 0.61$$

Entonces:

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{0.775 * 1}{0.61 * 1.45(1)}}$$

$$\mathbf{B = 0.8424m}$$

- ✓ Calcular el número de taladros de arrastre:

$$NT = \text{Numero entero de } \left(\frac{\text{Ancho de labor} + 2 * H * \text{Siny}}{B} + 2 \right)$$

$$NT = \left(\frac{2 + 2 * 3.585 * \text{Sin}(1)}{0.8424m} + 2 \right)$$

$$\mathbf{NT = 4 \text{ tal}}$$

- ✓ Burden práctico arrastre:

$$BA = B - L * \text{Siny} - Ep$$

$$BA = 0.8424 - (3.585) * \text{Sin}(1^\circ) - 0.0558$$

BA = 0.724m (Para el pintado de malla se le considera 1 metro

- ✓ Cálculo de espaciamiento de los taladros sin considerar las esquinas inferiores

$$EL = \left(\frac{\text{Ancho de labor} + 2 * H * \text{Siny}}{NT - 1} \right)$$

$$EL = \left(\frac{2 + 2 * 3.585 * \text{Sin}(1)}{4 - 1} \right)$$

EL = 0.708m Para el pintado de malla se considera 1 m

- ✓ Calcular espaciamiento de las esquinas:

$$E = EL - H * \text{Siny}$$

$$E = 0.708 - 3.585 * \sin(1)$$

$$\mathbf{E = 0.6454}$$

6. Cálculo para la corona

Se colocará constante para K el cual es 11 por voladura controlada:

$$SC = K * \phi_1$$

$$SC = 11 * 0.038\text{m}$$

$$\mathbf{SC = 0.418\text{m}}$$

✓ Para calcular el burden de corona:

$$B = \left(\frac{SC}{0.80} - H * \sin(\gamma) - Ep \right)$$

$$B = \left(\frac{0.418}{0.80} - 3.585 * \sin(1) - 0.0558 \right)$$

$$\mathbf{B = 0.4041\text{m}}$$

7. Cálculo para hastiales:

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{I * RWSanfo}{C \sim * f\left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{0.9242 * 1}{0.61 * 1.45(1.25)}}$$

$$\mathbf{B = 0.822\text{m}}$$

- ✓ Burden práctico

$$B_p = B - L * \sin(\gamma) - E_p$$

$$B_p = 0.822 - 3.585 * \sin(1) - 0.0558$$

$$\mathbf{B_p = 0.703m}$$

- ✓ Espaciamiento en los hastiales

$$Sh = \text{ancho de la labor} - \frac{\text{burden arrastre} + \text{burden de la corona}}{2}$$

$$Sh = 2 - \frac{0.724m + 0.404m}{2}$$

$$\mathbf{Sh = 1.43m}$$

🚧 Modelo de Langefors

$$B_{\max} = \frac{D}{33} \left[\frac{\rho_e \cdot RWS}{C.f. \cdot \frac{S}{B}} \right]^{1/2}$$

$$B_{\max} = \frac{0.038}{33} \left[\frac{1.14.98\%}{0.07 * 1.0 * 1} \right]^{1/2}$$

$$\mathbf{B_{max} = 0.29}$$

Burden práctico

$$B = B_{\max} - e - (db * H)$$

$$B = 0.29 - 0.02 - (0.023 * 2.50)$$

$$\mathbf{B = 0.21}$$

Modelo de Konya

$$B = 3.15 * De \sqrt[3]{\frac{\rho e}{\rho r}}$$

$$B = 3.15 * 0.98" \sqrt[3]{\frac{1.146}{2.60}}$$

$$B = 6.34"$$

$$\mathbf{B = 0.16m}$$

Modelo de Pearse

$$B = K_v * 10^{-3} * D * \left[\frac{PD}{RT} \right]^{1/2}$$

$$B = 30 * 10^{-3} * 38 * \left[\frac{85.6}{1040.11} \right]^{1/2}$$

$$\mathbf{B = 0.32}$$

Tabla 12: Resumen del cálculo del burden

Modelo Matemático	Burden
Holmberg	0.15m
Langefors	0.21m
Konya	0.16m
Pearse	0.32m

Fuente: Elaboración propia

✚ Modelo matemático de Crosby y Pinco

Después de haber hecho un análisis y desarrollo de estos se tomaron como nuevos datos el burden y el espaciamiento 0.32 x 0.38. Usando como agente explosivo el Anfo. En este modelo se empleará estos parámetros adicionando a estos una emulsión como otro agente explosivo entonces el algoritmo quedará así:

✚ Burden actual: 0.32

✚ Espaciamiento actual: 0.38

$$D_a = D_u * \frac{[\sum_{i=1}^n (l_{ci} * RBS_i)]^{1/3}}{(L_{cu} * RBS_u)^{1/3}}$$

$$D_a = 0.32 * \frac{[0.2 * 1.20 + 0.6 * 1.00]^{1/3}}{(0.8 * 1.00)^{1/3}}$$

$$\mathbf{B_2 = 0.33m}$$

$$D_a = 0.38 * \frac{[0.2 * 1.20 + 0.6 * 1.00]^{1/3}}{(0.8 * 1.00)^{1/3}}$$

$$\mathbf{E_2 = 0.39m}$$

4.4. Realizar una simulación para determinar la fragmentación de la roca.

Se analizará la granulometría anterior usando primero el programa ImageJ para contornear la imagen de la granulometría después se procederá hacer la simulación de la fragmentación la cual nos servirá para saber si los cambios hechos ayudaran a obtener una buena granulometría.



GRANULOMETRIC REPORT

SITE / MINE :	MINA SANTA CLOTILDE
BLASTING NUMBER:	NIVEL 372
DATE :	23/11/2019
UTM :	-
FILE :	74877393_577691543058643_5795912766560665600_n.jpg
ANALYZED BY :	Ing. Johannes Valdiviezo Chamorro

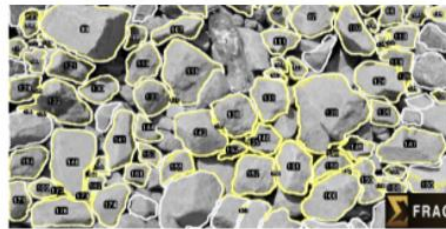


Image Size:	46.78 x 39.47 in
Scale :	9.45 in
N° Blocks :	134
Passing 50% (P50) :	1.93 in
Passing 80% (P80) :	3.26 in
Uniformity Index :	1.608
Characteristic Size :	2.43 in

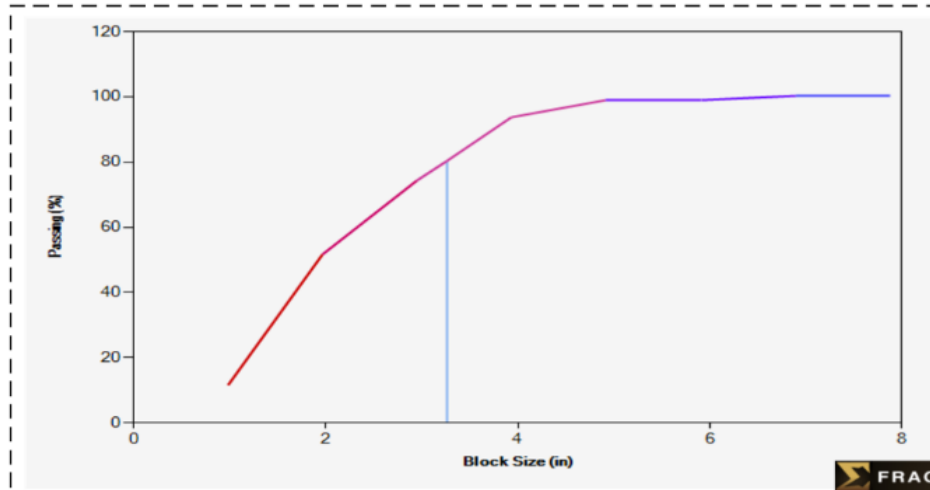


Figura 11. Granulometría anterior

Fuente: Cosmos (2019)

✚ Distribución granulométrica de la pila de material fragmentado con los 17 taladros

ZONAS	B (m)	S(m)	Enominal (m)	Diám.Per (m)	Long. Perfo. (m)	Long.Carga (kg)
Arranque	0.08	0.18	0.08	38.00	1.2	0.8
Piso	0.60	1.41	0.60	38.00	1.2	0.8
Corona	0.38	0.42	0.38	38.00	1.2	0.8
Hastial	0.91	0.31	0.91	38.00	1.2	0.8
Ayuda Corona	0.38	0.42	0.00	38.00	1.2	0.8
Ayuda Hastial	0.91	0.31	0.00	38.00	1.2	0.8

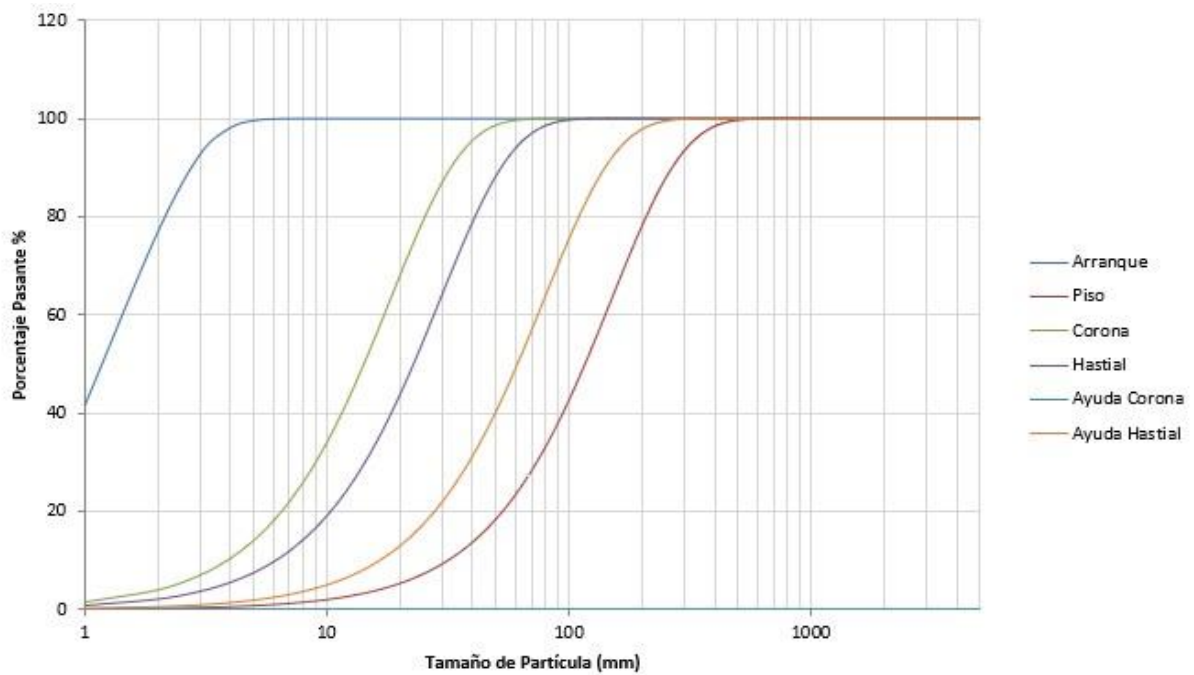
Figura 12: Distribución de los 17 taladros

Fuente: Realizado por el autor

n	X50 (mm)	X80 (mm)	X95 (mm)	Área %	n Ponderado	X50 Ponderado (mm)	X80 Ponderado (mm)	X95 Ponderado (mm)
1.4	1.19	2.14	3.28	35	0.51	0.42	0.75	1.15
1.4	116.52	208.39	319.91	30	0.43	34.96	62.52	95.97
1.5	14.23	25.41	38.96	15	0.22	2.13	3.81	5.84
1.4	22.81	40.90	62.92	20	0.29	4.56	8.18	12.58
1.5	38.85	69.36	106.36	0	0.00	0.00	0.00	0.00
1.4	61.27	109.88	169.02	0	0.00	0.00	0.00	0.00
				100	1.45	42.07	75.26	115.55

Figura 13. Datos del P50 y P80
Fuente: Realizado por el autor

Gráfico 1: Curva granulométrica para malla de 17 taladros



Fuente: Realizado por el autor

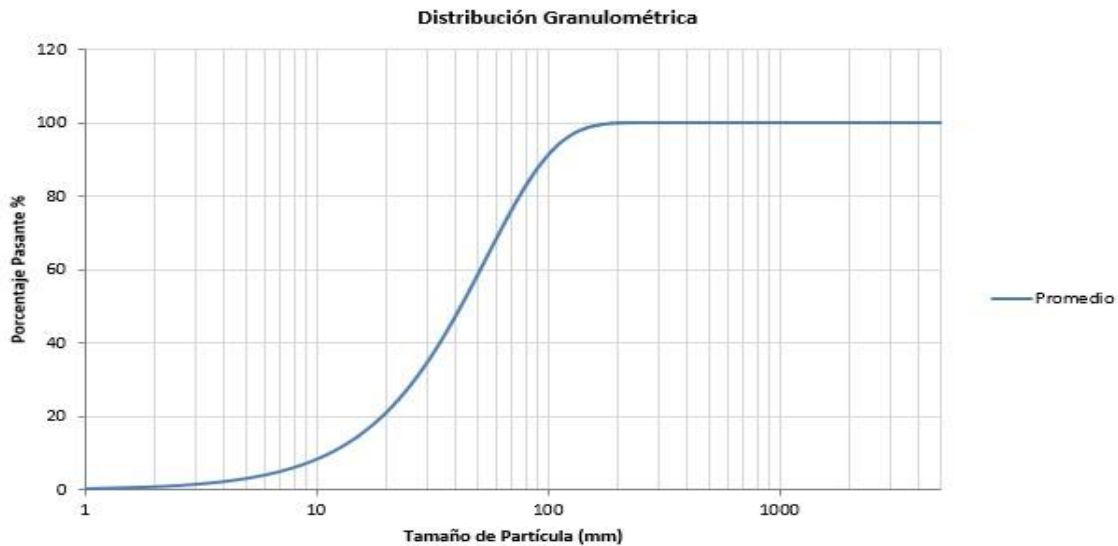


Gráfico 2. Curva granulométrica promedio

Fuente: Realizado por el autor

✚ Distribución granulométrica de la pila de material fragmentado con los 20 taladros

ZONAS	B (m)	S(m)	Bnominal (m)	Diám.Per (m)	Long. Perfo. (m)	Long.Carga (kg)
Arranque	0.05	0.10	0.08	38.00	1.2	0.8
Piso	0.51	0.90	0.60	38.00	1.2	0.8
Corona	0.38	0.42	0.38	38.00	1.2	0.8
Hastial	0.92	0.31	0.91	38.00	1.2	0.8
Ayuda Corona	0.38	0.42	0.00	38.00	1.2	0.8
Ayuda Hastial	0.91	0.31	0.00	38.00	1.2	0.8

Figura 14. Distribución de los 20 taladros

Fuente: Realizado por el autor

n	X50 (mm)	X80 (mm)	X95 (mm)	Area %	n Ponderado	X50 Ponderado (mm)	X80 Ponderado (mm)	X95 Ponderado (mm)
1.4	0.51	0.92	1.42	35	0.50	0.18	0.32	0.50
1.5	71.63	128.01	196.41	30	0.44	21.49	38.40	58.92
1.5	14.26	25.46	39.04	15	0.22	2.14	3.82	5.86
1.4	22.85	40.98	63.03	20	0.29	4.57	8.20	12.61
1.5	38.85	69.36	106.36	0	0.00	0.00	0.00	0.00
1.4	61.27	109.88	169.02	0	0.00	0.00	0.00	0.00
				100	1.44	28.38	50.74	77.88

Figura 15. Datos del P50 y P80

Fuente: Realizado por el autor

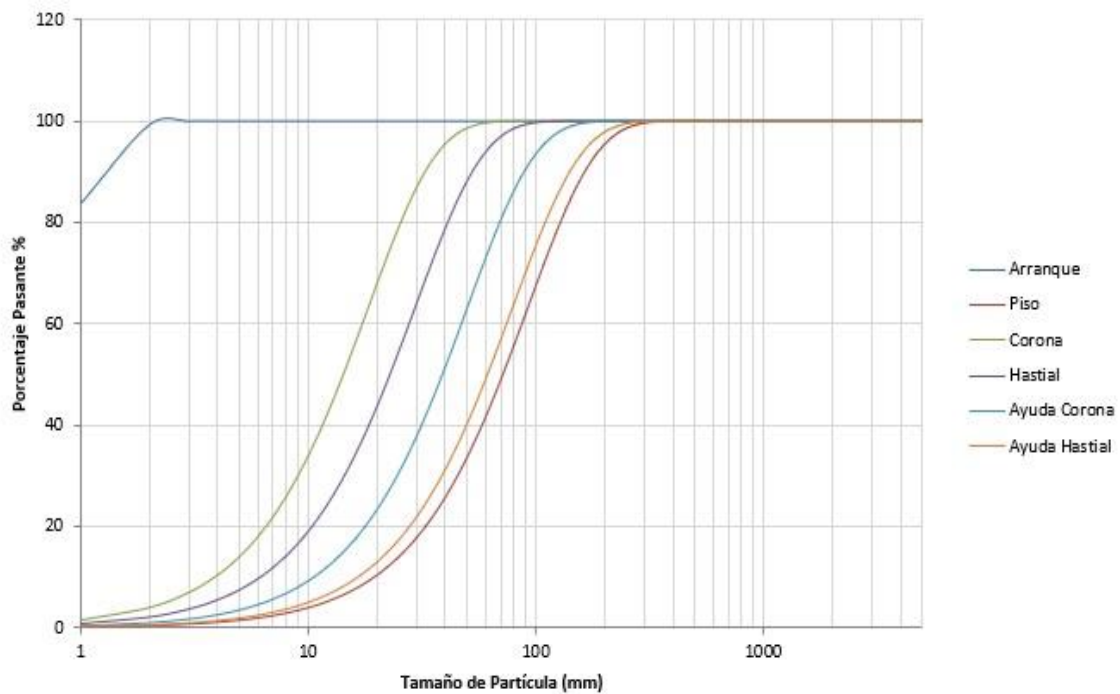


Gráfico 3. Curva granulométrica para malla de 20 taladros

Fuente: Realizado por el autor.

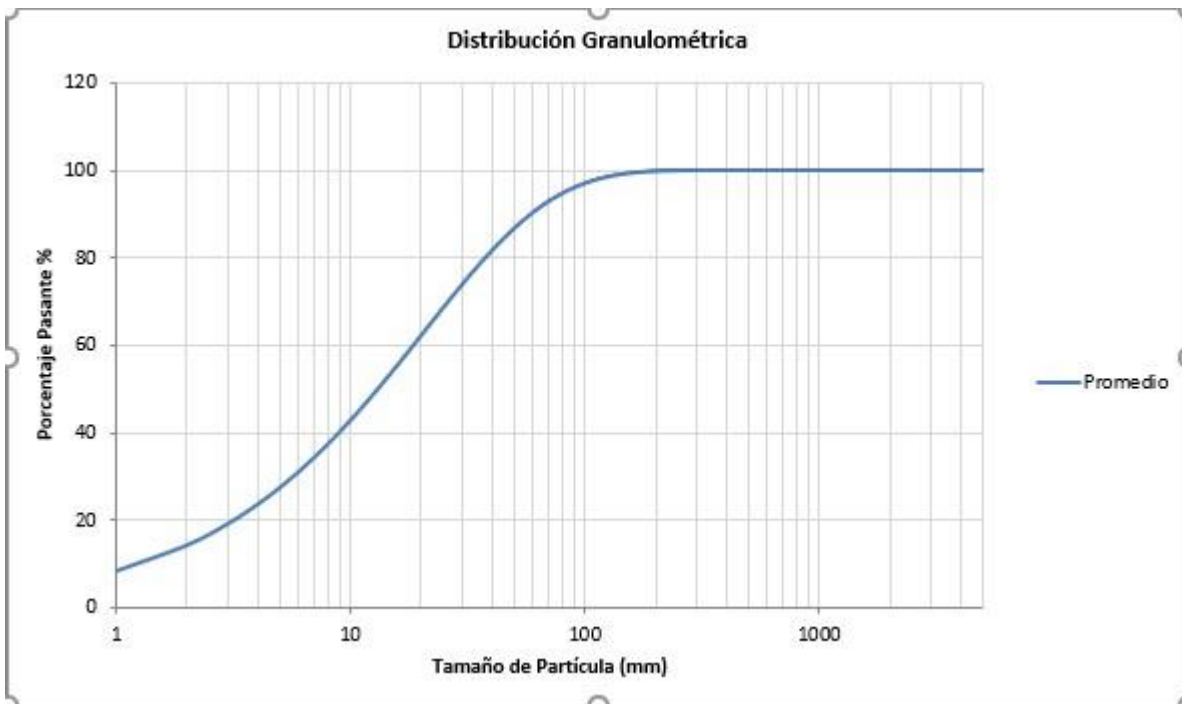


Gráfico 4. *Curva granulométrica promedio*

Fuente: Realizado por el autor.

Tabla 13: *Resultados de la fragmentación*

Antes		Resultados de acuerdo a la cantidad de taladros utilizando Kuz Ram		
P50	P80	Taladros	P50 (mm)	P80 (mm)
49.02mm	82.80mm	17	42.07	75.26
		20	20.38	50.74

Fuente: Elaboración propia

4.5. Evaluación de los nuevos resultados de perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape.

4.5.1. Cálculo del número de taladros para el nuevo diseño de la malla de perforación

✚ Se usará el software del cálculo de numero de taladros el que nos dará como resultado el número de taladros para la labor y la ubicación de ellos.

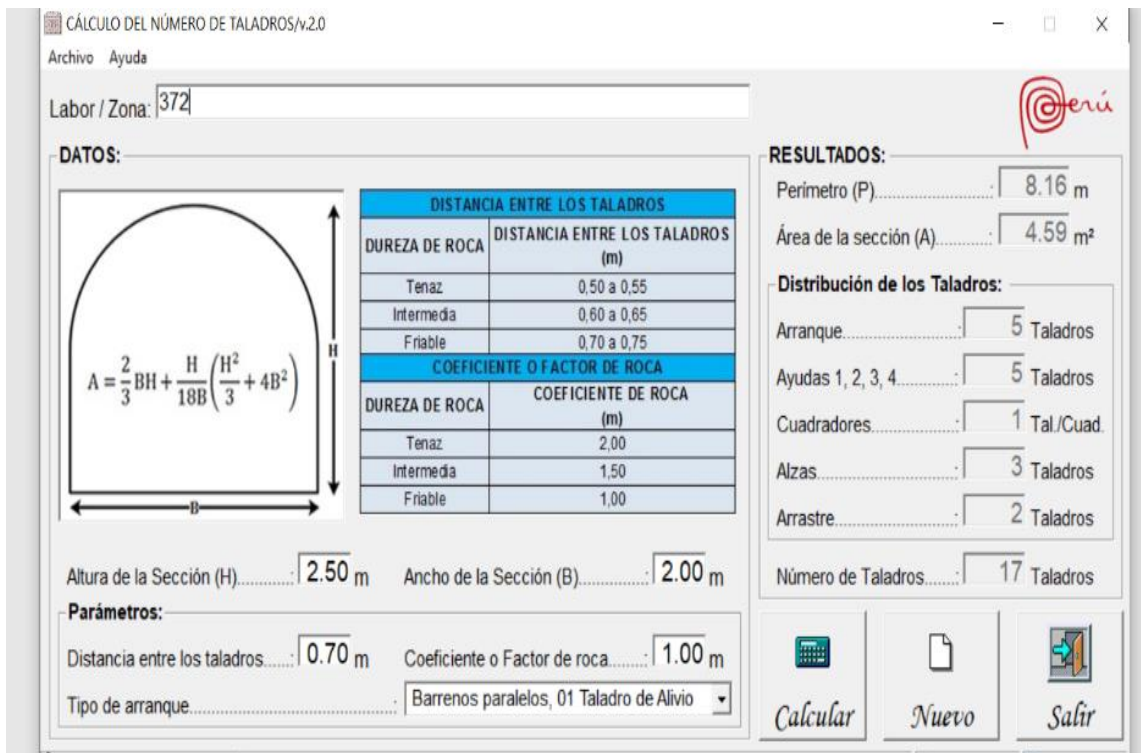


Figura 16. Cálculo del número de taladros antigua
Fuente: Rosas (2017)

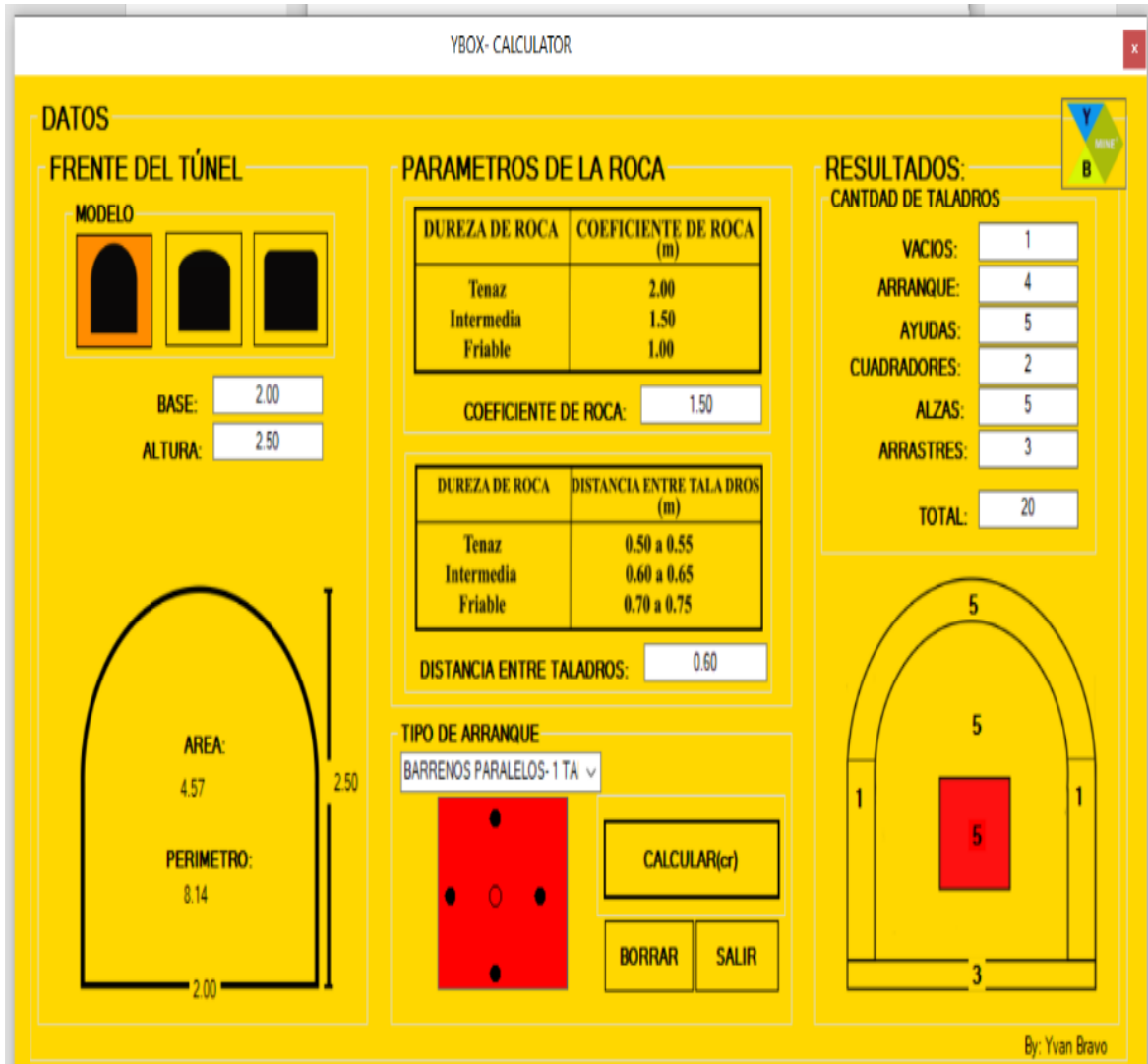


Figura 17. Cálculo del número de taladros nuevo
Fuente: Bravo (2014)

4.5.2. Diseño de la malla usando Pirkap

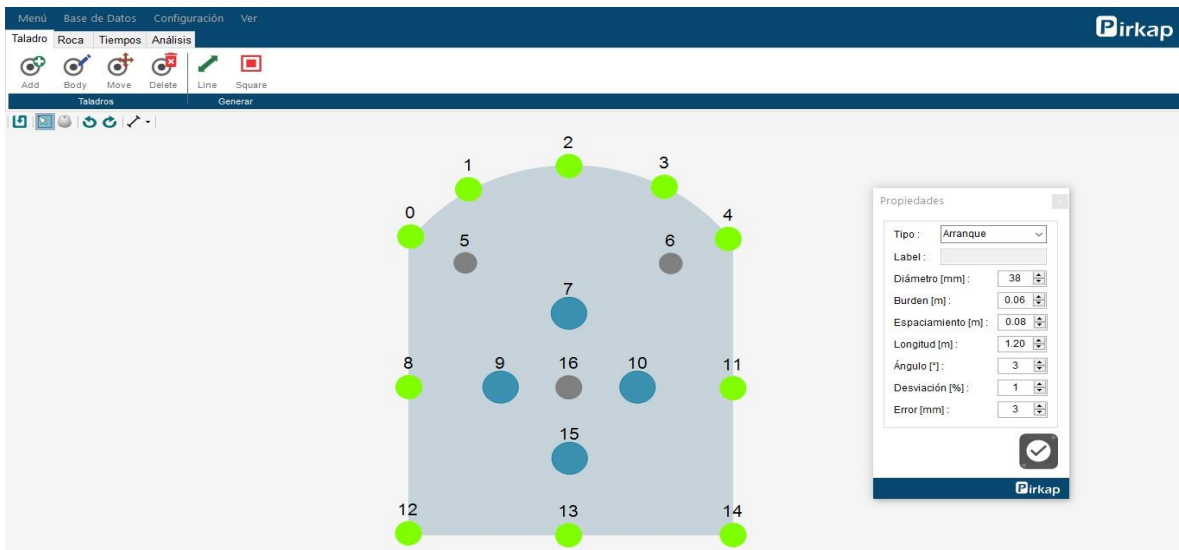


Figura 18. Diseño para malla de 17 taladros

Fuente: Realizado por el autor

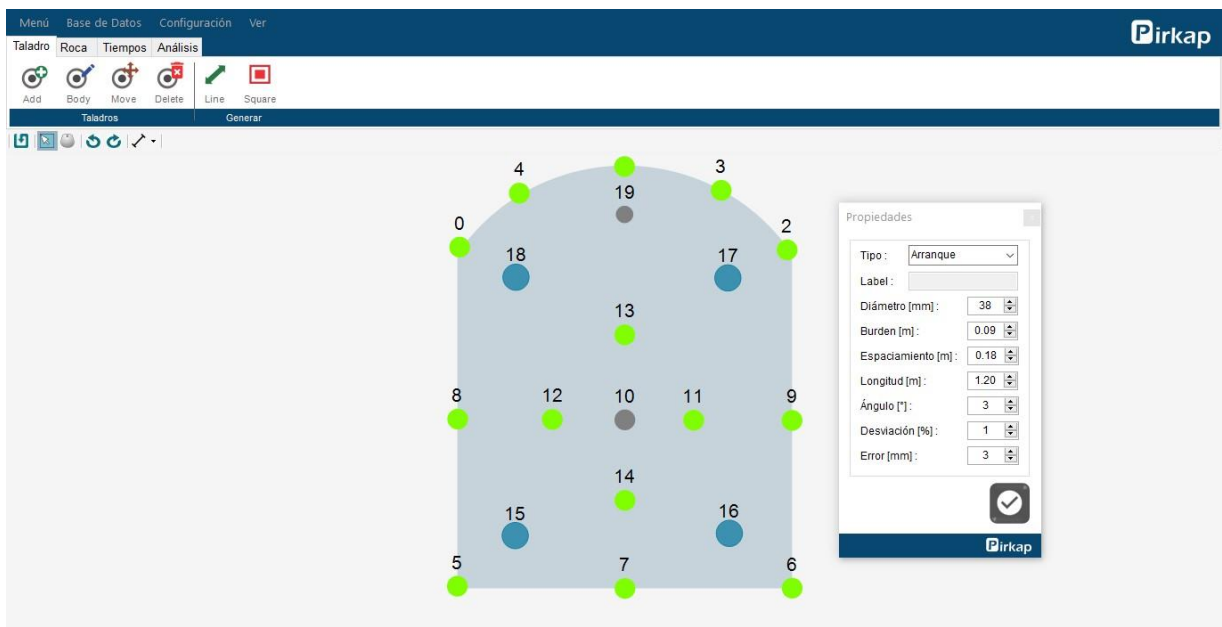


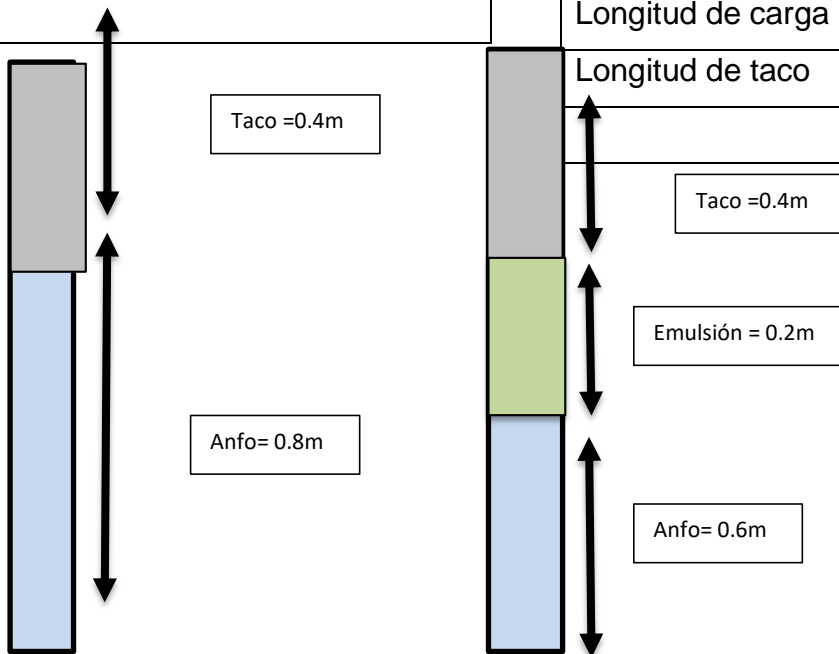
Figura 19. Diseño de malla para malla de 20 taladros

Fuente: Realizado por el autor

4.5.3. Planeamiento del diseño de voladura usando el modelo de Crosby y Pinco

DISEÑO DE VOLADURA ACTUAL	
Burden	:0.32m
Espaciamiento	:0.38m
Altura de banco	: 2.50m
Altura del taladro	:1.20m
Densidad de roca	:2.60 g/cm ³
Diámetro de taladro	:0.038m
Densidad de explosivo – ANFO	: 0.78kg/m ³
Longitud de perforación	:1.80m
CARGA	
Longitud de carga	:0.8m
Longitud de taco	:0.4m

NUEVO DISEÑO DE VOLADURA	
Burden	: 0.33m
Espaciamiento	:0.39m
Altura de banco	:2.50m
Altura del taladro	:1.20m
Densidad de roca	:2.60g/cm ³
Diámetro de taladro	:0.038m
Densidad de explosivo – ANFO	:0.78kg/m ³
Densidad de explosivo– Emulsión	:0.95kg/m ³
Longitud de perforación	:1.80m
CARGA	
Longitud de carga	:0.6m
Longitud de taco	:0.4m



CARGA

CARGA

4.5.4. Cambio de explosivo

Se evaluará matemáticamente el explosivo EMULNOR 300 debido que para el tipo de rocas que se tiene sería un gran cambio para ver si es factible para ser usado en la mina Santa Clotilde.

Tabla 14: Selección de Emulsión según tipo de roca

EMULSIÓN 1	
EMULNOR 500	Para la voladura de rocas muy suaves
EMULNOR 1000	Para la voladura de rocas suaves a intermedias
EMULNOR 3000	Para la voladura de rocas intermedias a duras
EMULNOR 5000	Para la voladura de rocas muy duras

Fuente: Manual Konya

✓ Densidad de carga explosiva

$$dc = \frac{(SG_{\text{explosivo}})(D_{\text{taladro}})^2(\pi)}{4000}$$

$$dc = \frac{(1.14 \text{ g/cm}^3)(25,4\text{mm})^2(\pi)}{4000}$$

Taco=0.4m (1/3 de la longitud del taladro)

$$dc = 0.58 \text{ kg/m} \times (1.20\text{m} - 0.4\text{m})$$

$$dc = 0.462 \text{ kg/taladro}$$

✓ **Cálculo del volumen volado**

$$\text{Vol. volad} = (\text{sección del frente})(\text{avance})(\text{eficiencia de la perforación})$$

$$\text{Vol. volad} = 5\text{m}^2 \times 1.20\text{m} \times 0.95$$

$$\text{Vol. volad} = 5.7 \text{ m}^3/\text{disparo}$$

✓ **Cálculo total del volumen**

$$\text{Toneladas. total} = (\text{volumen volado})(\text{peso específico de la roca})$$

$$\text{Toneladas. total} = 5.7 \text{ m}^3 \times 2.60 \text{ T/m}^3$$

$$\text{Toneladas. total} = 14.82 \text{ T/Disparo}$$

✓ **Cálculo de cartuchos por taladro**

$$N_{\text{Cartuchos}} = \frac{\text{densidad de carga real} \times 1000}{\text{masa}}$$

Densidad de carga	0.462kg/cartucho
masa	103.4 g/cartucho

$$N_c = \frac{0.462 \frac{\text{kg}}{\text{cartucho}} \times 1000}{103.4 \text{ g/cartucho}}$$

Ncartuchos = 4 cartuchos

✓ **Factor de potencia**

$$F_p = \frac{K_g/\text{Disparo}}{T_n/\text{Disparo}}$$

$$F_p = \frac{7.02}{14.82}$$

Fp = 0.47kg/tn

✓ **Velocidad de detonación**

$$PD = 432 \times 10^{-6} \times \rho_e \times \frac{VD^2}{1 + 0,8 \times \rho_e}$$

$$PD = 432 \times 10^{-6} \times 1.14 \times \frac{5265,2^2}{1 + 0,8 \times 1.14}$$

$$PD = 7140 \text{ Mpa}$$

PD = 71,4 Kbar

✓ **Costo empleado en la mina Santa Clotilde con Dinamita**

Tabla 15: *Costo de voladura Mina Santa Clotilde*

Actividades	DINAMITA 65	Precio\$	Total
Accesorio de voladura	Cantidad		
Fulminante N°8	17	0.19	3.23
Mecha de seguridad	31	0.19	5.91
Explosivo (kg)	7.72	3.40	26.24
Costo mano de obra	2 personas	4.50	9
TOTAL	44.38		

Fuente: Mina Santa Clotilde

Tabla 16: *Costo de voladura Emulsión 3000*

Actividades	EMULNOR 3000	Precio \$	Total
Accesorio de voladura	Cantidad		
Fulminante N°8	17	0.19	3.23
Mecha de seguridad	31	0.19	5.91
Explosivo (kg)	7.02	2.35	16.49
Costo mano de obra	2 personas	4.50	9
TOTAL	34.63		

Fuente: Elaboración propia

Tabla 17: Costo de voladura dinamita vs emulnor 3000

Explosivo	Costo de voladura (\$)	Numero de voladura diaria (\$)	Total de voladura diaria (\$)	Total de costo por voladura mensual (\$)	Total del costo de voladura semestral (\$)
Dinamita 65	44.89	3	134.67	4,040.10	24,240.60
Emulnor 3000	34.63		103.89	3116.7	18700.2
Variedad	10.26		30.78	923.4	5540.40

Fuente: Elaboración propia

Después de puntualizar el nuevo burden y espaciamiento, se diseñará la malla de perforación y se cambie el explosivo entonces se mostrará la variación que se obtendrá en el diseño antes y después para cuando se implemente la mina y se reabra puedan ser estos aplicados.

Tabla 18: Tipo de explosivo

Especificaciones técnicas	Unidades	Dinamita
Densidad	g/cm ³	1.14
Velocidad de detonación	m/s	Confinado 5400 Son confinar 3700
Presión de detonación	k/bar	83
Energía	KJ/Kg	3640
Volumen normal de gases	L/kg	910

Potencia relativa por peso	%	70
Potencia relativa por volumen	%	105
Resistencia al agua	Hora	Muy buen
Categoría de humos	-	Primera
Vida útil	-	Larga

Fuente: Manual Exsa (2014)

Malla de Perforación

Tabla 19: *Información de la galería 372*

INDICADOR	DESCRIPCIÓN
Labor	Gal 372
Sección	2.00m x 2.50m
Tipo de roca	Roca regular III- andesita
RMR	54
RQD	60%
N° taladros perforados	20
Diámetro de taladro	0.038m
Longitud de taladro	1.20m

Fuente: Elaboración propia

Tabla 20: *Resumen de la nueva malla*

	Roca intermedia	Longitud de taladro
N° Cuadrantes	3	1.20
N° Taladros	20	1.20
N° Cartuchos	2	1.20
Taco(m)	0.40	1.20

Longitud de carga (m)	0.80	1.20
Densidad de carga (kg)	1.09	1.20
Cantidad material volado (Tn)	18.5	1.20
Factor de potencia (kg/tn)	2.1	1.20

Fuente: Elaboración propia

V. DISCUSION

- ✚ Los resultados confirman la hipótesis planteada si se propone un cambio en los parámetros de perforación y voladura se mejorará la fragmentación de la roca en la mina Santa Clotilde, Chongoyape en vista que al realizar un cambio o implementando más parámetros dentro del diseño mediante métodos matemáticos su fragmentación después de los procesos va a mejorar lo cual se concuerda con Becerra y Hernández (2016) quien optimizo su fragmentación mediante modelos matemáticos del autor López Jimeno.
- ✚ Los estudios geológicos son tan importantes como los geomecánicos pero para realizar un buen estudio geomecánico es necesario realizar ensayos de laboratorio cómo: 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 dónde se aplica una presión constante a una muestra (testigo) como es el caso de ensayos de comprensión simple, 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.
- ✚ Se coincide con Condori (2017) que las causas que impiden se tenga una mejor productividad y rendimiento en el ciclo de minado se debe al mal diseño de malla, empleando mal las diferentes características de la roca, el manejo inadecuado de los explosivos, optando en cambiar la malla con un nuevo burden y espaciamiento.

- ✚ Para diseñar una nueva de perforación y poder cambiar los parámetros de perforación y voladura se usó diferentes modelos matemáticos los cual fue el perfecto para modificar dichos parámetros y cambiar el burden y espaciamento mejorando el diseño de nuestra malla y así obtener una granulometría correcta por eso se concuerda con Chávez (2018), que concluyó con su tesis que al aplicar dicho modelo matemático de Holmberg para diseñar una malla es una herramienta de mucha versatilidad y utilización con cada parámetro la cuál optimizara su avance lineal, mejorar su voladura y obtener una una granulometría optimizando su ciclo de minado.
- ✚ Se coincide con Barrera (2017) en el que al usarlo en su trabajo demostró su eficacia en la predicción de la medida de la granulometría utilizando varios parámetros como son el burden, espaciamento, características físicas y mecánicas de la roca las mismas que se utiliza en este trabajo la cual nos llevó al objetivo de obtener un P50 y P80 óptimo.
- ✚ Al realizar la evaluación de los nuevos resultados se encontró que, al incluir otros parámetros para mejor la fragmentación de la roca, empleando nuevos accesorios de voladura como fue la emulsión debido a las propiedades que tiene está siendo adecuada para la calidad intermedia que tenemos en la roca andesita y así disminuyendo la carga del Anfo para que no genere daños en la labor y teniendo una nueva malla siguiendo todo esto se obtendrá un mejor control y esto coincide con lo dicho por Sánchez (2012) porque en su trabajo demostró que es importante para un buen diseño de malla de perforación tener en cuenta las características físico – mecánicas que cuenta el macizo rocoso con las características del explosivo la cual reducirá el tiempo de operaciones mejorando sus operaciones.

VI. CONCLUSIONES

1. Se propuso cambio de los parámetros de perforación y voladura usando modelos matemáticos como el modelo de Konya, Langefors, Pearse la cual permitió mejorar el tamaño de la granulometría optimizando dichas actividades.
2. En la labor se logró evaluar y analizar las causas de los resultados antes obtenidos en perforación y voladura determinando primero su resistencia de compresión simple del macizo rocoso de la galería 372 en la muestra uno su resistencia fue 102 Mpa con un RQD de 60%, con constante de 0.54 kg/m^3 y un RMR de 54 que corresponde al número de clase III siendo una roca regular y por último la muestra dos siendo su resistencia 210 Mpa con un RQD de 90%, con una constante de 0.9 kg/m^3 y un RMR de 61 que corresponde al número de clase II siendo una roca buena.
3. Las causas fundamentales que arrojan sobre los resultados de perforación y voladura son el mal diseño de la malla, las características propias de la roca y el terreno el uso inadecuado de los explosivos.
4. Se aplicó el modelo matemático para que se modifique los parámetros de perforación y voladura los cuales fueron de ayuda para poder desarrollar la nueva malla, a través de una perforación que cumpla con el burden y espaciamiento nuevo, tener en cuenta los explosivos y así poder obtener la simulación de la fragmentación de la roca.
5. Se pudo hacer la simulación de la fragmentación utilizando el software Kuz Ram y tomando en cuenta el tipo de roca, la cual nos arrojó como resultado una curva granulométrica y un P80 óptimo para la fragmentación.

6. Se logró tener como nuevos resultados de perforación y voladura con el fin de fragmentación siendo este que para el tipo de roca P50: ; P80: los cuales son eficaces en comparación con la fragmentación antigua que se encuentra en P50: 35.5 cm y P80: 50.8 cm.

VII. RECOMENDACIONES

- ✚ Que la empresa minera Santa Clotilde, este dispuesta a innovar y poder usar malla de perforación teniendo en cuenta lo ya mencionado siendo las características de la roca y el terreno y no tomar los datos empíricamente para así tener un uso adecuado del explosivo para mejorar y optimizar la producción minimizando sus costos en operación y así resultar eficiente para la empresa.
- ✚ Que la universidad incorpore dentro de su malla curricular la enseñanza de softwares actualizados, en temas del diseño de mallas y voladura de rocas cuyo fin es que se formen estudiantes mejor preparados para que afronten nuevos retos de una minería cada vez más competitiva y sofisticada con mayores retos a enfrentar.
- ✚ A los estudiantes de la carrera de Ing. De minas, se recomienda buscar temas relacionados en perforación y voladura y así puedan contribuir con el desarrollo de la escuela y de ellos mismos.

REFERENCIAS

AMES, Víctor Diseño de las mallas de perforación y voladura utilizando la energía producida por las mezclas explosivas. Tesis (licenciado en ingeniería de minas). Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, 2008. Disponible en: http://webcache.googleusercontent.com/search?q=cache:http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/635/1/ames_lv.pdf

ARNAUDEZ, Ramón Optimización de los patrones de voladura en función de las características del explosivo y de la roca perteneciente a la mina Paso Diablo, Edo. Zulia. Tesis especial de grado, Caracas: Universidad Central de Venezuela, 2005. Disponible en http://190.169.101.240/cgi-win/be_alex.cgi?Documento=T041500005305/0&Nombrebd=bfiegucv&CodAsocDoc=487&t03=&t04=221&t05=png:

ARTIGAZ, María Diseño de patrones de perforación y voladura, para normalizar la fragmentación del material resultante de la mina Choco 10 Empresa PMG S.A. el callao, estado Bolívar. Tesis (Especial de grado). Caracas: Universidad Central de Venezuela, 2011. Disponible en URL: http://190.169.101.240/cgi-win/be_alex.cgi?Documento=T041500007276/0&Nombrebd=bibliogeo&CodAsocDoc=128&t03=&t04=164&t05=png

AYAMAMANI, Carlos Diseño de perforación y voladura y su incidencia en los costos unitarios en balcón III de la corporación minera Ananea S.A. Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Puno: Universidad Nacional del Antiplano, 2016. Disponible en : <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/2978>

BECERRA, Luis Validación del modelo Kuz – Ram para optimizar la fragmentación de roca por voladura, Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Ciudad de Mexico: Universidad Nacional Autónoma de México, 2017. Disponible en: <http://www.ptolomeo.unam.mx:8080/xmlui/bitstream/handle/132.248.52.100/14851/Tesis.pdf?sequence=1>

BECERRA, Rogger y HERNANDEZ, Wilde Estudio y selección de los métodos de perforación y voladura para optimizar la fragmentación de la roca, en la cantera Mitopampa, Cajamarca 2016. Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Cajamarca: Universidad Privada del Norte, Perú, 2016. Disponible en: <http://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/7547/Becerra%20Ter%20a1n%20Rogger%20Hernandez%20Suarez%20Wilde%20Alonso%20%28Tesis%20Parcial%29.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

CACERES, Ludtwin Optimización de la perforación y voladura con un nuevo diseño de malla en el cruce 10014 de la empresa minera Marsa. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas, Puno: Universidad Nacional del Antiplano, 2017. Disponible en http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/4491/Caceres_Navarro_Ludtwin.pdf?sequence=1&isAllowed=y

CAGUANA, Andrés y TENORIO, Manuel Optimización de los parámetros de perforación y voladura en la cantera Las Victorias. Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Cuenca: Universidad de Cuenca, 2013). Disponible en: <http://dspace.ucuenca.edu.ec/bitstream/123456789/4390/3/tesis.pdf>

CALDERON, Alvaro Optimización de costos mediante modificación de variables controlables de perforación y voladura en la mina el Toro. Tesis para optar el título de ingeniero de minas. Trujillo: Universidad Nacional de Trujillo, 2018. Disponible en: <http://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/11036/CALDERON%20ALAYO%20Alvaro%20Alberto.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

CEDIEL, Vrotnesky Implementación de nuevos patrones de perforación y voladura en mina Colombia, CVG Minerven, El Callao, estado Bolívar. Tesis de grado, Venezuela: Universidad Central de Venezuela, 2001. Disponible en http://bibliogeo.ing.ucv.ve/cgi-win/be_alex.cgi?Documento=T041500003496/0&Nombrebd=bfiegucv&CodAsocDoc=454&t03=&t04=87&t05=png

CHÁVEZ, Luis Optimización de la fragmentación en los proyectos de voladura primaria en la zona norte del tajo San Pedro Sur, Minera la Zanja. Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Lima: Universidad Mayor De San Marcos, Perú, 2014. Disponible en: <http://cybertesis.unmsm.edu.pe/handle/cybertesis/4244>

CHAVEZ, 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 – 2015. Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Huaraz: Universidad Nacional de Santiago Antúnez de Mayolo, 2018. Disponible en: http://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2240/T033_70839229_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y

CHIPANA, Rudy Diseño de perforación y voladura para reducción de costos en el frente de la galería progreso de la contrata Minera Cavilquis – Corporación Minera Ananea S.A. Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Puno: Universidad Nacional del Altiplano, 2015. Disponible en: http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/1937/Chipana_Tito_Rudy_Milton.pdf?sequence=1&isAllowed=y

CHOQUEÑA, José Optimización de la fragmentación de la roca mediante las características geomecánicas y doble iniciación no electrónica en la perforación y voladura de bancos – U.M. Apumayo S.A.C. Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Puno: Universidad Nacional del Altiplano, 2017. Disponible en: <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/4675>

CONDOLI, Félix y PORRAS Lucas Diseño de malla de perforación y voladura para la reducción de costos en los frentes de avances de la U.E.A. Reliquias – Corporación minera Castrovirreyna S.A. Tesis para optar el título de ingeniero de minas. Lircay: Universidad Nacional de Huancavelica, 2015. Disponible en: <http://repositorio.unh.edu.pe/bitstream/handle/UNH/601/TP%20-%20UNH%20MINAS%200019.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

CONDOLI, Félix y PORRAS, Lucas Diseño de malla de perforación y voladura para la reducción de costos en los frentes de avances de la U.E.A. Reliquias -Corporación Minera Castrovirreyna S.A. Tesis para optar el título de profesional en ingeniería de minas. Huancavelica: Universidad nacional de Huancavelica, 2015. Disponible en : <http://repositorio.unh.edu.pe/bitstream/handle/UNH/601/TP%20-%20UNH%20MINAS%200019.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

CORREA, Luis y IPARRAGUIRRE, Luis Reducción de costos operativos mediante la estandarización de malla de perforación - voladura, para labores horizontales: sección 4.0 m. x 4.0 m. Mina Socorro - Uchucchacua. Tesis para optar el título de profesional en ingeniería de minas. Trujillo: Universidad nacional de Trujillo, 2016. Disponible en : <http://dspace.unitru.edu.pe/handle/UNITRU/5337>

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](#)

GAONA, Aderling Optimización de la voladura, mina la Virgen - de la compañía minera san Simón S.A. - Huamachuco Trujillo. Tesis para optar el título de ingeniero de minas. Piura: Universidad nacional de Piura, 2015. Disponible en :

<http://repositorio.unp.edu.pe/bitstream/handle/UNP/963/MIN-GAO-GON-15.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

HUARCAYA, Elmer Optimización de avance en la construcción del By Pass San Ignacio mediante la evaluación de operaciones unitarias en la minera J.S. Natividad – La Rinconada. Tesis de grado. Puno: Universidad Nacional del Antiplano, 2017. Disponible en http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/5545/Huarcaya_Ccopa_Elmer_Rene.pdf?sequence=1&isAllowed=y

JAUREGUI, Oscar Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura. Tesis para optar el título de ingeniero de minas. Lima: Pontifica universidad católica del Perú, 2009. Disponible en : http://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/bitstream/handle/20.500.12404/696/JAUREGUI_OSCAR_COSTOS_MINA.pdf?sequence=1&isAllowed=y

LOPEZ , Sebastián Estudio experimental de colgaduras. Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Chile: Universidad de Chile, Santiago de Chile, 2016. Disponible en URL: <http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/139521/Estudio-experimental-de-colgaduras.pdf?sequence=1>

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-

LOZA, Robert Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento de la malla de voladura en la empresa minera aurífera Retamas S.A. Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Tacna: Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann, 2013. Disponible en:

http://redi.unjbg.edu.pe/bitstream/handle/UNJBG/2453/168_2013_loza_carazas_ra_fain_minas.pdf?sequence=1&isAllowed=y

MADRID Carrasco, Aníbal Determinación de granulometría y estrategia de extracción de material minero para un LHD minero por medio de mediciones laser. Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Santiago de Chile: Universidad de Chile, 2015. Disponible en:

<http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/133398/Determinacion-de-granulometria-y-estrategia-de-extraccion.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

MAMANI, Genber Optimización de costos de perforación y voladura en las operaciones unitarias de la empresa minera Cori Puno S.A.C. – Untuca. Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Puno: Universidad Nacional del Antiplano, 2017. Disponible en: http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/6792/Mamani%20_Ttito%20_Genber%20%20.pdf?sequence=1&isAllowed=y

MAMANI, Irving Análisis y optimización de costos de perforación y voladura en la construcción del canal San Antonio de Miña. Tesis para optar el título de profesional en ingeniería de minas. Puno: Universidad nacional del Antiplano, 2016. Disponible en: http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/2988/Mamani_Neyra_Irving_Rony.pdf?sequence=1&isAllowed=y

MAMANI, Juan Optimización de costos de perforación y voladura con nuevo diseño de malla en la chimenea San Andrés de la contrata minera Rumij S.R.L. – La Rinconada. Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Puno: Universidad Nacional del Antiplano, 2017. Disponible en: http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/8225/Mamani_Choque_Juan_Carlos.pdf?sequence=1&isAllowed=y

MONTIEL, Néstor Optimización del diseño de perforación y voladura aplicando cámara de aire con el explosivo fortis extra, mina Paso Diablo, carbones del Zulia S.A, estado

Zulia. Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Caracas: Universidad Central de Venezuela, 2014. Disponible en: <http://saber.ucv.ve/bitstream/123456789/15462/1/TESIS%20NESTOR%20MONTIEL.pdf>

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/pdf/bcdt/n40/n40a04.pdf>

OTRILLA, Gofrey y ROMERO, José Mejora de los parámetros de perforación y voladura para optimizar costos operacionales en la compañía minera Santa Luisa S.A. –unidad Pallca. Tesis para optar el título de ingeniero de minas. Cajamarca: Universidad Privada del Norte, Cajamarca, 2018. Disponible en: <http://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/13958/Otrilla%20Aguirre%20Gofrey%20-%20Romero%20Ch%c3%a1vez%20Jos%c3%a9%20David.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

PACAHUALA, Mayra Reducción de costos operativos en desarrollos mediante actualización de estándares en perforación y voladura, caso de la empresa especializada Mincotral S.R.L. Tesis de grado. Huancayo: Universidad Nacional del cetro del Perú, 2015. Disponible en <http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCP/2179/Pacahuala%20Aguirre.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

PACHAS, Yuber Reducción de los costos unitarios con la estandarización de la malla de perforación y voladura en labores de avance de la U. E. A. San Hilarión - Corporación Minera Virgen de la Merced SAC. – PERIODO 2017. Tesis para optar el título de profesional en ingeniería de minas. Huaraz: Universidad nacional de Santiago Antúñez de Mayolo, 2017. Disponible en :

http://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2744/T033_70877746_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y

QUIROZ, Juan Optimización de los estándares de perforación y voladura para incrementar la producción en la unidad minera Andaychagua – Compañía minera Volcan. Tesis para optar el título de ingeniero de minas. Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, 2014. Disponible en: <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/3915/Mlquijid066.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

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>

RODRIGUEZ, Ricardo Perforación y voladura de rocas en la compañía minera los Chunchos SAC. Tesis para optar el título de ingeniero de minas. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, 2015. Disponible en: http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/2154/1/rodriguez_rr.pdf

SANCHEZ, Yadira Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth. Tesis para optar el título de ingeniero de minas. Quito: Universidad central del Ecuador, 2012. Disponible en: <http://www.dspace.uce.edu.ec/handle/25000/217>

SILVA, Edward Mejoramiento de los indicadores de perforación y voladura mediante la aplicación de tecnología de diseño laser en los frentes de avance de la mina Consuelo – Unidad de Producción Marañón de la compañía Minera Poderosa S.A. Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Trujillo: Universidad Nacional de Trujillo, 2017. Disponible en: <http://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/10028/Silva%20Campos%2c%20Edward%20Apolinar.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

TORRE, Edwin Sistema de carguío para la voladura eficiente en el pique 2000 (-), nivel 18, zona esperanza en la compañía minera Casapalca S.A. Tesis para optar el título de ingeniero de minas. Huancayo: Universidad Nacional del centro del Perú, 2015. Disponible en: <http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCP/3857/Torre%20Yaranga.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

UMAÑA, Edgard Reducción y optimización de costos operativos en perforación y voladura Minera Yanaquihua S.A.C. E.E. Adgeminco S.A.C. Tesis para optar el título de ingeniero de minas. Arequipa: Universidad nacional de San Agustín de Arequipa, 2014. Disponible en: <http://bibliotecas.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/3940/MIumtaei095.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

VILCAPUMA, Walter Instrumentación especializada en monitoreo de VOD y fragmentación de rocas. Tesis para optar el título de ingeniero de minas. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, 2012. Disponible en: http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/10224/1/vilcapuma_dw.pdf

ANEXOS

ANEXO N°1



UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO

MATRIZ DE CONSISTENCIA

PROBLEMA	OBEJTIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	MÉTODO
La mala fragmentación de la roca .	Objetivo General	Si se propone un cambio en los parámetros de perforación y voladura se mejorará la fragmentación de la roca en la mina Santa Clotilde, Chongoyape.	Variable Independiente	Diseño de Investigación
	<ul style="list-style-type: none"> ✚ Proponer cambios de los parámetros para mejorar la fragmentación de la roca producto de la perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape 		Cambio de los parámetros de perforación y voladura	Descriptivo propositivo
FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	Objetivos Específicos	la mina Santa Clotilde, Chongoyape.	Variable Dependiente	
¿Cómo se puede mejorar la fragmentación de la roca en la mina Santa Clotilde, Chongoyape?	<ul style="list-style-type: none"> ✚ Evaluar los resultados de perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape. ✚ Analizar las causas de los resultados de perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape. ✚ Aplicar modelos matemáticos para modificar los actuales parámetros de la fragmentación de 		Mejorar la fragmentación de la roca	

	<p>la roca producto de la perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape.</p> <ul style="list-style-type: none">✚ Realizar una simulación para determinar la fragmentación de la roca.✚ Evaluar los nuevos resultados de perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape.			
--	---	--	--	--

		Altura (mm)	(kg)	KN			
T-1	5.5	11.1	678	50.317	98.359	102.12Mpa	2.60
T-2	5.5	11.1	658	55.571	105.879		

Fuente: Elaboración propia

Tabla 23: *Especificaciones técnicas*

Especificaciones Técnicas	Unidades	(Agente explosivo)	(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	3540
Resistencia al agua	Hora	Nula	Excelente
Diámetro	Pulg.	2	7/8
RWS	%	1,00	98
RBS	%	1,00	134

Fuente: Elaboración propia


 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO		ANEXO N°2
Instrumento N°2	Guía de campo	
Objetivo	Evaluar los nuevos resultados de perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape.	

Tabla 24: *Resultados de la malla de perforación*

PARÁMETROS	ACTUAL MALLA DE PERFORACIÓN	MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA
N° de taladros	17	20
Metros perforados		
Longitud de carga	0.75m	0.80m
Costo de explosivos por voladura	\$44.89	\$35.14
Material volado	17.8	18.5
Burden	0.38	0.32
Espaciamiento	0.41	0.38
Taco	0.45	0.40

Fuente: Elaboración Propia



Instrumento N°3	Guía de campo
Objetivo	Evaluar los nuevos resultados de perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape.

Tabla 25: *Datos de explosivo nuevo*

Tipo de explosivo Emulnor 3000	
Densidad relativa (g/cm ³)	1.14
Velocidad de detonación (m/s)	5700
Presión de detonación (Kbar)	93
Energía (kcal/kg)	920
Volumen de gases (L/kg)	880
Potencia relativa en peso %	100
Potencia relativa en volumen %	145
Sensibilidad al fulminante	N°8
Resistencia al agua	Excelente
Categoría de humos	Primera

Fuente: Condoli y Porras (2015)

Tabla 26: *Resultados finales de perforación y voladura*

Resultados de cálculos	
Burden	0.32m
Espaciamiento	0.38m
N° de taladros	20
Longitud de taladro	1.20m
Longitud de carga	
Avance por disparo	
Peso del explosivo	2,50 kg/tal
Factor de carga	1.92 kg/m ³
Total de explosivo	92.70 kg

Fuente Elaboración propia



Instrumento N°4	Guía de campo
Objetivo	Aplicar modelo matemático para modificar los actuales parámetros de la fragmentación de la roca producto de la perforación y voladura en la mina Santa Clotilde, Chongoyape.

Tabla 27. *Modelos Matemáticos*

Modelo Matemático	Burden
Holmberg	0.15m
Langefors	0.21m
Konya	0.16m
Pearse	0.32m

Fuente: Elaboración propia

Tabla 28. Kilos de explosivos por cada tipo de roca

Área del túnel en m ²	KILOS DE EXPLOSIVOS ESTIMADOS POR M ³ DE ROCA		
	En roca dura y tenaz	En roca intermedia	En roca suave
De 1 a 5	2,60 a 3,20	1,80 a 2,30	1,0 a 1,60
De 5 a 10	2,00 a 2,60	1,40 a 1,80	0,90 a 1,20
De 10 a 20	1,65 a 2,00	1,10 a 1,40	0,60 a 0,90
De 20 a 40	1,20 a 1,65	0,72 a 1,10	0,40 a 0,60
De 40 a 60	0,8 a 1,20	0,50 a 0,75	0,30 a 0,40

Fuente Exsa (2014)

Tabla 29. Factores de cantidad de carga para diferentes tipos de roca

Tipo de roca	Factor kg/m ³
Muy difíciles	1,5 a 1,8
Difíciles	1,3 a 1,5
Fáciles	1,1 a 1,3
Muy fáciles	1,0 a 1,2

Fuente Exsa (2014)

Tabla 30. Coeficiente de roca

Dureza de roca	Coeficiente de roca (m)
Tenaz	2,00
Intermedia	1,50
Friable	1,00

Fuente Exsa (2014)

Tabla 31. *Distancia entre taladros*

Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)
Tenaz	0,50 a 0,55
Intermedia	0,60 a 0,65
Friable	0,70 a 0,75

Fuente Exsa (2014)

Tabla 32. Clasificación geomecánica RMR

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
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°	0°-20°
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

Características geotécnicas					
Clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de autosoporte (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					