

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Implementación de una malla de perforación y voladura
aplicando el Método de áreas de influencia para la
reducción de costos en una Unidad Minera en
el distrito de Yarabamba - Arequipa**

Jaime Agustín Cahuaya Yana
Freddy Yojhan Yucra Montoya

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Arequipa, 2020

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



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

DEDICATORIA

A Dios, por la gracia divina de la vida, siempre presente en mi corazón iluminando mis sendas.

A mis padres, por su apoyo moral e incondicional, por haber inculcado en mi la perseverancia y la paciencia para lograr mis metas trazadas

Freddy

Dedico con todo mi corazón mi tesis a mi Madre Maura Yana Zevallos, pues sin ella no lo habría logrado y a ti Padre Agustín Cahuaya Huanca por brindarme la inspiración y mostrarme el camino hacia la superación.

Jaime

AGRADECIMIENTO

A la Universidad, por brindarnos la oportunidad de prepararnos y desarrollar nuestras capacidades maestras.

Al personal docente y administrativo de la Facultad de Ingeniería, por brindarnos sus conocimientos y experiencias esenciales para nuestra formación superior.

A nuestros padres, por su apoyo moral, gracias por su anhelo de vernos como un profesional ético y moral, forman parte esencial de nuestras metas y anhelos.

A nuestros años de esfuerzo, sacrificios, dedicación y grandes alegrías, llegó el día en que miramos hacia atrás el camino recorrido por tus pasillos, aulas y nos detendríamos para agradecerte nuestro Alma Mater.

INDICE DE CONTENIDO

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
RESUMEN.....	xi
ABSTRACT	xii
INTRODUCCIÓN.....	1
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	2
1.1 Planteamiento y formulación del Problema.....	2
1.1.1 Problema General	3
1.1.2 Problemas Específicos	3
1.2 Objetivos	3
1.2.1 Objetivos Principal.....	3
1.2.2 Objetivos Secundarios.....	3
1.3 Justificación.....	3
1.3.1 Justificación Social	4
1.3.2 Justificación Técnica.....	4
1.3.3 Justificación Económica	4
1.4 Hipótesis y descripción de variables	4
1.4.1 Hipótesis.....	4
1.4.2 Variables	5
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	6
2.1 Antecedentes del Problema.....	6
2.1.1 Antecedentes Internacionales.....	6
2.1.2 Antecedentes Nacionales	7
2.1.3 Antecedentes Locales	7
2.2 Bases Teóricas.....	8
2.2.1 Historia de los Explosivos.....	8
2.2.2 Explosivos Industriales	9
2.2.3 Perforación	10
2.2.4 Voladura.....	14
2.2.5 Macizo Rocosó	19
2.2.6 Resistencia de la Roca	20
2.2.7 Índice de Calidad de la Roca – RQD	21

2.2.8	Clasificación Geomecánica.....	21
2.2.9	Esquema de voladura.....	25
2.2.10	Teoría del modelo matemático de área de influencias.....	25
2.2.11	Predicción de la Fragmentación.....	36
2.2.12	Valores adicionales.....	37
2.3	Definición de términos básicos.....	41
CAPÍTULO III METODOLOGÍA Y ALCANCE DE INVESTIGACIÓN		43
3.1	Tipo de Investigación.....	43
3.2	Alcance de la Investigación.....	43
3.3	Diseño de Investigación.....	43
3.4	Población y Muestra.....	43
3.4.1	Población.....	43
3.4.2	Muestra.....	44
3.5	Técnicas de recolección de datos.....	44
3.6	Técnicas de análisis de datos.....	44
3.7	Tipos de muestreo.....	44
3.7.1	Aleatorio simple.....	44
3.8	Técnica de recolección de datos.....	45
3.8.1	Observación experimental.....	45
CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....		46
4.1	Resultados del tratamiento y análisis de la información.....	46
4.1.1	Material de estudio.....	46
4.2	Aplicación de métodos.....	68
4.2.1	Diseño de arranque.....	68
4.2.2	Factor de Seguridad.....	80
4.3	Discusión de resultados.....	94
4.3.1	Análisis de resultados.....	94
CONCLUSIONES.....		107
RECOMENDACIONES.....		108
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....		109
ANEXOS.....		112

INDICE DE TABLA

Tabla 1.	Operacionalización de variables.....	5
Tabla 2.	Valores de la Q de Barton	22
Tabla 3.	Clasificación del RMR.	24
Tabla 4.	Tabla para cálculo de desviación.	34
Tabla 5.	Desviación de barras de perforación.....	35
Tabla 6.	Acceso al Proyecto.....	46
Tabla 7.	Características de labor de estudio	59
Tabla 8.	Parámetros del macizo rocoso	59
Tabla 9.	Parámetros de Perforación.....	60
Tabla 10.	Características del Explosivo.	60
Tabla 11.	Propiedades de Explosivos a implementarse.....	60
Tabla 12.	Resumen de datos de perforación.	61
Tabla 13.	Esquema de carguío y distribución de cartucho.....	62
Tabla 14.	Progresivas	65
Tabla 15.	Constantes de fijación.	74
Tabla 16.	Constante S/B para arrastre y corona.	74
Tabla 17.	Número de taladros.....	94
Tabla 18.	Detalles del diseño final.	94
Tabla 19.	Datos del macizo rocoso obtenidos.....	94
Tabla 20.	Sobre excavación.....	96
Tabla 21.	Fallas en voladura.	97
Tabla 22.	Diagrama de Fallas en Perforación y Voladura	97
Tabla 23.	Costos de Avance en labor.	98
Tabla 24.	Estructura de precios unitarios antes de la implementación por teorías de influencia.	99
Tabla 25.	Estructura de costos después de la implementación de teoría de influencia.	100
Tabla 25.	Resumen de nuevo diseño de malla de perforación	101
Tabla 25.	Progresivas	105
Tabla 25.	Indicadores a mejorar a través del tiempo.	106

Tabla 29.	Masa rocosa y espaciamiento de planos de diaclasas.....	112
Tabla 30.	Ficha geomecanica para RMR.....	113
Tabla 29.	Criterio de Estimación RMR.....	114
Tabla 29.	Criterio de Calificación - Juntas.....	114

INDICE DE FIGURAS

Figura 1.	Pólvora Negra	9
Figura 2.	Dinamita	9
Figura 3.	Denominación de Taladros	12
Figura 4.	Tipos de Arranque	13
Figura 5.	Modelos de Arranque	14
Figura 6.	Modelos de Arranque - II	14
Figura 7.	Estructura Interna del Detonador	15
Figura 8.	Detonadores Eléctricos.	16
Figura 9.	Detonador No Eléctrico.	16
Figura 10.	Detonador Electrónico	17
Figura 11.	Cuadro para determinar las diferentes propiedades mecánicas y físicas de la roca.	20
Figura 12.	Zonificación geomecánica de la GAL 2060w.....	24
Figura 13.	Esquema de área de influencia del taladro	25
Figura 14.	Análisis de área de Influencia.....	26
Figura 15.	Inclusión de Resistencia de compresión al taladro.....	28
Figura 16.	Diagrama de Taladro cargado.....	29
Figura 17.	Diagrama de taladro de contorno con carga desacoplada	30
Figura 18.	Taladro con Carga-II	32
Figura 19.	Diagrama de taladro - III.....	33
Figura 20.	Desv Barra (m).....	35
Figura 21.	Diagrama de Densidad del aire en función de la temperatura.	38
Figura 22.	Vista Satelital del Proyecto -Vista I.....	47
Figura 23.	Vista Satelital del Proyecto - Vista II.....	47
Figura 24.	Flora Nativa de la Zona.	48
Figura 25.	Fauna de la zona - Burros Salvajes.	49
Figura 26.	Fauna de la zona - Guanacos salvajes	50
Figura 27.	Columna Estratigráfica de la Región Arequipa.....	52
Figura 28.	Diseño de la malla de perforación	61
Figura 29.	Simulación de voladura	62

Figura 30.	Tiempos de detonación	63
Figura 31.	Carga detonada vs tiempo de detonación	63
Figura 32.	Representación de los halos de energía a 1 m del taladro de perforación	64
Figura 33.	Distribución de la energía en toda la sección	64
Figura 34.	Sobre rotura en Secciones	65
Figura 35.	Planos de avance según área de topografía	66
Figura 34.	Fragmentación del macizo rocoso obtenido después de la voladura	66
Figura 37.	Fragmentación del macizo rocoso obtenido después de la voladura	67
Figura 38.	Fragmentación del macizo rocoso obtenido después de la voladura	67
Figura 39.	Fragmentación del macizo rocoso	68
Figura 35.	Taladro de alivio equivalente	69
Figura 41.	Diagrama sección de arranque-II	73
Figura 42.	Área de influencia de un taladro de arranque	82
Figura 42.	Área de influencia de sección de Primer Cuadrante	82
Figura 44.	Área de Influencia del Segundo Cuadrante	83
Figura 45.	Área de Influencia Tercer Cuadrante	84
Figura 46.	Áreas de influencia del Tercer Cuadrante	84
Figura 47.	Áreas de Influencia del Quinto Cuadrante	85
Figura 48.	Análisis de área de influencia - Ayuda hastiales	86
Figura 49.	Área de influencia de los Taladros de Apoyo	87
Figura 50.	Área de Influencia de los Taladros de Apoyo	88
Figura 51.	Área de Influencia de taladros de contorno	89
Figura 52.	Propuesta final de los taladros de contorno	90
Figura 53.	Malla final según áreas de influencia	90
Figura 54.	Carga no confinada	91
Figura 55.	Área de influencia en la corona	93
Figura 56.	Control de Paralelismo ANTES/DESPUÉS	95
Figura 57.	Instalación de rampa de perforación	96
Figura 58.	Diseño de malla de perforación propuesta	101

Figura 59. Aplicación del software jk simblast 2d face para evaluación de post voladura.....	102
Figura 60. Simulación de disparo en software jk simblast	103
Figura 61. Carga denotada vs tiempo de detonación	103
Figura 62. Zona con menor cantidad de energía producto de los controles implementados.	104
Figura 63. Obtención de zonas menos perturbadas y zonas con menor cantidad de energía respecto a los contornos	104
Figura 64. Sobrerotura en secciones después de la aplicación del método Holmberg.....	105
Figura 65. Criterio de estimación RQD.....	115
Figura 66. Obtención Del índice GSI (Hoek 1995)	116

RESUMEN

El trabajo de investigación tiene como principal objetivo la aplicación del modelo matemático de área de influencias para la determinación de una malla de perforación y voladura en una unidad minera del distrito de Yarabamba.

La elevada cantidad de disparos fallados, así como la sobre rotura en las paredes el incremento costos de sostenimiento, incremento de tiempos en limpieza producto de los disparos, nos llevan a la implementación de un nuevo diseño de malla de perforación, aplicando principios del modelo matemático de Holmberg por medio de las teorías de influencia.

Por lo que se buscó como data inicial parámetros geomecánicos que fueron obtenidos por el área de geomecánica, tales datos como índice GSI, densidad de la roca, el RQD todos estos datos nos servirán para el cálculo de nuestros burdenes al momento de realizar el diseño de nuestra nueva malla.

Además de utilizar parámetros operativos como diámetros de perforación, longitudes de barras de perforación, sección de la labor a diseñar, son factores que se involucran en nuestro cálculo.

La aplicación del modelo matemático por medio de teorías de influencia, nos ofrecerá una mejor distribución de energía para poder controlar el macizo rocoso, nos permitirá obtener una mejor fragmentación; además de ofrecer un mayor avance para lograr los objetivos del área de planeamiento.

Palabras Clave: Perforación y Voladura, Malla de perforación, Macizo Rocos, Burden

ABSTRACT

The main objective of the research work is to apply the mathematical model of the area of influence for the determination of a drill and blast mesh in a mining unit in the Yarabamba district, Province of Arequipa, Region of Arequipa, carrying out a determination of the conditions in which the activities are carried out in order to manage the greatest number of variables that affect the process.

To achieve the stated objectives, an on-site data collection had to be carried out, evaluation sheets had to be applied and general mathematical models established to optimize the drilling and blasting process had to be applied.

In the first chapter the generalities are presented, the current situation, problem statement and objectives to be achieved through this investigation. Chapter II worked on the theoretical bases, the background to the previous investigation and the terms to be used. Chapter III performs the formulation of hypotheses and definition of variables. Chapter IV establishes the methodology to be applied in this investigation, the scope of the investigation, and the delimitation of the population and sample. Chapter V details the study material and the basis of the drilling parameters. In Chapter VI, mathematical formulas and application of mathematical models based on the variables defined in the previous chapter were developed. In Chapter VII the results obtained after the application of the mesh model obtained in the previous model were presented, and finally the conclusions and recommendations of this thesis were presented.

Key Words: Drilling and Blasting, Drill Mesh, Rock Rock, Burden.

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación busca demostrar que un diseño adecuado de malla de perforación y voladura, adecuada a un explosivo seleccionado, para una determinada situación y un macizo rocoso diferenciado, permiten reducir los incidentes de perforación y voladura, provocando mejoras no sólo económicas sino también en el ambiente laboral, pero sobre todo reduciendo el riesgo de exposición a tiros cortados, soplados y voladuras ineficientes que debiliten el macizo rocoso en exceso, afectando el sostenimiento de la labor.

Basados en estudios y datos recopilados, se obtuvieron resultados que indican que los principales factores que generan una voladura deficiente no son problema del macizo rocoso, se estima que alrededor del 96% de los malos resultados de la voladura en minería se deben a factores humanos, y sólo el 4% restante viene comprendido por factores del macizo rocoso.

Una vez determinado la principal fuente de voladuras deficientes, es que se inicia la presente investigación, se busca eliminar las prácticas empíricas desarrolladas en la unidad minera y reemplazarlas por las mejores prácticas y métodos más efectivos aplicados en las áreas de perforación y voladura.

Aplicar cambios nunca es fácil, siempre trae complicaciones y detalles inesperados, pero se busca de los objetivos planeados, reducir las estadísticas registradas de incidentes en voladura, además de mejorar los resultados en avance lineal y cumplir con un plan mensual programado al 100% como mínimo. Teniendo al macizo rocoso como la principal variable independiente y el objetivo a atacar con las mejoras programadas, se tiene que las variables dependientes a trabajar más importantes serán el diseño de la perforación y una conservación de la geometría de perforación, junto con la correcta selección de explosivos para reducir las incidencias de la voladura.

El método aplicado en la presente investigación es aplicativo, usando técnicas analíticas que permiten llegar a conocimientos particulares y específicos, partiendo de conocimientos generales.

Para el desarrollo de la investigación, se recopilaron datos de una unidad minera ubicada en el distrito de Yarabamba, provincia y región de Arequipa.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Planteamiento y formulación del Problema

Dentro de las operaciones mineras, la perforación es una de las más importantes en minería subterránea; se utilizan una gran variedad de diseños de mallas de perforación, que son aplicados en función de una gran variedad de algoritmos o modelos matemáticos, que a pesar de estar muy estudiados, siempre presentarán variaciones de resultados, y esto debido a la propia naturaleza del macizo rocoso y su variabilidad; ya sean labores de preparación, producción, desarrollo o exploración, en la Unidad Minera de Estudio se observa que los resultados en el área de perforación no son los esperados.

Entre los principales inconvenientes que se pueden observar, es el excesivo consumo de los accesorios de perforación y un alto factor de carga por disparo, además de un avance bajo, mala fragmentación y sobre rotura; esto producto de una de la ausencia de una malla de perforación y distribución de cargas explosivas inadecuadas, el no contar con un alcance científico que nos permita optimizar la distribución de las energías producto de los explosivos. A raíz de todas esas falencias, y un nulo estudio de las características geomecánicas en las labores, los perforistas aplican sus conocimientos empíricos y criterio personal, con la idea que su disparo obtenga resultados que ellos desean y consideren adecuados, sin importar el costo que estos conlleven, afectando la rentabilidad de la unidad, la productividad deseada y afectando además a la seguridad de la labor, lo que hace que la empresa tenga pérdidas considerables que si no son controladas a tiempo pueden acarrear problemas económicos significativos a corto y largo plazo.

1.1.1 Problema General

¿Cómo implementar una malla de perforación y voladura aplicando el método de áreas de influencia para la reducción de costos en una unidad minera en el distrito de Yarabamba – Arequipa?

1.1.2 Problemas Específicos

- ¿Cuáles son las condiciones geomecánicas del macizo rocoso de las labores mineras base del estudio?
- ¿Qué variables se necesitan involucrar para un adecuado diseño para perforación y voladura?
- ¿Cómo reducir el factor de carga en función de características geomecánicas y el uso del modelo matemático de área de influencia?

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivos Principal

Implementar una malla de perforación y voladura aplicando el método de áreas de influencia, para la reducción de costos en una unidad minera en el distrito de Yarabamba – Arequipa.

1.2.2 Objetivos Secundarios

- Determinar las condiciones geomecánicas del macizo rocoso de las labores mineras base del estudio.
- Determinar las variables necesarias para un adecuado diseño para perforación y voladura.
- Reducir el factor de carga en función de características geomecánicas y el uso del modelo matemático de área de influencia.

1.3 Justificación

El proyecto queda justificado a raíz del inexistente trazo o diseño adecuado de la malla de perforación y voladura de labores realizadas y geo mecánicamente inestables; se buscará lograr una disminución en el uso de accesorios de voladura y mayor avance por disparo con el diseño e implementación de una malla de voladura adecuada, considerando otros parámetros que hasta el momento fueron ignorados, y así lograr mejores resultados tanto económicos como de seguridad.

Adicionalmente a ello, los resultados que se obtengan van a servir de antecedente en la aplicación a labores cuyas condiciones y parámetros sean similares a los de la Unidad Minera objetivo de estudio.

1.3.1 Justificación Social

El presente trabajo de investigación tiene justificación social, pues brinda un ambiente de mayor seguridad y agiliza la realización de actividades para el personal de operaciones de la Unidad Minera de Estudio.

1.3.2 Justificación Técnica

El presente trabajo se justifica técnicamente, pues en el tema de aplicación operativa, a raíz de estudio de parámetros y cálculos detallados de perforación y voladura, correcto carguío de taladros y adecuada distribución de los mismos para la obtención de resultados esperados según los cálculos realizados.

Además de ello, los resultados obtenidos en la presente investigación, servirán como referentes técnicos a otras empresas que presenten situaciones similares y busquen soluciones para los problemas con los que tengan que lidiar.

1.3.3 Justificación Económica

El presente trabajo presenta justificación económica, puesto que, en la Unidad Minera de Estudio, se logrará una mejora económica tras la aplicación de una mejora malla de perforación y voladura.

1.4 Hipótesis y descripción de variables

1.4.1 Hipótesis

- **Hipótesis General**

A través del método de áreas de influencia, se podrá implementar una malla de perforación y voladura para la reducción de costos en una unidad minera en el distrito de Yarabamba – Arequipa.

- **Hipótesis Específicas**

- Es posible determinar las condiciones geomecánicas del macizo rocoso de las labores mineras base del estudio.
- Es probable determinar qué variables se necesitan involucrar para un adecuado diseño para perforación y voladura.

- Es posible reducir el factor de carga en función de características geomecánicas y el uso del modelo matemático de área de influencia.

1.4.2 Variables

Las Variables que se van a tener en cuenta son:

- Variable Independiente

Macizo rocoso.

- Variable Dependiente

Diseño de malla aplicando modelo de influencia

- Operacionalización de Variables

Tabla 1.

Operacionalización de variables.

VARIABLES	DIMENSIÓN	INDICADORES
VARIABLE INDEPENDIENTE	Macizo Rocosos.	<ul style="list-style-type: none"> •Densidad. •Porosidad. •Cohesión. •Peso específico •Ángulo de fricción interna. •RQD (Rock Quality Designación). •RMR (Rock Mass Rating). •GSI (Geological Strength Index)
VARIABLE DEPENDIENTE	Diseño de malla aplicando modelo matemático de áreas de influencia.	<ul style="list-style-type: none"> •Acoplamiento •Longitud de Taladro •Longitud de carga •Diámetro de taladro •Densidad del explosivo •Resistencia compresiva •Diámetro del explosivo •Presión de detonación •Velocidad de detonación •Longitud del explosivo •Costos de perforación •Costos de explosivos •Costos de accesorios de voladura

Fuente. Elaboración propia.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del Problema

2.1.1 Antecedentes Internacionales

- Araya (Chile – 2018), en su investigación titulada “Evaluación del Método de Holmberg para diseñar túneles mineros”, con el objetivo de aplicar el Método Matemático de Roger Holmberg para el diseño de un frente de túnel, paso a paso, y analizando los resultados y parámetros importantes en un caso ficticio a raíz de diferentes casos presentados en el territorio de Chile. Siendo esta una investigación teórica – explicativa, en la que finalmente se concluye que para la obtención de un diseño de malla ideal no depende sólo del método matemático, si bien es muy importante aplicarla correctamente, además de tiene que tener en cuenta el criterio para que los resultados obtenidos sean razonables para cada situación y tener en cuenta la reducción en el mayor grado posible del error humano inherente a todas las actividades realizadas.
- Quinga (Ecuador – 2016), en su investigación titulada “Elección de un diseño de Explotación adecuado para la veta Yucal – Chirimoyo en el Cantón Cotacachi en Imbabura”, con el objetivo de seleccionar un método adecuado para la explotación de la veta Yucal – Chirimoyo, diseñando esquemas de perforación y voladura adecuados en función de ensayos e información geomecánica que se obtenga en campo. Siendo esta una investigación descriptiva, transversal y prospectiva, se concluyó finalmente que el método aplicado para la explotación de la veta es el de arranque y almacenamiento temporal, o también llamado Shrinkage Stopping, pues va de acuerdo a las estructuras mineralógicas presentes y una proyección de 70 TMD, basados en la malla de perforación y los explosivos propuestos durante la investigación.

2.1.2 Antecedentes Nacionales

- Choque (Perú - 2019), en su investigación titulada “Aplicación del Modelo Matemático de Langefors para mejorar los parámetros de perforación y voladura en taladros largos”, con el objetivo de evaluar el nivel de mejora que brinda la aplicación del modelo matemático de Langefors al diseño de una malla de perforación y Voladura en la Unidad Minera Yauliyacu. Siendo una investigación experimental, en la que finalmente se concluye que la aplicación del modelo matemático optimiza significativamente el diseño de mallas de perforación y voladura en la Unidad Minera Yauliyacu, gracias a la consideración de parámetros como el factor de fijación e inclinación. Logró la reducción de un 19% de dilución y aumentó la recuperación un 14%.
- Rodríguez (Perú – 2017), en su investigación titulada “Uso del Modelo Matemático de Área de Influencia para el desarrollo del crucero 934 de la Unidad Minera Atacocha”, con el objetivo de mejorar los resultados producto de las voladuras desarrolladas en la unidad minera de Atacocha S.A. Siendo esta una investigación experimental, en la que finalmente se concluye que gracias al modelo matemático de área de influencia se determinó una malla óptima para una sección de 4.5m x 4.0m disminuyendo en un 8% el área de la sección programada e incrementando un 15% la valorización del avance de la labor.

2.1.3 Antecedentes Locales

- Chambi (Arequipa – 2019), dentro de su investigación titulada “Análisis y optimización de la perforación y voladura para el diseño de estándares técnicos para mejorar utilidades en la mina Tambomayo”, con el objetivo de mejorar resultados y economizar costos en la perforación y voladura del desarrollo de actividades en la Unidad Minera Tambomayo, siendo esta una investigación de tipo explicativo y descriptivo, se concluye que una correcta malla de perforación reduce los costos significativamente en las operaciones minera, en el caso se redujo el costo 17.79 \$/m.
- Barriga (Arequipa - 2015), en su investigación titulada “Implementación de una malla de perforación en busca de la optimización de voladura en la CIA. Minera Castrovirreyna”, con el objetivo de evaluar cuán eficaz es una malla de perforación diseñada con las características geomecánicas de la zona, siendo esta una investigación de tipo transaccional, se concluye que con un buen

diseño de malla se reducen los precios unitarios, consumos de explosivos y accesorios de voladura, procurando así un mayor ingreso para la CIA. Minera.

2.2 Bases Teóricas

2.2.1 Historia de los Explosivos

Según Mendoza (2014), los explosivos son usados en la minería desde el siglo XVII. Al principio se utilizaba la pólvora negra. Posteriormente, en 1865, Alfred Nobel inventó la dinamita, en base a la nitroglicerina. Al año siguiente entran al mercado las dinamitas gelatinosas, los cuáles eran mucho más energéticos que la pólvora y tenían mayor variedad en su utilización, esto debido a que estos explosivos no tienen la necesidad de ser confinados para la obtención de buenos resultados.

Desde mediados del siglo XX, tras varios estudios y mejoras en el manejo, la dinamita se volvió el motor principal de la industria de explosivos.

Los explosivos pueden servir bastante en mina a tajo abierto como en mina subterránea, con debidos cuidados y un estricto control, tanto para su transporte como para su almacenamiento.

Mendoza (2014), los explosivos que fueron más usados para la voladura, son aquellos que se mezclan con sólidos y líquidos, debido a su rápida descomposición, cuyo resultado viene a ser una gran cantidad de gas. Existen explosivos cuya descomposición es más lenta y es por ello que se llaman explosivos bajos, realizando una combustión en vez de explosión, llamado deflagrantes, por el contrario, los explosivos altos toman el nombre de detonantes.

García Bastante (s.f.). Teniendo en comparación a la dinamita y la pólvora negra, se tuvo que la pólvora negra presento una velocidad de detonación menor que la dinamita, haciendo a la dinamita mucho más efectiva para la fragmentación de la roca.

- **Pólvora negra**

Conocido como un explosivo de tipo deflagrante, compuesto por azufre, carbón y nitrato de potasio; su procedimiento comienza con la quema progresiva en un periodo relativo, poseen una descomposición instantánea, presenta una acción de empuje el cual ocasiona que se fragmenten los materiales grandes. Una de sus ventajas es que se puede regularizar o controlar su avance.



Figura 1. Pólvora Negra
Fuente: Fundación Legado de las Cortes (2017)

- **Dinamita**

Caracterizado por ser explosivos violentos que llegan a detonar, con una velocidad relativamente rápida. Como tipos de dinamitas se tienen variedad las cuales difieren entre sí debido a sus propiedades y éstas se clasifican según sus cualidades como son la potencia, la velocidad, resistencia a la humedad, su densidad, temperatura y el volumen que presentará la flama. El cartucho y el papel que presenta la dinamita presentan un papel importante en la producción de gases.



Figura 2. Dinamita
Fuente: Metal 16 (2010)

2.2.2 Explosivos Industriales

Los explosivos de seguridad deben pasar por estudios debido a la presión atmosférica, si se habla de minas subterráneas se tiene que los explosivos se clasifican de diferentes categorías:

- Primera categoría: aquella en la que no existe ningún tipo de gas inflamable.
- Segunda categoría: en dicha categoría se encuentra presente en proporciones mínimas el grisú, o en otros términos, mínima cantidad de gases inflamables.
- Tercera categoría: El grisú que contiene viene a estar presente considerablemente.
- Cuarta categoría: Se desprende cantidades considerables de gases inflamables.

Los explosivos llegan a desarrollarse de manera más íntegra a fines del siglo XIX, ya que en dicha época se empleaba en las mineras de carbón las pólvoras.

Explosivos con aditivos inhibidores: para dicho explosivo se añade un aditivo cuya función es la de inhibir los gases inflamantes, mientras más se le añada el aditivo, mayor será la seguridad que presente el explosivo, pero con ello se minimiza la característica explosiva.

Los explosivos que presentan un intercambio iónico, forman un par compuesto, que generan una reacción en el momento de la detonación. La energía que se aporta viene a estar dada en dos fases, la primera es la detonación por el sensibilizador, mientras que la segunda detonación es por la reacción que se presenta en el par salino, lo cual genera el inhibidor mientras que se descompone el nitrato amónico al momento de la detonación.

2.2.3 Perforación

Según López (2000), se define a la perforación como la actividad dentro del proceso de voladura, la cual tiene como objetivo la formación de huecos cilíndricos dentro del macizo rocoso para que puedan albergar al explosivo y accesorios para la voladura, estos huecos son denominados taladros, barrenos, hoyos o blast holes dentro del proceso.

La realización correcta del proceso de perforación, sirve para conseguir un confinamiento adecuado y así aprovechar al máximo la energía del explosivo para la rotura del macizo rocoso.

La perforación debe tener en consideración información esencial para realizar un informe de perforación, el cual debe seguir los siguientes datos:

- Ubicación geográfica
- Autoridad de la jurisdicción
- Suministros de agua, fuentes.
- Análisis del impacto en las zonas

- Retrospección de las consecuencias en las áreas aledañas
- Un diseño preliminar de lo que será el proyecto

Según el Tiempo Minero (2019) existen tipos de perforación.

2.2.3.1 Tipos de perforación

- **Perforación manual:**

Se realiza mediante el uso de barrenos, cuya finalidad es la extracción de manera sencilla, dicho barreno viene a ser utilizado con el soporte de un ayudante, mientras que otro individuo golpea dicho barreno con la ayuda de una comba haciendo girar hasta cierto ángulo para dar comienzo al proceso de perforación.

- **Perforación neumática**

Realizada de manera convencional, en la cual se emplea la energía que se produce por el aire comprimido para la realización de huecos "Holes". Mientras se vaya dando golpes al barreno se llega fracturando la roca poco a poco.

- **Perforación Eléctrica**

Realizado con la ayuda de un generador eléctrico que es conectado con una perforadora y éste con un barreno de forma helicoidal, el cual brinda un trabajo de taladros con una profundidad de hasta casi 1 metro de longitud, la dificultad viene a estar presente en el sostenimiento de dicha perforadora porque debe estar en una posición fija para lograr la perforación.

- **Perforación hidráulica**

Este tipo de perforación viene a estar clasificada como una perforación altamente sofisticada, debido al uso de personal robotizado, con una capacidad para avanzar y perforar. Hacen uso de la energía hidráulica en sus transmisiones, logrando controlar la fuerza y los movimientos que se realicen para la perforación. Este tipo de manipulación se realiza con un tablero computarizado y un software de perforación en específico.

2.2.3.2 Malla de perforación

Según EXSA (2009), una malla de perforación es la distribución de taladros en el frente de avance para una adecuada distribución de la energía del explosivo, para una buena fragmentación del macizo rocoso.

El diseño de mallas tiene que tomar en cuenta muchos factores:

- Equipo usado en la perforación.
- Tipo de roca.
- Tiempos para la realización de la tarea.
- Material de sostenimiento.
- Ventilación de la mina.

En macizos rocosos competentes las labores con un área menor a 100 m² las excavaciones con perforación y voladura se realizan a un solo paso, en donde el macizo rocoso no es tan competente para confiarse en el auto sostenimiento, se utiliza la excavación por fases, o también cuando la sección resulta ser demasiado grande para los equipos disponibles

Se tiene que un disparo simultaneo viene a ser el momento en que los taladros llegan a realizar disparo juntos, su objetivo viene a ser ampliar las caras libres, es por ello que se usa en sistemas de trabajo en mina.

Según Lujan (2017), la cara libre viene a ser aquel lugar en el que se desplaza el material al momento de ser disparado, esto ocurre debido a la acción de los explosivos; por lo general se tiene una cara libre de frente pero se necesita aperturar otra cara libre, es por ello que se realizan los disparos.

Lo que se obtiene de realizar este trazo, es la reducción de gastos así como la minimización de unidades de explosivos, lograr un avance considerable y óptimo, que la labor sea de manera uniforme y lograr fijar el orden de los taladros así como su salida

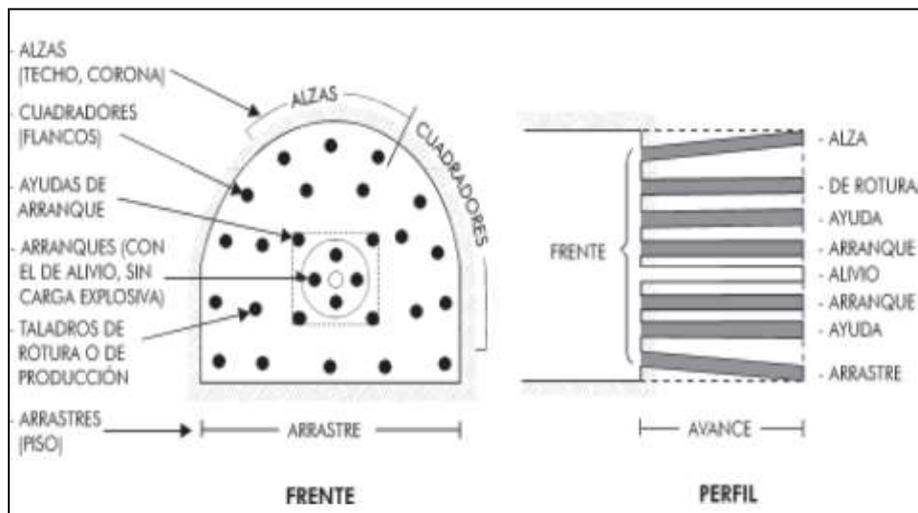


Figura 3. Denominación de Taladros
Fuente: Manual de EXSA

El corte o arranque viene a ser aquella abertura presente en el frente, el cual se dio lugar gracias a los taladros que se ubican al centro del trazo; tiene como función principal el realizar un corte para dar lugar a la cara libre, para que con ello los demás taladros puedan realizar más de una cara libre, mejorando de tal manera la ergonomía como la cantidad de taladros y de explosivos.

Tipo de corte:

- Cortes angulares
- Cortes paralelos
- Cortes combinados

Lujan (2017) indica que los cortes angulares son llamados de esa manera debido que los taladros realizan un ángulo al momento de perforar, y con ello logren una formación de cono con una profundidad regular la cual depende del terreno. Entre los cortes angulares se tienen los cortes en forma de “v” y los corte en forma de pirámide.

Los cortes paralelos involucran la utilidad de más de tres taladros de manera horizontal, los cuales deben ser paralelos tanto entre sí como con el eje de la galería, la distancia entre ellos dependerá de la dureza del terreno, mientras el terreno sea más duro la distancia entre los taladros deberá de ser menor.

Según los cortes en paralelo presentan los diferentes tipos de corte que son:

- El corte quemado, el cual involucra la perforación con todos los taladros en paralelo y presentando un diámetro igual, no todos los taladros deberán de estar cargados necesariamente, esto se realiza con el fin de expandir la roca.

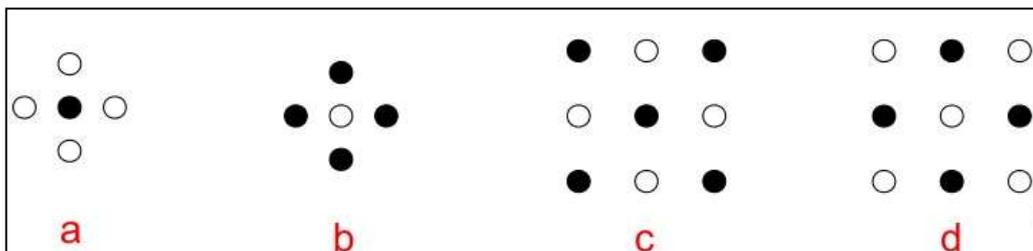


Figura 4. Tipos de Arranque

Fuente: Manual de EXSA

- El corte quemado presenta ventajas como la alta efectividad en los terrenos que poseen una alta dureza, y el avance es promedio; pero como una de sus desventajas que presenta es el déficit que presenta al realizar las perforaciones tan cerca, la cantidad de explosivos a usar vienen a ser una cantidad mayor que los que se requieren en un corte angular.

- Cortes cilíndricos, es en la actualidad el más empleado en minería subterránea debido que emplea taladros de alivio cuyo diámetro es mayor a las 3", esto se realiza con el objetivo que obtener una mejor cara libre, la eficiencia respecto al avance es considerable.

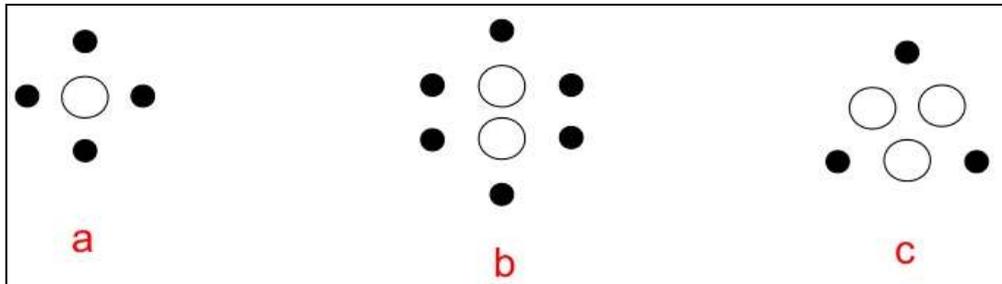


Figura 5. Modelos de Arranque
Fuente: Manual de EXSA

El avance que presenta este tipo de corte es bueno, además de su efectividad en los terrenos duros; en cuanto al tiempo de perforación, requiere de un tiempo mayor al promedio, pero los resultados son los esperados.

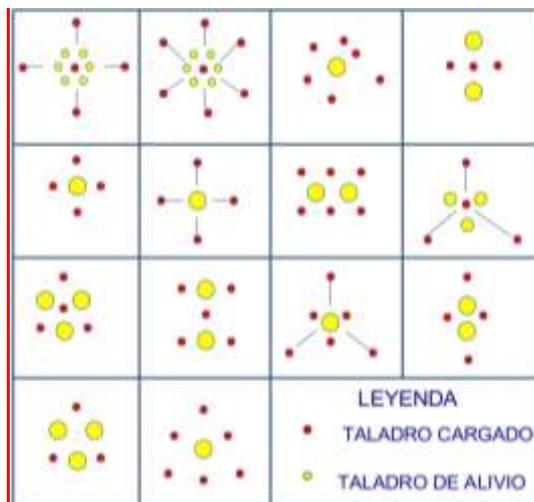


Figura 6. Modelos de Arranque - II
Fuente: Manual de EXSA

2.2.4 Voladura

Según Romero (2016), se entiende como voladura al conjunto de técnicas empleadas para la fragmentación del macizo rocoso, a través de explosivos, ya sean en minas subterráneas o en minas a tajo abierto.

Los sistemas de iniciación de voladura son conocidos como los detonadores, los cuales se pueden emplear en tajo abierto así como en socavón; esto con la finalidad de lograr el inicio en el barreno, el cual viene a ser el cartucho que llega a comenzar con la explosión.

La elección de detonadores depende de las necesidades del entorno y el cómo se empleará en las conexiones. Se tienen diferentes tipos de detonadores como los siguientes:

- Detonadores ordinarios

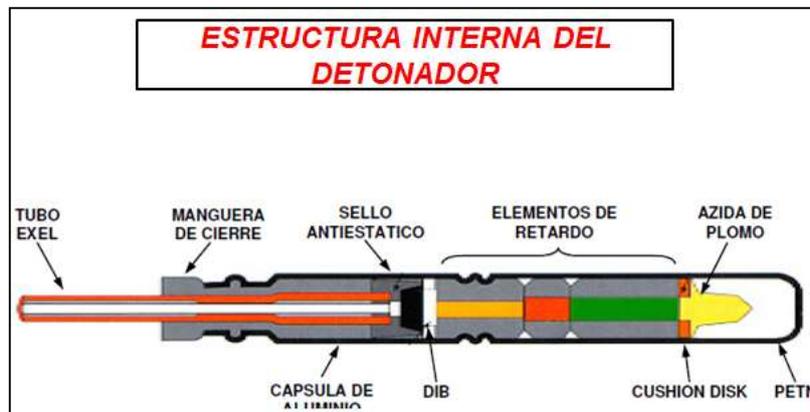


Figura 7. Estructura Interna del Detonador
Fuente: FAMESA (2017)

- Eléctricos:
 - Los detonadores que presentan la característica eléctrica, vienen a ser aquellos que son activados de dicha manera, caracterizado por ser confiable, permitiendo una correcta elaboración de la voladura y brindando resultados apropiados.
 - El funcionamiento de un detonador eléctrico involucra el paso de corriente por los hilos, los cuales llegan a través de una resistencia de cerilla, dicho paso se realiza con una intensidad que ocasiona un calentamiento ocasionando la elevación de la temperatura.
 - Los detonadores que poseen el tiempo, se caracterizan porque dicha cerilla ocasiona la inflamación de un retardo dando tiempo de combustión para el alcance de la carga.
 - En el caso de los detonadores instantáneos ocasionan que la cerilla detone la carga primaria y con ella la secundaria.

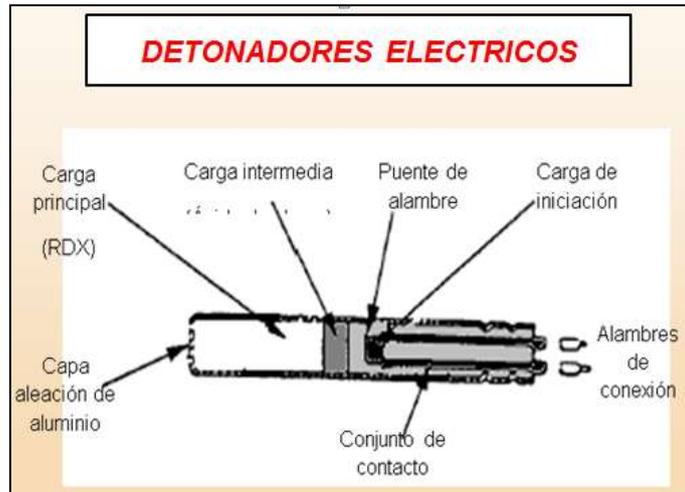


Figura 8. Detonadores Eléctricos.
Fuente: FAMESA (2017)

- No eléctricos

Su funcionamiento viene a darse al choque de ondas las cuales inician la detonación. Dicha onda no llega a influir en la columna del detonador, lo cual lo beneficia al permitir la iniciación del mismo en el fondo, debido que el reactivo viene a ser de mínima cantidad.



Figura 9. Detonador No Eléctrico.
Fuente: FAMESA (2017).

- Electrónico

Dichos detonadores involucran cierto retardo aplicado con un microchip, hacen uso de la energía que se almacena en los condensadores ya sea uno o varios de ellos, el

retardo lo consiguen electrónicamente, a comparación con lo eléctricos y no eléctricos que lo tienen de manera pirotécnica.

Los detonadores poseen un microchip, el cual está registrado con su propio número de serie, poseen una programación individual, los cuales lograr hacer las detonaciones secuencialmente desde los 0 a 25 segundos de diferencia, si llegase la situación que algunos de dichos detonadores no presenten código escaneado, éstos llegan a detonarse una vez finalizado todos los demás, con el objetivo que se eliminen todos los riesgos de detonar en medio de escombros.

Son detonadores de una elevada precisión, capaz de programar la detonación con el retardo que se requiera, solo se da inicio a la respuesta eléctrica previamente codificada, su conexión es de fácil manipulación.

Su versatilidad se presenta al momento de modificar los retardos tantas veces como se crea conveniente y los resultados de la voladura son los mejores en comparación de otros.

El inconveniente serio en el personal que lo manipula, debido que dicho personal deberá de estar previamente capacitado para dicha labor.

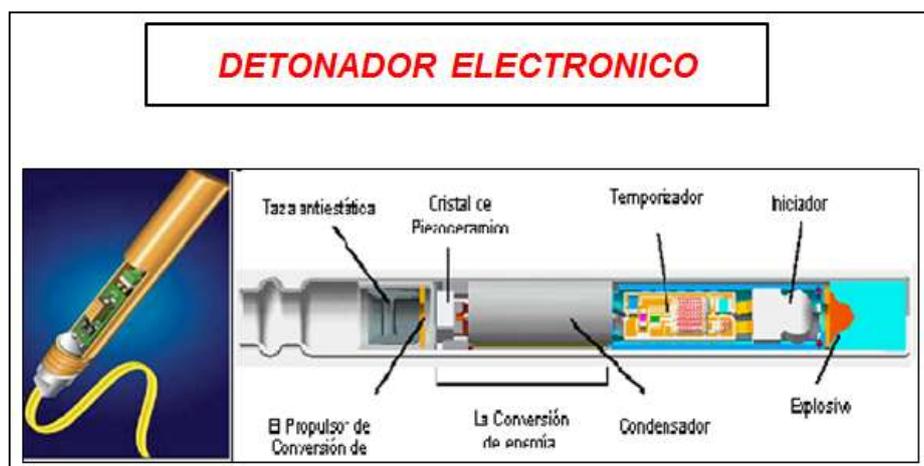


Figura 10. Detonador Electrónico
Fuente: FAMESA (2017)

2.2.4.1 Factores a considerar en el diseño de voladura

Según Bernaola, Castilla y Herrera (2013) la voladura consiste en la aplicación de las diferentes técnicas que están basadas en el cálculo de aquellas medidas que son heterogéneas, las cuales se pueden obtener con el desarrollo de los métodos de explotación; lo importante es lograr conocer si la voladura llega a ser óptima, lo cual se

puede deducir siempre y cuando los resultados de dicha voladura conlleven a la afirmación de los objetivos que han sido planteados.

El objetivo de una voladura es la fragmentación del material así como el desplazamiento sin afectar diferentes elementos que no tienen que ver en la voladura.

Para que se logre el objetivo se consideran fundamentaciones claves que ayudan con el control y el diseño, los cuales podemos decir que ayudan los siguientes:

- La cantidad de energía para cada caso que se desea.
- La adecuada distribución de dicha energía, en donde un producto implica una transformación de la energía de manera química así como mecánica, de este modo se puede dar lugar a una fragmentación no adecuada si se realiza una mala distribución.
- La energía confinada, para lo cual los gases que llegasen a generarse se acumulen en los barrenos y de ese modo no se llegue a perder energía.

Se tiene también que existen factores geométricos los cuales están relacionados con la explotación directa. Entre los que se tiene a los siguientes:

- Diámetro que presenta el barreno.
- La altura del banco.
- La inclinación del barreno.
- La cantidad de barrenos.
- La longitud de los barrenos.
- Su distribución.

Bernaola, Castilla y Herrera (2013), los factores que influye conformado por la roca, vienen a ser la macisidad de la roca entre los que se tienen parámetros para su control y lograr un rendimiento óptimo en la voladura. Dichos factores influyentes son:

- Resistencia de la roca.
- Dureza de la roca.
- Sismicidad.

Los explosivos también presentan factores que llegan a ser perjudiciales si no se tiene un buen control, dichos factores inherentes que presentan son:

- Densidad.
- Presión.
- Potencia.
- Carga de explosivo.
- Velocidad.
- Secuencia de la voladura.

2.2.4.2 Influencia que presenta el ángulo de Perforación en la voladura:

Bernaola, Castilla y Herrera (2013), los diferentes diseños de la voladura que se realizan a tajo abierto, son generalmente realizados por barrenos verticales o también barrenos inclinados.

Ambas opciones de barrenos presentan inconvenientes, los barrenos deben ser ubicados en paralelo, con la voladura de frente, de tal modo que presentará un ángulo de inclinación que asegure su estabilidad, la carga que está disponible en los barrenos llega a favorecer de tal manera que la energía es acumulada y bien empleada, no llega a perder ningún tipo de vibraciones.

El uso de una malla amplia ayuda a minimizar el gasto de la energía del explosivo, como desventaja de dicha inclinación se tiene que aumentar el consumo de fungibles en la perforación y dificulta la alineación que deberían presentar los barrenos.

2.2.4.3 Secuencia de Encendido

- Bernaola, Castilla y Herrera (2013), una secuencia de encendido presenta variaciones con el tiempo que existe en la detonación de los barrenos, el volumen de voladura y con el movimiento de la pila.
- Una secuencia de encendido es fundamental porque ayuda a elevar la fragmentación, así como el desplazamiento que presentará la roca de acuerdo con las operaciones posteriores a las que será tratada
- A su vez, ayuda a disminuir las vibraciones, en su gran mayoría la secuencia garantiza que todos los barrenos en el momento que entran a detonar, ubican su cara libre en su frente ya sea original o creada por un barreno previamente detonado.

Al momento de hacer uso de los barrenos paralelos, las primeras cargas vienen a ser las más próximas, el tiempo de retardo de los barrenos se estima por el tiempo de expulsión completa de la roca.

La norma llega a distinguir tipos de rocas dependiendo su velocidad de ondas que transmiten.

2.2.5 Macizo Rocos

Según Chura (2016), se define al macizo rocoso como el conjunto de la matriz rocosa y discontinuidades.

Esta se presenta en forma heterogénea, presentando usualmente un comportamiento discontinuo y anisotrópico, producto de la propia naturaleza por la

frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad, lo que condicionará su comportamiento geomecánico e hidráulico.

La caracterización del macizo rocoso se entiende como la descripción de forma cualitativa y cuantitativa del mismo, que ayuden a determinar y conocer sus propiedades físicas y mecánicas, como:

- Porosidad.
- Densidad.
- Alteración.
- Alterabilidad.
- Composición Mineralógica.
- Sensibilidad.
- Deformación.
- Resistencia.

	Propiedades	Métodos de determinación
Propiedades de identificación (propiedades físicas)	Composición mineralógico	Descripción visual
	Fábrica y textura	Microscopía óptica y electrónica
	Tamaño de grano	Difracción de rayos X
	Color	
	Porosidad	Técnicas de laboratorio
	Peso específico	
	Humedad	
	Permeabilidad	Ensayo de permeabilidad
Alterabilidad	Ensayo de alterabilidad	
Propiedades mecánicas	Resistencia a compresión simple	Ensayo de compresión simple
		Ensayo de carga puntual
		Martillo de Schmidt
	Resistencia a la tracción	Ensayo de tracción directa
		Ensayo de tracción indirecta
	Velocidad de ondas sínicas	Medida de ondas elásticas
	Resistencias parámetros (c y ϕ)	Ensayo de compresión triaxial
Deformabilidad (módulos de deformación, elástica, estático o dinámica E, ν)	Ensayo de compresión uniaxial Ensayo de velocidad sínica	

Figura 11. Cuadro para determinar las diferentes propiedades mecánicas y físicas de la roca.

Fuente: González (2002).

2.2.6 Resistencia de la Roca

Según Rijalba (2018), el comportamiento mecánico de rocas está interpretado en función de su deformabilidad y la resistencia (entendida como el esfuerzo que es capaz

de soportar la roca para deformaciones determinadas), por ejemplo, para la compresión uniaxial, que capacidad máxima puede soportar.

2.2.7 Índice de Calidad de la Roca – RQD

Propuesto por Deer (1996), es un estudio cuantitativo de la calidad del macizo rocoso, y se define como el porcentaje de núcleos o testigos mayores a 100 mm. que se recuperan en fragmentos del barreno de una perforadora diamantina. El valor de los testigos como producto de la exploración es el siguiente:

$$RQD = \frac{\sum \text{Long.de.testigos} > 10\text{cm.} \times 100}{\text{Longitud Perforada}}$$

Otra forma de calcular el RQD es en función de fracturas presentes por metro lineal.

$$RQD = 100 \cdot \varepsilon^{-0.1 \cdot \lambda} \cdot (0.1 \cdot \lambda + 1)$$

Y otra forma es en función de la cantidad de fracturas presentes por metro cúbico.

$$RQD = 115 - 3.5 \cdot J_v$$

2.2.8 Clasificación Geomecánica

Según Yance (2013), la clasificación del macizo rocoso se realiza con fines de obtención de parámetros necesarios para poder trabajarlos en diseños y proyectos de ingeniería.

Los principales métodos de clasificación geomecánica son:

Q de Barton

Método de clasificación geomecánica desarrollada por Lien, Lunde y Barton en 1974, el cual estima parámetros geotécnicos del macizo rocoso para el diseño de túneles.

La fórmula para el cálculo de este valor es el siguiente:

$$Q = \frac{RQD * J_r * J_w}{J_n * J_a * SRF}$$

Donde:

- J_n = índice de diaclasada, o grado de fracturación del macizo rocoso.
- J_r = índice de Rugosidad de las discontinuidades.

- J_w = Coeficiente Reductor por la presencia de agua.
- J_a = índice de alteración de discontinuidades.
- SRF = Coeficiente que considera el estado tensorial del macizo rocoso.

Según Bieniawski R. (2013), existen diferentes tipos de rocas, las cuales se clasifican dependiendo sus propiedades físicas, químicas y sus características.

Los macizos rocosos son definidos como un conjunto de bloques irregulares los cuales están unidos y a su vez separados por las diferentes discontinuidades que son como fallas fracturas, debido a ello la Geomecánica de los macizos viene a ser compleja.

Para lograr un diseño que sostenga los terrenos viene a ser fundamental por los diferentes diseños estructurales.

Los materiales que se emplean llegan a ser variados, existe una limitación grave por la que se proporciona información de las diferentes investigaciones geológicas que se realizan.

Las aberturas que se presentan dependen de los cambios naturales, así como influye la filtración del agua el cual influye en dichas variaciones.

Una clasificación geomecánica es ayudada por tres sistemas diferentes que son conocidos:

- RQD Designación de la calidad de roca.
- RMR Clasificación de la masa rocosa.
- Q Índice de calidad del túnel.

Los terrenos también se pueden clasificar de la siguiente manera:

- Terreno fracturado o alterado.
- Terreno laminado por estratos.
- Terreno masivo o duro.

Las variables en una roca y sus condiciones llegan a presentar variaciones por la galería, así como su sistema desarrollado para situaciones simples o flexibles.

Tabla 2.

Valores de la Q de Barton

0.001 – 0.01	Roca Excepcionalmente mala
0.01 – 0.1	Roca Extremadamente mala
0.1 – 1	Roca Muy Mala
1 – 4	Roca Mala

4 – 10	Roca Media
10 – 40	Roca Buena
40 – 100	Roca Muy Buena
100 – 1000	Roca Extremadamente buena

Fuente. Lien, Lunde y Barton (1974).

Clasificación RMR Bieniawski (Rock Mass Rating)

Este método de clasificación fue desarrollado por Bieniawski en 1973, y ha tenido actualizaciones en los años de 1979 y 1989.

Esta clasificación relaciona índices de calidad con otros parámetros geotécnicos del macizo, excavación y sostenimiento de túneles:

Resistencia Uniaxial de la matriz rocosa:

- RQD de la roca.
- Condiciones hidrogeológicas.
- Espacio entre discontinuidades.
- Condiciones de discontinuidades.
- Orientación de discontinuidades en función de la orientación de la labor.

Con las puntuaciones de esos cinco parámetros geomecánicos, brindarán un valor numérico y a este valor se le efectúan correcciones en función de la orientación de las discontinuidades y es así que se obtiene el valor final del RMR.

Además de ello, se puede establecer una relación entre la Q de Barton y el RMR:

MAPEO GEOMECÁNICO DE LA LABOR DE ESTUDIO CAJA TECHO Y CAJA PISO Y CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

En la siguiente figura se indica la zonificación geomecánica de la GAL 2026w, caja techo y caja piso además de la estructura mineralizada, de acuerdo con la clasificación geomecánica del RMR de bieniawski.



Figura 12. Zonificación geomecánica de la GAL 2060w
Fuente. Elaboración propia



Tabla 3.

Clasificación del RMR.

ZONAS- ESTRUCTURAS	LITOLOGIA	TIPO DE MACIZO ROCOSO	RANGO RMR	CALIDAD SEGÚN RMR
CAJA TECHO	Grano- diorita	II B	80-61	Buena B
CAJA PISO	Grano- diorita	II A	80-61	Buena A

NOTA: Clasificación geomecánica del RMR "Estudio Geomecánico para corte y relleno ascendente, por área de geomecánica de la unidad minera YARABAMBA.

2.2.9 Esquema de voladura

La voladura que se realiza en los frentes de avance, se caracteriza por el hecho de que originalmente no se encontraban ahí, y no cuenta con ninguna superficie libre, excepto la propia cara del frente.

La idea base de la ejecución consiste en crear un hueco o una cara libre con ayuda de los taladros de arranque, punto hacia el cual se dirige la energía del explosivo, punto hacia el cual se va a romper el macizo rocoso.

2.2.10 Teoría del modelo matemático de área de influencias

Este nuevo modelo matemático para el diseño de mallas de perforación y voladura, se basa en el cálculo de influencia que ejerce un taladro en el macizo rocoso. Para desarrollarlo se debe trabajar de la siguiente manera:

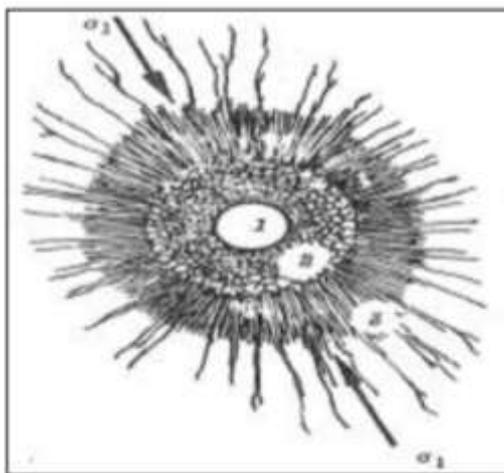


Figura 13. Esquema de área de influencia del taladro
Fuente: Churata (2013)

Dentro de la imagen, la zona 1 representa el diámetro del taladro, la zona 2 es la zona pulverizada por la detonación del explosivo y la zona 3 se entiende como el área de influencia del taladro tras efectuarse la voladura.

Lo que esta teoría se encarga de calcular es el espesor del macizo rocoso que será fracturada por el explosivo para luego demostrar el burden.

Donde el diferencial de la fuerza 2 (F2) trabaja en función de la presión de detonación, siendo el factor de carga (Fc) por el diferencial del área del DCL

$$dF_2 = P_0 D * F_c * dA$$

$$dF_2 = P_0 D_{Tal} * dA$$

Estando la diferencial del área en función de la longitud del taladro y del diferencial de arco que va a formar el diámetro del taladro.

$$dA = L_{Tal} * ds$$

Ahora bien, el diferencial de arco (ds) va en función de la diferencial de un ángulo α (d α) y del radio del explosivo.

$$ds = re * d\alpha$$

Ya determinadas todas las variables, se tiene la siguiente ecuación:

$$\int dF_2 = \int_0^\pi 2 * P_0 D_{Tal} * L_{Tal} * re * \sin \alpha d\alpha + \int_0^\pi 2 * P_0 D_{Tal} * L_{Tal} * re * \cos \alpha d\alpha$$

$$F_2 = 2 * P_0 D_{Tal} * L_{Tal} * re \dots (2)$$

a) FUERZA F1

Para la determinación de la Fuerza 1, esta fuerza va en función de la resistencia a la compresión de la roca (σ_r) expresada en el RQD, y el área de la rotura (A)

$$F_1 = \sigma_r * RQD * A$$

Teniendo que el Área del taladro es representado por la siguiente fórmula:

$$A = e * L_{Tal}$$

Así que se procede a reemplazar en la ecuación previa:

$$F_1 = \sigma_r * RQD * e * L_{Tal} \dots (3)$$

Teniendo ya las ecuaciones de las fuerza F1 y F2, se procede a reemplazar y combinar las ecuaciones (1),(2) y (3), teniendo lo siguiente:

$$2 * P_0 D_{Tal} * L_{Tal} * r = 2 * \sigma_r * RQD * L_{Tal}$$

$$e = \frac{P_0 D_{Tal} * r}{\sigma_r * RQD}$$

$$e = \frac{P_0 D_{Tal} * \emptyset}{2 * \sigma_r * RQD} \dots (4)$$

Ahora se tiene que determinar un burden para un factor de seguridad:

$$B_n = \frac{2e}{F_s} + \emptyset \dots (5)$$

y se tiene un burden nominal "Bn" para tener una fórmula general, por lo que reemplazamos la ecuación (4) en la ecuación (5) y se simplifica:

$$B_n = \emptyset * \left(\frac{P_0 D_{Tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

Ahora se aplica la fórmula del burden ideal "Bi"

$$B_i = B_n - D_p$$

Donde "Dp" es la desviación presente durante la perforación

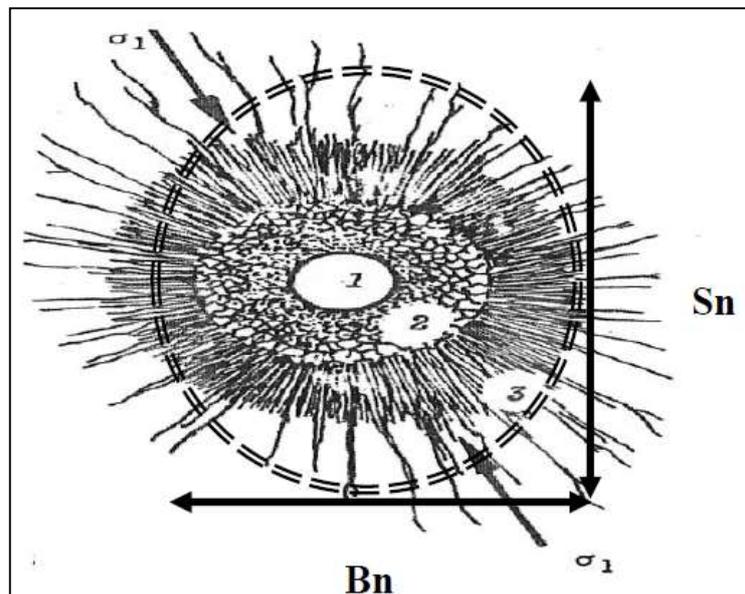


Figura 15. Inclusión de Resistencia de compresión al taladro
Fuente: Churata (2013)

Teniendo así:

- Bn = Burden Nominal (en metros).

- S_n = Espaciamiento Nominal (en metros).
- \emptyset = Diámetro del taladro.
- POD_{Tal} = Presión de Detonación (Kg/cm²).
- RQD = Índice de Calidad de la Roca.
- σ_r = Resistencia a la compresión de la roca.
- FS = Factor de Seguridad.

2.2.10.1 Diámetro del taladro

El diámetro del taladro depende la maquinaria a emplearse durante las operaciones, para este caso el diámetro del taladro es de 38 mm.

2.2.10.2 Presión de detonación del explosivo “pod”

Para el cálculo de la presión de detonación se usa la siguiente ecuación

$$P_{OD} = 0.2 * 10^{-5} * \delta * V_{OD}^2$$

- δ = Densidad del Explosivo
- VOD = Velocidad de Detonación

2.2.10.3 El Factor de Carguío “Fc”

El Factor de carga está en función del volumen del taladro y del volumen del explosivo que es colocado dentro del taladro. $F_c \leq 1$

$$F_c = \frac{V_C}{V_{Tal}} = \frac{\pi * \emptyset_e^2 * L_e * N^{\circ} \text{ de cartuchos}}{\pi * \emptyset_{tal}^2 * L_{Tal}}$$

$$F_c = \frac{\emptyset_e^2 * L_e * N^{\circ} \text{ de cartuchos}}{\emptyset_{tal}^2 * L_{tal}}$$

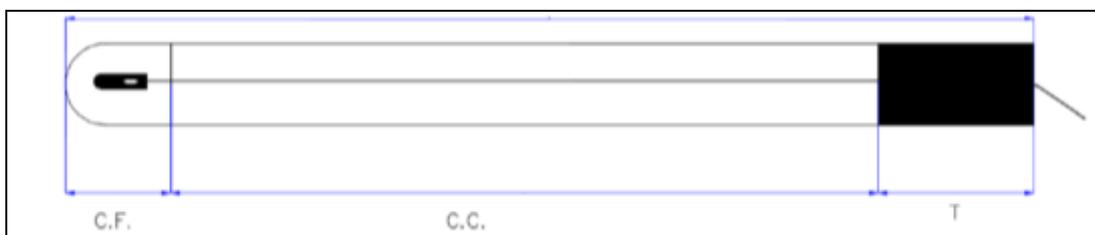


Figura 16. Diagrama de Taladro cargado

Fuente: Churata (2013)

Donde:

- CF = Carga de Fondo.

- CC = Columna de Carga.
- T = Taco.

2.2.10.4 Acoplamiento del explosivo

El acoplamiento del explosivo se realiza en función del diámetro del explosivo “ \varnothing_e ” y del diámetro del taladro, siendo que:

$$A_e \leq 1$$

$$A_e = \frac{\varnothing_e}{\varnothing_{tal}}$$

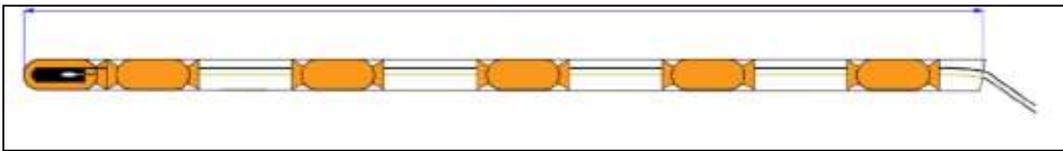


Figura 17. Diagrama de taladro de contorno con carga desacoplada
Fuente: Churata (2013)

2.2.10.5 Longitud de Carga Explosiva

Para el análisis de la longitud de carga del explosivo, va en función del diámetro del explosivo “ \varnothing_e ”, de la longitud del explosivo “ L_e ”, del nivel de acoplamiento de los cartuchos y, por supuesto del número de cartuchos.

Partiendo de la base que la Longitud de carga debe ser menor o igual a las tres cuartas partes de la longitud del taladro, se procede a determinar el volumen del explosivo a utilizarse, pero sin el confinamiento:

$$V_e = \frac{\pi * \varnothing_e^2}{4} * L_e * N^o \text{ de cartuchos por taladro ... (1)}$$

En donde:

V_e = Volumen del explosivo.

\varnothing_e = Diámetro del explosivo.

L_e = Longitud del explosivo.

Para continuar con el desarrollo, antes se debe de calcular el volumen del explosivo dentro del taladro con las siguientes fórmulas:

$$V_e = \pi * \frac{\varnothing_{Ae}^2}{4} * L_C \text{ ... (2)}$$

$$\varnothing_e = Ae * \varnothing_{tal} \text{ ... (3)}$$

Donde:

\varnothing_{Ae} = Diámetro de acoplamiento del explosivo.

\varnothing_{tal} = Diámetro del taladro.

LC = Longitud de Carga.

Ae = Acoplamiento del explosivo.

Así que reemplazamos en la ecuación, usando las ecuaciones (2) y (3) en la ecuación (1), para poder determinar la Longitud de Carga "LC".

$$\pi * \frac{\varnothing_{Ae}^2}{4} * L_C = \frac{\pi * \varnothing_e^2}{4} * L_e * N^o \text{ de cartuchos}$$

$$L_C = \frac{\varnothing_e^2}{\varnothing_{Ae}^2} * L_e * N^o \text{ de cartuchos}$$

$$L_C = \left(\frac{\varnothing_e}{\varnothing_{Ae}} \right)^2 * L_e * N^o \text{ de cartuchos}$$

2.2.10.6 Longitud del taladro

Para la determinación de la longitud del taladro, en minería subterránea, se necesita saber la longitud del barreno y determinar la eficiencia de la perforación. Dicho esto, la fórmula de la longitud del taladro es la siguiente:

$$L_{tal} = L_b * E_p$$

Para la perforación en actividades mineras subterráneas se usa la siguiente relación matemática para establecer la máxima longitud del taladro:

$$L_{tal} \leq \sqrt{A_s}$$

En donde:

AS = Área de la sección o del frente.

2.2.10.7 Presión de detonación del taladro

Para la determinación de la presión de detonación del taladro, se realiza por el análisis de la siguiente figura:

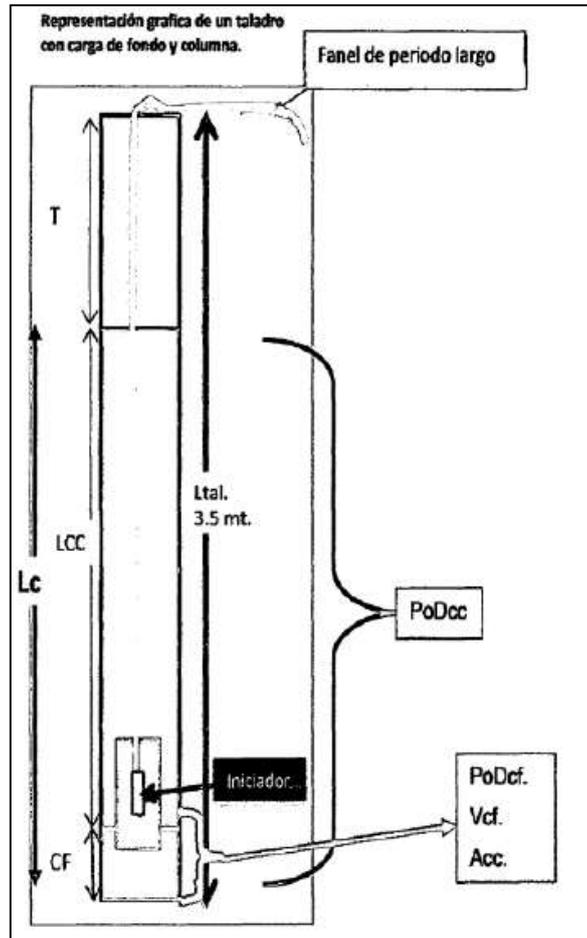


Figura 18. Taladro con Carga-II
Fuente: Churata (2013)

Las variables de la imagen son las siguientes:

- T = Taco.
- \emptyset = Diámetro del taladro.
- Lc = Longitud de la carga.
- Lcc = Longitud de carga en columna.
- PODCC = Presión de detonación de columna.
- VCC = Volumen de carga de columna.
- \emptyset CC = Diámetro de Carga Columna.
- δ CC = Densidad de Carga de Columna.
- ACC = Acoplamiento de Carga.
- LCF = Longitud de la Carga de Fondo.
- PODCF = Presión de detonación de la Carga de Fondo.
- VCF = Volumen de carga de fondo.

- \varnothing_{CF} = Diámetro de carga de fondo.
- δ_{CF} = Densidad de carga de fondo.
- ACC = Acoplamiento de carga de fondo.

2.2.10.8 Determinación del taco mínimo “tmin”

Para la determinación del taco mínimo, realizamos el análisis de la siguiente figura:

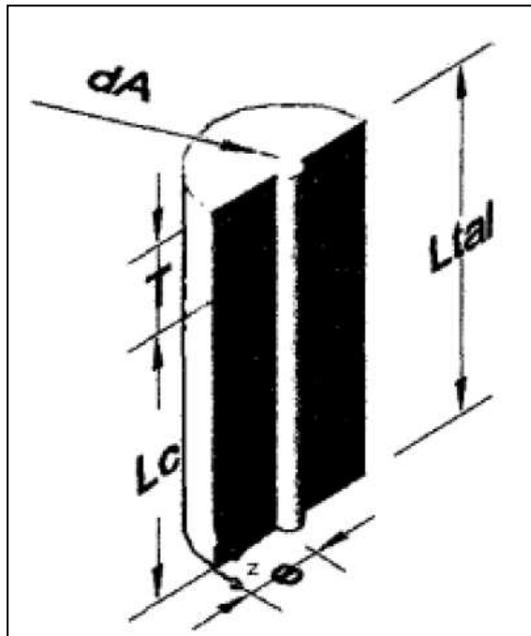


Figura 19. Diagrama de taladro - III
Fuente: Churata (2013)

De la figura tenemos:

$$T_{min} = \frac{e}{F_S}$$

Donde:

$$e = \frac{P_O D_{Tal} \times \varnothing}{2 \times \sigma_r \times RQD}$$

Por lo que para la determinación final del taco mínimo quedaría la siguiente ecuación:

$$T_{min} = \frac{P_O D_{Tal} \times \varnothing}{2 \times F_S \times \sigma_r \times RQD}$$

Vale aclarar que el valor del taco puede variar, siempre y cuando se cumpla la siguiente condición:

$$L_C + T_{min} \leq L_{Tal}$$

2.2.10.9 Desviación de la perforación con barra

Para realizar una aproximación de la desviación al momento de perforar con el barreno, se va a interpolar el gráfico y se determinará de esta forma la desviación a una determinada distancia.

$$Desv_{Barra} = 0.0031 X L_{Perf}^2 + 0.0063 x L_{Perf} + 0.007$$

De donde:

- DesvBarra: Desviación de la perforación con la barra.
- LPerf: Longitud de perforación con la barra.

Estos valores van de la mano con la siguiente tabla, donde se establecen los factores de corrección para determinar de esta forma la desviación de la barra.

Tabla 4.

Tabla para cálculo de desviación.

Factor	Long. De Perf ^ 2	Factor	Long. De Perf	Factor
0.0031	0.0000	0.0063	0.0000	0.0070
0.0031	3.2400	0.0063	1.8000	0.0070
0.0031	3.6100	0.0063	1.9000	0.0070
0.0031	4.0000	0.0063	2.0000	0.0070
0.0031	4.4100	0.0063	2.1000	0.0070
0.0031	4.8400	0.0063	2.2000	0.0070
0.0031	5.2900	0.0063	2.3000	0.0070
0.0031	5.7600	0.0063	2.4000	0.0070
0.0031	6.2500	0.0063	2.5000	0.0070
0.0031	6.7600	0.0063	2.6000	0.0070
0.0031	7.2900	0.0063	2.7000	0.0070

Fuente: Elaboración Propia.

Ahora podemos apreciar el resultado de la desviación de la barra para diferentes medidas de perforación.

Tabla 5.

Desviación de barras de perforación.

Long. De Perf	Desv Barra (m)
0.0000	0.0070
1.8000	0.0284
1.9000	0.0302
2.0000	0.0320
2.1000	0.0339
2.2000	0.0359
2.3000	0.0379
2.4000	0.0400
2.5000	0.0421
2.6000	0.0443
2.7000	0.0466

Fuente: Elaboración Propia

Y se representa en la siguiente gráfica:

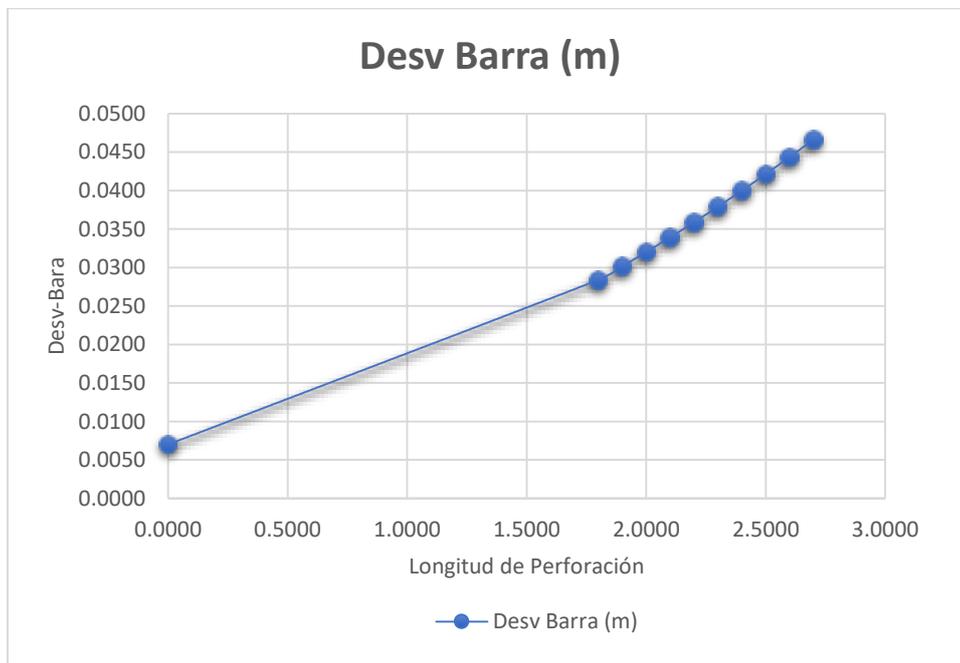


Figura 20. Desv Barra (m)

Fuente. Elaboración propia

2.2.10.10 Error de perforación

La fórmula para el cálculo del error de perforación es la siguiente:

Donde:

- a : Desviación Angular (medida en metros por metro m/m).
- L : Profundidad del Barreno (medida en metro).
- e : Error de Emboquille (medida en metros).

2.2.11 Predicción de la Fragmentación

Para la predicción de la fragmentación del macizo rocoso se emplea el modelo de Kuz-Ram, con la siguiente ecuación:

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

Donde:

- X = Promedio de las dimensiones de los fragmentos (en cm) = 8" = 20 cm.
- A = Factor de Roca = 9.58.
- Q_e = Masa de taladro por taladro.
- Q_e se calcula con la siguiente fórmula:

$$Q_e = (Q_1 \times LC) = 0.304 \times 2.28 = 0.69 \text{ Kg}$$

RWSANFO = Fuerza del explosivo relativa por peso con respecto al ANFO = 1.04.

K = Factor triturante o consumo específico del explosivo = C.E. = 0.36.

Una vez calculados todos los valores tenemos:

$$X = 9.46 (0.360)^{0.8} 0.59^{\frac{1}{6}} \left(\frac{115}{104} \right)^{\frac{19}{30}} = 4.07 \text{ cm}$$

El valor obtenido nos indica que no existirán problemas con la obtención de una fragmentación adecuada, dado que está por debajo del promedio mínimo aceptable (8") la cual es el tamaño solicitado por la empresa para obtener resultados aceptables por parte de los compradores para realizar su proceso de molienda.

2.2.12 Valores adicionales

2.2.12.1 Densidad

La densidad se define como la masa específica contenida en un determinado volumen. Teneos los siguientes valores de densidad:

Densidad Absoluta

Se define como densidad absoluta a aquella magnitud que relaciona la masa de un cuerpo con respecto al volumen que dicha masa ocupa por cada unidad de espacio. En el Sistema Internacional la unidad es el (Kg/m³), aunque también se expresa comúnmente en g/cm³.

Esta magnitud no depende del tamaño del cuerpo, dado que es inherente e inalterable y no se ve afectado al dividir un cuerpo en subsistemas que lo componen.

$$\rho = \frac{m}{V}$$

Donde:

- ρ = Densidad.
- m = Masa.
- V = Volumen.

2.2.12.2 Densidad relativa

La densidad relativa es una comparación que se da entre dos sustancias, tomándose una de ellas como referencia para definir el valor de la otra.

Para realizar la comparación, el cálculo de densidades original debe de realizarse bajo las mismas condiciones de temperatura y presión. Dado que es la comparación de dos magnitudes con las mismas unidades, el valor final de la densidad relativa es un número adimensional.

La densidad relativa se representa a través de la siguiente fórmula:

$$\rho_r = \frac{\rho}{\rho_0}$$

Donde:

- ρ_r =Densidad Relativa.
- ρ =Densida Absoluta.
- ρ_0 =Densidad que se usará de Referencia.

Cuando trabajamos con líquidos y sólidos, se suele aplicar al agua líquida expuesta a una temperatura de 4 °C con 1 atm de presión, dado que en esas condiciones la densidad absoluta del agua es de 1000 Kg/m³.

Cuando se trabajan con los gases, la principal referencia suele ser la densidad que toma el aire a una presión de 1 atm y una temperatura de 0 °C, dado que en estas condiciones densidad absoluta del aire toma un valor de 1 293 g/l o 1 293 Kg/m³.

Adicionalmente a esto, se puede calcular el valor de la densidad relativa para cuerpos con un mismo volumen (o muy idénticos), obteniéndose la siguiente fórmula:

$$\rho_r = \frac{m_s/V}{m_0/V} = \frac{m_s}{m_0}$$

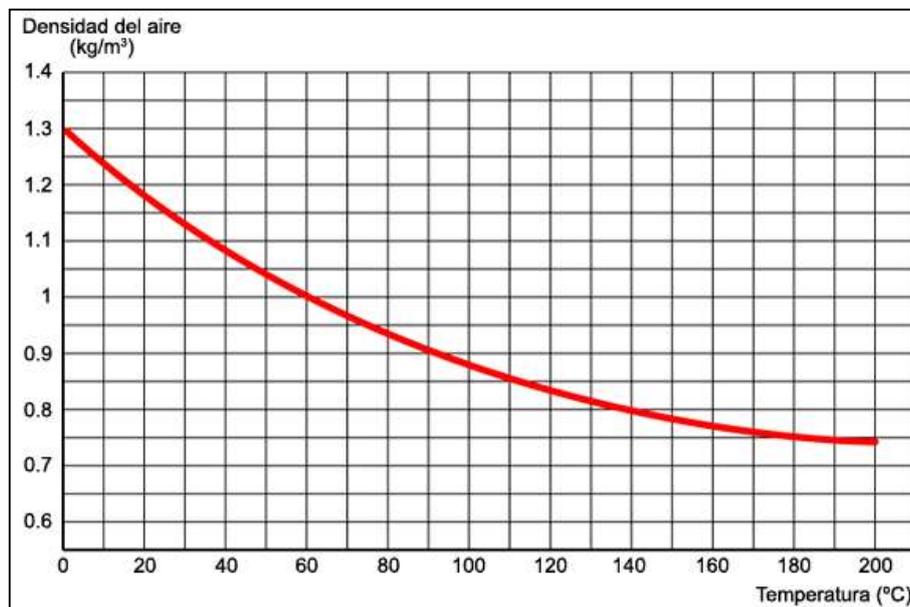


Figura 21. Diagrama de Densidad del aire en función de la temperatura.
Fuente: Elaboración propia

En geología, la Densidad Relativa de las rocas, usualmente representada por la letra “G”, es una propiedad variable, dado que este valor va a depender de la saturación:

$$G = \frac{\gamma}{\gamma_w}$$

Donde:

- G = Densidad Relativa de la Roca.
- γ = Peso específico de la Roca.
- γ_w = Peso específico del agua (a 4 °C) = 1 gf/cm³ = 9.8 KN/m³.

2.2.12.3 Peso específico

El peso específico se relaciona directamente con las tensiones verticales del macizo rocoso presente en la litósfera terrestre.

Esta propiedad es muy importante dado que brinda información mineralógica sobre los constituyentes del macizo rocoso y del grado de alteración, puesto que a menor grado de alteración mayor peso específico.

El peso específico seco tiene gran importancia, pues da información directa del grado de dureza, plasticidad y deformabilidad de la roca.

La resistencia a la compresión y el módulo de elasticidad crecen de forma directamente proporcional al peso específico.

Estando el peso específico de la roca definido por la siguiente fórmula:

$$\gamma = \frac{P}{V} = \frac{P_s + P_w}{V}$$

Donde:

- γ = Peso específico Total.
- P = Peso de muestra (con un cuerpo de geometría regular).
- P_s = Peso seco de la muestra.
- P_w = Peso del agua.
- V = Volumen de la muestra con geometría regular.

Diámetro del Taladro

Dependiendo de la broca, el valor tiene gran variabilidad, desde unos cuantos centímetros hasta valores de varias pulgadas.

PoD del Explosivo

La presión de detonación del explosivo ,varía en función del tipo de explosivo. Usualmente los fabricantes expresan este valor en Kbar.

Factor de Carguío

El factor de carguío F_c representa la relación entre volumen de la carga y volumen del taladro.

Acoplamiento del Explosivo

Valor que representa la relación de diámetros, el diámetro de la carga explosiva y el diámetro del taladro.

Longitud de Carga Explosiva.

Este valor varía en función del diámetro del explosivo, longitud del explosivo, cantidad de cartuchos empleados en la columna explosiva y el nivel de acoplamiento.

Longitud de Taladro

Valor variable en función de la longitud del taladro de perforación y el nivel de eficiencia durante el proceso de perforación.

Longitud de Taco Mínimo

Este valor irá en función del espesor de la rotura causada en el macizo rocoso y un factor de seguridad.

RQD

Valor que varía en función de las características del macizo rocoso.

Factor de Seguridad

Valor basado en las características de campo y dependiendo si la voladura es aplicada en forma subterránea o superficial.

Diámetro del taladro de Alivio

Valor que variarán en función del área de influencia del taladro.

Costos

Para el éxito de un proyecto, los valores económicos de los que depende una empresa están también en función de los precios internacionales, de sus actividades primarias, y de las actividades de apoyo.

Tenemos dos tipos de Costos:

Costos Directos

Se definen así a los costos primarios dentro de la operación minera en procesos productivos de perforación y voladura. Se dividen en costos de personal, costos de materiales e insumos, y el costo de equipos.

Costos Indirectos

Son aquellos costos que, dentro de la operación minera, son independientes de la producción, pero necesarios para que todo se desarrolle de una forma adecuada. Como ejemplo, usualmente se consideran salarios de personal de departamentos legales o de finanzas.

Proyecto tipo

Es el que menor exigencia presenta, siendo de aplicación directa

Control de vibraciones

Su nivel de exigencia es medio, las mediciones que se realizaron en voladuras reales, esto con el fin de determinar vibraciones de manera general

Estudio preliminar

Esta medida es la de mayor exigencia, debido a su predicción de aquellos niveles, los cuales vienen a ser superior de los que establece la norma. Su objetivo es establecer los niveles de transmisión que presenta el terreno del que se busca generar un proyecto.

2.3 Definición de términos básicos

- **Malla:** Plan de colocación espacial de barrenos que serán perforados en el macizo rocoso, en torno a una voladura.
- **Perforación:** primera operación de la voladura. Consiste en la apertura de huecos cilíndricos en el macizo rocoso cuya función principal, es alojar al elemento explosivo para el proceso de voladura.
- **Voladura:** según la mecánica de rotura, se define como un proceso tridimensional en el cual se generan presiones muy altas a raíz de la detonación de explosivos confinados en una perforación del macizo rocoso, originando así el fracturamiento de la roca.
- **Subterráneo:** actividades realizadas o hechas por el ser humano, pero por debajo de la superficie terrestre.
- **Frente:** Superficie bidimensional que se encuentra libre de cara libre y que está destinada para realizar un proceso de voladura.
- **Parámetros:** se denomina así a los valores o ratios obtenidos en la práctica y por medio de los cuales se realizará la observación en un determinado lugar de trabajo. Son de interés particular, en un colectivo o en un universo, y parte en función de estadísticas.

- **Burden:** llamado también piedra o bordo, es la línea de menor resistencia de una cara libre, la distancia medida desde el eje de un taladro perforado en el macizo rocoso hasta la cara perpendicular más cercana. También se acuña esta definición a la distancia entre filas de taladros en la voladura.
- **Espaciamiento:** Distancia medida existente entre barrenos de una misma fila, o barrenos con una misma distancia perpendicular al burden.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y ALCANCE DE INVESTIGACIÓN

3.1 Tipo de Investigación

La investigación es aplicativa causa - efecto de tipo descriptivo, ya que a raíz de la determinación de los parámetros geomecánicos y técnicos para una correcta aplicación del modelo matemático del área de influencia en los diseños de la malla de perforación de la Unidad Minera de Estudio; además de ello, se detallan la situación actual de las labores.

3.2 Alcance de la Investigación

El presente trabajo de investigación es elaborado para ser aplicado en el área de operaciones, específicamente la perforación y voladura a raíz del trazado de malla en la Unidad Minera de Estudio, con un alcance que puede ser nacional y hasta internacional debido a que contribuye a mejoras en diseño de mallas para perforación y voladuras más eficientes.

3.3 Diseño de Investigación

El diseño de investigación es de tipo experimental, ya que se va a manipular de forma intencional la variable independiente para verificar y analizar el resultado que esta tiene sobre la variable dependiente.

3.4 Población y Muestra

3.4.1 Población

La población de la presente investigación está constituida por las labores de producción y preparación de la Unidad Minera de Estudio.

3.4.2 Muestra

La muestra de la investigación está constituida por la labor de desarrollo cortada 01 en la Unidad Minera.

3.5 Técnicas de recolección de datos

Para la realización de las actividades se va a necesitar las siguientes actividades de perforación y voladura:

- Datos de Campo.
- Monografías e información necesaria de las minas.
- Referencias bibliográficas de perforación y voladura.
- Instrumentos para la recolección de datos in situ.
- Distanciómetro o flexómetro.
- Brújula.
- Picsa.
- Cordeles.
- Tableros.
- Libretas de campo.
- Especificaciones técnicas de explosivos.
- Relación de costos de Perforación y Voladuras.

3.6 Técnicas de análisis de datos

Para el manejo y administración de la información se manejará de la forma siguiente:

- Formación y administración de base de datos en hojas de cálculo de Excel MS.
- AutoCAD para Graficar.
- Software de Voladura.

3.7 Tipos de muestreo

3.7.1 Aleatorio simple

Cada muestra tiene una probabilidad igual de ser seleccionado para el estudio. Se necesita una lista numerada de las unidades de la población que se quiere muestrear.

3.8 Técnica de recolección de datos

3.8.1 Observación experimental

Se elaboró datos en condiciones relativamente controladas por observación experimental. Descubrir la causa de un fenómeno identifica y cuantifica las causas del estudio experimental.

- Control.
- Manipulación de la variable.
- Observación.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Resultados del tratamiento y análisis de la información

4.1.1 Material de estudio

4.1.1.1 Ubicación y acceso

El yacimiento minero “El Rescate” está ubicada en la región y provincia de Arequipa, en el distrito de Yarabamba. Esa unidad colinda con el denuncia “LA FUERZA QUE LUCHA”.

La Unidad de explotación se encuentra a 21 Km al sur de la ciudad de Arequipa. Las coordenadas de la Unidad Minera son:

- 166 010 N – 228 601 E.
- -16.5706; -71.5414

Para llegar a la zona de explotación se va con carretera afirmada que es la vía principal que sale desde el cruce del Penal de Socabaya rumbo a Yarabamba. En un cruce que se encuentra a 20 Km aproximadamente de la ciudad de Arequipa hay un acceso de trocha carrozable por el que se recorre unos 6 Km hasta la labor.

Tabla 6.

Acceso al Proyecto.

Tramo	Kilómetros	Tiempo	Tipo de Vía
Lima – Arequipa	1018.00	18 horas	Carretera Asfaltada
Arequipa – Yarabamba	20.00	01 hora	Carretera Asfaltada
Yarabamba – Proyecto	06.00	45 minutos	Trocha carrozable

Fuente: Elaboración Propia



Figura 22. Vista Satelital del Proyecto -Vista I.
Fuente: Google Maps



Figura 23. Vista Satelital del Proyecto - Vista II
Fuente: Google Maps

4.1.1.2 Condiciones ambientales

La Unidad de explotación se encuentra a 21 Km al sur de la ciudad de Arequipa. Las coordenadas de la Unidad Minera son:

- **Fisiografía**

El proyecto de exploración se encuentra ubicado a una altura de entre 2650 - 2750 m.s.n.m. aproximadamente. La topografía del proyecto se compone de cerros con pendientes pronunciadas y con vegetación escasa. El paisaje alrededor presenta ondulaciones y quebradas que no superan los 300 metros de profundidad, pero la pendiente es mayor a 40%.

La cuenca es la del Río Quilca-Chili del sur del Perú.

- **Clima**

El área de estudio tiene características climáticas que por lo general se identifican con el clima de la costa sur de Perú, siendo principalmente desértico y cálido y las precipitaciones durante el verano.

La temperatura varía en función de la altitud, pero por lo general se encuentra entre el rango de 3 °C – 25 °C con usual presencia de vientos en el horario nocturno. La lluvia se da de forma estacionaria, siendo los meses de lluvia enero, febrero y marzo, recibiendo entre 500ml – 1000 ml de agua por metro cuadrado (m²) producto de la lluvia en el año.

La temporada seca va desde el mes de abril hasta finales del mes de noviembre e inicios del mes de diciembre.

Durante la época seca suele formarse neblinas densas que en las noches y horas de la madrugada ,en ocasiones producen ligeras garúas (precipitaciones finas), lo que permite la existencia de pastos naturales resistentes a climas muy cálidos.

- **Flora**

La vegetación es escasa en la mayor parte representan plantas xerofíticas (denominación de las plantas típicas de climas secos y regiones climáticamente áridas o desérticas).

Al ser el clima de la zona casi desértico, se tienen plantas como los cactus, tunas, espinas, etc.



Figura 24. Flora Nativa de la Zona.

Fuente: Álvarez 2018

- **Fauna**

Dentro de la fauna oriunda de la zona, tenemos animales como artrópodos, pequeños reptiles como lagartijas y además hay presencia de burros y guanacos salvajes, usualmente caminan en manadas de entre 5 a 8 individuos, además de pequeños zorros y ardillas con colores amarillentos típicos de los mismos, para asemejar al tono de la superficie del terreno, para así poder camuflarse y protegerse de otras especies.



Figura 25. Fauna de la zona - Burros Salvajes.
Fuente: Álvarez (2018).



Figura 26. Fauna de la zona - Guanacos salvajes
Fuente: Álvarez (2018)

4.1.1.3 Marco geológico

La región Arequipa se encuentra ubicada al sur del Perú, emplazada en el lado occidental de la cordillera de los Andes, por lo que se presenta una configuración de conos volcánicos los cuales están alineados y rodeados por superficies suavemente onduladas.

Al oeste de los terrenos volcánicos se pueden distinguir la ladera cordillerana la cual presenta un relieve accidentado y por el este están las estribaciones del altiplano.

En la región se ha distinguido cuatro unidades geomorfológicas:

- **Pampas Costaneras.**

Esta unidad se encuentra en el lado suroccidental del Perú y está limitada por la cordillera de los Andes al lado Este.

Estas pampas son extensas y están formadas por sedimentos subhorizontales de la era cenozoica. Está disectada por quebradas anchas en un fondo plano son poco profundas, cercanas al río Vitor con altitudes variables y pendientes suaves de 2.5%.

- **Estibaciones Andinas.**

Las estribaciones andinas son formaciones geológicas menores cuya apariencia desértica deriva de un sistema montañoso.

La mayor parte de la unidad consta de rocas plutónicas, pero al lado noroeste hay mayor presencia de rocas metamórficas y en el lado Sureste, pudiendo encontrarse también restos de roca sedimentaria altos que forman parte de la Cordillera de Laderas, de las Estribaciones del Altiplano y del Arco de Barroso.

- **Penillanura de Arequipa.**

La penillanura se ha formado en los tufos del volcánico Sencca, que ocuparon una depresión originada, posiblemente, por erosión.

Presenta un sistema de quebradas paralelas, con caudales temporales que drenan hacia el río Chili y río Yura.

Las altitudes de esta superficie ascienden desde 1800 m. hasta los 2600 m.s.n.m. con una pendiente de 5% inclinada hacia el Suroeste.

- **Cadena de Conos Volcánicos.**

Esta unidad de cadenas montañosas es de origen volcánico con una disposición cóncava definida hacia el océano Pacífico.

La forman los aparatos volcánicos como el Pichu Pichu y el Misti, además de otros conos volcánicos de menor altura. En Arequipa se elevan a partir de los 2800 m.s.n.m. y un característico sistema de drenajes radial.

A. Geología regional

Dentro del área que comprende el presente estudio afloran rocas ígneas, intrusivas, extrusivas y sedimentarias que abarcan en tiempo geológico desde el Mesozoico hasta el reciente.

Ahora bien, la base de la columna estratigráfica presentada por el INGEMMET como parte de su “Memoria Explicativa del Mapa Geológico del Perú”, se determinó la siguiente columna estratigráfica por medio del método “U/Pb”.

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRÁFICA	GROSOR (m)	LITOLOGÍA	DESCRIPCIÓN	
CENOZOICA	CUATERNARIO	HOLOCENA	Grupo Ampato - Andahua	?		Derrames andesíticos y piroclásticos	
		PLEISTOCENA	Dep. Flujos de Barro	±100		Disc. eros. Fragmentos y bloques de rocas volcánicas	
			Grupo Barroso	±2000		Disc. eros. Tobas intercaladas con lavas andesíticas y brechas.	
		NEÓGENO		PLIOCENA	Grupo Barroso	±2000	
	MIOCENA		Sup. Med.				
			Inf.	Formación Millo	Grupo Tacaza	800	
	Disc. ang.						
	PALEÓGENO	OLIGOCENA	Formación Sotillo	±1400		Disc. ang.	
		EOCENA Inf.				PALEOCENA	Formación Huanca
	MESOZOICA	CRETÁCEO	SUPERIOR	Formación Arcuquina	±680		Calizas gris claras con lentes y concreciones de chert, Margas y fangolitas
							INFERIOR
			JURÁSICO	SUPERIOR	Grupo Yura	1200	
MEDIA							Formación Socosani
		INFERIOR	Formación Chocolate	±1000		Areniscas cuarcíticas blancas de grano fino.	
Fm. Hualhuani						250	Calizas marrón claras a gris oscuras
Fm. Gramadal		±200	Areniscas, cuarzosas gris claras lutitas y limolitas verde amarillentas				
Fm. Labra		400	Lutitas gris oscuras o negruzcas				
Fm. Puente		600	Areniscas cuarcíticas gris parduscas				
Fm. Socosani		270	Calizas grises con niveles de arcillitas				
Fm. Chocolate		±1000	Disc. ang.				

Figura 27. Columna Estratigráfica de la Región Arequipa.

Fuente: Memoria explicativa del mapa geológico del Perú - INGEMMET (2000)

- **Formación Cachíos.**

La formación Cachíos recibe su nombre gracias a la quebrada sobre la cual se hizo la medición de sección típica. Esta formación está conformada por lutitas negras y de color gris oscuro. La presencia de intercalaciones entre limonitas y lutitas, que son de grano fino, de color gris a beige, están distribuidas en capas lenticulares y de grosor variable, pero en un promedio de 603 m.

Además, tiene una zona de contacto con la formación Puente, el cual se da de forma graduacional no definida, a diferencia del contacto que tiene con la Formación Labra, donde la zona de contacto está delimitada claramente, a pesar de que pueden encontrarse presencia de lutitas de tonalidad oscura, pero son de grano más fino.

Dentro de la Unidad se forman pliegues disarmónicos muy compactos, este debido a una baja rigidez.

Cabe destacar que la naturaleza de estas rocas señala un origen marino, sin embargo, dado el contenido de las plantas y la naturaleza de las mismas, se sugiere que pertenecieron a aguas poco profundas.

- **Formación Labra.**

Formación que debe su nombre al cerro Labra, ubicado al sur de la cresta de Hualhuani. La quebrada de Cachíos queda en medio. Esta es la formación más gruesa dentro del grupo, pues se calcula que tiene un grosor promedio de 1070 m aproximadamente.

Esta localidad presenta un grosor aproximado de 807 m. Formado por areniscas cuarzosas y cuarcitas, que sin presencia del intemperismo son de un color gris, variando de tonalidad clara a parduzca, pero al exponerse al intemperismo toma una coloración característica amarilla rojiza a rosado parduzco.

El grano es de fino a medio, teniendo óxidos de hierro diseminado. En esta formación las capas son de grosor no uniforme, presentando así lo que se conoce como estratificación cruzada. Existen además restos de plantas, las cuales se encuentran intercaladas con grandes paquetes de limonitas y lutitas, con un color verde amarillento a marrón violáceo, lo que le da una caracterización gris oscuro a la base.

Tenemos presencia de capas de caliza ferruginosa, las cuales tienen un color ocre, presencia de lamelibranquios y gasterópodos, lo que indica que muy probablemente la sedimentación se presentó en una zona marina de poca profundidad, con mucha cercanía a la zona continental.

- **Formación Arcurquina.**

Esta formación representa una secuencia de rocas volcánicas conformadas por derrames andesíticos, los cuales son una pasta afanítica con presencia de Hornblenda, pero en bajas concentraciones.

También existen derrames traquíticos y dacíticos, en forma de bancos de entre 3m – 4m, que presentan además brechas de flujos como en forma intercalada y con una alta resistencia a la erosión.

- **Formación Volcánico Sencca o Formación Añashuayco.**

Esta formación se da por la presencia de rocas volcánicas ignimbríticas, las cuales se entran en la parte superficial de mesetas o rocas antiguas erosionadas, de forma tal que exponen el afloramiento de manera horizontal o con bajos ángulos de buzamiento, suprayaciendo así a rocas de mayor antigüedad, pero claramente cubiertos por la presencia de material cuaternario que es más reciente.

Estas rocas de naturaleza piroclástica tienen conformación dacítica – riolítica, con una coloración variada, la cual va desde rosa claro, gris y tonos blanquecinos.

Los elementos líticos tienen conformación de rocas lapilli, pómez y lavas angulosas de naturaleza explosivo – efusivo. En varios sectores se nota la intercalación con cenizas dispuestas en estratos horizontales, de pasta conformada por vidrio volcánico. Notando así la presencia de obsidianas, las cuales se presentan en bloques irregulares y con fracturamiento.

Dada la posición estratigráfica, se estima que la formación pertenece al Plioceno Medio – Superior, similar a la formación Pérez, ubicada en la frontera Perú-Bolivia.

- **Grupo Barroso.**

Esta formación está caracterizada por ser la representación de las últimas pulsaciones de actividad volcánica que generaron expulsión de lava. Están suprayaciendo a la formación Añashuayco e infrayaciendo a formaciones del Pleistoceno reciente.

Se conforma por una variedad de rocas de tipo volcánico, la cual tiene una extensión que va desde la región de Ayacucho hasta la frontera internacional Perú – Bolivia. Los estratos son horizontales y van hacia el suroeste, siguiendo la pendiente de los valles volcánicos.

Dentro del grupo se pueden notar dos series:

- a) Serie inferior, formada por derrames andesíticos con presencia de brechas y aglomerados tobáceos. Se presenta además una pequeña faja que se dirige hacia el noroeste, conformada por derrames subhorizontales con una inclinación suave.
- b) Serie superior, formada por tobas y niveles de lava. Este grupo presenta un grosor promedio de 900 m aproximadamente y al no presentarse datos radiométricos y en función de las formaciones estratigráficas, se asume una formación del Plioceno Superior.

Rocas intrusivas, por ejemplo, el batolito de la costa, característico de la zona sur del Perú, el cual se presenta como una intrusión en las rocas sedimentarias.

a) Diorita Yarabamba.

Esta roca está compuesta de plagioclasa con baja presencia de cuarzo, usualmente no supera el 5%. Estas rocas presentan entre un 25% - 50% minerales de color negro o con tonalidades oscuras, como son la hornblenda y la biotita.

Con respecto al proyecto de investigación, estas se ubican principalmente al sur.

b) Granodiorita Yarabamba.

La granodiorita Yarabamba, conformada por plagioclasas, cuarzo, ortosa en mayor proporción, presentan minerales adicionales como la hornblenda, biotita, magnetita, esfena entre otros, que le dan su apariencia granular.

Con respecto a Cerro Verde, esta roca se extiende hacia el lado Este y Oeste, rodeando así gran parte del proyecto.

Hacia el norte, la granodiorita Yarabamba tiene zonas de contacto con la granodiorita Tiabaya, mostrando transiciones monzoníticas en las que puede apreciarse feldespatos con plagioclasas y biotitas y hornblendas magnesianas. Por el Oeste con el Gneis Charcani y por el Sur con el grupo Yura donde se observan clinopiroxenos e ilmenita. Siendo las zonas de contacto bien definidas, a excepción de la zona de contacto con la granodiorita Tiabaya, la cual se da gradualmente, dado que ambas fases alojan pórfidos como las que se presentan en Cerro Verde y el Tajo Santa Rosa.

B. Geología local

Dentro del área de estudio se han identificado las siguientes litologías:

• **Rocas Sedimentarias.**

Dentro de la zona de estudio se encontraron areniscas y cuarcitas hacia el extremo sureste y noroeste, que se encuentran como clastos dentro de una matriz de dacita.

Las areniscas poseen espacios intersticiales entre los granos. Compuestas de cuarzo, feldespatos y dacita fragmentada. Existen afloramientos en el lado Surestes y noroeste. El grano es tamaño medio; además se presentan bien compactados, con una coloración variable, aunque en la mayor parte es de color grisácea y blanca.

Depósitos Cuaternarios formados por sedimentos coluviales, aluviales y fluviales. La composición de estos depósitos es de material heterogéneo con formas angulosas y

subangulosas, de diámetro que varía entre 0.05 a 0.3 m de diámetro, de cantos rodados, como gravas, arenas y material limo arcilloso que proviene de roca volcánica dacítica y andesítica.

Los depósitos fluviales están compuestos por cantos rodados y gravas finas y gruesas, arenas y limos que están ligeramente consolidados, gracias a la acumulación de sedimentos que son transportados por los riachuelos que vienen por las quebradas durante la época lluviosa de la región, y por procesos de deslizamientos producto de la erosión.

- **Rocas Metamórficas.**

Existen cuarcitas aflorando en el lado sureste. Esta es una roca metamórfica con un gran contenido de cuarzo, superando muchas veces el 90%.

Las cuarcitas están formadas por precristalización la cual ocurre a presiones y temperaturas elevadas, además de capas de ojuelos paralelas de micas blancas que obtienen una estructura quistosa.

- **Rocas Intrusivas.**

Se encuentra el BATOLITO DE LA CALDERA, el cual representa la intrusión más grande de rocas intrusivas.

Este batolito es un complejo de intrusiones el cual está ubicado en el lado noroeste del cuadrángulo de La Joya. Presenta una longitud de 30 Km. De largo con una dirección NW-SE, con 20 Km de ancho.

Desde el lado noroeste este macizo es extendido hacia el cuadrángulo de Puquina.

Este macizo se encuentra disectado por una gran cantidad de quebradas. En la parte superior del macizo existen cerros redondeados que alcanzan alturas similares en la cima, lo que brinda la impresión de una topografía llena de ondulaciones.

En la zona de estudio afloran muchos tipos de rocas intrusivas:

Granodiorita, roca plutónica cuya composición principal es el cuarzo (20%-25%), plagioclasa, biotita y hornblenda (80%) y feldespato potásico. Los colores grises pueden adquirir tonalidades rosas o verdosas. Aflora en toda la zona de estudio.

Al encontrarse en contacto con rocas hipabisales, se encuentra indicios de mineralización, las cuales son apreciadas con alteración Cuarzo-Sericita.

Dioritas, son rocas plutónicas, las cuáles están compuestas fundamentalmente por plagioclasas (50%-60%) que están compuestas principalmente por oligoclasas, hornblenda y biotitas entre un 25% - 50%. Los mayores afloramientos están registrados hacia el lado sur este del proyecto. La roca tiene una textura variada. Va desde porfírica

hasta fanerítica con un grano medio a fino. Existe pirita diseminada de hasta 2% y calcopirita hasta 1%.

En la roca predomina la presencia de sulfatos y carbonatos de cobre con hierro oxidado. Adicionalmente presenta cuarzo y piroxenos que tienen una coloración gris cuando la superficie expuesta es fresca, y adquieren tonalidades marrones una vez intemperizadas.

Granito, presenta una coloración rojiza cuando la superficie es fresca y se va tornando marrón con el paso del tiempo y exposición al intemperismo.

El granito se compone de ortosa (70%), cuarzo (20%), plagioclasas y trazas (hasta un 10%). Su textura es granular, con componentes granulados gruesos.

El granito es totalmente estéril dado que no presenta ninguna mineralización económica importante.

- **Rocas Hipabisales**

Pórfido dacítico, que es un evento intrusivo final el cual está representado por una composición de (cuarzo, biotita y plagioclasa). Estos pórfidos controlan la ubicación de los depósitos minerales intrusivos presentes dentro de la granodiorita Yarabamba a manera de pequeños stocks.

Existe presencia de fenocristales de plagioclasas, biotitas y cuarzos incluidos dentro de la matriz microcristalina, la cual está formada por sílice, albita y ortosa. Esta roca subvolcánica presenta coloración blanquecina, con una densidad similar a la tonalita y granodiorita.

Este es un evento intrusivo final el cual está representado por una composición de (cuarzo, biotita y plagioclasa). Estos pórfidos controlan la ubicación de los depósitos minerales intrusivos presentes dentro de la granodiorita Yarabamba.

Existe presencia de fenocristales de plagioclasas, biotitas y cuarzos incluidos dentro de la matriz microcristalina, la cual está formada por sílice, albita y ortosa.

Esta roca subvolcánica presenta coloración blanquecina, con una densidad similar a la tonalita y granodiorita.

Este pórfido está ubicado en la parte este del proyecto y en el fondo de las laderas.

- **Pórfido Dacítica Cuarzifera.**

De un color blanquecino y textura porfírica, el grano medio y alteración filica, con tonos verdosos cuando tiene presencia de clorita y epidota. Contiene plagioclasas Anhedrales y Subhedrales menores a 3mm. y con una alteración del 40% de Sericita o

epidota, con presencia de moldes de biotita y hornblendas, las cuales están reemplazadas por cloritas en un 8% - 15% por cuarzo anhedral y subhedral menor a los 3mm.

Diques Andesíticos, rocas hipabisales de color blanquecino con ligeros tonos verdosos presentes en la superficie y con texturas porfirítica. Adicionalmente presentan trazas de biotitas alteradas a Sericita, hallándose en cortes de roca intrusiva y en algunos casos con mineralización de piratas.

C. Geología Estructural

Las estructuras que están presentes en el área de estudio han sido reconocidas por evaluaciones previas e imágenes satelitales, hallándose una tendencia de la dirección NO – SE, lo que va conforme al sistema “INCAPUQUIO” propio del sur del Perú.

Este sistema de fallas presente en la zona de estudio se entiende que formen algún sigmoide y por ende forman una zona con debilidad y presencia de fallas tensionales en la dirección NE-SO, lo que provoca que se genere la intersección de fallas con zona de mineralización.

Los sistemas de fallas tienen un papel protagónico en el emplazamiento de material intrusivo y mineralizante, dándose así la mineralización en la zona.

D. Geología Económica

En el Cerro Bellavista, se aprecian afloramientos importantes, apreciándose principalmente una brecha mineralizada con óxido de cobre y calcopirita, pero el cuerpo principal es está presente en la brecha El Rescate, el cual representa un cuerpo alargado y cuya dirección es de N30oO, el buzamiento es de 85oE, con un ancho variable entre 15 – 30 metros.

La caja piso se encuentra limitada por una falla pre – mineral la cual permitió la acumulación de sulfuros de cobre masivos, que le da valor a la zona. La caja techo presenta un gran fracturamiento y además el contacto con la diorita es graduacional.

Dentro del yacimiento se distinguen dos zonas de mineralización: la más superficial presenta un grosor aproximado de 35 metros la cual tiene pequeños lentes y vetillas de cobre oxidado, como la malaquita, azurita y crisocola. Adicionalmente se tiene que el relleno de las fracturas y fallas son también mineral de valor económico.

La segunda zona mineralizada es la de sulfuros primarios. Esta zona llega hasta un punto de profundidad de 265 metros. En esta zona se presentan ojos, vetillas y disseminaciones de calcopirita, las cuales ocasionalmente presentan esfalerita y galena.

Todo forma parte de la matriz de cuarzo-turmalina la cual cementa todos los fragmentos presentes en la brecha. La distribución del mineral económicamente valioso se da de manera irregular y con una disminución gradual conforme se va más profundo.

La roca-caja del yacimiento se compone principalmente por diorita y granodiorita, con una débil decoloración producto de las alteraciones de la zona se presenta silicificada, cloritizada y turmalinizada.

Las reservas minerales de la mina dentro de la categoría de reservas probados-probables de 40000 TM. La ley del cobre: 2.5 y de 3.7 para el mineral oxidado y el mineral sulfurado respectivamente.

Sobre los afloramientos presentes en la zona la empresa “CERRO DE PASCO CORPORATION” realizó un pique con una profundidad de 100 metros aproximadamente, de ahí se parte el trabajo por cortadas y galerías que hoy permiten la explotación del mineral sulfurado principalmente en el nivel más profundo, alcanzándose una profundidad total aproxima de 250 metros.

4.1.1.4 Parámetros de perforación y voladura actuales

Tabla 7.

Características de labor de estudio

Descripción de labor	
Lugar	Galería sobre Mineral
Ancho de labor	3.5 m
Altura de la labor	3.5 m
Distancia a zona crítica	100 m

Fuente. Elaboración propia

Tabla 8.

Parámetros del macizo rocoso

Parámetros del macizo rocoso	
RMR	70
GSI	65
RQD	72%
Resistencia a la compresión	93.16 MPa
Densidad	2.6 g/cm ³

Fuente. Elaboración propia

Tabla 9.*Parámetros de Perforación*

Parámetros de la perforación	
∅ de broca	38 mm
∅ de rimadora	64 mm
Longitud de barreno	2.4 m
EFF. de perforación	95%
Porcentaje de acoplamiento	80%
Ángulo de desviación en taladros de contorno	3°
Desviación angular	10 mm/m
Error de emboquille	20 mm

Fuente. Elaboración propia**Tabla 10.***Características del Explosivo.*

Características del explosivo	
Dimensiones	28.6 x 203.2 mm
Densidad	1.18 g/cm ³
Vod	4500 m/s
Presión de detonación	70 Kbar
RWS _{ANFO}	104%
Resistencia al agua	6 horas

Fuente. Elaboración propia**Tabla 11.***Propiedades de Explosivos a implementarse.*

PROPIEDAD	UNIDAD	EXADIT		GELATINA ESPECIAL		SEMEXA		
		65%	45%	90%	75%	80%	65%	45%
Densidad	g/cm ³	1.05	1.00	1.42	1.38	1.18	1.12	1.08
V ₀ D	m/s	3600	3400	6000	5500	4500	4200	3800
P ₀ D	Kbar	53	44	136	125	125	94	87
Energía	Kcal/Kg	850	800	1100	1050	896	820	798
Volumen de gas	Litros/Kg	940	945	867	878	989	1015	1016
RWS _{ANFO}	%	93	88	121	115	99	92	89
RBS _{ANFO}		121	108	71	196	147	127	120
Resistencia al agua	Horas	2	2	11	11	12	6	4

Fuente. Elaboración propia

ESTUDIO DE LÍNEA BASE

DISEÑO DE MALLA REALIZADOS POR PERFORISTAS EN UNIDAD MINERA YARABAMBA.

En el siguiente gráfico tenemos el diseño de la malla de perforación, donde podemos observar una malla diseñada por perforistas de forma empírica en unidad minera YARABAMBA; se observa un total de 68 taladros con 5 taladros de alivio tipo de arranque corte quemado donde no existe una buena distribución de burdenes y espaciamientos; no se toma un buen criterio para la distribución de los explosivos.

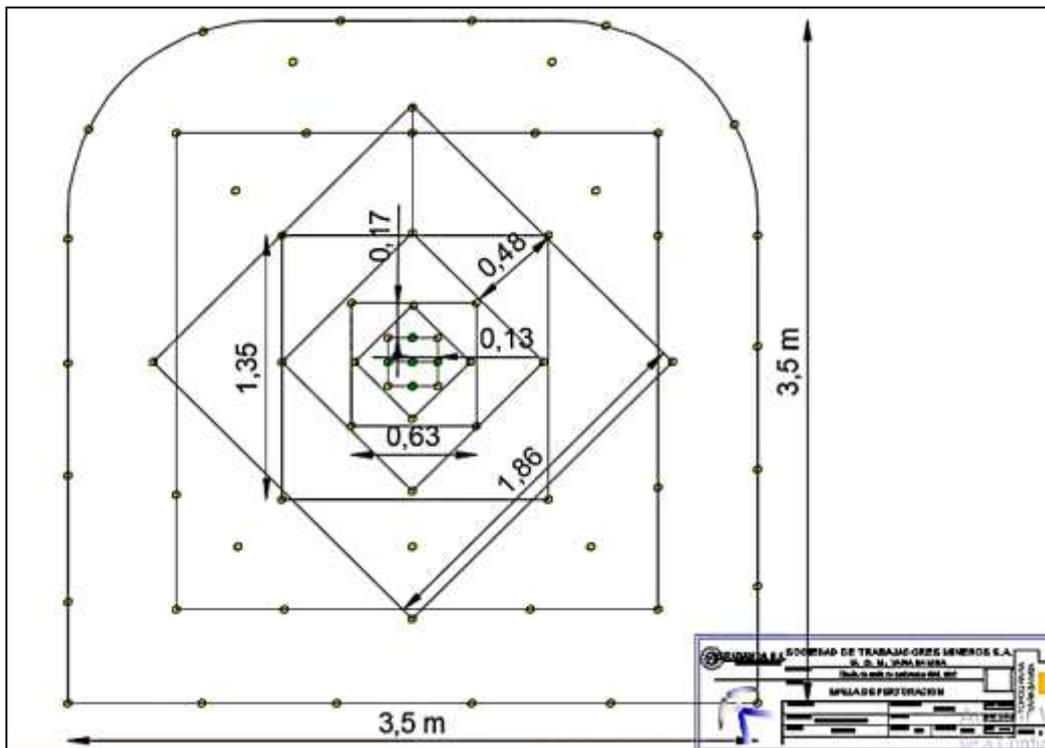


Figura 28. Diseño de la malla de perforación
Fuente: Elaboración propia.

RESUMEN DE DATOS DE PERFORACIÓN.

Tabla 12.

Resumen de datos de perforación.

Número de taladros de alivio	5 taladros
Número de taladros cargados	63 taladros
Número total de taladros	68 taladros
Tipo de arranque	Corte quemado
Eficiencia de voladura	90%
Avance por disparo	2.05 m

Diámetro de Perforación

38 mm

Fuente: Elaboración propia.

ESQUEMA DE CARGUÍO Y DISTRIBUCIÓN DE CARTUCHO.

Tabla 13.

Esquema de carguío y distribución de cartucho.

	Cantidad de taladros en malla de perforación	Cartuchos/taladro Semexsa 65% Dimensiones 1 7 Pulg.	Cartuchos/taladro Semexsa 45%	Total, de cantidad de cartuchos
Taladros de arranque	4	9	--	36
Taladros de ayuda	39	8	--	312
Taladros de corona	6	---	6	36
Taladros de hastiales	8	8	---	64
Taladros de arrastres	6	9	---	54
Taladros de alivio	5	--	---	40
Total	68 taladros			502 cartuchos

Fuente: Elaboración propia

INICIACIÓN DE DETONACIÓN

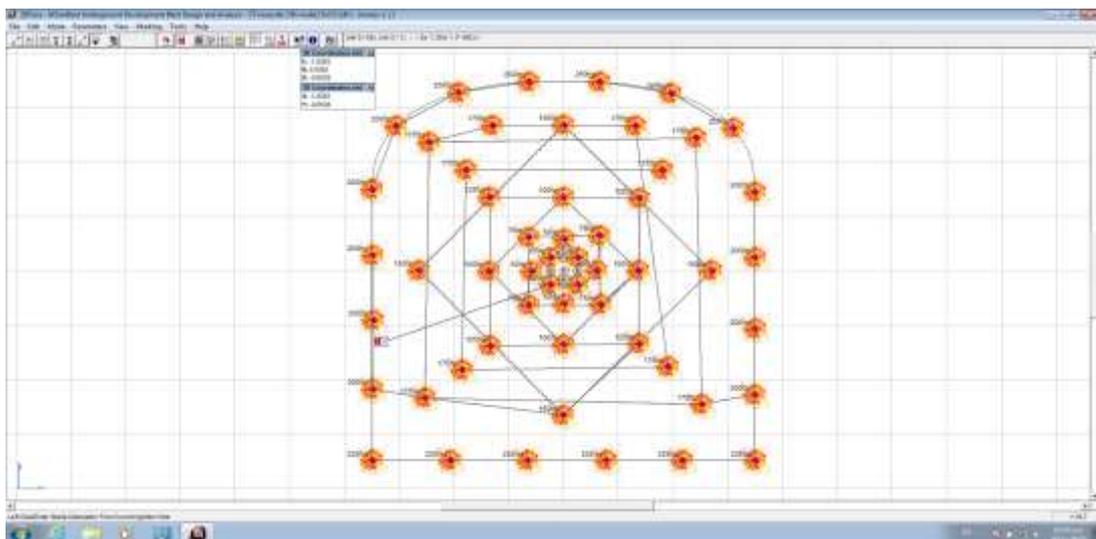


Figura 29. Simulación de voladura

Fuente: Elaboración propia

TIEMPOS DE DETONACIÓN

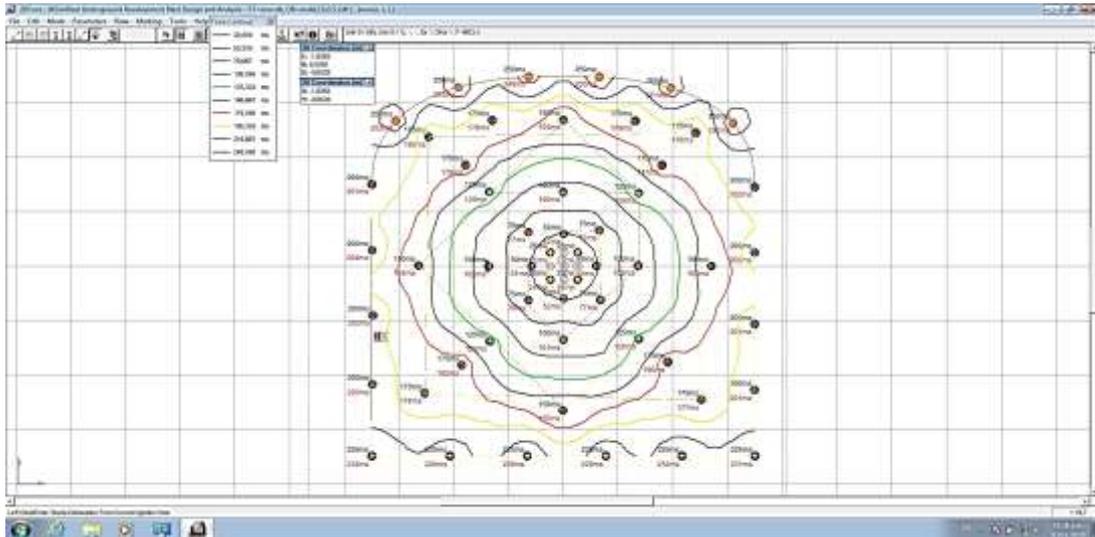


Figura 30. Tiempos de detonación

Fuente: Elaboración propia.

CARGA DETONADA VS TIEMPO DE DETONACIÓN

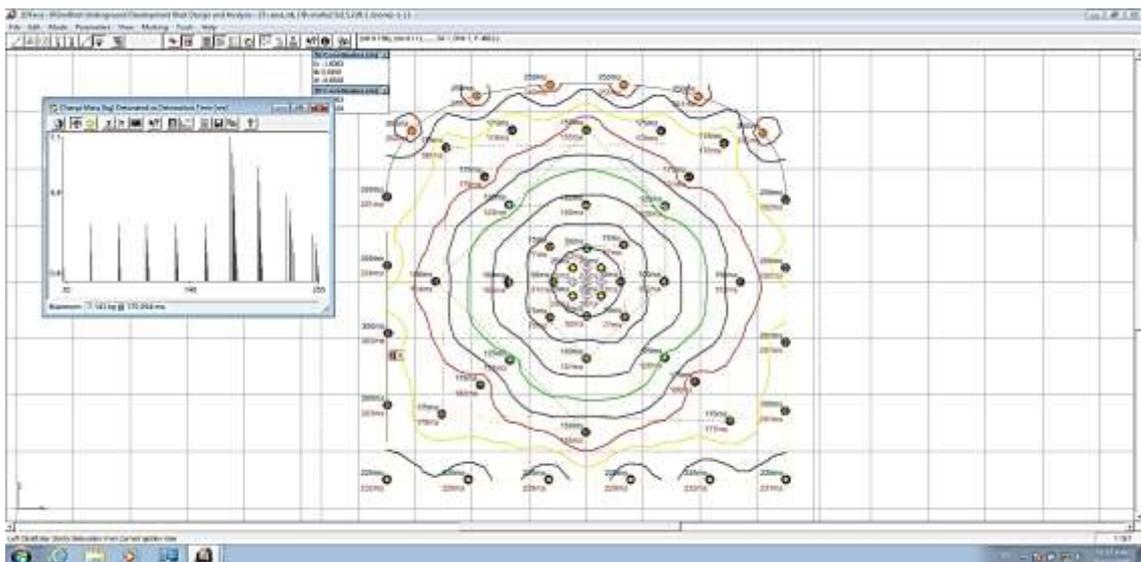


Figura 31. Carga detonada vs tiempo de detonación

Fuente: Elaboración propia

REPRESENTACIÓN DE LOS HALOS DE ENERGÍA A 1 M DEL TALADROS DE PERFORACIÓN

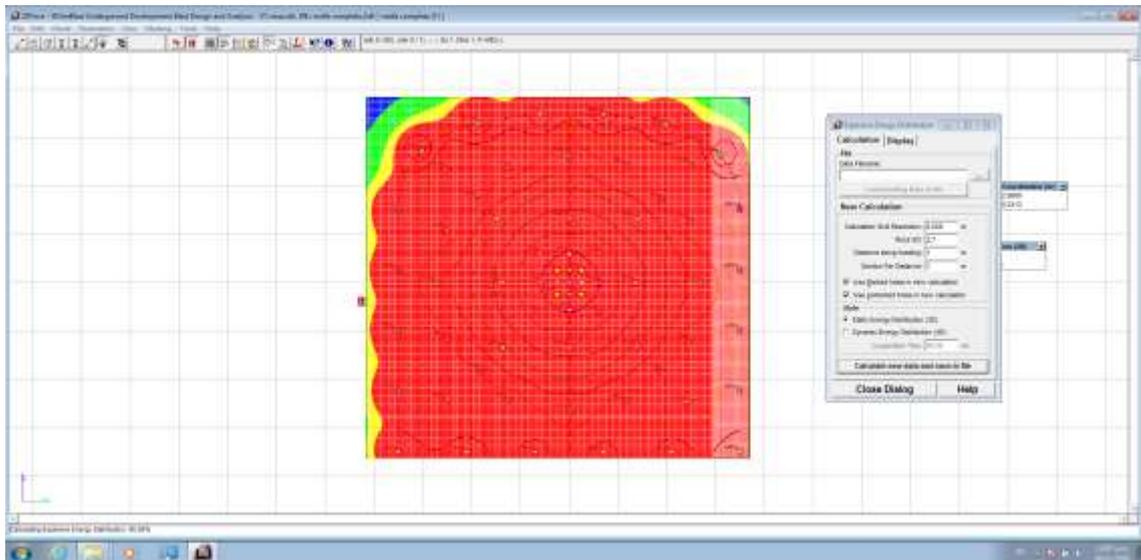


Figura 32. Representación de los halos de energía a 1 m del taladro de perforación.
Fuente: Elaboración propia

OBSERVACIÓN: Representación de la distribución de energía, podemos observar que en las coronas sobrepasa la energía al radio de los taladros con color rojo, de todo esto se puede predecir que se obtendrá una sobre rotura en las coronas y hastiales, por consiguiente, se inestabiliza la labor.

DISTRIBUCIÓN DE LA ENERGÍA EN TODA LA SECCIÓN.

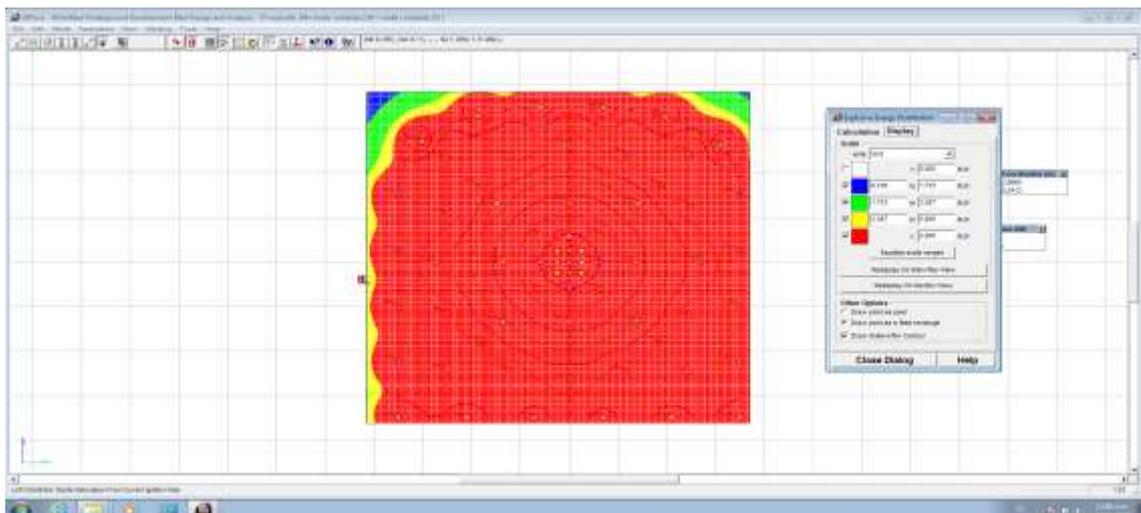


Figura 33. Distribución de la energía en toda la sección
Fuente: Elaboración propia

SOBREROTURA EN SECCIONES.

Con ayuda del área de topografía se logró encontrar las secciones de acuerdo al perímetro de la labor; se encontró labores con mayor sobre rotura tanto en las coronas como en los hastiales además de un avance que no alcanza el esperado al 95%.

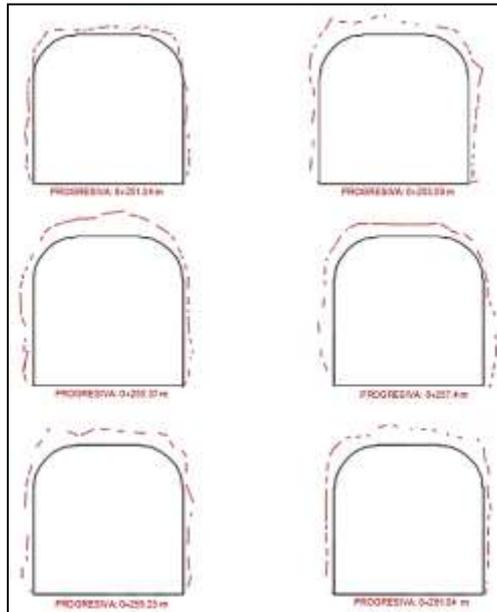


Figura 34. Sobre rotura en Secciones

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 14.

Progresivas

PROGRESIVAS		AVANCES	ALTO DE LA SECCIÓN	ANCHO DE SECCIÓN	% de SOBREROTURA
Progresiva 0+251.34	Progresiva 0+253.39	2.05 m	3.68 m	3.70 m	11.18%
Progresiva 0+255.37	Progresiva 0+257.40	2.03 m	3.94 m	3.99 m	28.33%
Progresiva 0+259.23	Progresiva 0+261.04	1.81 m	4.05 m	3.90 m	28.98%

Fuente: Elaboración propia

PLANOS DE AVANCE SEGÚN ÁREA DE TOPOGRAFÍA.

Con ayuda del área de topografía se logró obtener los avances diarios consecutivos en los que podemos medir lo que se está avanzando por día

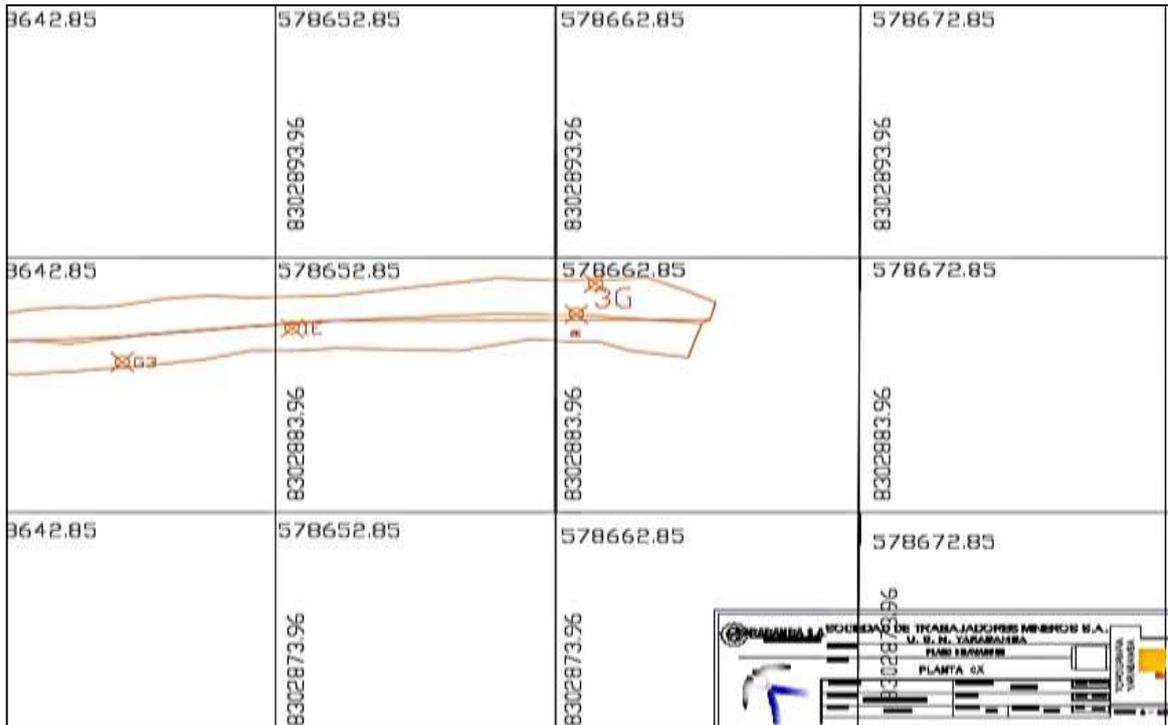


Figura 35. Planos de avance según área de topografía
Fuente: Elaboración propia.

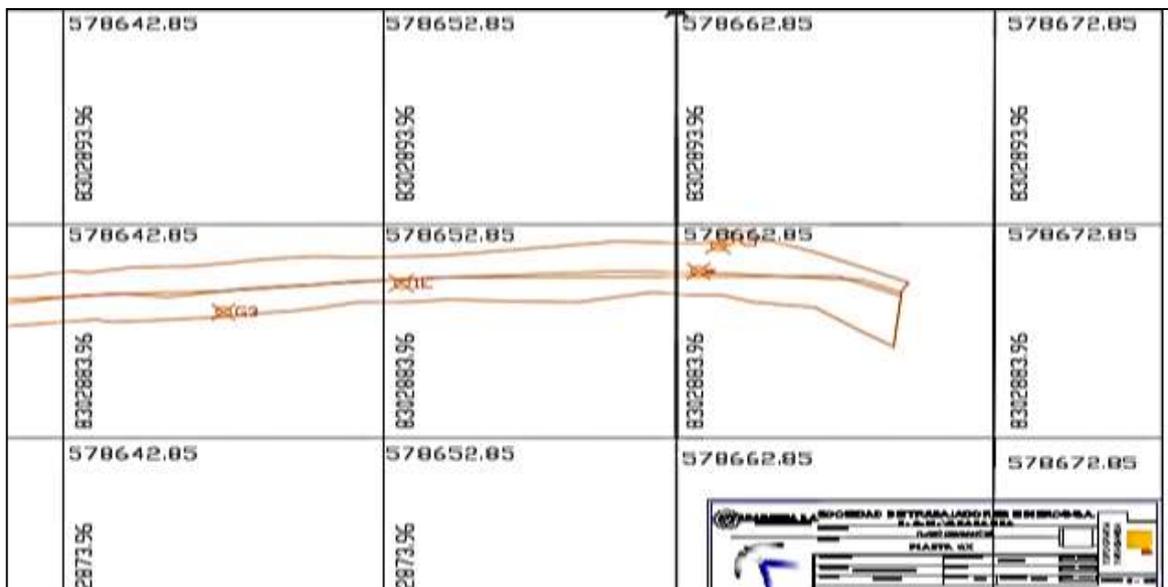


Figura 36. Fragmentación del macizo rocoso obtenido después de la voladura
Fuente: Elaboración propia.

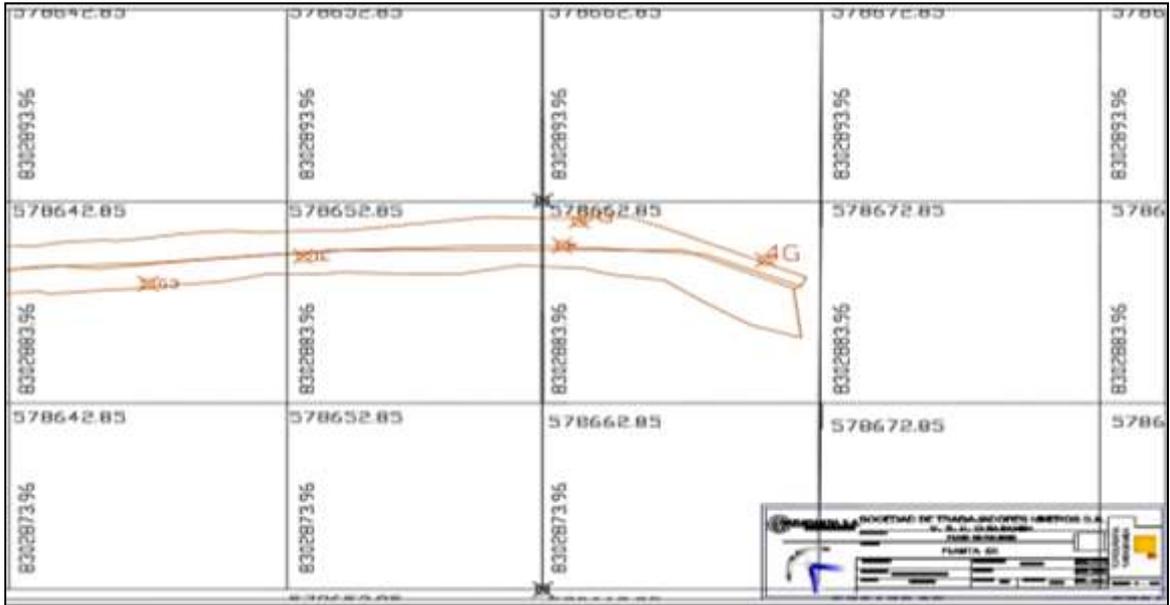


Figura 37. Fragmentación del macizo rocoso obtenido después de la voladura
Fuente: Elaboración propia

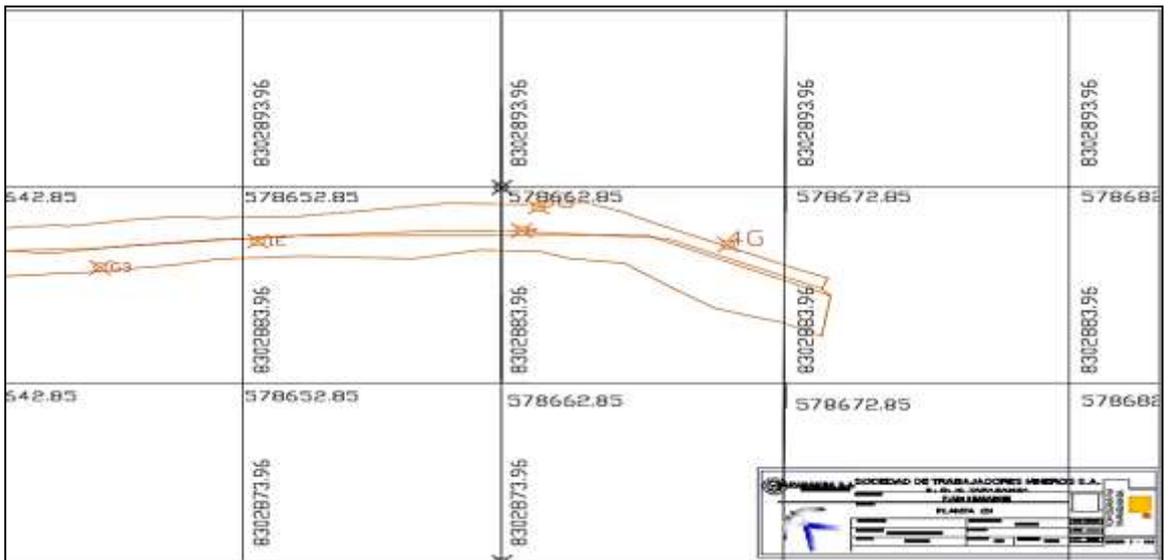


Figura 38. Fragmentación del macizo rocoso obtenido después de la voladura
Fuente: Elaboración propia

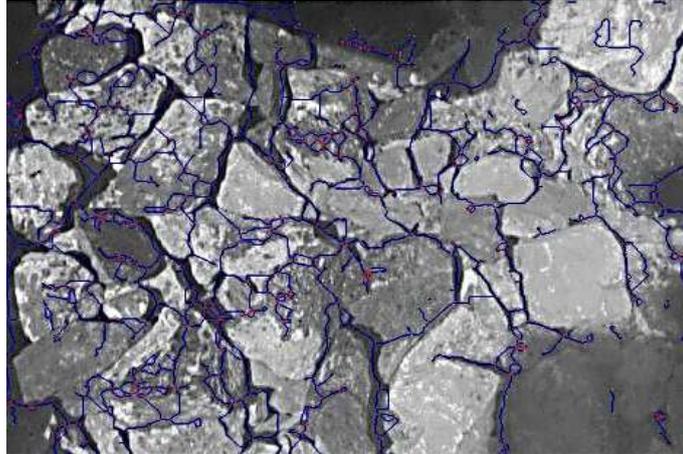


Figura 39. Fragmentación del macizo rocoso
Fuente: Gonzales (2002)

4.2 Aplicación de métodos

4.2.1 Diseño de arranque

Se usará el algoritmo de Roger Holmberg aplicando modificaciones para de esta forma mejorar los resultados.

Para el diseño de arranque se tiene q tener presente dos cosas:

- a) Diámetro de la broca.
- b) Longitud de barra de perforación.

En esta oportunidad se va a realizar un arranque de cuatro secciones, con una longitud de taladros representada en la siguiente ecuación:

$$L = 0.15 + 34.1 \varnothing_2 - 39.4 \varnothing_2^2$$

Donde:

$L = (\text{Longitud de la barra}) \times (\text{eficiencia perforación}) = (8 \text{ pies} \times 0.95) = 7.6 \text{ pies} = 2.32\text{m}$

Para una broca de 38mm tenemos:

$$L = 0.15 + 34.1 (0.038) - 39.4 (0.038)^2 = 1.38 \text{ m}$$

Este resultado nos indica que un taladro de alivio con un diámetro de 38mm se alcanza un avance de 1.38 m, sin embargo, el alcance deseado es de 2.2m, siendo así que nos quedan dos opciones:

- a) Acortar la distancia entre taladros para determinar así un vacío equivalente.
- b) Empleo de broca rimadora.

Analizando las dos opciones, se aprecia que es más sencillo usar la broca rimadora, por lo que aplicamos la fórmula:

$$L = 0.15 + 34.1 (0.064) - 39.4 (0.064)^2 = 2.17 \text{ m}$$

Dado que no se alcanza la longitud deseada de 2.2m, se realiza un rediseño de taladros de alivio, aplicando la siguiente ecuación:

$$\varnothing_2 = \varnothing'_2 \times \sqrt{NT}$$

Donde:

\varnothing_2 = Diámetro de vacío equivalente.

\varnothing'_2 = Diámetro de broca rimadora (0.064).

NT = Número de Taladros por perforar.

Reemplazando datos en el caso de taladros más juntos, tenemos:

$$\varnothing_2 = 0.064 \times \sqrt{2} = 0.09 \text{ m}$$

Reemplazamos en la ecuación:

$$L = 0.15 + 34.1 (0.09) - 39.4 (0.09)^2 = 2.899\text{m}.$$

Con la aplicación de la rimadora y los dos taladros de alivio se comprueba que son suficientes para cubrir el alcance necesario por disparo.

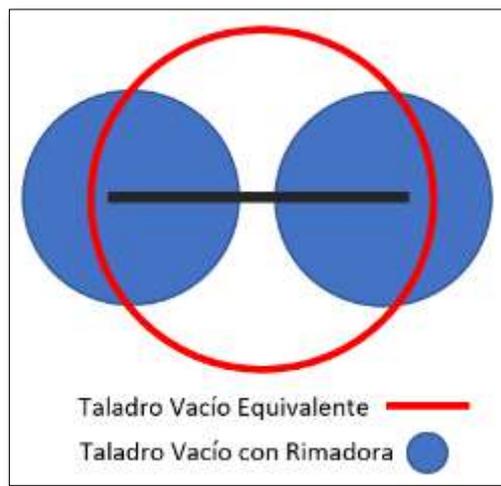


Figura 40. Taladro de alivio equivalente
Fuente. Elaboración propia.

4.2.1.1 Cálculo de burden en el arranque

Para el cálculo de burden necesario en este caso se aplica la teoría de área de influencias:

Aplicando la fórmula del burden máximo:

$$B = \frac{\pi * \varnothing_2}{2} = 0.142\text{m}$$

Se procede a realizar el cálculo de un burden práctico:

$$B_p = B - E_p$$

Donde:

EP = Error de Perforación (Expresado en m).

$$E_p = 0.01 * 2.2 + 0.02 = 0.04m$$

Reemplazamos los datos en la ecuación del burden práctico, por lo que tenemos:

$$B_p = 0.142 - 0.04 = 0.10 m$$

El burden práctico será de 0.10 m, sin embargo, se debe de tener presente que este valor no va a reemplazar al burden "B" al momento de calcular la concentración lineal para la carga "Q1". Se debe calcular el valor de Aho, siendo la fórmula:

$$A_{h0} = \sqrt{X_a^2 + X_b^2}$$

Siendo Xa el valor del Bp + 0.05 y Xb el valor del Bp, teniendo así que:

$$A_{h0} = 0.18 m$$

4.2.1.2 Constate de roca y otros factores

Para el cálculo de la constante de roca se necesita calcular el consumo específico de explosivo, esto se calcula mediante la siguiente fórmula:

$$C.E. = \frac{0.56 \times \rho_r \times \tan\left(\frac{GSI+15}{2}\right)}{\sqrt{\frac{115-RQD}{3.3}}}$$

Donde:

- GSI = 65.
- RQD = 72 %.
- Pr = 2.6 t/m3.

Reemplazamos los datos tenemos:

$$C.E. = \frac{0.65 \times 2.6 \times \tan\left(\frac{65+15}{2}\right)}{\sqrt{\frac{115-72}{3.3}}} = 0.39 \frac{Kg}{m^3}$$

Una vez hallada la carga específica, se debe calcular la constante de roca sueca "c", por lo que se procede a reemplazar la ecuación:

$$C = 0.8784 \times C.E. + 0.0052 = 0.8784 \times 0.34 + 0.0052 = 0.35 \text{ Kg/m}^3$$

para la predicción del tamaño de la fragmentación se calcula el valor del factor de roca "A" que se calcula en función de la siguiente ecuación:

$$A = 96.667 \times CE^3 - 138.5 \times CE^2 + 75.883 \times CE - 4.41$$

Reemplazando el valor de la Carga Específica:

$$A = 9.88$$

Estudios indican que el valor de la variable varia en un rango entre 8 – 12, siendo 8 las rocas más débiles y 12 las rocas más competentes.

Para continuar con el cálculo de factores, se tiene que calcular el índice de volatilidad de Lilly:

$$BI = \frac{C.E.}{0.004} = \frac{0.39}{0.004} = 98.21$$

Y el factor de energía:

$$F.E. = 30 \times C.E. = 30 \times 0.39 = \frac{11.79MJ}{t}$$

4.2.1.3 Cálculo de concentración de Carga Lineal

Para el cálculo de la carga línea se aplica la siguiente ecuación:

$$Q1 = 55 \varnothing_1 \left(\frac{B}{\varnothing_2}\right)^{1.5} \times \left(B - \frac{\varnothing_2}{2}\right) \times \left(\frac{C}{0.4}\right) \times \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

Donde:

Q1 = Concentración de carga lineal (medido en Kg/m).

\varnothing_1 = Diámetro de Perforación = 0.038.

\varnothing_2 = Diámetro de taladro vacío = 0.09.

B = Burden = 0.153 m.

C = Constante de Roca = 0.32.

- RWSANFO = Potencia relativa en peso del explosivo con respecto al ANFO
- Como el explosivo a utilizar es el Semexa 65%, con un valor de 99%.
- RWSANFO = 0.99

Reemplazando los valores tenemos:

$$Q1 = 55(0.038) \left(\frac{0.142}{0.090}\right)^{1.5} \times \left(0.142 - \frac{0.090}{2}\right) \times \left(\frac{0.35}{0.4}\right) \times \frac{1}{0.99} = 0.353 \text{ Kg/m}$$

Como siguiente ítem se calcula la longitud de carga:

$$Lc = (\text{Profundidad de taladro} - \text{Longitud del taco})$$

Para la Longitud del taco tenemos:

$$Ltc = 10 * \varnothing_1 = 10 * 0.038 = 0.38 \text{ m}$$

Por lo que reemplazando valores tenemos:

$$LC = (2.2 - 0.38) = 1.82m$$

Ahora se calculará el número de cartuchos por taladros:

$$N_{cart} = \frac{Q1 \times LC}{\text{Peso de cartucho}} = \frac{0.353 \times 1.82}{0.077} = 8.33 \approx 9 \text{ cartuchos/taladro}$$

4.2.1.4 Diseño de secciones de arranque

Para poder hacer el cálculo de las demás secciones de la malla de perforación, consideramos la presencia de huecos rectangulares con una anchura de "aH" y se conocen concentraciones lineales de carga "Q1", es así que se aplica la siguiente ecuación:

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{Ah \times Q1 \times RWS_{ANFO}}{\emptyset_1 \times C}}$$

Para el cálculo de Ah tenemos:

$$Ah = 0.18m$$

Teniendo que el nuevo cuadrante será:

$$B_2 = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.18 \times 0.352 \times 0.99}{0.038 \times 0.35}} = 0.192m$$

Ahora toca calcular el burden práctico:

$$B_p = 0.195 - E_p = 0.195 - 0.04 = 0.15$$

Teniendo así que el nuevo ancho será:

$$Ah = 0.34 m$$

Una vez hallado el segundo cuadrante, se procede con el siguiente nivel:

$$B_3 = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.34 \times 0.352 \times 0.99}{0.038 \times 0.35}} = 0.26m$$

Y hallamos el burden práctico:

$$B_3 = 0.26 - 0.04 = 0.22 m$$

$$aH = 0.492m$$

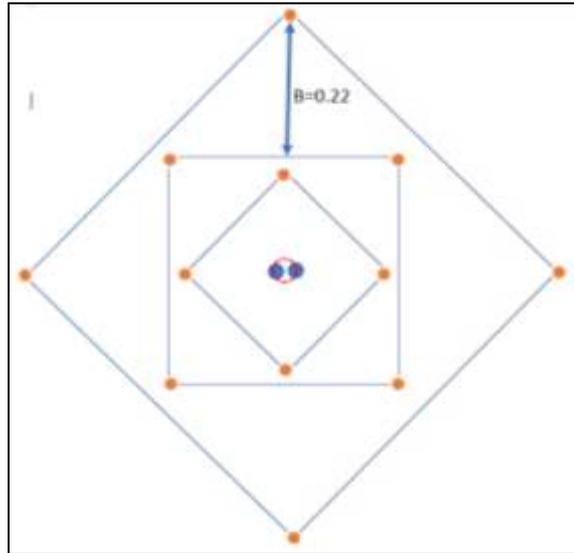


Figura 41. Diagrama sección de arranque-II
Fuente: Elaboración propia.

Ahora continuamos con el cuarto cuadrante:

$$B_4 = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.492 \times 0.352 \times 0.99}{0.038 \times 0.35}} = 0.316 \text{ m}$$

Y aplicamos a fórmula para el cálculo del Burden práctico:

$$B_4 = 0.316 - 0.04 = 0.27 \text{ m}$$

Para así tener un ancho de:

$$A_h = 0.676$$

Se realiza el mismo procedimiento hasta llegar al quinto cuadrantes para este caso definido por la siguiente fórmula:

$$A_H \leq \sqrt{L}$$

Reemplazando el valor en el sexto cuadrante, se tiene una abertura de 1.51 m, la cual es mayor que 1.48323, equivalente a la raíz cuadrada de la longitud de taladro.

4.2.1.5 Diseño de ayuda de Hastiales o Paredes

Para realizar los cálculos de tajeo, ya sea en la parte superior, horizontal o inferior, se necesita realizar un reajuste de valor de constante de Roca "C", por ello se calcula el burden máximo en función de la siguiente ecuación:

$$B \leq 0.6 * Lt$$

Donde:

B = Burden Máximo.

Lt = Longitud del taladro.

Como resultado se tienen dos casos:

$$B \leq 1.4 \text{ \& } B \geq 1.4$$

Para un B mayor a 1.4, se tiene la siguiente corrección: $C' = C + 0.05$.

Para un B menor a 1.4, se tiene la siguiente corrección: $C' = C + 0.07$.

Adicionalmente se tiene que tener en cuenta el siguiente cuadro para la definición de constantes:

Tabla 15.

Constantes de fijación.

Constantes o Valores de fijación		
Dirección de salida de los taladros	Factor de Fijación	Relación S/B
Hacia arriba y horizontal	1.45	1.25
Hacia abajo	1.2	1.25

Fuente: Manual de voladura ENAEX

También se consideran valores para los taladros de corona y arrastre:

Tabla 16.

Constante S/B para arrastre y corona.

Zona del taladro	Relación S/B
Taladros de corona	0.8
Taladros de arrastre	1.0

Fuente: Choque (2017)

Para el cálculo del burden de los hastiales se aplicará la siguiente fórmula:

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{Q1 \times RWS_{ANFO}}{C' \times f \times (S/B)}}$$

Para el cálculo del burden de los hastiales se aplicará la siguiente fórmula:

Donde:

f = Factor de fijación, usualmente considerado 1.45 para considerar así el efecto gravitacional y el retardo existente entre los taladros.

S/B = La relación entre espaciamiento y burden, que para fines prácticos y por recomendación de expertos, se considera "1.25".

C" = Constante de Roca corregido.

- a) $C + 0.05$ para burden mayores a 1.4 m.
- b) $C + 0.07$ para burden menor a 1.4 m.

Para determinar el burden tenemos la siguiente relación

$$B \leq 0.6 * 2.2$$

$$B \leq 1.32$$

Con este resultado se entiende en que rango nos encontramos, al tener un burden tan bajo, se usa el segundo caso para adicionar 0.07 al valor de la constante C.

Tomamos el segundo caso por lo que tenemos:

$$B_{Max} = 0.9 \sqrt{\frac{0.352 \times 0.99}{0.42 \times 1.45 (1.25)}} = 0.61m$$

Este es el burden máximo para los taladros de ayuda y hastiales. A continuación, se calcula el burden práctico en función a la sección del túnel.

$$B_p = \frac{A_t - A_h}{4} = \frac{3.5 - 1.513}{4} = 0.50$$

Para el cálculo de N.º de taladros se tiene la siguiente ecuación:

$$N_{Tal} = \left(\frac{A_t - A_h}{S/B} \right) + 2$$

$$N_{Tal} = \left(\frac{3.5 - 1.51}{1.25} \right) + 2 = 3.58 \cong 4$$

Una vez calculada la cantidad de taladros de los hastiales, se procede a la determinación del espaciamiento entre los taladros:

$$S_{hast} = \frac{A_h}{N_{Tal} - 2} = \frac{1.51}{4 - 2} = 0.76$$

Por último, calculamos el ancho de abertura de los hastiales:

$$A_{h-Hast} = A_h + (2 * B_{p-Hast} * S_{hast})$$

$$A_{h-Hast} = 1.85 + (2 * 0.41 * 0.92) = 2.1$$

Para la carga de los hastiales se aplica la siguiente ecuación:

$$Q_{Hast} = \frac{32.3 * \emptyset_1 * C' * B_{Max}}{RWS_{ANFO} * \sin \left(\tan^{-1} \left(\frac{A_{h-Hast}}{2 * B_{Max}} \right)^{1.5} \right)}$$

$$Q_{Hast} = \frac{32.3 * 0.038 * 0.42 * 0.60}{0.99 * \sin \left(\tan^{-1} \left(\frac{2.1}{2 * 0.6} \right)^{1.5} \right)} = 0.36 Kg/m$$

Con la carga lineal, se puede calcular el número de cartuchos por taladros:

$$N_{cart} = \frac{Q_{Hast} * Lcarga}{Kg \text{ de } \frac{Explosivo}{cart}} = \frac{0.36 * 1.82}{0.077} = 8.5 \cong 9 \text{ Cartuchos}$$

La cantidad masa de explosivo utilizada por cada hastial:

$$M_{expl.} = Q_{Hast} * LC = 0.36 * 1.82 = 0.66 \text{ Kg/taladro}$$

4.2.1.6 Diseño de ayudas en la Corona:

Para los taladros de ayuda de la corona, primero se debe definir el área de tajeo hacia abajo, para lo cual se necesita tener la longitud de espaciamiento entre taladros del último cuadrante (A_h) y la altura de la que se dispone tras la voladura del último cuadrante. Esto se ve a través de la siguiente ecuación:

$$H_{Disp} = 0.5 * (H_{labor} - A_h) = 0.64 * (3.5 - 1.51) = 0.99 \text{ m}$$

A continuación, se calcula el burden máximo de las ayudas de la corona.

$$B_{Max} = 0.9 \sqrt{\frac{0.352 * 0.99}{0.42 * 1.20 (1.25)}} = 0.66 \text{ m}$$

Una vez calculado el burden máximo, se tiene que calcular el burden práctico:

$$B_p = 0.51 * H_{Disp} = 0.51 * 0.99 = 0.50$$

Para las ayudas de la corona, se tiene que calcular antes del espaciamiento la longitud del segmento de los taladros:

$$L_{Seg} = 0.6533 * H_{secc.} = 0.6533 * 3.5 = 2.29$$

La longitud del segmento también se conoce como el ancho de abertura de las ayudas de la corona:

$$L_{Seg} = A_{h-AyCor} = 2.29$$

Y ahora sí se puede calcular el espaciamiento de las ayudas de las coronas:

$$S = 0.3333 * L_{Seg} = 0.3333 * 2.29 = 0.76$$

Ya definido el espaciamiento tenemos que encontrar el número de taladros de ayuda:

$$N_{Tal} = \left(\frac{L_{Seg}}{S/B}\right) + 2 = \left(\frac{2.29}{1.25}\right) + 2 = 3.8 \cong 4$$

Ya con casi todas las variables de las ayudas de la corona se procede a calcular la densidad de carga:

$$Q_{AyCor} = \frac{32.3 * \emptyset_1 * C' * B_{Max}}{RWS_{ANFO} * \sin\left(\tan^{-1}\left(\frac{A_h - AyCor}{2 * B_{Max}}\right)^{1.5}\right)}$$

$$Q_{AyCor} = \frac{32.3 * 0.038 * 0.42 * 0.74}{0.99 * \sin\left(\tan^{-1}\left(\frac{2.29}{2 * 0.67}\right)^{1.5}\right)} = 0.4 \text{ Kg/m}$$

Ya con la carga lineal calculada procedemos a calcular la cantidad de cartuchos:

$$N_{cart} = \frac{Q_{AyCor} * L_{carga}}{\text{Kg de Explosivo/cart.}} = \frac{0.4 * 1.82}{0.077} = 9.45 \cong 10 \text{ Cartuchos}$$

4.2.1.7 Diseño de ayudas de Arrastre:

Al igual que con las ayudas de la corona, necesitamos calcular la altura disponible para trabajar:

$$H_{Disp} = 0.5 * (H_{labor} - A_h) = 0.5 * (3.5 - 1.51) = 0.99 \text{ m}$$

Aplicamos la fórmula para el burden máximo:

$$B_{Max} = 0.9 \sqrt{\frac{Q1 * RWS_{ANFO}}{C' * f * (S/B)}}$$

$$B_{Max} = 0.9 \sqrt{\frac{0.384 * 0.99}{0.42 * 1.45 * 1.25}} = 0.61 \text{ m}$$

Calculamos el Burden Práctico.

$$B_p = \frac{H_{Disp}}{2} = \frac{0.99}{2} = 0.49$$

Calculamos la longitud del segmento:

$$L_{Seg} = 0.72 * H_{secc.} = 0.72 * 3.5 = 2.52$$

La longitud del segmento también se conoce como el ancho de abertura de las ayudas de la corona:

$$L_{Seg} = A_{h-AyArr} = 2.52$$

Y procedemos al cálculo del espaciamiento:

$$S = 0.3333 * L_{Seg} = 0.3333 * 2.52 = 0.84$$

Con el espaciamiento determinamos el número de taladros:

$$N_{Tal} = \left(\frac{L_{Seg}}{S/B}\right) + 2 = \left(\frac{2.52}{1.25}\right) + 2 = 4 \text{ taladros}$$

Ya con casi todas las variables de las ayudas de la corona, se procede a calcular la densidad de carga:

$$Q_{AyCor} = \frac{32.3 * \emptyset_1 * C' * B_{Max}}{RWS_{ANFO} * \sin\left(\tan^{-1}\left(\frac{A_h - AyArr}{2 * B_{Max}}\right)^{1.5}\right)}$$

$$Q_{AyArr} = \frac{32.3 * 0.038 * 0.42 * 0.61}{0.99 * \sin\left(\tan^{-1}\left(\frac{2.52}{2 * 0.61}\right)^{1.5}\right)} = 0.34 \text{ Kg/m}$$

Ya con la carga lineal calculada, procedemos a calcular la cantidad de cartuchos:

$$N_{cart} = \frac{Q_{AyCor} * Lcarga}{Kg \text{ de Explosivo/cart.}} = \frac{0.34 * 1.82}{0.077} = 8.1 \cong 8 \text{ Cartuchos}$$

4.2.1.8 Diseño de Hastiales:

Comenzamos con el cálculo del burden máximo

$$B_{Max} = 0.9 \sqrt{\frac{Q1 * RWS_{ANFO}}{C' * f\left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{Max} = 0.9 \sqrt{\frac{0.352 * 0.99}{0.42 * 1.45 * 1.25}} = 0.61m$$

Ahora calculamos el burden práctico:

$$B_p = \frac{0.2755 * H_{Túnel}}{2 \text{ Flancos}} = \frac{0.2755 * 3.5}{2} = 0.48 m$$

Calculamos la altura disponible en la que trabajarán los taladros de los hastiales:

$$H_{Disp} = (H_{Túnel} - r) = 3.5 - 1 = 2.5 m = A_h$$

Y ahora se calcula el espaciamiento:

$$S = 0.3345 * H_{Disp} = 0.3345 * 2.5 = 0.84$$

Calculamos el número de taladros para los hastiales:

$$N_{Tal} = \left(\frac{H_{Disp}}{S/B}\right) + 2 = \left(\frac{2.5}{1.25}\right) + 2 = 3$$

Ahora calculamos la Densidad de Carga de los hastiales:

$$Q_{Hast} = \frac{32.3 * 0.038 * 0.42 * 0.61}{0.99 * \sin\left(\tan^{-1}\left(\frac{2.50}{2 * 0.61}\right)^{1.5}\right)} = 0.34 \text{ Kg/m}$$

Y el número de cartuchos por taladro

$$N_{cart} = \frac{Q_{Hast} * Lcarga}{Kg \text{ de Explosivo/cart.}} = \frac{0.35 * 1.82}{0.077} = 8.1 \cong 8 \text{ Cartuchos}$$

4.2.1.9 Diseño de Corona:

El espaciamiento dentro de los taladros que serán colocados en la corona y los costados de la malla se calculará en función de la siguiente ecuación:

$$S_{Cor} = K\emptyset_1 = 15 * 0.038 = 0.57$$

Se procede con el cálculo del burden máximo para los taladros de la corona:

$$\frac{S}{B} = 0.80 \rightarrow B_{Max} = \frac{0.57}{0.80} = 0.71$$

Ahora calculamos el burden práctico:

$$B_p = B_{Max} - L * \sin 3^\circ - 0.02 = 0.71 - 2.2 * \sin 3^\circ - 0.02 = 0.55m$$

Continuamos con el número de taladros para la corona:

$$N_{Tal} = \left(\frac{H_{Túnel}}{B_{Máx} * S/B} \right) + 2 = \left(\frac{3.5}{0.71 * 0.8} \right) + 2 = 7 \text{ taladros}$$

Y calculamos la carga explosiva:

$$Q_{Cor} = 90 * \emptyset_1^2 = 90 * 0.038^2 = 0.12 \text{ Kg/m}$$

Y el número de cartuchos por taladros de corona:

$$N_{cart} = \frac{Q_{Cor} * Lcarga}{Kg \text{ de Explosivo/cart.}} = \frac{0.12 * 1.82}{0.077} = 3 \text{ Cartuchos}$$

Aplicando una masa total de 0.21 Kg de Explosivo por taladro.

4.2.1.10 Diseño de Arrastre:

Calculamos el burden máximo para el arrastre:

$$B_{Max} = 0.9 \sqrt{\frac{Q1 * RWS_{ANFO}}{C' * f(S/B)}}$$

$$B_{Max} = 0.9 \sqrt{\frac{0.35 * 0.99}{0.342 * 1.45 * 1}} = 0.68m$$

Ahora calculamos el burden práctico:

$$B_p = B_{Max} - L * \sin 3^\circ - 0.02 = 0.76 - 2.2 * \sin 3^\circ - 0.02 = 0.52m$$

Calculamos el Número de taladros de arrastre:

$$N_{Tal} = \left(\frac{A_{Túnel} + 2L * \sin \gamma}{B_{Máx} * S/B} \right) + 2 = \left(\frac{3.5 + 2 * 2.2 * \sin(3)}{0.76 * 1} \right) + 2 = 6 \text{ taladros}$$

Para fines prácticos en esta ocasión se usarán 6 taladros en el arrastre.

Ahora tenemos dos espaciamentos, el primer espaciamento entre los taladros centrales de arrastre, y el segundo para los taladros de la esquina:

Espaciamento de taladros centrales:

$$S_{Arr-i} = \left(\frac{A_{Túnel} + 2L * \sin \gamma}{N_{tal} - 1} \right) = \left(\frac{3.5 + 2 * 2.2 * \sin(3)}{7 - 1} \right) = 0.58m$$

Y para el espaciamento de los taladros de las esquinas:

$$S_{Arr-e} = 0.97 - (A_{Túnel} * \sin(3)) = 0.97 * (3.5 * \sin(3)) = 0.78$$

Para el arrastre se considera el ancho del túnel como la abertura del arrastre (Ah).

Con esta aclaración se procede a calcular la carga de los taladros:

$$Q_{Arr} = \frac{32.3 * \emptyset_1 * C' * B_{Max}}{RWS_{ANFO} * \sin \left(\tan^{-1} \left(\frac{A_h - A_{yArr}}{2 * B_{Max}} \right)^{1.5} \right)}$$

$$Q_{Arr} = \frac{32.3 * 0.038 * 0.42 * 0.68}{0.99 * \sin \left(\tan^{-1} \left(\frac{3.5}{2 * 0.68} \right)^{1.5} \right)} = 0.37 \text{ Kg/m}$$

Calculamos ahora en Número de cartuchos de explosivo:

$$N_{cart} = \frac{Q_{Arr} * L_{carga}}{\text{Kg de Explosivo/cart.}} = \frac{0.37 * 1.82}{0.077} = 9 \text{ Cartuchos}$$

Teniendo una masa explosiva de 0.67 Kg de explosivo por taladros.

4.2.2 Factor de Seguridad

Para la determinación del factor de seguridad se tendrán como base la información del diseño plasmada en el siguiente cuadro:

FS	APLICACIÓN
2	NÚCLEO
3	CONTORNOS
4	ARRASTRE
5	CORTE
6	ARRANQUE

Dentro del arranque tenemos el cálculo del factor de seguridad:

$$F_S = \frac{P_0 D * F_C * A_e}{\left(\frac{B_n}{\emptyset_1} - 1 \right) * \sigma_c * RQD}$$

Donde:

- B_n = Burden nominal = $2B = 2(0.13) = 0.26 \text{ m}$.
- \emptyset_1 = Diámetro del taladro cargado = 0.038 m .

- RQD = índice de calidad de la roca = 55.6% = 0.556.
- σ_c = Resistencia a la compresión del macizo rocoso = 38.33 MPa = 38330 KPa.
- FS = Factor de Seguridad.
- FC = Factor de carguío de carga explosiva. Este valor se calcula con la siguiente fórmula:

$$F_C = \frac{\emptyset_e^2 * L_e * N^{\circ} \text{ de cartuchos}}{\emptyset_1^2 * L_{Tal}} = \frac{0.029^2 * 0.203 * 9}{0.038^2 * 2.2} = 0.47$$

Donde:

- \emptyset_e = Diámetro de explosivo = 0.022 m.
- L_e = Longitud de explosivo = 0.203 m.
- \emptyset_1 = Diámetro de taladro = 0.038 m.
- L_{Tal} = Profundidad del taladro = 2.2 m.
- N° de cartuchos por taladros = 8.
- A_e = Acoplamiento del explosivo. Este dato se calcula con la siguiente fórmula

$$A_e = \frac{\emptyset_e}{\emptyset_1} = \frac{0.022}{0.038} = 0.75$$

- POD = Es la presión de detonación que se da en el taladro. Para el SEMEXA 80% tenemos:

$$P_{oD} = 12500000 Pa$$

Donde:

- ρ_e = Densidad del explosivo (gelatina del 75%) = 1.18 g/cm³
- VOD = Velocidad de Detonación = 4500 m/s.

Por lo que reemplazando en la fórmula del factor de seguridad tenemos:

$$F_S = \frac{12500000 * 0.47 * 0.75}{\left(\frac{0.26}{0.038} - 1\right) * 160250 * 0.72} = 8.97$$

Interpretación: El valor de este factor muestra que con la aplicación de un área de influencia (o burden nominal) de 0.29 producirá un factor de seguridad de "8.97", lo cual es bueno, pero usualmente se recomienda un factor con un valor de "06" en el arranque, así que se procederá a ajustar el valor del burden nominal:

$$B_n = \emptyset_1 * \left(\frac{P_{oD} * F_C * A_e}{F_S * \sigma_c * RQD} + 1 \right) = 0.038 * \left(\frac{12500000 * 0.47 * 0.75}{6 * 160250 * 0.72} + 1 \right) = 0.28m$$

Este nuevo valor lo que nos indica es que para un FS = 06, se necesita un área de influencia de 0.28.

En otras palabras, bajo las condiciones de la zona de trabajo, los taladros de arranque poseen la fuerza necesaria para fracturar el macizo rocoso, con influencia hasta casi el tercer cuadrángulo del diseño de malla.

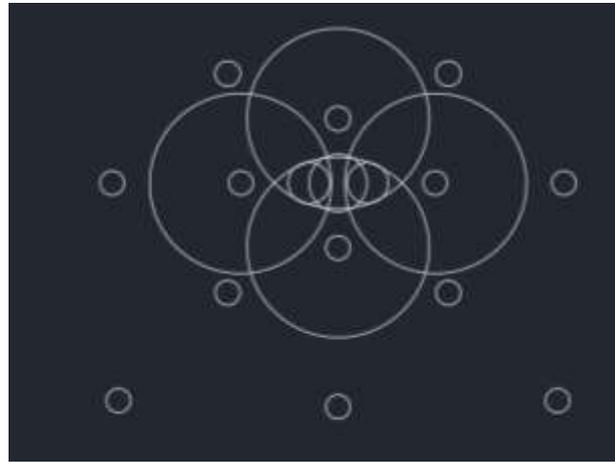


Figura 42. Área de influencia de un taladro de arranque
Fuente. Elaboración propia.

Hasta aquí se realizó el análisis del área de influencia dentro de cada uno de los 4 taladros en las secciones de arranque. Seguidamente se debe calcular el factor de seguridad del área de influencia de los demás taladros, pero ahora se tomará un factor de seguridad con un valor nominal de “05”.

Para el segundo cuadrante con un burden B = 0.19

$$F_s = \frac{12500000 * 0.47 * 0.75}{\left(\frac{0.38}{0.038} - 1\right) * 160250 * 0.72} = 5.58$$

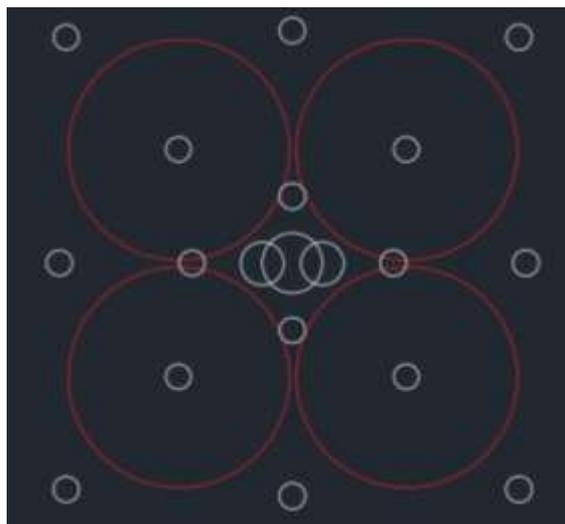


Figura 43. Área de influencia de sección de Primer Cuadrante.
Fuente. Elaboración propia.

Para esta ocasión, el factor de seguridad otorga un valor en el factor de seguridad más cercano al valor nominal, pero de todas formas se debe de realizar un ajuste para que el factor de seguridad sea igual a "05".

$$B_n = \emptyset_1 * \left(\frac{P_o D * F_C * A_e}{F_S * \sigma_c * RQD} + 1 \right)$$
$$B_n = 0.33m$$

Segundo cuadrante

Para el análisis a realizarse en el tercer segundo cuadrante, se tiene un valor nominal del burden de 0.26m.

Con este factor nominal, el Factor de Seguridad adquiere un valor de FS = 3.61

Una vez hallado el valor del Factor de Seguridad, se procede a realizar las variaciones necesarias para que el valor sea más cercano a "05", por lo que tenemos un burden nominal nuevo:

$$B_n = 0.46 \text{ m.}$$

Como puede apreciarse en el resultado, el factor de seguridad disminuye de la mano del crecimiento del burden.

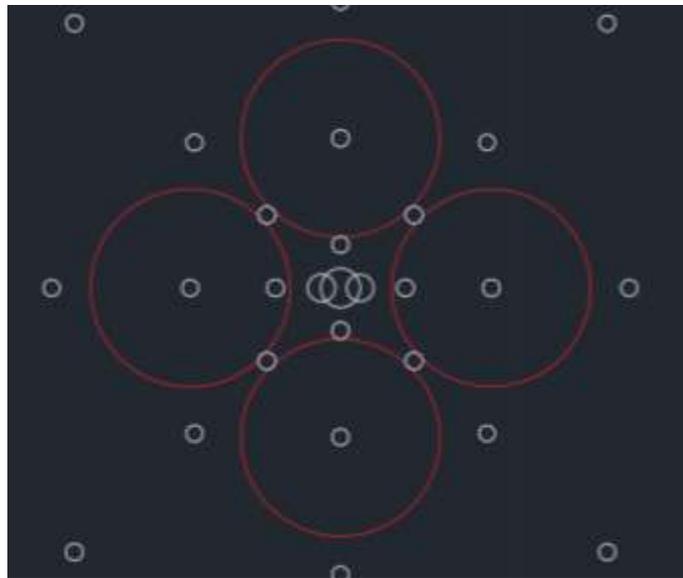


Figura 44. Área de Influencia del Segundo Cuadrante
Fuente: Elaboración Propia.

Tercer cuadrante

Para el análisis a realizarse en el tercer cuadrante, se tiene un valor nominal del burden de 0.55m.

Con este factor nominal, el Factor de Seguridad adquiere un valor de $FS = 2.86$.

Una vez hallado el valor del Factor de Seguridad, se procede a realizar las variaciones necesarias para que el valor sea más cercano a "05", por lo que tenemos un burden nominal nuevo:

$$B_n = 0.58 \text{ m}$$

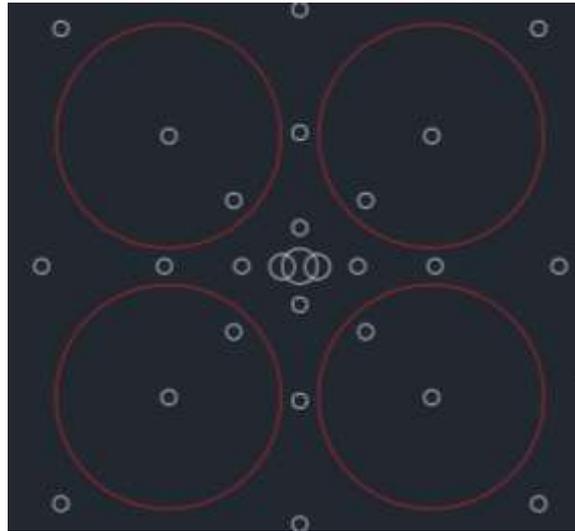


Figura 45. Área de Influencia Tercer Cuadrante
Fuente. Elaboración propia.

Cómo se aprecia en el diseño de AutoCAD, de la figura 35, existe un espaciamiento inadecuado entre las áreas de influencia del presente cuadrante, por lo que se modificó el diseño en función de la propuesta de las áreas de influencia, quedando de la siguiente manera.

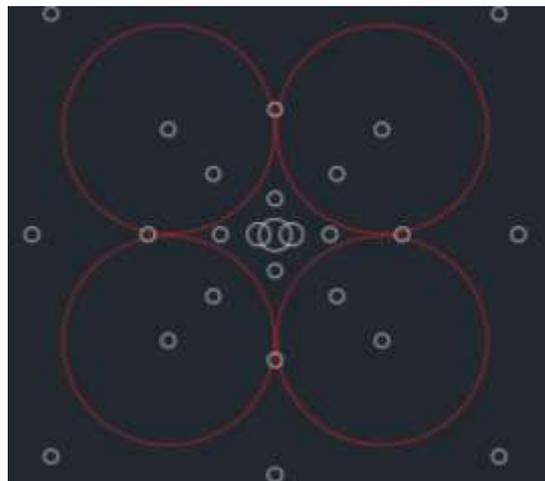


Figura 46. Áreas de influencia del Tercer Cuadrante
Fuente: Elaboración Propia.

Cuarto cuadrante

Después del tercer cuadrante, toca realizar el análisis de área de influencia en las zonas de tajeo. Para ello aplicamos la fórmula del valor de seguridad:

$$F_S = 2.35$$

Se procede con el cálculo del burden nominal.

$$B_n = \emptyset_1 * \left(\frac{P_o D * F_C * A_e}{F_S * \sigma_C * RQD} + 1 \right)$$

$$B_n = 0.70$$

Quinto cuadrante

Después del cuarto cuadrante, toca realizar el análisis de área de influencia e las zonas de tajeo. Para ello aplicamos la fórmula del valor de seguridad:

$$F_S = 1.93$$

Se procede con el cálculo del burden nominal,

$$B_n = \emptyset_1 * \left(\frac{P_o D * F_C * A_e}{F_S * \sigma_C * RQD} + 1 \right)$$

$$B_n = 0.85$$

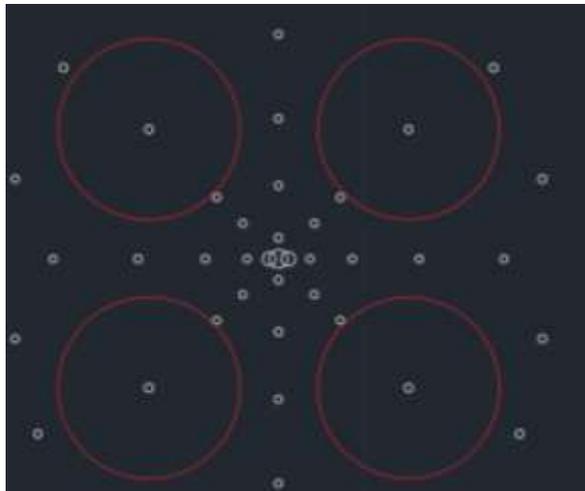


Figura 47. Áreas de Influencia del Quinto Cuadrante
Fuente: Elaboración propia,

Con este resultado, en los taladros para el tajeo, y el valor del factor de seguridad generan un área de influencia más cercana a 1m.

Sexto cuadrante

Después del quinto cuadrante, toca realizar el análisis de área de influencia en las zonas de tajeo. Para ello aplicamos la fórmula del valor de seguridad:

$$F_S = 1.66$$

Se procede con el cálculo del burden nominal.

$$B_n = \emptyset_1 * \left(\frac{P_o D * F_C * A_e}{F_S * \sigma_C * RQD} + 1 \right)$$

$$B_n = 0.99m$$

Taladros de apoyo

Para la determinación de los taladros de apoyo, el factor de seguridad debe de ser igualado a dos (02), siendo así el caso, primero se analizará las ayudas de los hastiales:

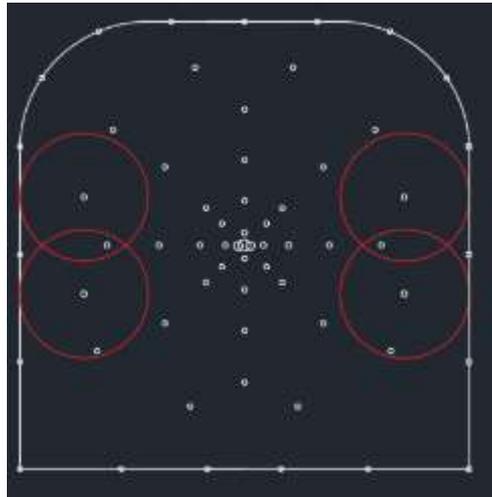


Figura 48. Análisis de área de influencia - Ayuda hastiales
Fuente: Elaboración Propia.

Si bien, según las áreas de influencia, pueden separarse un poco más para aprovechar mejor la energía del explosivo, primero procederemos a analizar las demás ayudas, para ver si es necesario realizar alguna modificación o conservar la propuesta desarrollada hasta el momento.

Ayuda de la corona

Para las ayudas de la corona, el factor de seguridad se conserva, y se procede a calcular el Burden y el factor de seguridad según el burden nominal. Para ello aplicamos la fórmula del valor de seguridad:

$$F_S = 1.53$$

Se procede con el cálculo del burden nominal.

$$B_n = \emptyset_1 * \left(\frac{P_o D * F_C * A_e}{F_S * \sigma_c * RQD} + 1 \right)$$
$$B_n = 1.00 \text{ m}$$

Ayuda del arrastre

Para la ayuda del arrastre, así como para la corona y los hastiales, se considera el factor de seguridad ideal de dos (02), obteniendo los siguientes resultados:

$$F_S = 1.66$$

Se procede con el cálculo del burden nominal.

$$B_n = \emptyset_1 * \left(\frac{P_o D * F_C * A_e}{F_S * \sigma_c * RQD} + 1 \right)$$
$$B_n = 1.02 \text{ m}$$

Teniendo los datos de todas las ayudas, procedemos a definir las áreas de influencia correspondientes:

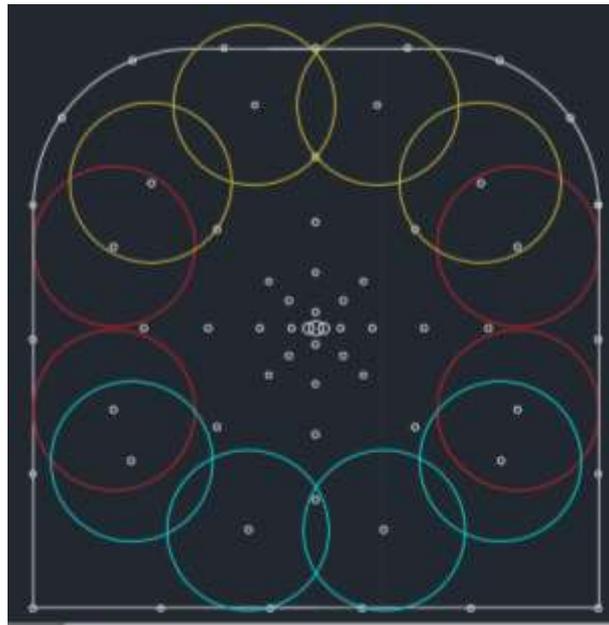


Figura 49. Área de influencia de los Taladros de Apoyo
Fuente: Elaboración Propia.

Como se puede apreciar en la Figura 39, los taladros no tienen una distribución ideal que permita un mayor aprovechamiento de la energía emitida por el explosivo, por lo que se proceden a realizar las modificaciones correspondientes.

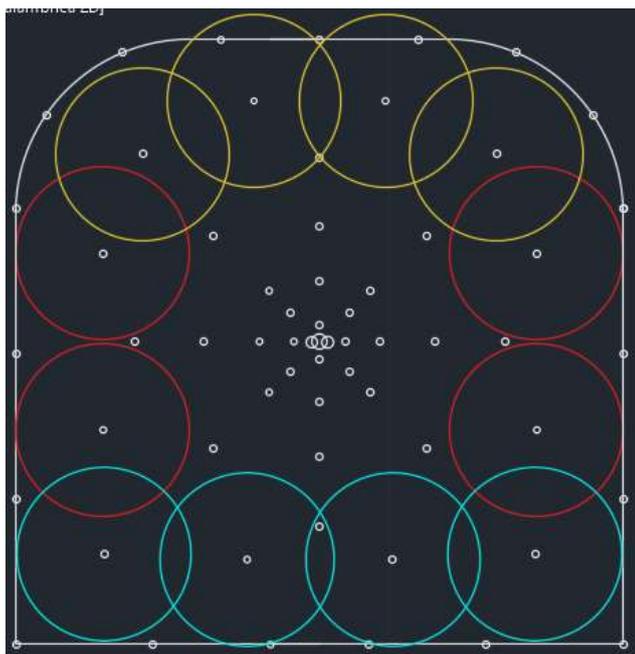


Figura 50. Área de Influencia de los Taladros de Apoyo
Fuente: Elaboración Propia.

Con una mejor distribución que permita aprovechar mejor la energía del explosivo procedemos ahora a calcular las áreas de influencia de todos los taladros de contorno.

A diferencia de los taladros de apoyo, el método aplica un factor de seguridad igual a (03) para los taladros del contorno, es decir, para hastiales, corona y arrastre.

Hastiales

Para el cálculo de las áreas de influencia de los hastiales se aplican las mismas fórmulas ya trabajadas anteriormente. Para ello aplicamos la fórmula del valor de seguridad:

$$F_S = 1.39$$

Se procede con el cálculo del burden nominal.

$$B_n = \emptyset_1 * \left(\frac{P_o D * F_C * A_e}{F_S * \sigma_c * RQD} + 1 \right)$$

$$B_n = 1.00m$$

Arrastre

Para el cálculo de las áreas de influencia de los arrastres, se aplican las mismas fórmulas ya trabajadas anteriormente. Para ello aplicamos la fórmula del valor de seguridad:

$$F_S = 1.44$$

Se procede con el cálculo del burden nominal.

$$B_n = \emptyset_1 * \left(\frac{P_o D * F_C * A_e}{F_S * \sigma_C * RQD} + 1 \right)$$
$$B_n = 1.11m$$

Corona

Para el cálculo de las áreas de influencia de la corona, se aplican las mismas fórmulas ya trabajadas anteriormente. Para ello aplicamos la fórmula del valor de seguridad:

$$F_S = 1.2$$

Se procede con el cálculo del burden nominal.

$$B_n = \emptyset_1 * \left(\frac{P_o D * F_C * A_e}{F_S * \sigma_C * RQD} + 1 \right)$$
$$B_n = 1.17m$$

Ya calculados los valores de la posible malla de perforación, procedemos a graficar las áreas de influencia.

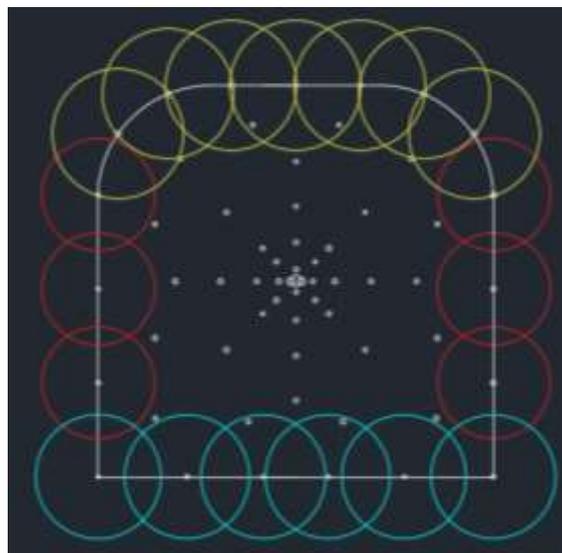


Figura 51. Área de Influencia de taladros de contorno
Fuente. Elaboración propia.

Para la distribución de los taladros de contorno, se puede observar que, en los hastiales, el solapamiento de las áreas de influencia se superponen unas a otras.

Dado que se quiere evitar la sobrerotura del macizo rocoso, a pesar de que ésta sea roca muy resistente, se puede aplicar voladura controlada especialmente en la corona. Para los taladros de arrastre, el solapamiento también es excesivo, por lo que se

procede a cambiar el modelo propuesto inicialmente para una, mejor distribución de los taladros de producción.

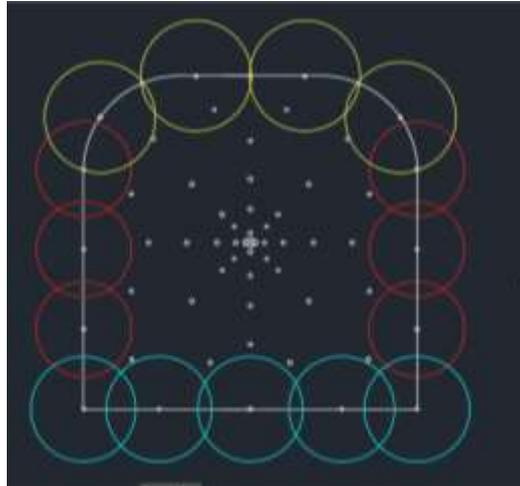


Figura 52. Propuesta final de los taladros de contorno.
Fuente: Elaboración Propia.

Para terminar con la propuesta de malla de perforación, se muestra a continuación un análisis de todos los taladros.

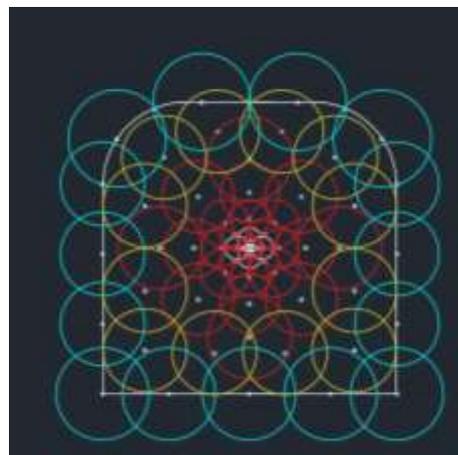


Figura 53. Malla final según áreas de influencia
Fuente: Elaboración Propia.

Ya calculado el área de influencia de los taladros de tajeo, procedemos con el cálculo del área de influencia y el factor de seguridad en la corona.

Para ello se debe recordar que se usará Semexa 65% como elemento de cebado y una columna de carga con Exadit 45%.

El Burden para los taladros de la corona es de "0.7".

La carga, por tratarse de taladros de corona, buscan preservar la consistencia del macizo rocoso, por lo que estará desacoplada para disminuir así la presión de detonación.

En la siguiente figura se puede apreciar un esquema de la columna de voladura no confinada.



Figura 54. Carga no confinada
Fuente. Elaboración propia.

Para voladura controlada o cargas desacopladas, la fórmula a aplicar para el cálculo del factor de seguridad es la siguiente:

$$F_s = \frac{P_o D_{Tal}}{\left(\frac{B_n}{\phi_1} - 1\right) * \sigma_c * RQD}$$

Donde:

$$P_o D_{Tal} = PCC + PCF$$

Donde:

$$PCC = P_o D_{CC} * FCC$$

$$PCF = P_o D_{CF} * FCF$$

Para la determinación de estos valores se usará la Ley de Boyle y Mariotte para calcular así las presiones parciales, donde:

$$P_1 x V_1 = P_2 x V_2$$

$$P_{CC} x V_{Tal} = P_o D_{CC} x V_{CC}$$

$$P_{CC} = P_o D_{CC} x \frac{V_{CC}}{V_{Tal}}$$

$$P_{CC} = P_o D_{CC} x FCC$$

$$P_{CF} = P_o D_{CF} x FCF$$

Donde:

Factor de carguío de columna de carga (FCC).

$$F_{CC} = \frac{\emptyset_e^2 * L_e * N^{\circ} \text{ de Cartuchos}}{\emptyset_1^2 * L_{CC}}$$
$$F_{CC} = \frac{0.022^2 * 0.178 * 3}{0.038^2 * 1.76} = 0.1$$

Factor de carguío de la carga de fondo (FCF).

$$F_{CF} = \frac{\emptyset_e^2 * L_e * N^{\circ} \text{ de cartuchos}}{\emptyset_1^2 * L_{CF}}$$
$$F_{CF} = \frac{0.022^2 * 0.177 * 1}{0.038^2 * 0.177}$$
$$F_{CF} = 0.34$$

Presión de detonación de columna de carga (PoDCC), para este caso se usan cartuchos Exadit 45% ($\rho = 1$).

$$P_oD_{CC} = \frac{\rho_e * V_o D^2}{4} * F_{CC}$$

Dado que la columna de carga corresponde a un taladro de la corona, la velocidad de detonación que se debe tomar para los cálculos corresponde al valor de cargas sin confinar.

$$P_oD_{CC} = \frac{1 * 3400^2}{4} * 0.1$$
$$P_oD_{CC} = 289\,000 \text{ KPa}$$

Presión de detonación de carga de fondo (PoDCF).

$$P_oD_{CF} = \frac{\rho_e * V_o D^2}{4} * F_{CC}$$

Al igual que para el cálculo de la presión de detonación de columna de carga (PoDCC), aquí se toma también el valor de la velocidad de detonación de cargas sin confinar.

$$P_oD_{CF} = \frac{1 * 4500^2}{4} * 0.4$$
$$P_oD_{CF} = 2\,025\,000 \text{ KPa}$$

Ahora toca reemplazar los datos en la ecuación para calcular la presión de detonación total en el taladro:

$$PoDTal = P_{CC} + P_{CF}.$$

$$PoDTal = 289\,000 + 2\,025\,000.$$

PoDTal = 2 314 000 Kpa.

Y ahora finalmente aplicamos la fórmula de Factor de Seguridad, reemplazando valores tenemos:

$$F_S = \frac{2\,314\,000}{\left(\frac{1.4}{\emptyset_1} - 1\right) * 38\,330 * 0.556} = 3.6$$

Como sabemos, el factor de seguridad en los taladros de corona, deben de tener un valor aproximado de "03", y dado que el resultado hallado es un valor muy próximo al ideal, se espera que tenga éxito en su aplicación.

Para el área de influencia se aplica la siguiente fórmula:

$$B_n = \emptyset_1 * \left(\frac{P_o D_{Tal}}{F_S * \sigma_c * RQD} + 1 \right)$$
$$B_n = 0.045 * \left(\frac{2\,314\,000}{3 * 38\,330 * 0.556} + 1 \right)$$
$$B_n = 1.7\,m$$

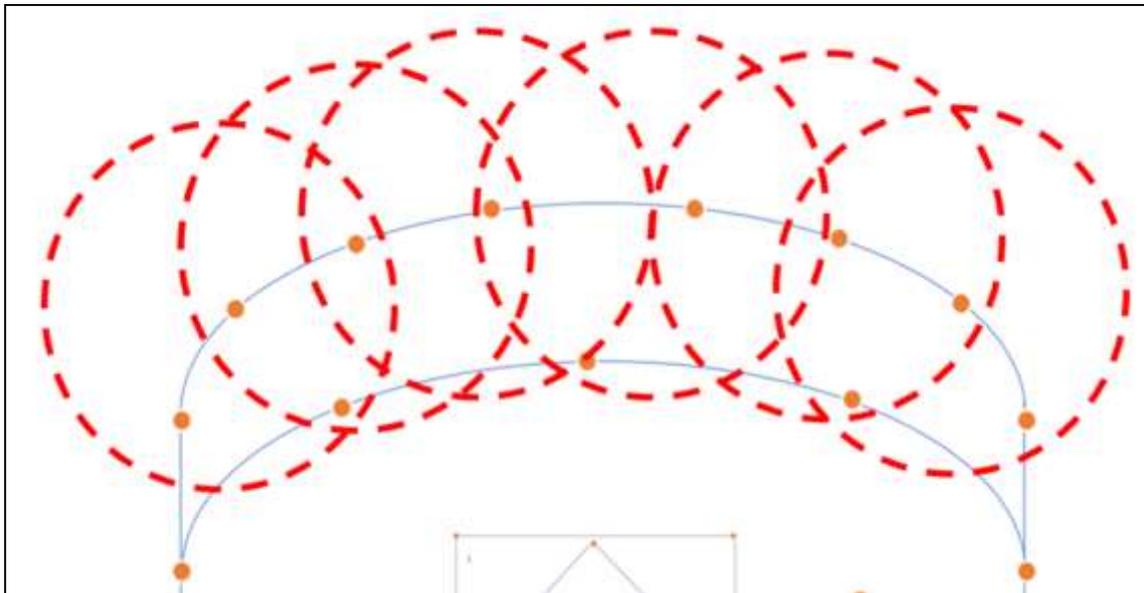


Figura 55. Área de influencia en la corona
Fuente. Elaboración propia.

Como se aprecia en la figura anterior, el radio de influencia permite romper el burden diseñado, pero el inconveniente es que va a dañar la corona, por lo que debe de ser corregido. Por ello se desarrolló la teoría de Smooth Blasting para el desarrollo de los taladros de corona previamente en el presente documento.

4.3 Discusión de resultados

4.3.1 Análisis de resultados

4.3.1.1 Diseño Final

Tabla 17.

Número de taladros.

N.º DE TALADROS	TIPO	Ø DE BROCA(m)	LONGITUD (m)
58	PRODUCCIÓN	0.038 m	3.5 m
02	ALIVIO	0.064 m	3.5 m
TOTAL		60 TALADROS	

Fuente. Elaboración propia.

Tabla 18.

Detalles del diseño final.

INFORMACIÓN DEL DISEÑO	
Número de Taladros	60 taladros
Longitud de taladro	2.28 m
Longitud de Carga	1.25 m
Avance por disparo	2.1 m
Volumen de material disparado	33.44 m ³
Toneladas	75.35 Tn
Peso del Explosivo	0.077 – 0.108 Kg
Peso total del Explosivo	43.2 Kg
Factor de Carga	1.36 Kg / m ³
Diámetro del taladro de alivio máximo	64 mm
Diámetro del taladro de alivio mínimo	38 mm
Factor de avance	20.57 Kg/m de avance

Fuente. Elaboración propia.

Tabla 19.

Datos del macizo rocoso obtenidos.

DATOS DE LA ROCA OBTENIDOS	
Constante de Roca "C"	0.29
Consumo específico de explosivo	0.32 Kg de Anfo/m ³
Índice de Volabilidad	90

Factor de Roca	9.46
Factor de Energía	10.86 MJ/t

Fuente. Elaboración propia.

Ya con los valores del área de influencia determinados, con los datos geomecánicos brindados y las condiciones geológicas descritas, se procedió a un diseño y aplicación del método de área de influencias de taladros para optimizar el proceso de perforación y voladura dentro de la zona de estudio.

A. Labores de sección Controlada

Para poner en ejercicio la nueva malla de perforación desarrollada en la presente investigación, debe de ser pintada en el frente y se hace un seguimiento correspondiente para que de esa forma se desarrollen las actividades con mayor precisión.

Por lo general se recomienda aplicar un color contrastante con el macizo rocoso, para que la delimitación de la sección se realice sin mayores inconvenientes.

B. Control de Paralelismo

Para evitar las desviaciones no deseadas dentro de los taladros, se aplicará guidores de madera para evitarlas, de forma tal que en la realidad los resultados sean más próximos a los esperados según los cálculos desarrollados.



Figura 56. Control de Paralelismo ANTES/DESPUÉS

Fuente: Elaboración Propia.

Como se puede apreciar en la imagen, la manera correcta en la que deben de ser efectuados los taladros dentro del macizo rocoso.

Al costado derecho se pueden apreciar taladros realizados sin los guidores, y no presentan un adecuado paralelismo, presentándose así errores de perforación.



Figura 57. Instalación de rampa de perforación
Fuente: Elaboración Propia.

C. Sobre excavación

La aplicación de un diseño elaborado de malla como el presente caso, permite tener una sobre excavación baja en las labores.

Tabla 20.

Sobre excavación

Variable	Antes	Después
Avance por Dispar	1.95-2.05 m	2.15m
Sección	3.5 x 3.15 Con bordes irregulares	3.5 x 3.5 m ²
Factor de Energía	11.6 MJ/t	10.8 MJ/t
Sobreexcavación (m)	0.25 m	0.15 m

Fuente. Elaboración propia

D. Mejoras tras implementación

Tras la implementación de la malla de perforación, se tuvieron inconvenientes menores con problemas con el perforista, cuyo conocimiento empírico pensaba era el mejor para desarrollar las actividades de perforación y voladura en la unidad; sin embargo, tras una capacitación se logró conseguir el compromiso de su parte para desarrollar el proyecto.

Tras la primera implementación de la malla desarrollada a raíz de la presente investigación, que se dio el 20 de enero del 2020 hasta finalizado el mes de mayo se tuvieron las siguientes estadísticas:

Tabla 21.

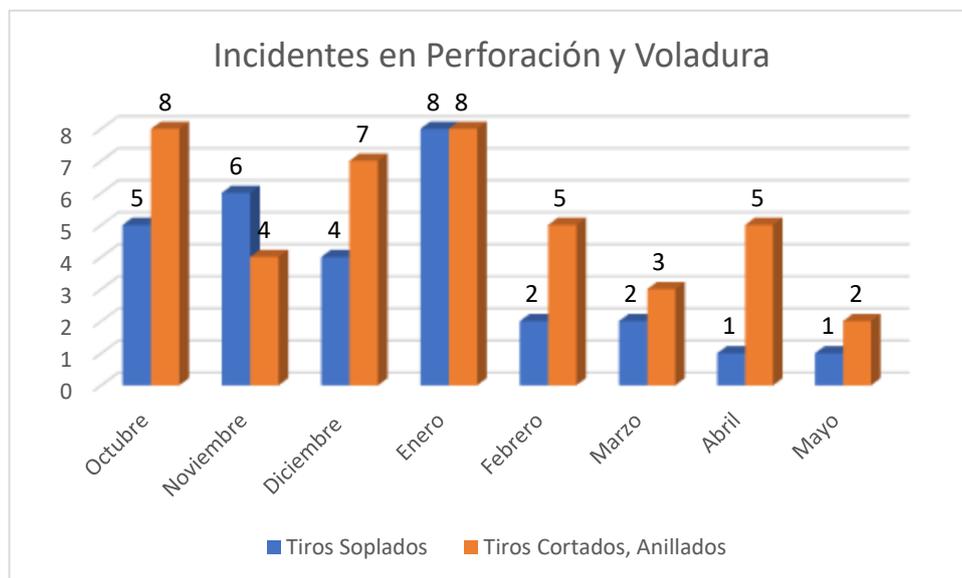
Fallas en voladura.

Año	Mes	Tiros Soplados	Tiros Cortados, Anillados
2019	Octubre	5	8
	Noviembre	6	4
	Diciembre	4	7
2020	Enero	8	8
	Febrero	2	5
	Marzo	2	3
	Abril	1	5
	Mayo	1	2

Fuente. Elaboración propia

Tabla 22.

Diagrama de Fallas en Perforación y Voladura



Fuente. Elaboración propia.

Como se pueden apreciar en los resultados en la tabla y gráficas anteriores, se nota una disminución de fallas e incidentes producidos en el proceso de perforación y

voladura de la unidad minera, especialmente se detectó la reducción en los tiros sopladados.

E. Reducción de Costos

Con respecto a la reducción de costos se tuvo el siguiente análisis comparativo:

Tabla 23.

Costos de Avance en labor.

Descripción	Costo por metro de avance (US\$/ml)	
	Antes	Después
Labor en galería 3.5 x 3.5	705.75 US\$/ml	628.49 US\$/ml

Fuente. Elaboración propia.

Los costos van disminuyendo a causa de la menor cantidad de taladros realizados en el frente de trabajo, disminución de cantidad de explosivos, disminución en los tiempos de incidencia, así como disminución en el tiempo de ciclo de minado.

Estructura de precios unitarios antes de la implementación por teorías de influencia.

Tabla 24.

Estructura de precios unitarios antes de la implementación por teorías de influencia.

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS								
GAL 3,50x3,50 EN ROCA SEMIDURA								
UNIDAD MINERA YARABAMBA								
PARTIDA:	GALERIA				FECHA	5-Nov		
EQUIPOS:	JACKLEG				N°Taladros	63		
SECCION:	3.5 X		3.5 m2		LBarra	8 pies		
VOLUM:	32.49 m3 roto				Lefectiva	2.4 ml		
FACTOR DE CARGA:	1.63 kg/m3				AVANCE	2.04 ml		
TALADROS VACIOS	5				F.Esponjami	30%		
ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNI.	CANTID.	ECIO UNITARIO	P.PARC.	SUBTOT.	TOTAL\$/ML
						\$	\$	
1.-	MANO DE OBRA							
	perforistas		1 h-h	8	4.16 \$/hr	33.3	16.31	
	Ayudante perforistas		1 h-h	8	3.76 \$/hr	30.0	14.73	
	compresorista		0.625 h-h	5	3.76 \$/hr	18.8	9.20	
	lider/maestro/capataz		0.25 h-h	2	4.16 \$/hr	8.3	4.08	
	Jefe de guardia		0.06 h-h	0.5	8.04 \$/hr	4.0	1.97	46.29
			2.935	23.5				
2.-	IMPLEMENTOS							
	implementos personal perforacion		h-h	16	0.56 \$/hr	8.96	4.39	
	implementos personal auxiliar		h-h	7.5	0.54 \$/hr	4.05	13.50	17.89
3.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS							
	herramientas		gdia	1	8.35 \$/gdia	8.35	4.09	4.09
4.-	PERFORACION							
	perforadora jackleg		pp	544	0.11 \$/pp	59.84	29.33	
	lubricantes		gln	0.25	6 \$/gln	1.5	0.74	
	barras conicas y brocas descartables		pp	544	0.25 \$/pp	136	66.67	
	manguera de 1" diametro 30 mts(V.Util 200m)		m	30	2.2 \$/m	66	32.35	
	manguera de 1/2" diametro 30 mts(V.Util 200m)		m	30	3.28 \$/m	98.4	48.24	
	acoples de tuberias y mangueras		global		\$/global			177.32
5.-	EQUIPOS							
	compresora 750		h-m	5	20.45 \$/hr	102.25	50.12	
	lampara		h-h	8	0.5 \$/hr	4	1.96	
								52.08
6.-	Explosivos							
	exadit 65%		uni	466	0.82 \$/uni	382.12	187.31	
	exadit 45%		uni	36	0.7 \$/uni	25.2	12.35	
	Fanel 4,2		uni	63	1.35 \$/uni	85.05	41.69	
	carmex		uni	63	0.65 \$/uni	40.95	20.07	
	cordón detonante 3p		m	14	0.8 \$/uni	11.2	5.49	
								266.92
7.-	TOTAL COSTOS DIRECTOS							564.60
8.-	GASTOS INDIRECTOS							
	gastos generales		%	15				84.69
	utilidad		%	10				56.46
9.-	TOTAL COSTO LINEAL EN METROS (U\$\$/ML)							705.75

Fuente. Elaboración propia.

Estructura de costos después de la implementación de teoría de influencia

Tabla 25.

Estructura de costos después de la implementación de teoría de influencia.

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS NUEVOS								
GAL 3,50x3,50 EN ROCA SEMIDURA								
UNIDAD MINERA YARABAMBA								
PARTIDA:	GALERIA				FECHA	5-Nov		
EQUIPOS:	JACKLEG				N°Taladros	58		
SECCION:	3.5 X		3.5 m2		LBarra	8 pies		
VOLUM:	36.31 m3 roto				Lefectiva	2.4 ml		
FACTOR DE CARGA:	1.36 kg/m3				AVANCE	2.28 ml		
TALADROS VACIOS	2				F.Esponjamiento	30%		
ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNI.	CANTID.	PRECIO UNITARIO	P.PARC.	SUBTOT.	TOTAL\$/ML
						\$	\$	
1.-	MANO DE OBRA							
	perforistas		1 h-h	8	4.16 \$/hr	33.3	14.59	
	Ayudante perforistas		1 h-h	8	3.76 \$/hr	30.0	13.18	
	compresorista		0.56 h-h	4.5	3.76 \$/hr	16.9	7.41	
	lider/maestro/capataz		0.25 h-h	2	4.16 \$/hr	8.3	3.65	
	Jefe de guardia		0.06 h-h	0.5	8.04 \$/hr	4.0	1.76	40.59
			2.87	23				
2.-	IMPLEMENTOS							
	implementos personal perforacion		h-h	16	0.56 \$/hr	8.96	3.93	
	implementos personal auxiliar		h-h	7	0.54 \$/hr	3.78	12.60	16.53
3.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS							
	herramientas		gdia	1	8.35 \$/gdia	8.35	3.66	3.66
4.-	PERFORACION							
	perforadora jackleg		pp	480	0.11 \$/pp	52.8	23.16	
	lubricantes		gln	0.25	6 \$/gln	1.5	0.66	
	barras conicas y brocas descartables		pp	480	0.25 \$/pp	120	52.63	
	adaptadores		un	1	0.08 \$/pp	0.08	0.04	
	barra y broca escariadora		pp	412	0.13 \$/pp	53.56	23.49	
	manguera de 1" diametro 30 mts(V.Util 20C m			30	2.2 \$/m	66	28.95	
	manguera de 1/2" diametro 30 mts(V.Util 2 m			30	3.28 \$/m	98.4	43.16	
	acoples de tuberías y mangueras		global		\$/global			172.08
5.-	EQUIPOS							
	compresora 750		h-m	4.5	20.45 \$/hr	92.025	40.36	
	lampara		h-h	8	0.5 \$/hr	4	1.75	
								42.12
6.-	EXPLOSIVOS							
	exadit 65%		uni	449	0.82 \$/uni	368.18	161.48	
	exadit 45%		uni	21	0.7 \$/uni	14.7	6.45	
	Fanel 4,2		uni	58	1.35 \$/uni	78.3	34.34	
	carmex		uni	61	0.65 \$/uni	39.65	17.39	
	cordón detonante 3p		m	14	0.8 \$/uni	11.2	4.91	
								224.57
7.-	TOTAL COSTOS DIRECTOS							499.55
8.-	GASTOS INDIRECTOS							
	gastos generales		%	15				74.93
	utilidad		%	10				49.96
9.-	TOTAL COSTO LINEAL EN METROS (U\$\$/ML)							624.44

Fuente: Elaboración propia

Con respecto a los costos operativos perforación y voladura, se tuvo una reducción del 15% con respecto a los costos originales previos a la implementación de la mejora, esto se debe a que se obtuvo un mayor avance aplicando menores recursos,

menor desgaste de brocas, mayor eficiencia en los disparos efectuados. Los costos de mano de obra y EPP's para el personal por otro lado se mantuvieron iguales.

4.3.1.2 Diseño de malla de perforación propuesta

Según lo calculado en el diseño de holmerg, se obtuvo un total de 60 taladros de los cuales se han cargado un total de 58 taladros con un diámetro de 38 mm y existen 2 taladros descargados con un diámetro de 64 mm.

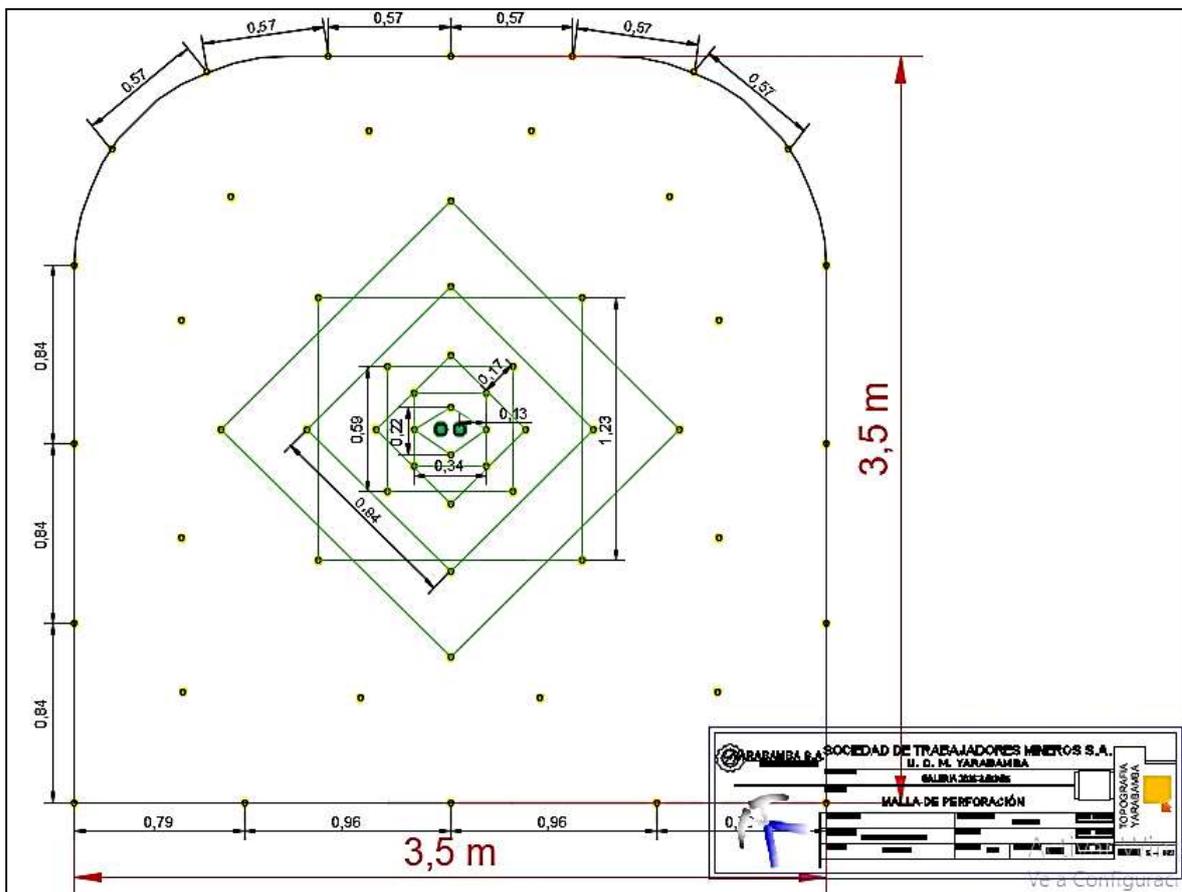


Figura 58. Diseño de malla de perforación propuesta.

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 26.

Resumen de nuevo diseño de malla de perforación

	Número de taladros	Cartuchos/taladros	Total, de cartuchos
Primer cuadrante	4 taladros	9 cartuchos	36 cartuchos.
Segundo cuadrante	4 taladros	9 cartuchos	36 cartuchos.
Tercer cuadrante	4 taladros	9 cartuchos	36 cartuchos.
Cuarto cuadrante	4 taladros	9 cartuchos	36 cartuchos.

Quinto cuadrante	4 taladros	9 cartuchos	36 cartuchos.
Sexto cuadrante	4 taladros	9 cartuchos	36 cartuchos.
Séptimo cuadrante	4 taladros	9 cartuchos	36 cartuchos.
Ayuda de las coronas	4 taladros	10 cartuchos	40 cartuchos.
Ayuda de los arrastres	2 taladros	8 cartuchos	16 cartuchos.
Ayuda de los Taladros de los hastiales	6 taladros	8 cartuchos	48 Cartuchos.
Taladros de hastiales	6 taladros	8 cartuchos	48 Cartuchos
Taladros de corona	7 taladros	3 cartuchos	21 cartuchos.
Taladros de arrastres	5 taladros	9 cartuchos	45 cartuchos.
Total Cargados	58 taladros cargados.	-----	470 cartuchos.
Total, sin cargar	2 taladros sin cargar	-----	0 cartuchos
Total	60 taladros	-----	-----

Fuente. Elaboración propia

A. Aplicación del Software JK Simblast 2D Face para evaluación de post voladura.

Se realizó el carguío de los taladros de acuerdo con el número de taladros, diseño de malla y número de cartuchos calculado; cargado de acuerdo a la cantidad de cartuchos en los taladros, para luego realizar la simulación de una voladura donde se encontró la energía distribuida de acuerdo a la zonificación de la malla de perforación.

Distribución de los taladros en el JK Simblast 2D Face

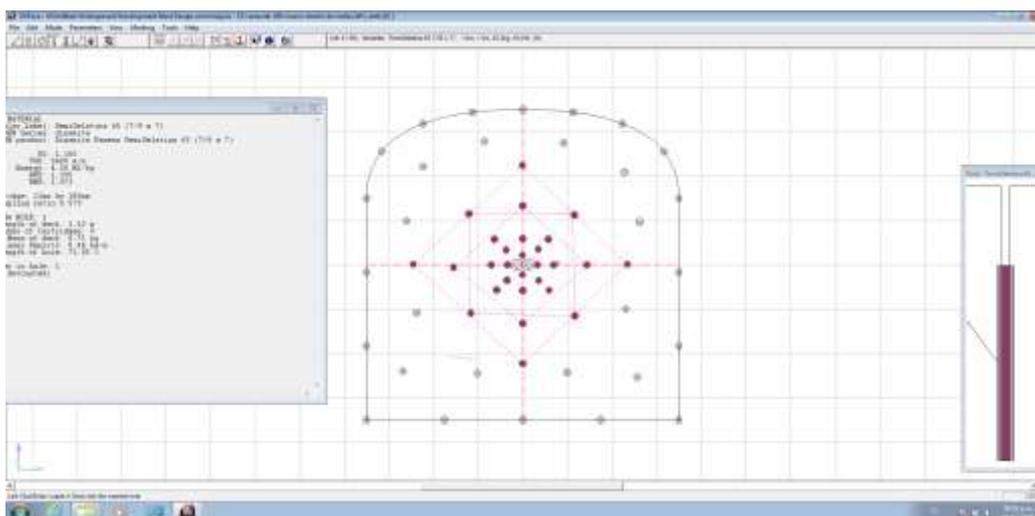


Figura 59. Aplicación del software jk simblast 2d face para evaluación de post voladura.
Fuente: Elaboración propia.

Simulación de disparo en software jk simblast.

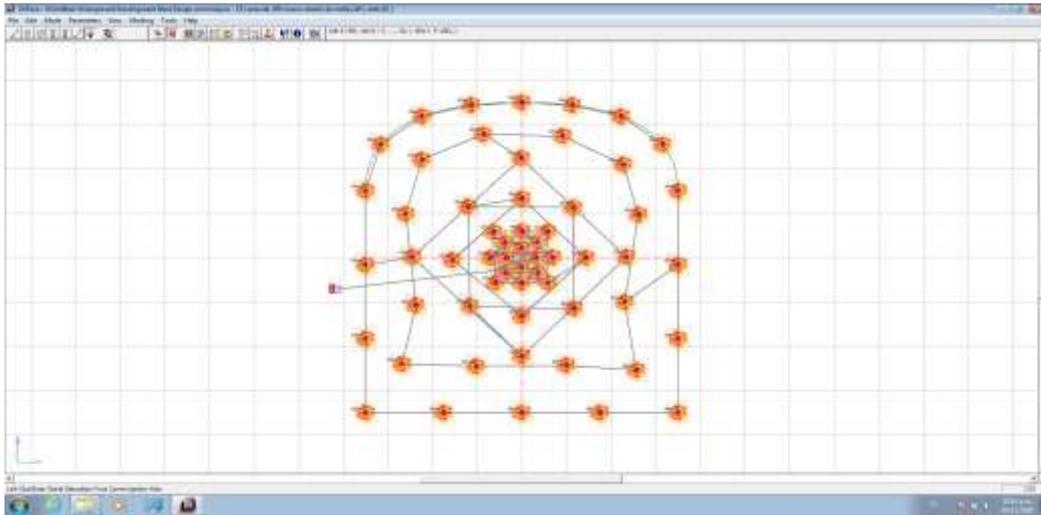


Figura 60. Simulación de disparo en software jk simblast
Fuente: Elaboración propia

Carga detonada vs tiempo de detonación

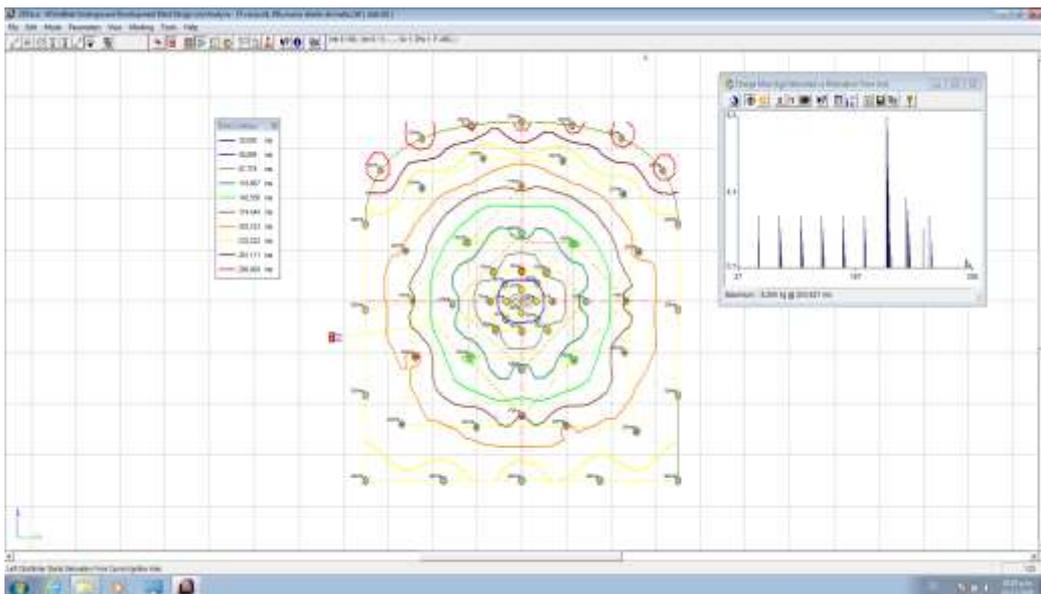


Figura 61. Carga detonada vs tiempo de detonación
Fuente: Elaboración propia

Distribución de halos de energía por taladros.

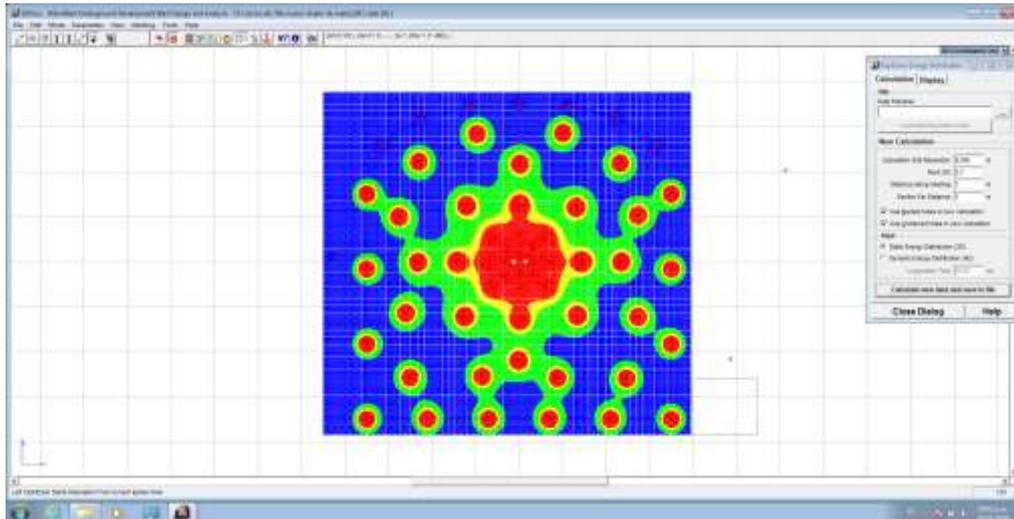


Figura 62. Zona con menor cantidad de energía producto de los controles implementados.
Fuente: Elaboración propia.

Para la obtención de la energía disipada en la zona de perforación se tomó los siguientes controles:

- Cantidad exacta de taladros en malla.
- Diseño de la malla de perforación de acuerdo a los burdenes y espaciamentos calculados.
- Selección del tipo de roca y naturaleza geomecánica.
- Carguío del explosivo de acuerdo al número de cartuchos por taladro.
- Carguío de explosivo de acuerdo a la densidad del explosivo.

Obtención de zonas menos perturbadas y zonas con menor cantidad de energía respecto a los contornos.

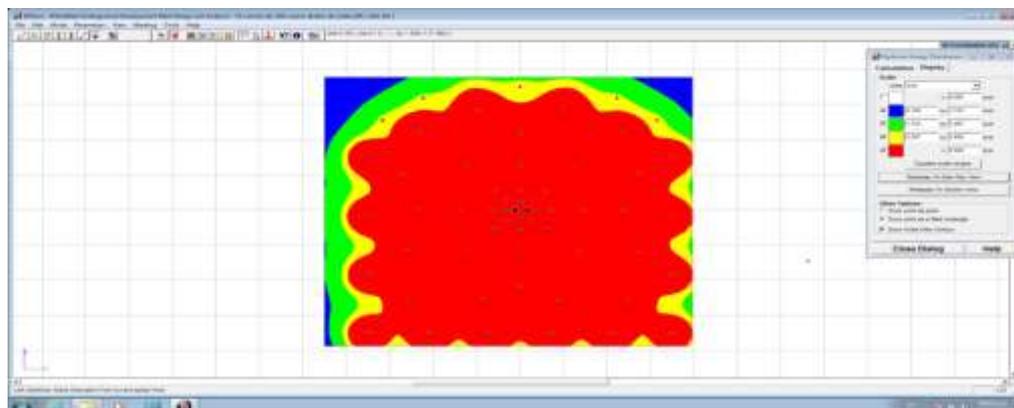


Figura 63. Obtención de zonas menos perturbadas y zonas con menor cantidad de energía respecto a los contornos
Fuente: Elaboración propia.

B. Sobrerotura tomadas después de la implementación del método holmberg

Analizando la sobrerotura después de los métodos aplicados, se observa que tenemos secciones más controladas mayores avances y menor porcentaje de sobrerotura en hastiales y coronas, por cada progresiva de muestreo.

Disminución de sobrerotura en secciones después de la aplicación del método

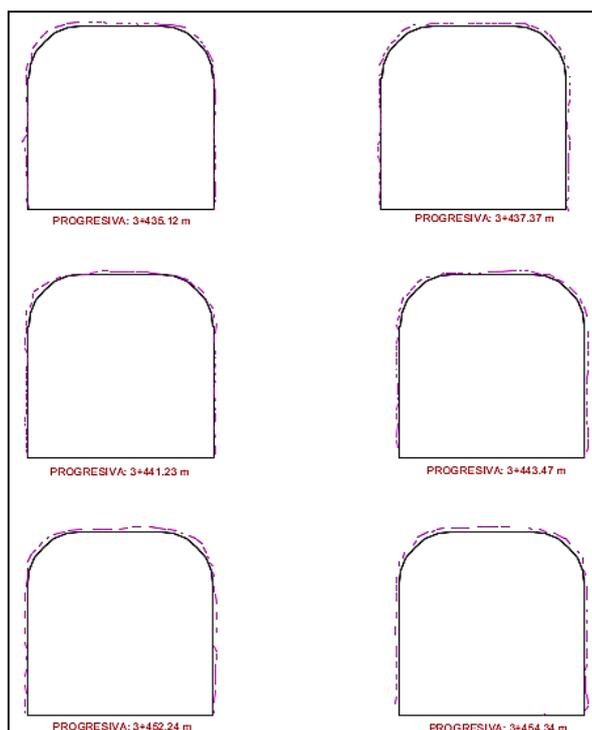


Figura 64. Sobrerotura en secciones después de la aplicación del método Holmberg

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 27.

Progresivas

PROGRESIVAS		AVANCES	ALTO DE LA SECCIÓN	ANCHO DE SECCIÓN	% de SOBREROTURA
Progresiva 3+435.12	Progresiva 3+437.37	2.25m	3.54 m	3.63 m	4.89%
Progresiva 3+441.23	Progresiva 3+443.47	2.24 m	3.55 m	3.57 m	4.89%
Progresiva 3+462.24	Progresiva 0+464.34	2.10 m	3.62 m	3.55 m	4.90%

Fuente:

C. Indicadores a mejorar a través del tiempo:

Los indicadores a mejorar a través del tiempo son: consumo de explosivos, % de sobre rotura, tiempo de marcado de malla y productividad; respecto a la productividad se vienen trabajando 9 labores lineales con un total de 28 trabajadores por guardia.

Tabla 28.

Indicadores a mejorar a través del tiempo.

	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio
Consumo de explosivos kgr	42.81 kgr.	43.22kgr.	40.45 Kgr.	40.01 Kgr.	38.47Kgr.	37.13 kgr.
% de sobre rotura m ³	11.18%	28.33%	14.36%	4.89%	4.89%	4.90%
Tiempos de marcado de malla m ² .	30 min.	35 min.	32 min.	30 min.	29 min.	28 min.
Productividad m/h-gdia.	0.63 m/h- gdia	0.65 m/h- gdia	0.68 m/h- gdia	0.70 m/h- gdia	0.72 m/h- gdia	0.72 m/h- gdia

Fuente: Elaboración propia.

CONCLUSIONES

Se logró la implementación de una malla de perforación y voladura aplicando el método de Roger Holmberg y el modelo matemático de área de influencias dentro de la unidad minera de YARABAMBA para un frente desarrollado en galería de 3.5 x 3.5 metros, un área de 12.25 m² y con un avance de 2.12 m por disparo.

Se determinaron las constantes y valores de evaluación geomecánica del macizo rocoso de la unidad minera, obteniéndose lo siguiente: GSI: 65, RMR 70, RQD 72%, densidad promedio de 2.7 g/cm³,

Se logró determinar las principales variables que se necesitaba para la determinación de la malla de perforación óptima, como son las variables geomecánicas del macizo rocoso y las variables de con respecto al explosivo a manejar, como son la carga lineal de 0.384 Kg/m, desviación de taladro de 0.02 m, factor de energía de 10.15 MJ/m³.

Se logró establecer un Factor de carga de 1.36 Kg/m³, mejorando mediante la investigación no sólo la fragmentación, sino también la optimización de recursos y una mayor sensación de seguridad tras la reducción de incidentes durante el proceso de voladura.

Se logró un avance de 2.10 de eficiencia de disparo por lo que se verifica un aumento en comparación de los resultados antes de la implementación de la malla de perforación.

A través de la optimización de la malla de perforación y voladura, se logró reducir los costos unitarios de 705.75 \$/m a 627.35 \$/m, es decir se ha reducido en un 15% a comparación con lo que se venía obteniendo. Además, se controla mejor la sobre rotura.

En el nuevo diseño de malla se implementó el arranque con corte cilíndrico en 2 taladros de diámetro de perforación de 64 m y cuatro taladros para ser cargados de 38mm; todo esto permite generar mayor cara libre para la etapa de voladura.

Mediante la aplicación del modelo matemático de Holmberg se logró una distribución de los taladros en lo que se involucra una disminución de la cantidad de taladros de 68 a 60 además de mejorar el avance de 0.15 m/disparo.

RECOMENDACIONES

Una medida eficiente en la reducción de disparos fallados, es realizar un control constante en los diseños de voladura, haciendo un seguimiento a todas las operaciones unitarias del proceso de perforación y voladura, especialmente durante el proceso de carguío de los taladros, tratando siempre de minimizar y eliminar prácticas empíricas que pueda realizar el personal de trabajo.

Es importante determinar otros factores que puedan estar relacionados en los resultados de la perforación y voladura dentro de la unidad minera como son: Geología del yacimiento, preservación de la simetría de los taladros, control adecuado del paralelismo, control adecuado de la distribución de retardos, guidores inadecuados, taladros tapados, y en general todo aquello que a la larga pueda generar condiciones no deseadas o desfavorables para el trabajo.

Realizar mapeos geomecánicos continuos, con la finalidad de obtener datos actualizados del macizo rocoso; estos datos inciden en la malla para obtener un avance eficiente.

Para obtener un buen resultado es recomendable realizar seguimientos y controles; por parte de la supervisión como marcado de malla de perforación, distribución de carguío en los taladros, controles de paralelismo; controles de avance.

El compromiso del personal para con la empresa siempre es importante, pues esta será la única forma de asegurar que los resultados que se den en todas las operaciones dentro de la empresa, puesto que no hay forma de lograr óptimos resultados con la ausencia de compromiso por parte del equipo de trabajo que va desde el gerente hasta el último colaborador de la misma.

Mantener a un personal capacitado siempre es recomendable y motiva a los trabajadores a realizar mejor sus actividades tras la mejora constante de su capacidad laboral, eliminando a su vez todos los conocimientos empíricos y reemplazándolos por conocimiento fundamentado que puede ser aplicado en campo.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Aduvire O. & López, J. Aplicación del modelo matemático de fragmentación de rocas para la reducción de costos en voladura en minería. 2004.
- Agreda, C. Operaciones mineras de perforación y voladura de rocas. 1996.
- Aquino, O. Reducción de los costos operativos a través de la optimización de estándares en las operaciones unitarias de perforación y voladura. Pontificia Universidad Católica del Perú. 2009.
- Barriga, A. Implementación de una Malla de Perforación para Mejorar la Voladura en la CIA. Minera Castrovirreyna. Arequipa, Perú: Universidad Nacional de San Agustín; 2015.
- Bieniawski, Z. "Engineering Rock Mass Classifications" A Wiley – Interscience, EE.UU 1989.
- Chambi, A. Nuevo diseño de malla de perforación y voladura para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo en la U.M. El COFRE, Puno. Universidad Nacional del Altiplano. Perú 2011.
- Chambi, J. Optimización de Perforación y Voladura para desarrollar estándares técnicos en la Unidad Minera de Tambomayo. Arequipa, Perú: Universidad Nacional de San Agustín; 2019.
- Choque, E. Diseño de malla de perforación y voladura aplicando el método de Roger Holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en la compañía minera Ares S.A.C.-U.O. Arcata. Universidad Nacional del Altiplano. Perú.
- Choque, J. Aplicación del modelo matemático de Langefors para mejorar el diseño de mallas para voladura de taladros largos – Unidad Yauliyacu. Huancayo, Perú: Universidad Nacional del Centro del Perú. 2019.
- Chura, W. Caracterización geomecánica del macizo rocoso y su aplicación durante el diseño de sostenimiento de labores en la Unidad Minera Ana María – La Rinconada. Puno, Perú: Universidad Nacional del Altiplano; 2016.
- Cummins, A. Manual de Ingeniería Minera para la Sociedad de Ingenieros Mineros SME. 2ª edición. EE.UU 1990.
- EXSA S.A. Manual práctico de voladura. Lima: Centro Tecnológico de Voladura 2009.
- Farge, I. Perforación y voladura aplicada en minería a tajo abierto. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Perú 2006.
- Geotencia Fácil – índice de Resistencia Geológica GSI – Recuperado de: <http://geotecniafacil.com/gsi-indice-resistencia-geologica/>

- Instituto Tecnológico Geominero de España (1994). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Madrid.
- López C. Manual de Perforación y Voladura de Rocas: Madrid: España, 2000.
- Lopez Jimeno, C. Manual de perforación y voladura de rocas. España 2001.
- Mendoza, N. Optimización de la voladura controlada aplicando un modelo matemático en la Unidad Minera Paraíso – Ecuador. Huancayo, Perú: Universidad Nacional del Centro del Perú; 2014.
- Ojeda, R. Diseño de mallas de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de área de influencias. 1998.
- Quinga, J. Selección del diseño de explotación de la veta Yucal – Chirimoyo en el área minera “El Corazón”, en la provincial de Imbabura. Quito, Ecuador: Universidad Central de Ecuador; 2016.
- Rijalba, P. 2018. Mecánica de rocas, geotecnia y geomecánica en la ingeniería de minas. Madrid. España.
- Rivera, A. & Rosas, S. Diseño de los parámetros de perforación y voladura aplicando algoritmos de Holmberg en la U. M. Andaychagua – Compañía Minera Ares. Universidad Nacional de Huancavelica, Perú.
- Rodríguez, D. Aplicación del modelo matemático de “Áreas de Influencia” en perforación y voladura para el cruce 934 sur en la U. M. Atacocha S.A. Huaraz, Perú: Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo; 2017.
- Romero, R. Uso de detonadores electrónicos para mejorar la fragmentación y seguridad en el tajo Toromocho – Minera Chinalco Perú S.A. Huancayo, Perú: Universidad Nacional del Centro del Perú; 2016
- Salazar, A. Descripción de los modelos para predicción de fragmentación del macizo rocoso aplicados en ingeniería minera para la reducción de consumo de explosivos y accesorios. Universidad Nacional de San Agustín. Perú.
- Santana, L. Diseño de Mallas de perforación y Voladura para frentes utilizando el modelo matemático de Roger Holmberg y el índice de Volabilidad de Lylli”. Perú 2004.
- Venegas, C. Diseño del esquema para la perforación y voladura para mejorar la fragmentación de caliza en el FRENTE 01 de la explotación de argos. Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia. Colombia 2009.
- Vidal, C. & Correa, I. Modelo Matemático de Holmberg para mejorar la perforación y voladura en la zona alta de la compañía minera Lincuna S.A. – 2017. Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo. Perú.

- Villarroel, N. Evaluación del modelo de Holmberg para el diseño de Túneles Mineros. Santiago, Chile: Universidad Nacional Andrés Bello; 2018.
- Yance, E. Estudio Geomecánico para el diseño de malla de perforación del crucero 300, nivel 16 de CIA. Minera Casapalca. Huancayo, Perú: Universidad Nacional del Centro del Perú; 2013.

ANEXOS

Anexo I – ÍNDICE DE VOLATILIDAD DE LILY

Parámetros de Fragmentación

Constante de Roca = $0.12 * BI = 9.57$

Índice de Volabilidad de Lily = $BI = 0.5 (RMD+JPS+JPO+SJI+H) = 64.83$

Tabla 29.

Masa rocosa y espaciamiento de planos de diaclasas

Parámetro	RATING
Descripción de la masa Rocosa (RMD)	
Quebradizo-Desmenuzable	10
Fracturable en bloques	20
Masivo	50
Espaciamiento de Planos de Diaclasas (JPS)	
Cercano (<0.1 m)	10
Intermedio (0.1 – 1.0 m)	20
Amplio (>1)	50
Orientación de los planos de diaclasas (JPO)	
Horizontal	10
Inclinación hacia afuera de la cara	20
Rumbo normal a la cara	30
Inclinación hacia dentro de la cara del banco	40
Influencia de la Gravedad Específica	$SJI = 25 * SG - 50 = 15$ (SG = Densidad del macizo rocoso en Ton/m ³)
Dureza (H=0.05 x RC)	
RC = Resistencia a la compresión (MPa)	1-10

Fuente:

- IGE = 15
- H = 4.658

ANEXO II: Ficha geomecánica para RMR

Tabla 30.

Ficha geomecánica para RMR

Parámetros		Escala de Valores								
1	Resistencia de la Matriz Rocosa (Mpa)	índice de Carga Puntual	≥10	10-4	4-2	2-1	Resistencia baja			
		Compresión Simple (MPa)	≥250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	≤1	
	Valoración		15	12	7	4	2	1	0	
2		índice de Calidad de la roca (%)	100-90	90-75	75-50	50-25	25-0			
	Valoración		20	17	13	8	3			
3		Espaciamiento de juntas (m)	≥3	3-0.60	0.6-0.2	0.2-0.06	≤0.06			
	Valoración		25	20	12	8	5			
4	Estado de las juntas	Longitud de Discontinuidad (m)	≤1	1-3	3-10	10-20	≥20			
		Valoración		6	5	2	1	0		
		Abertura (mm)	Sin abertura	≤0.10	0.1-1	1-5	≥5			
		Valoración		6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Ligeramente	Ondulada	Suave			
		Valoración		6	5	3	1	0		
		Relleno (mm)	Ninguno	Relleno Duro ≤5	Relleno duro ≥5	Relleno Blando ≤5	Relleno Blando ≥5			
		Valoración		6	5	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente	Moderada	Muy alterada	Descompuesta			
Valoración		6	5	3	1	0				
Valoración Total			30	25	13	6	0			
5	Agua Subterránea	Cantidad de Filtración por 10 m de túnel (litros/min)	Ninguna	≤10	10-25	25-125	≥125			
		Presión de agua o en la fisura	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	≥0.5			
		Esfuerzo principal o mayor	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	≥0.5			
		Estado General	Totalmente Seco	Ligeramente Húmedo	Húmedo	Ligera presión de agua	Serios Problemas de agua			
Valoración			15	10	7	4	0			

Fuente: Elaboración propia.

ANEXO III: Criterios de estimación RMR

Tabla 31.

Criterio de Estimación RMR

Clase	Calificación por Resistencia	Estimación en terreno	Ejemplo
R6	Extremadamente Resistente	Golpe con martillo geológico causa descostramientos superficiales	Basalto fresco, gneiss, granito, cuarcita
R5	Muy Resistente	Trozo de roca necesita varios golpes del martillo para fracturarse	Anfibolita, arenica, gabro, gneiss, granodiorita
R4	Resistente	Trozo de roca necesita más de un golpe con martillo para fracturarse	Caliza, mármol, filitas, arenisca, esquistos
R3	Moderadamente Resistente	Trozo de roca se fractura con un golpe del martillo	Arcillolita, carbón, concreto
R2	Débil	Un golpe del martillo deja una indentación en la roca	Creta, sal mineral, potasio
R1	Muy débil	La roca se disgrega tras ser golpeada por el martillo geológico	Roca muy alterada
R0	Delesnable	La roca es indentada con la uña del pulgar	Arcilla dura

Tabla 32.

Criterio de Calificación - Juntas

Juntas = (Juntas/m ³)	RQD (%)
5	99
6	95
7	92
8	89
9	85
10	82
11	79
12	75
13	72
14	69
15	66
16	62

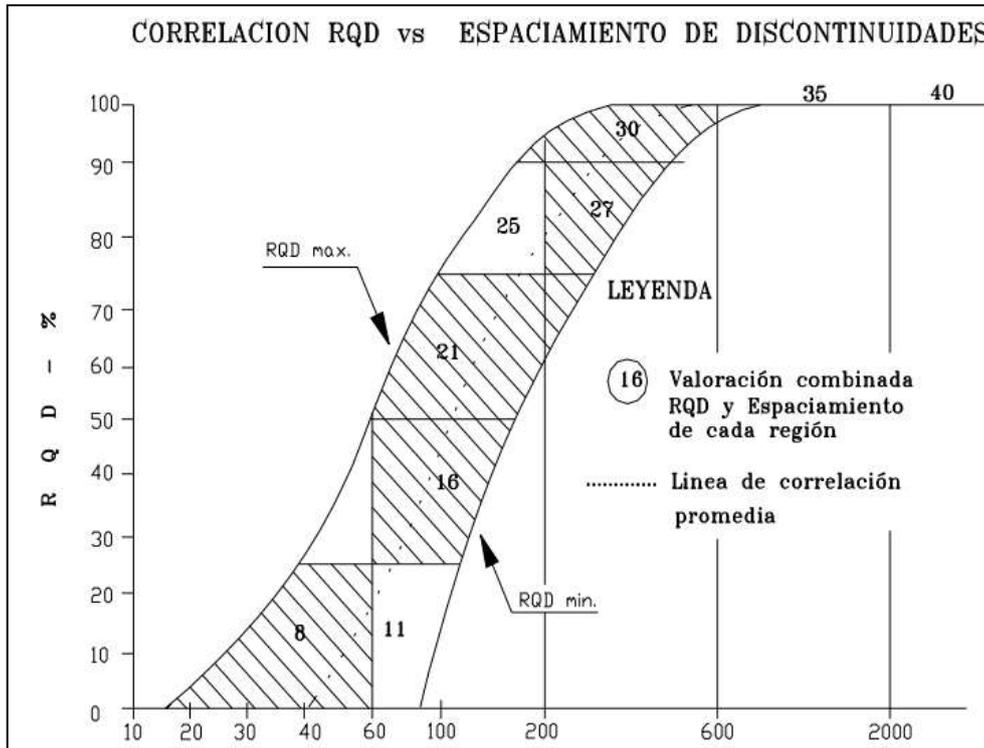


Figura 65. Criterio de estimación RQD
Fuente: (Yance 2013)

GEOLOGICAL STRENGTH INDEX, GSI, PARA ROCAS FRACTURADAS (Hoek y Marinos, 2000) A partir de la litología, la estructura y las condiciones de las discontinuidades, estimar el valor promedio del GSI. No intentar ser demasiado precisos, establecer un rango entre 33 y 37 es más realista que GSI = 35. Nótese que la tabla no tiene en cuenta las fallas estructuralmente controladas. En los casos en los que existan planos débiles con orientación desfavorable a la excavación, éstos dominarán el comportamiento de la masa. La resistencia de discontinuidades susceptibles al intemperismo se verá reducida si hay presencia de agua en el medio. En rocas de muy mala calidad y en presencia de agua conviene mover las categorías a la derecha.		CONDICIONES DE LOS PLANOS DE LAS DISCONTINUIDADES				
ESTRUCTURA		MUY BUENA Muy rugosas, inalteradas, frescas	BUENA Rugosas, poco alteradas, algo de óxido	REGULAR Onduladas, moderadamente intemperizadas y alteradas	MALA Pulidas y/o falladas, muy alteradas, conteniendo rellenos compactos de materiales angulosos	MUY MALA Pulidas y/o falladas, muy alteradas, conteniendo relleno arcilloso u otros rellenos blandos
		CALIDAD DE LOS PLANOS DISMINUYE →				
	ROCA INTACTA O MASIVA-especímenes de roca intacta o masiva <i>in situ</i> con algunas discontinuidades ampliamente espaciadas	90			N/A	N/A
	BLOQUIZADA-masa de roca no tectonizada formada por bloques cúbicos con buena trabazón entre ellos formados por 3 familias de discontinuidades	80	70			
	MUY BLOQUIZADA-masa de roca parcialmente tectonizada formada por múltiples bloques angulosos con regular trabazón y definidos por más de 4 familias de discontinuidades		60	50		
	BLOQUIZADA/TECTONIZADA/PLEGADA-formada por bloques angulosos con múltiples sistemas que se intersectan. Persistencia de planos de estratificación o esquistosidad			40	30	
	DESINTEGRADA-trabazón pobre, roca altamente fracturada con una combinación de fragmentos angulosos y redondeados				20	
	LAMINADA/CIZALLADA- no forma bloques debido al escaso espaciamiento de débiles planos de esquistosidad o de cizalla	N/A	N/A			10

Figura 66. Obtención Del índice GSI (Hoek 1995)
Fuente: (Hoek 1995)