

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

**ANÁLISIS Y DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y
VOLADURA PARA MEJORAR LA FRAGMENTACIÓN
EN LA UNIDAD MINERA SAN ANDRÉS –
AYACUCHO, 2021**

TESIS

Presentada por:

Bach. Ideltrudes Vilca Ticona

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

TACNA – PERÚ

2024

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

ANÁLISIS Y DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR LA FRAGMENTACIÓN EN LA UNIDAD MINERA SAN ANDRÉS – AYACUCHO, 2021

Tesis sustentada y aprobada el 30 de setiembre del 2024, estando el Jurado Calificador integrado por:

PRESIDENTE


.....
Dr. Dante Ulises Morales Cabrera

1er. MIEMBRO
(SECRETARIO)


.....
Dr. Julio Vargas Paniagua

2do. MIEMBRO
(VOCAL)


.....
MSc. Salomón Medardo Ortiz Quintanilla

ASESOR


.....
MSc. Salomón Medardo Ortiz Quintanilla

CERTIFICADO DE SIMILITUD

Yo, SALOMÓN MEDARDO ORTIZ QUINTANILLA, en mi condición de asesor acreditado por la Resolución de Facultad N° 8784-2024-FAIN/UNJBG de la tesis titulado: ANÁLISIS Y DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR LA FRAGMENTACIÓN EN LA UNIDAD MINERA SAN ANDRÉS - AYACUCHO, 2021

Presentado por el Bachiller IDELTRUDES VILCA TICONA

Para optar título profesional de Ingeniero de Minas.

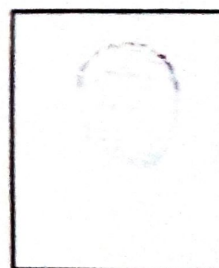
Habiendo cumplido con lo establecido en el reglamento de originalidad y de similitud de trabajo de investigación y producción intelectual, considerando que según la revisión, evaluación y análisis realizado a través del software de similitud textual TURNITIN cuenta con el nivel de similitud permitido cuyo porcentaje es 06 % Por lo que, **CERTIFICO LA SIMILARIDAD** de la tesis enunciado líneas arriba, la cual está expedita para continuar con los trámites para la obtención de título profesional, según corresponda consiguientemente la publicación en el repositorio institucional.

Tacna, 28 de octubre de 2024

FIRMA ASESOR

Nombres y apellidos, DNI Salomón Medardo Ortiz Quintanilla 00425524

ORCID: 0000-0002-5185-9929



Huella digital

FIRMA TESISTA

Nombres y apellidos, DNI Ideltrudes Vilca Ticona 43969063

Código C.U. N°: 2005-27326



Huella digital

DEDICATORIA

A Dios, por darme más de lo que merezco, y a mi madre Eufracia Ticona, por su grandioso sacrificio y amor brindados en los momentos difíciles, a todas las personas que formaron parte de mi desarrollo y aportaron a mi formación, tanto personal como profesional.

AGRADECIMIENTO

Mi especial agradecimiento a mi querida alma mater Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann, a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, a la minería San Andrés S.A.C. y de forma especial al Ing. Roberto Zanabria Quispe, por haberme guiado por haberme brindado su apoyo durante la elaboración del presente trabajo.

Muchas gracias a todos.

CONTENIDO

	Pág.
DEDICATORIA	iv
AGRADECIMIENTO	iv
ÍNDICE DE ANEXO	x
ÍNDICE DE FIGURAS	xi
ÍNDICE DE TABLAS	xiv
RESUMEN	xvi
ABSTRACT	xvii
INTRODUCCIÓN	1

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del problema	3
1.1.1. Antecedentes	3
1.1.2. Problemática del problema	4
1.2. Formulación del problema	4
1.2.1. Problema general	4
1.2.2. Problemas específicos	5
1.3. Justificación e importancia	5

1.4. Alcances y limitaciones	6
1.5. Objetivos	6
1.5.1. Objetivo general	6
1.5.2. Objetivos específicos	7
1.6. Hipótesis	7
1.6.1. Hipótesis general	7
1.6.2. Hipótesis específicas	7

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del estudio	9
2.2 Bases teóricas	13
2.1.1. Perforación y voladura	13
2.1.2. Diseño de malla de perforación	13
2.1.3. Condiciones para voladuras de frentes	23
2.1.4. Evaluaciones de la voladura	24
2.1.5. Evaluación del macizo rocoso	25
2.1.6. Fragmentación	32
2.1.7. Modelo predictivo de fragmentación Kuz-Ram	33
2.1.8. Programa WipFrag	39

2.1.9. Vibraciones inducidas por voladura	40
2.2. Definición de términos	56
2.2.1. Perforación	56
2.2.2. Malla de perforación	56
2.2.3. Voladura	57
2.2.4. Distribución de carga explosiva	57
2.2.5. Fragmentación del material	57
2.2.6. Fragmentación del material deficiente	58
2.2.7. Tiro soplado	58
2.2.8. Tiro cortado	58
2.2.9. Tiro retardado	59
2.2.10. Burden	59
2.2.11. Espaciamiento	59
2.2.12. Estándar	60
2.2.13. Malla	60
2.2.14. Costos unitarios	61
2.2.15. Modelamiento de las vibraciones	62
2.2.16. Velocidad de propagación de onda (vp)	62
2.2.17. Velocidad Critica de Partícula	63
2.2.18. Modelo de Campo Lejano	63
2.2.19. Modelo de Campo Cercano	64

CAPÍTULO III

MARCO METODOLÓGICO

3.1. Tipo y diseño de investigación	65
3.2. Población y muestra	66
3.3. Operacionalización de variables	67
3.3.1. Identificación de variables	67
3.3.2. Caracterización de variables	67
3.3.3. Definición operacional de variables	68
3.4. Técnicas e instrumentos para recolección de datos.	70
3.5. Procesamiento y análisis de datos	72

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Resultados	74
4.1.1. Análisis del problema de estudio	74
4.1.2. Aplicación modelos matemáticos para mejorar el diseño malla	88
4.1.3. Análisis de costos de perforación y voladura	112
4.1.4. Análisis de fragmentación	116

4.1.5. Análisis de vibraciones	128
4.2. Análisis de contraste de hipótesis	131
4.3. Discusión	136
CONCLUSIONES	141
RECOMENDACIONES	143
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	144
ANEXOS	148

ÍNDICE DE ANEXO

	Pág.
Anexo 1. Matriz de consistencia	149
Anexo 2. Diagrama de Ishikawa	150

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Ubicación del arranque	15
Figura 2. Trazo de arranques	16
Figura 3. Distribución de taladros	17
Figura 4. Hueco o taladro de alivio muy pequeño	20
Figura 5. Desviación en el paralelismo	21
Figura 6. Espaciamiento irregular entre taladros	21
Figura 7. Irregular longitud entre taladros	22
Figura 8. Intersección de taladros	22
Figura 9. Sobrecarga de taladros	23
Figura 10. Estimación del RQD	26
Figura 11. Índice de Resistencia Geológica (GSI)	29
Figura 12. Correlación para el martillo Schmidt	31
Figura 13. Forma de la curva granulométrica de Kuz-Ram	37
Figura 14. Software WipFrag	40
Figura 15. Dirección movimiento de partícula en onda de compresión	41
Figura 16. Dirección movimiento partículas sentido ondas transversales	43
Figura 17. Orientación del movimiento de las partículas	44
Figura 18. Simetría del movimiento de los fragmentos	45
Figura 19. Malla de perforación en subniveles	75

Figura 20. Distribución de los cartuchos en los taladros	76
Figura 21. Disparo soplado en los taladros de arranque	77
Figura 22. Voladura deficiente en taladros de corona y hastial	78
Figura 23. Diagrama de Pareto de incidencias en la deficiencia	80
Figura 24. Diagrama de Ishikawa	80
Figura 25. Rendimiento de avance por disparo por mes	81
Figura 26. Rendimiento de consumo de explosivo por metro	82
Figura 27. Vida útil de las brocas de perforación	82
Figura 28. Análisis granulométrico 1 en subnivel	83
Figura 29. Fotografía (1) de voladura analizada en WipFrag	84
Figura 30. Análisis granulométrico 2 en subnivel	84
Figura 31. Fotografía (2) de voladura analizada en WipFrag	85
Figura 32. Análisis granulométrico 3 en subnivel	85
Figura 33. Fotografía (3) de voladura analizada en WipFrag	86
Figura 34. Resumen granulométrico en subniveles mina San Andrés	87
Figura 35. Tabla GSI empleada de la mina San Andrés	89
Figura 36. Diseño de la labor en los subniveles	90
Figura 37. Distribución taladros arranque y secciones por Holmberg	98
Figura 38. Diseño final de la malla para subniveles según Holmberg	100
Figura 39. Área de influencia en relación al burden y espaciamiento	101
Figura 40. Ajuste de burden en los taladros de arranque	105

Figura 41. Área de influencia con el diseño sin ajustar	106
Figura 42. Área de influencia con el burden ajustado	107
Figura 43. Área de influencia en los taladros de contorno sin ajustar	109
Figura 44. Área de influencia en los taladros de la malla final ajustada	110
Figura 45. Diseño final malla perforación método área de influencia	111
Figura 46 Comparativa de avance por disparo	113
Figura 47 Comparativa de costos de perforación y voladura (USD/m)	116
Figura 48 Fraccionamiento de malla para análisis de fragmentación	118
Figura 49 Curva de fragmentación final subnivel diseño área influencia	126
Figura 50 Análisis fragmentación final subnivel diseño área influencia	128
Figura 51 Valor de PPV a diferentes distancias	131

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Interpretación de valores de RQD	26
Tabla 2. Clasificación del macizo rocoso RMR	27
Tabla 3. Cuadro de Distancias según diferentes criterios	47
Tabla 4. Determinación de la velocidad máxima crítica teórica	52
Tabla 5 Caracterización de variables	68
Tabla 6. Distribución de carga en subniveles	76
Tabla 7. Número incidencias que generaron deficiencia en los disparos	79
Tabla 8 Resultados de análisis granulométrico en subniveles	87
Tabla 9 Propiedades de la roca presente en los subniveles	88
Tabla 10 Propiedades del explosivo empleado en la unidad minera	91
Tabla 11. Cálculo de arranque y secciones por el método de Holmberg	97
Tabla 12. Cálculo de los taladros de contorno por Holmberg	99
Tabla 13. Valores de la constante del factor de seguridad	102
Tabla 14. Cálculo parámetros según el método de área de influencia	104
Tabla 15. Parámetros en los taladros de contorno	108
Tabla 16. Parámetros diseño malla por el método de área influencias	112
Tabla 17. Costos del diseño actual en los subniveles	114
Tabla 18. Costos del diseño de área de influencia	115

Tabla 19. Parámetros para la predicción de granulometría la zona I	119
Tabla 20. Resultado de fragmentación Kuz-Ram en la zona I	120
Tabla 21. Parámetros para la predicción de granulometría la zona II	121
Tabla 22. Resultado de fragmentación Kuz-Ram en la zona II	122
Tabla 23. Parámetros para la predicción de granulometría la zona III	123
Tabla 24. Resultado de fragmentación Kuz-Ram en la zona III	124
Tabla 25. Resumen de fragmentación – diseño de área de influencia	125
Tabla 26. Resultado de indicadores de fragmentación	127
Tabla 27. Parámetros empleados para análisis de vibraciones.	129
Tabla 28. Predicción de valores de PPV de ambos diseños	130
Tabla 29 Prueba hipótesis para el indicador fragmentación	132
Tabla 30 Prueba hipótesis para el indicador vibración	134
Tabla 31 Prueba hipótesis para el indicador costo unitario	136
Tabla 32. Parámetros operación y costos en subniveles según diseño	137

RESUMEN

La investigación tiene como objetivo analizar la malla actual de perforación y voladura para mejorar el diseño de malla mediante el modelo matemático “área de influencias” obteniendo mejoras en el avance y granulometría del material, porque el diseño actual presenta un número considerable de incidencias de disparos deficientes. Al realizarse el diseño de malla por el método de Holmberg, se obtuvo que el diseño no requería taladros de ayudas, sin embargo, al realizar el ajuste del diseño por el método de área de influencia, se evidenció que los parámetros de burden y espaciamiento no cumplían el factor de seguridad “Fs”, por lo tanto, al realizar el ajuste se obtuvo un diseño con 7 taladros adicionales al diseño actual, obteniendo un avance de disparo de 1,65 m del nuevo diseño de malla, respecto al avance de 1,29 m del diseño de malla actual, reduciéndose los costos en 10,57 USD/m; la fragmentación analizada en WipFrag indica un P80 de 8,57 pulgadas y un tamaño máximo de P99 de 16,57 pulgadas; sin embargo, el nuevo diseño mejora estos indicadores, obteniendo un P80 de 6,50 pulgadas y un P99 de 15 pulgadas según Kuz-Ram, y la carga máxima por taladro se reduce de 7 a 6 cartuchos, lo que permitiría reducir los niveles de vibración producto de la voladura.

Palabras clave: Diseño de malla, área de influencia, fragmentación.

ABSTRACT

The objective of the research is to analyze the current drilling and blasting mesh in order to improve the mesh design using the mathematical model “area of influence” obtaining improvements in the advance and granulometry of the material, because the current design presents a considerable number of incidences of poor shots. When the mesh design was carried out using the Holmberg method, it was found that the design did not require support drills, however, when adjusting the design using the area of influence method, it was evident that the Burden and spacing parameters did not comply with the safety factor “Fs”, therefore, when making the adjustment, a design with 7 additional drills to the current design was obtained, obtaining a shooting advance of 1,65 m of the new mesh design, compared to the advance of 1,29 m of the current mesh design, reducing costs by 10,57 USD/m; The fragmentation analyzed in WipFrag indicates a P80 of 8,57 in and a maximum size of P99 of 16,57 in; However, the new design improves these indicators, obtaining a 6,50-inch P80 and a 15-in, P99 according to Kuz-Ram, and the maximum load per drill is reduced from 7 to 6 cartridges, which would allow reducing the vibration levels caused by blasting.

Keywords: Mesh design, area of influence, fragmentation.

INTRODUCCIÓN

La problemática encontrada hace necesario el diseño de una nueva malla que permita mejorar el avance por disparo mediante el método de “área de influencia” para una sección de 1,20 m x 1,80 m en un tipo de roca I – II. Bajo este principio se ha desarrollado el presente estudio titulado “Análisis y diseño de malla de perforación y voladura para mejorar la fragmentación en la unidad minera San Andrés - Ayacucho,2021” que consta de cuatro capítulos.

En el capítulo I, se establece el planteamiento del problema; haciendo referencia a la problemática de la investigación, antecedentes del problema en la mina San Andrés, formulación del problema enfocado al diseño de la malla de perforación y voladura, justificación e importancia del estudio, alcances y limitaciones de la investigación, objetivos e hipótesis de investigación.

En el capítulo II, estudiaremos el marco teórico; para establecer los lineamientos y conceptos trascendentes del estudio, antecedentes del estudio, bases teóricas para entender y analizar los resultados de diseño

de malla de perforación y voladura, fragmentación, costos, y la respectiva definición de términos empleados en la presente investigación.

En el capítulo III, desarrollaremos el marco metodológico; se hace referencia al tipo y diseño de investigación; población y muestras tomadas en la mina San Andrés, operacionalización de variables del estudio en referencia a los objetivos planteados, técnicas e instrumentos utilizados para la recolección de datos, procesamiento y análisis de datos, para obtener los resultados del presente estudio.

En el capítulo IV, correspondiente a los resultados y discusión; se mostrarán los resultados, análisis del problema de estudio, aplicación de modelos matemáticos para mejorar el diseño de malla, contraste de hipótesis y discusión de resultados.

Finalmente, se complementa esta investigación con sus respectivas conclusiones, recomendaciones y referencias bibliográficas.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del problema

1.1.1. Antecedentes

La ineficiente fragmentación del área de explotación, producto de tiros soplados, fallados y entre otros factores, es el resultado de un diseño inadecuado al tipo roca, tanto en la perforación y voladura. Se registraron un promedio de 37 tiros soplados y 16 tiros cortados que afectan la granulometría del material; por tanto, es indispensable reducir o eliminar estas deficiencias que aqueja el área de explotación. De igual manera, los tiros soplados y cortados son productos de presencia de geodas en el macizo rocoso, paralelismo inadecuado, presencia de agua y entre otros. Además, la elección del tipo de explosivos y accesorios, es un factor clave que debe ser considerado en el análisis de los resultados. Estos problemas que originan una ineficiente fragmentación del material en los frentes de avances y explotación, han generado pérdidas económicas, retrasos,

reducción de productividad, y otros que afectan a las operaciones de la mina San Andrés.

1.1.2. Problemática del problema

Los problemas que suscitan principalmente están relacionado a la fragmentación deficiente del material a extraer, tiros soplados y fallados, presencia de bolones, tiempos muertos, reducción de productividad y entre otros. Por lo tanto, el presente estudio se orienta a la investigación de la influencia del diseño de malla de perforación para reducir los disparos deficientes y mejorar la fragmentación en los subniveles, de esta forma lograr mitigar estos problemas que presenta la operación en el cumplimiento del programa.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿En qué medida influye el diseño de la malla de perforación para reducir los disparos deficientes y mejorar la fragmentación de los subniveles en la mina San Andrés?

1.2.2. Problemas específicos

- a) ¿Es factible estandarizar el diseño de malla de perforación para mejorar la fragmentación en los subniveles de la mina San Andrés?
- b) ¿En qué medida influye la implementación de controles operativos para reducir los disparos deficientes?
- c) ¿Influye el ajuste del diseño de malla en los costos operativos de voladura en los subniveles de la mina San Andrés?

1.3. Justificación e importancia

La justificación se basa principalmente en la importancia de mejorar la productividad de las labores de explotación de los frentes de avance tanto en mineral como estéril; es decir, al diseñar una adecuada malla de perforación, se reducirán los costos directos y asociados, se minimizarán los tiempos muertos y se mejorará la fragmentación, esto se verá reflejado en el aumento de la producción. El presente programa piloto se desarrollará en la veta Vanessa, Cachorro de la mina San Andrés, con el fin de aplicar los ajustes a los distintos frentes de explotación, similares a otras unidades mineras de la empresa; conforme a esto, se reflejarán a un aumento de la productividad de los mismos, logrando incentivar las

mejoras con la innovación a través de la investigación del programa piloto hacia otras áreas de interés; de esta manera, dar mayor competencia a la empresa contra otras a nivel nacional e internacional, brindándole su seguridad económica y bienestar de la organización.

1.4. Alcances y limitaciones

El área de los frentes de explotación está limitada por el desarrollo de las labores y el confinamiento de las mismas, las condiciones geológicas y geomecánicas de incertidumbre que se presentan en la veta Vanessa, Cachorro de la mina San Andrés. Por otro lado, para el proceso de ejecución del programa piloto no se tiene limitaciones; es decir, se tiene el apoyo de la empresa minera en el estudio y análisis de pruebas en los frentes de avance en veta.

1.5. Objetivos

1.5.1. Objetivo general

Diseñar la malla de perforación para reducir los disparos deficientes y mejorar la fragmentación de los subniveles en la mina San Andrés.

1.5.2. Objetivos específicos

- a) Estandarizar la malla de perforación para mejorar la fragmentación en los subniveles de la mina San Andrés.
- b) Establecer controles operativos para reducir los disparos deficientes.
- c) Reducir los costos operativos de voladura en los subniveles de la mina San Andrés según diseño.

1.6. Hipótesis

1.6.1. Hipótesis general

Un adecuado diseño la malla de perforación reduce significativamente los disparos deficientes y mejora la fragmentación en los subniveles de la mina San Andrés.

1.6.2. Hipótesis específicas

- a) La estandarización de una malla de perforación adecuada mejora significativamente la fragmentación en los subniveles.

- b) Los controles operativos nos permiten reducir significativamente los disparos deficientes.

- c) El ajuste del diseño de malla nos permite reducir significativamente los costos operativos de voladura en los subniveles.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del estudio

(Rodríguez, Torres, y Bojórquez, 2017), publicaron el trabajo de investigación titulado “*Modelo matemático áreas de influencia aplicado en perforación y voladura en el crucero 934 sur de la compañía minera Atacocha S.A. – 2017*”, indica que:

[...] es realizado para ejecutar diseños óptimos sin la necesidad de realizar muchas pruebas de campo, y donde el planteamiento del problema es, ¿El modelo matemático áreas de influencia se aplicará en perforación y voladura en el crucero 934 sur de la compañía minera Atacocha S.A. -2017?, en el diseño de la malla efectuada, se alcanza un progreso con una eficiencia del 97%. El propósito principal es establecer el modelo matemático áreas de influencia que se aplica en la perforación y voladura del crucero 934 sur de la empresa minera Atacocha S.A. en 2017. Por consiguiente, para el

diseño de la malla se utilizó los parámetros de perforación, explosivo y calidad de roca; para calcular el burden y espaciamiento en el diseño de malla (p. 3).

(Lara y Hilario, 2013), publicó la tesis de investigación titulado “*Diseño de malla de perforación para optimizar la voladura en la unidad Carahuacra de la compañía minera Volcan S.A.A.*”, indica que:

[...] es realizado para ejecutar diseños óptimos con datos obtenidos en pruebas de campo, siendo el problema general ¿Cómo diseñar mallas competentes de perforación y voladura en operaciones subterráneas?; donde el objetivo general es diseñar mallas de perforación y voladura subterránea competentes, los antecedentes de la investigación de esta teoría fueron estudiados por varios investigadores en las tesis de investigación; y la hipótesis es evaluar la posibilidad de diseñar mallas de perforación para una óptima voladura, utilizando las variables obtenidas de campo. La investigación demostró que se puede modificar el diseño de malla de perforación subterránea respecto al modelo de áreas de influencia, usando teorías para calcular el burden (p. v).

(Ojeda, 2003), publicó el artículo de investigación titulado “*Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia*”, indica que:

Es posible ejecutar diseños óptimos sin la necesidad de realizar muchas pruebas de campo, y en donde el planteamiento del problema es; ¿Es posible diseñar mallas de perforación y voladura subterránea, aplicando un modelo matemático de áreas de influencia?, ¿En el diseño de malla realizado es posible pronosticar el análisis de la fragmentación para determinar si es el óptimo?; donde el objetivo general es demostrar que el diseño de malla puede ser diseñado por el modelo matemático de áreas de influencia (p. 4).

(Caceres, 2017), Publicaron el artículo de investigación titulado “Optimización de la perforación y voladura con nuevo diseño de malla en el crucero 10014 de la empresa minera Marsa”, indica que:

[...] ha tenido como objetivo mejorar los costos operativos de la perforación y voladura con un nuevo diseño de malla de perforación y voladura; en el crucero 10014, se observa que los costos operativos son muy elevados a causa del mal diseño de malla de perforación, que no se ajusta a las características del macizo rocoso,

por ello, se utilizaba mucha carga explosiva en el carguío de taladros, teniendo como consecuencia mala fragmentación y rotura de la roca, afectando directamente en el ciclo de extracción e incremento de costos operativos. Se logró reducir la cantidad de taladros de 39 a 34 respectivamente, logrando optimizar el costo y tiempo, reduciendo el consumo de explosivos de 21,1 a 16,24 kg/disparo, así mismo, una reducción en los costos operativos de 342 a 247 USD/ml, y un rendimiento de avance del 25 % (p. 1).

(Garrido, 2008), publico la investigación titulada “*Mejora y control de estándares en perforación y voladura para la reducción del costo en mina Animón*”, indica que:

[...] tiene como objetivo exponer la factibilidad de la reducción de los costos del ciclo de minado, aplicando para ello estándares mejorados de trabajo y control en las principales operaciones unitarias de minado, donde logró una reducir el costo unitario total en un 18,5 %, justificando de esta forma la implementación del sistema de control operativo (p. 17).

2.2 Bases teóricas

2.2.1. Perforación y voladura

La perforación y voladura es un método útil para la extracción de roca en áreas adecuadas, donde los procedimientos mecánicos no resultan rentables. De acuerdo con esta definición, este método se aplica a cualquier tipo de explotación que requiera un movimiento de tierras. El método de perforación y voladura se fundamenta en la realización de perforaciones en la roca, donde luego se instalarán explosivos que, a través de su detonación, transmiten la energía requerida para la fragmentación del macizo rocoso a explotar. Así, tenemos dos tecnologías claramente distintas.

2.2.2. Diseño de la malla de perforación

Es el diagrama que muestra la disposición de los taladros detallando las distancias, las cargas de explosivo y la secuencia de aplicación de los encendidos. El grupo de taladros que se excavan en el frente posee una posición, orientación, ángulo y profundidad específicas (Ojeda, 2007, p. 27). Los propósitos del diseño de una malla de perforación son disminuir

los costos de perforación y la cantidad de explosivos; conseguir un progreso adecuado; mantener un tamaño o sección de trabajo homogéneo; y establecer el orden y salida de los taladros. En operaciones subterráneas, solo contamos con una superficie donde debemos perforar y ser capaces de generar alivio perpendicular a dicha superficie mediante los primeros taladros que detonan. Si no se crea el alivio apropiado cuando detonan los primeros taladros, el resto de la voladura provocará muy poca fragmentación y se soplará (EXSA, 2001).

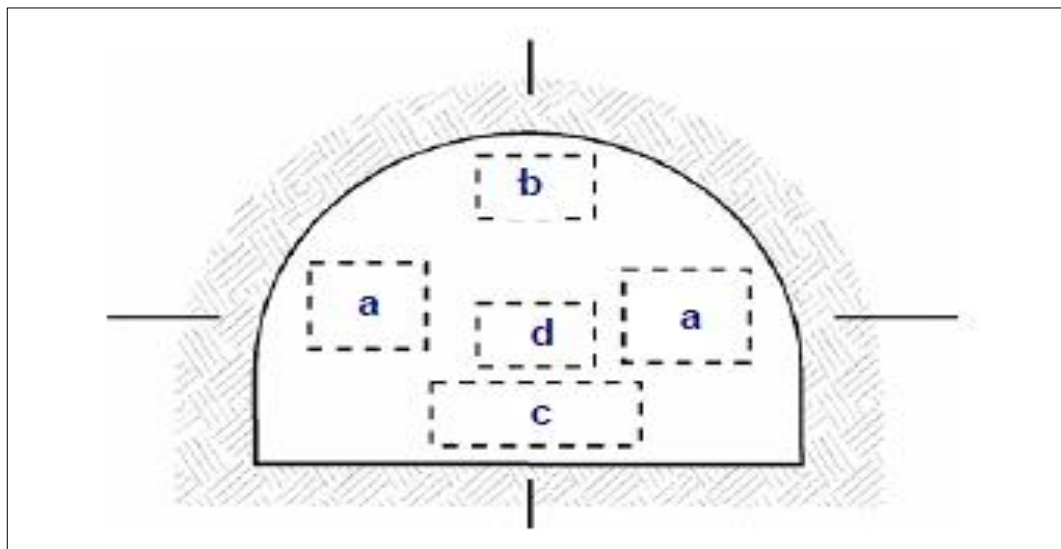
Cuando los taladros son disparados conjuntamente, se considera que el disparo es simultáneo; sin embargo, si se disparan de manera sucesiva, siguiendo un orden previamente determinado, el disparo será rotativo. El objeto del disparo rotativo es la formación y ampliación de las caras libres, razón por la cual se usa este sistema en los trabajos de minería de subterránea ya que los frentes presentan solo una o dos caras libres (EXSA, 2001).

2.2.2.1. Diseño de arranques

La apertura de una cavidad inicial, conocida como corte, cuele o arranque, tiene como objetivo generar una segunda superficie libre de gran

tamaño para simplificar la posterior fractura del resto de la sección. De esta manera, los taladros del núcleo y de la periferia pueden trabajar fracturando la roca en dirección a dicha cavidad. La profundidad del corte debe ser equivalente a la proyectada para el progreso del disparo, en caso de ser inferior. La localización afecta la sencillez de proyectar el material fracturado, el uso de explosivo y la cantidad de taladros requeridos para el disparo.

Figura 1
Ubicación del arranque

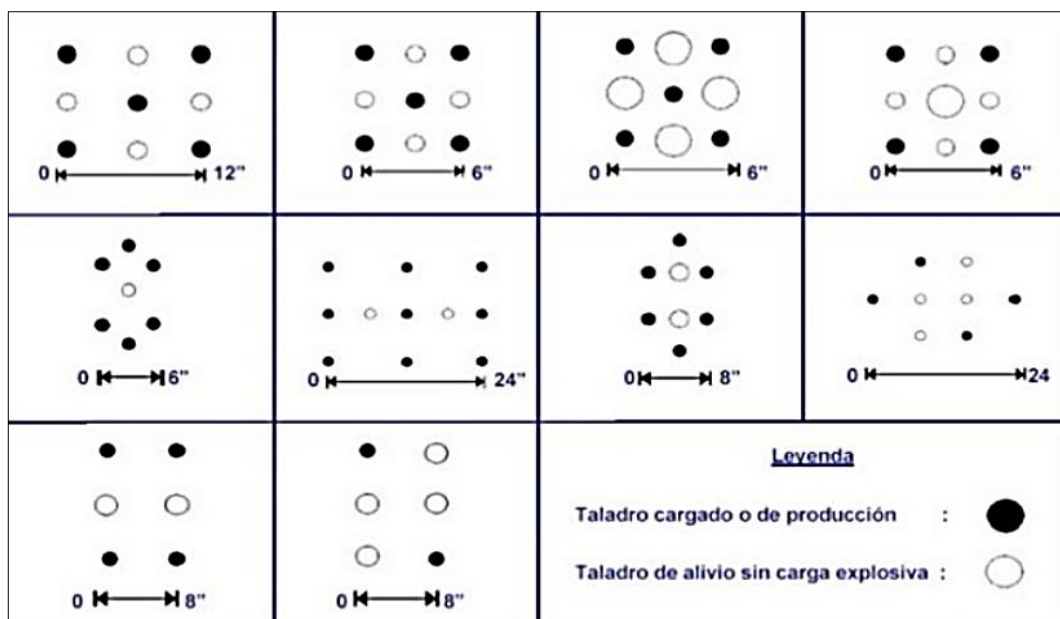


Fuente: EXSA, 2001.

Normalmente, si se ubica cerca de uno de los flancos (a) se necesitarán menos taladros en la parte frontal; cerca del techo (b) ofrece

un óptimo movimiento y enfoque de la pila de escombros, aunque con un mayor uso de explosivo; cerca del suelo (c) es adecuado solo cuando el material puede caer de manera sencilla por desplome. Por lo general, la ubicación ideal se sitúa en el centro de la sección, un poco por debajo del punto medio (d) (figura 1).

Figura 2
Trazo de arranques



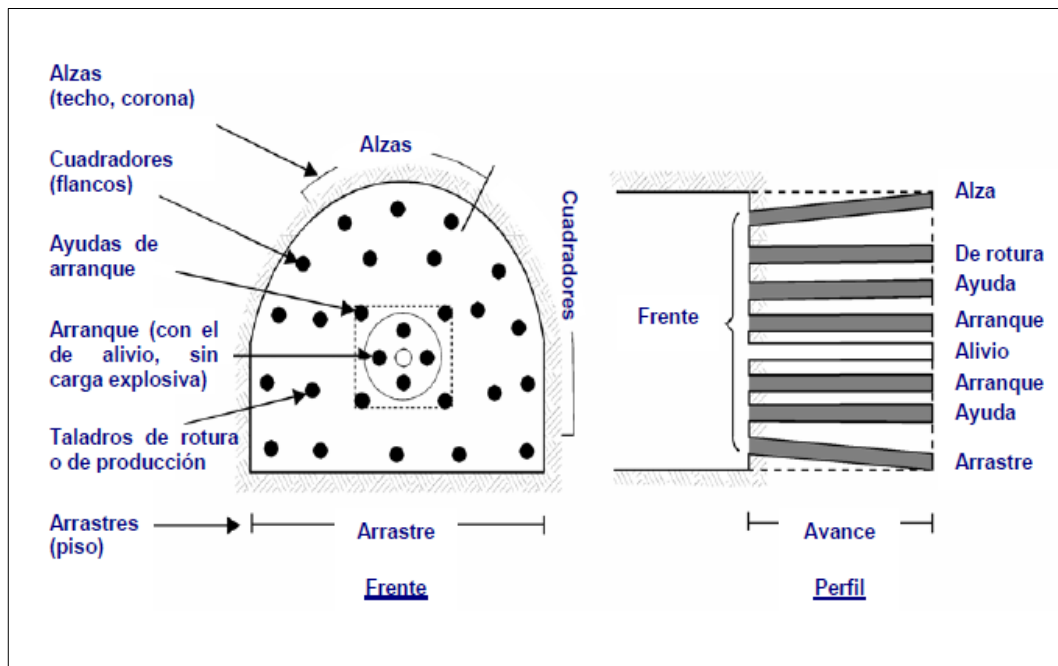
Fuente: EXSA, 2001.

Los procedimientos de corte se refieren a las maneras de realizar el disparo en la primera etapa para formar la cavidad de corte, incluyendo cortes con taladros en ángulo o cortes en diagonal, así como cortes con

taladros en paralelo. La localización del corte o arranque dependerá de las condiciones del macizo rocoso. Lo más conveniente es situar los cortes en la parte central de la sección del frente, con el objetivo de distribuir de manera más eficiente los taladros conforme al diseño de espaciamiento y burden en los cuadrantes. Estos cortes se pueden ser de tipo pirámide, cuña en “v”, cuña de arrastre, abanicos y quemado.

2.2.2.2. Distribución de taladros

Figura 3
Distribución de taladros



Fuente: EXSA, 2001.

El esquema de distribución de los taladros y la secuencia de su salida ofrece múltiples opciones, adaptándose a la naturaleza de la roca y a las características del equipo de perforación, lo que en algunos casos puede ser bastante complicado. Los taladros se distribuirán en forma concéntrica, con los del corte o arranque en el área central de la voladura (figura 3).

- a) Taladros de arranque, el objetivo del arranque es crear la primera cavidad en el frente cerrado de una galería, generando de esta manera una segunda cara abierta para el escape de los otros taladros, convirtiéndose en un banco anular. Aproximadamente 1,3 a 1,5 veces más de carga por taladro se necesita para el inicio para desplazar el material triturado.
- b) Taladros de ayuda, se refiere a los taladros que circundan los de inicio y crean las salidas hacia la cavidad inicial según las dimensiones del frente. Estos varían en cantidad y distribución, incluyendo a las primeras, segundas y terceras ayudas; salen en segundo término.
- c) Taladros cuadrantes, se trata de taladros laterales llamados hastial que constituyen los flancos de la labor.

- d) Taladros de alza o techos, son los que moldean el techo del trabajo; también conocidos como taladros de la corona en voladura de recorte, se disparan de inmediato junto con las alzas y cuadradores, y al concluir la secuencia, también conocidos como taladros periféricos.
- e) Taladros de arrastre o piso, son los que se ajustan al suelo de la tarea y se capturan al concluir la secuencia.

2.2.2.3. Condiciones y parámetros de perforación

Para lograr una voladura eficaz, la perforación es tan crucial como la elección del explosivo, por lo que este proceso debe llevarse a cabo con criterio y meticulosidad. Desafortunadamente, la supervisión del correcto funcionamiento de las minas aún no se lleva a cabo de manera adecuada, lo que facilita la aparición de fallos en la calidad del trabajo que provocan pérdidas en la eficiencia de la energía explosiva disponible.

Usualmente, la calidad de los taladros destinados a la perforación se establece por su diámetro, longitud, rectitud y estabilidad (Aquino, 2009).

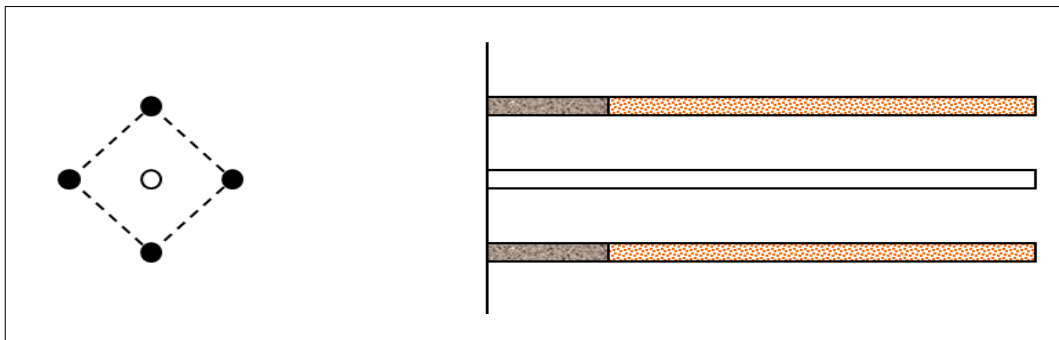
2.2.2.4. Errores y defectos en la perforación

En la actividad de perforación se pueden encontrar los siguientes errores y defectos.

- a) Huevo de alivio de diámetro muy pequeño, los errores son significativos, especialmente si afectan el arranque del disparo del frente de la labor (figura 4).

Figura 4

Huevo o taladro de alivio muy pequeño

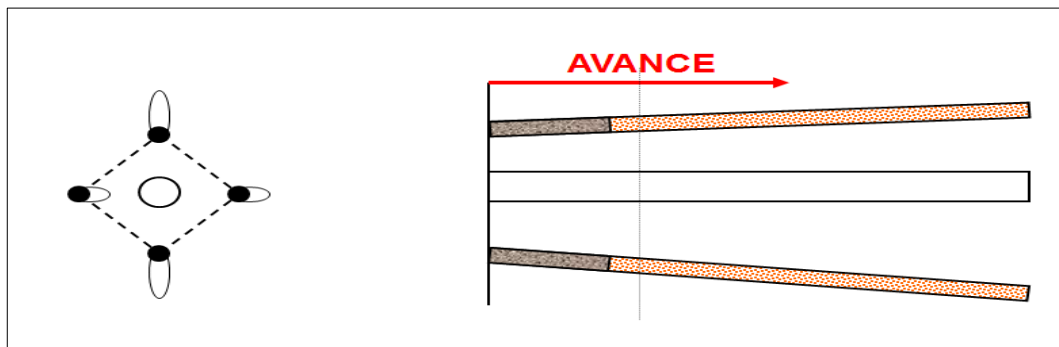


Fuente: EXSA, 2001.

- b) Desviación en el paralelismo, en este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance, en otros casos la desviación de taladros se manifiesta en la

conexión de taladros de uno al otro lo que afecta directamente a la eficiencia de la voladura (figura 5).

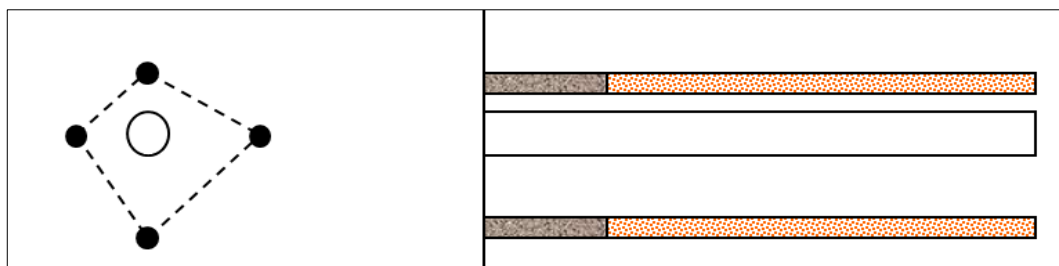
Figura 5
Desviación en el paralelismo



Fuente: EXSA, 2001.

c) Espaciamientos irregulares entre taladros, propician fragmentación gruesa, deficiente y bolonería (figura 6).

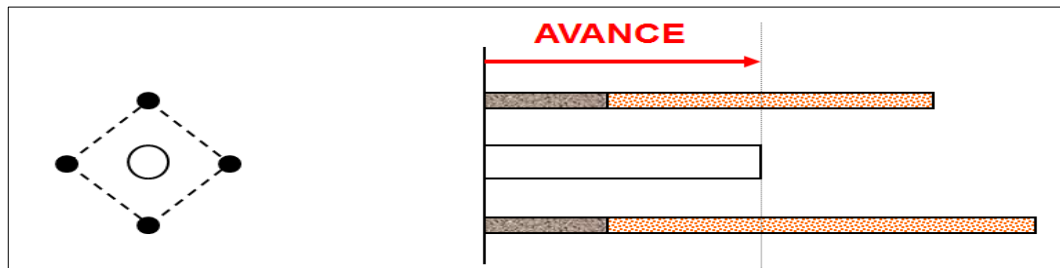
Figura 6
Espaciamiento irregular entre taladros



Fuente: EXSA, 2001.

- d) Irregular longitud de los taladros, esta deficiencia influye en el avance, especialmente cuando el de alivio es muy corto, generando una nueva cara muy irregular (figura 7).

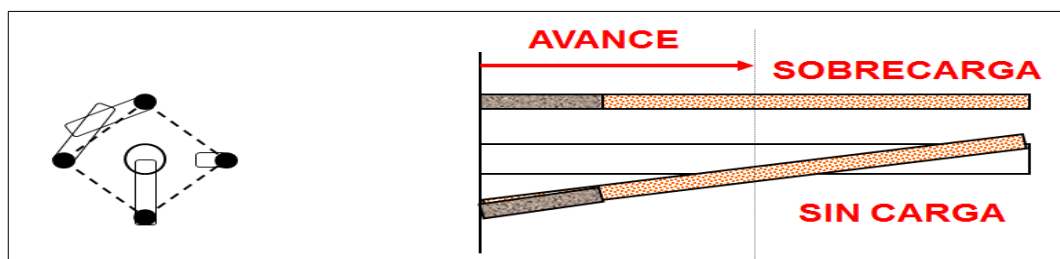
Figura 7
Irregular longitud entre taladros



Fuente: EXSA, 2001.

- e) Intersección entre taladros, este tipo de errores se manifiesta durante la perforación e influye significativamente en la fragmentación del material y el avance de la labor (figura 8).

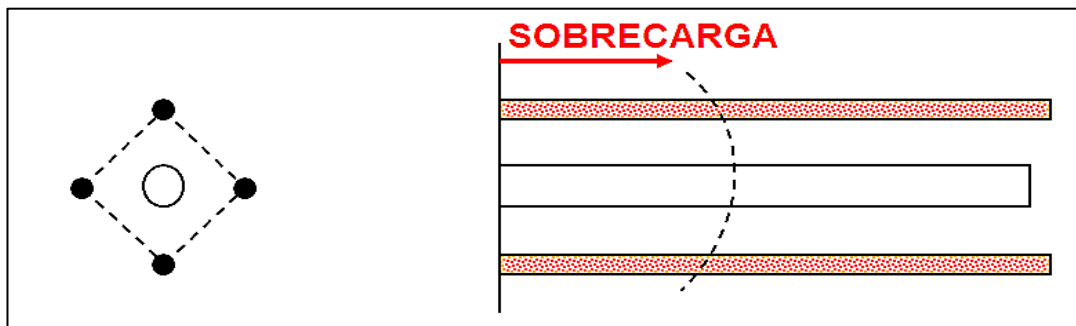
Figura 8
Intersección de taladros



Fuente: EXSA, 2001.

- f) Sobre carga, excesiva densidad de carga, mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes (figura 9).

Figura 9
Sobrecarga de taladros



Fuente: EXSA, 2001.

2.2.3. Condiciones para voladuras de frentes

(EXSA, 2001) Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no son controlables. Las variables que determinan el diseño de la perforación o el tipo de explosivo a utilizar, son variables que podemos controlar, aunque no podemos alterar la geología o las propiedades de la roca. Los taladros deben ser disparados siguiendo una secuencia ordenada y correcta, con el fin de generar las caras libres requeridas para el

lanzamiento de cada taladro. Esto se conseguirá mediante métodos de encendido convencional escalonados.

2.2.4. Evaluaciones de la voladura

Una voladura se mide por los resultados alcanzados, en los que se toman en cuenta los siguientes factores.

- a) El peso o tonelaje del material movido debe ser equivalente o próximo al peso teórico estimado previamente, teniendo en cuenta el esponjamiento del material que se ha roto.
- b) El avance del disparo debe ser al menos equivalente a la profundidad de los taladros o a la longitud teóricamente proyectada; si es inferior, será necesario un desquinche. Si se excava de manera excesiva, surgirían dificultades de costo y estabilidad, originando gastos de sostenimiento.
- c) Es esencial contar con pisos adecuados al diseño para conservar el nivel del suelo para el drenaje de agua, el desplazamiento y el tránsito de los equipos mineros, así como para la conexión de líneas de riel en la minería tradicional o el transporte mediante locomotora.

- d) El traslado y acumulación del material volado debe ser apropiado para simplificar las operaciones de carga y desecho. Se proyecta la forma de acumulación en función del tipo de equipo que se utilizará en la limpieza del disparo.

- e) Costo de la voladura, para calcular el costo total de una voladura, incluyendo el costo de perforación, explosivos y accesorios, es necesario considerar los gastos de carga y transporte del material triturado, más los costos adicionales de una voladura secundaria. Todos estos factores, además del progreso y del volumen o tonelaje movido, reflejan el verdadero rendimiento o beneficio económico de la voladura (EXSA, 2001).

2.2.5. Evaluación del macizo rocoso

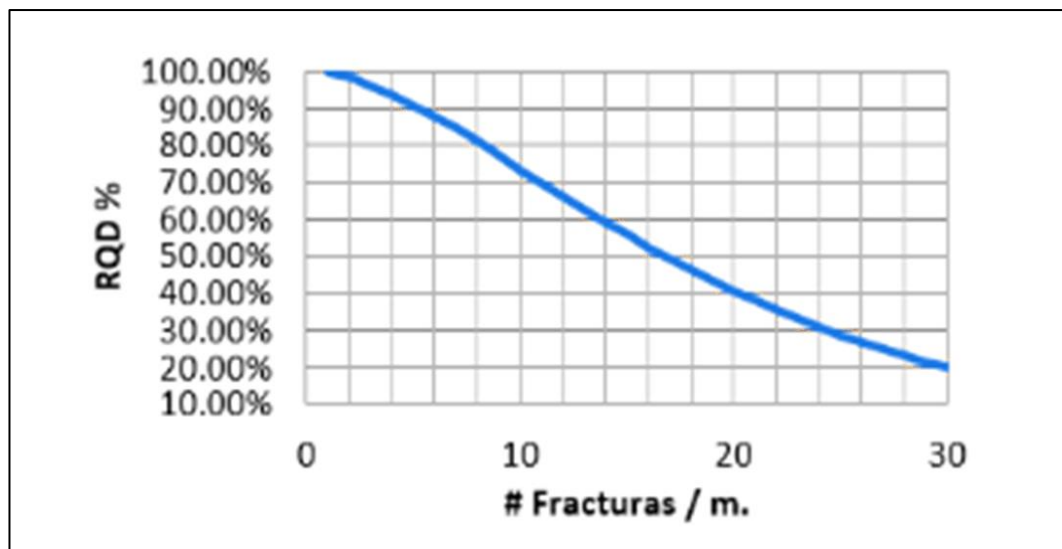
Es una de las formas más utilizadas a la hora de determinar la competencia del macizo rocoso de una zona determinada. Un Documento de calidad de la roca (RQD) asigna una calificación porcentual al macizo rocoso, que puede variar entre el cien por cien y el cero por cien (Torres, 2022, pág. 28).

Tabla 1
Interpretación de valores de RQD

Valor de RQD	Descripción del índice de calidad de roca
0 – 25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 – 100	Excelente

Fuente: Torres, 2022.

Figura 10
Estimación del RQD



Fuente: Torres, 2022.

En este método se incluye la medición de la frecuencia del número de grietas naturales presentes en la masa rocosa. La medición de la frecuencia es la base de esta estrategia que actúa como fundamento. Si se produce un aumento del número total de fisuras, se aplicarán las siguientes condiciones, la clasificación RQD disminuirá.

El uso de testigos no es necesario en algunos lugares, ya que el proceso de cartografía puede producir una imagen más precisa del macizo rocoso. Esto se debe a que no está permitido utilizar testigos en determinadas regiones. Ante circunstancias como éstas, el método que se recomienda es el de Priest y Hudson (Torres, 2022, pág. 28).

Tabla 2
Clasificación del macizo rocoso RMR

Descripción	RMR	Clase de Macizo Rcoso
Roca muy buena	81 – 100	I
Roca buena	61 – 80	II
Roca regular	41 – 60	III
Roca mala	21 – 40	IV
Roca muy mala	0 – 20	V

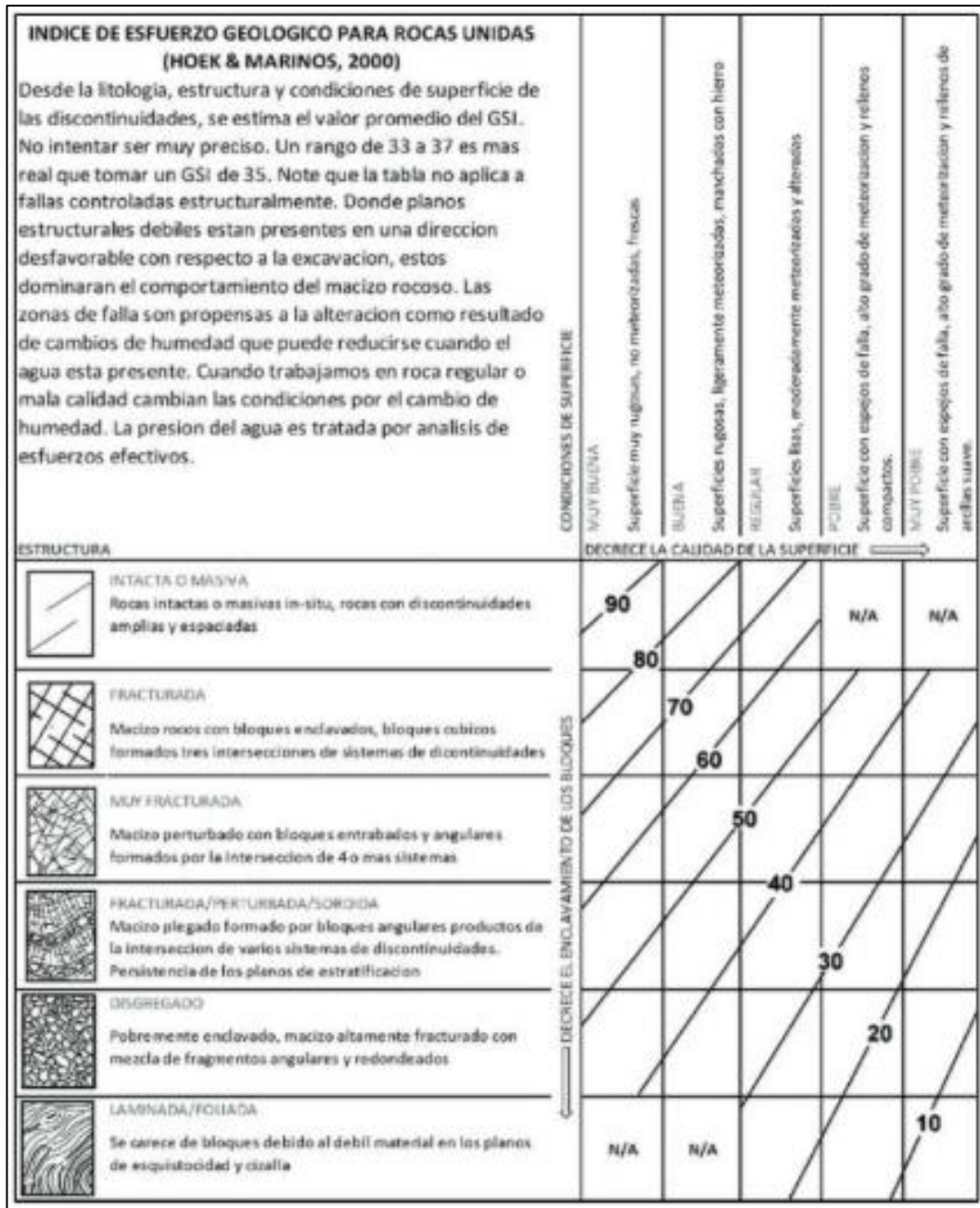
Fuente: Torres, 2022.

Bieniawski fue quien tuvo la idea y estableció el sistema RMR, abreviatura de Rock Mass Classification (clasificación del macizo rocoso).

La masa rocosa se evaluaba utilizando una escala que variaba de 0 a 100 puntos, donde 0 indicaba roca extremadamente pobre y 100 roca muy excelente. Este método se utilizó para determinar la calidad del macizo rocoso (Torres, 2022, pág. 29).

Para Torres (2022) el poder estimar el valor de RMR, se tienen en cuenta los parámetros de la resistencia a la compresión de la roca presente en su totalidad, la calidad de roca (RQD), la resistencia a las discontinuidades, el resultado de la presencia de agua y el ajuste por efecto de la orientación.

Figura 11
Índice de Resistencia Geológica (GSI)



Fuente: Torres, 2022.

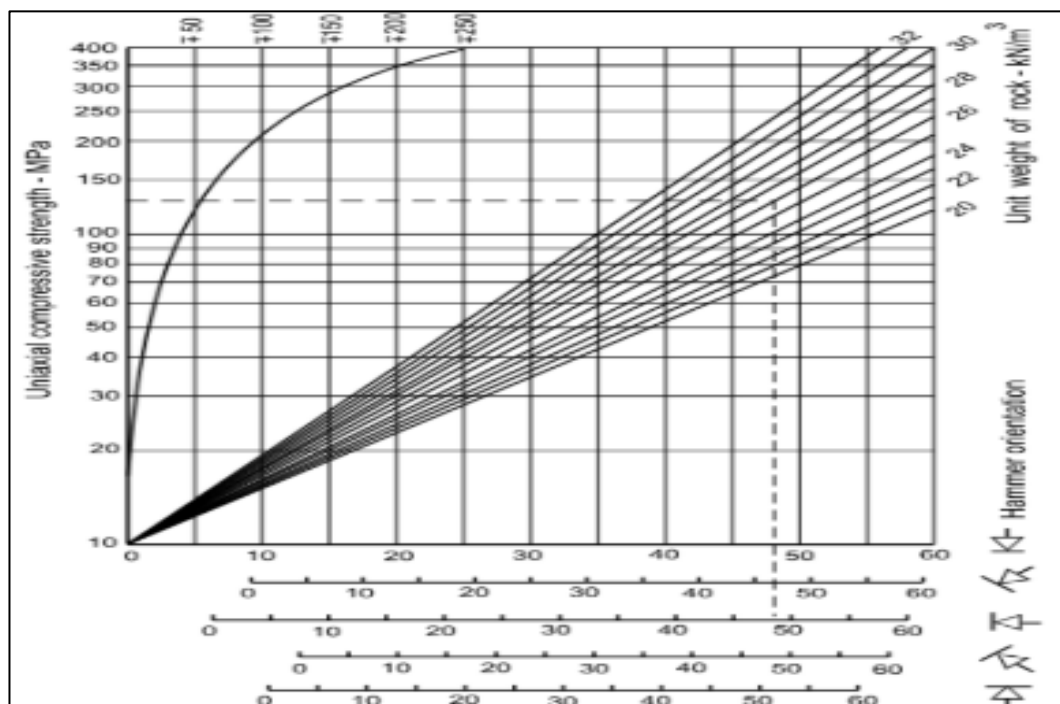
La evaluación del macizo rocoso en función de dos criterios la estructura geológica y el estado superficial conjunto de la roca-es lo que conduce al cálculo del índice de resistencia geológica, también conocido como GSI (Torres, 2022, pág. 28).

Un ejemplo de dispositivo mecánico que se utiliza para realizar ensayos no destructivos es la prueba de resistencia a la compresión básica. La utilización del martillo sobre la superficie de los elementos que Para Torres (2022) se van a evaluar es el único procedimiento adecuado. Para llevar a cabo la prueba con los resultados deseados se realizan los siguientes procedimientos (pág. 30).

- El martillo debe colocarse de forma que quede exactamente perpendicular a la superficie de la roca que se está estudiando.
- Para disparar la caña o el punzón de impacto, hay que golpear con el martillo la superficie de prueba hasta que salga el botón. Este es el primer paso del procedimiento.
- Después de cada golpe, deberá pulsar el botón para bloquear el vástago de impacto.

- A continuación, deberá tomar nota del valor de rebote que muestra el puntero cuando haya terminado de leerlo.
- Una vez que haya tomado 10 lecturas, se recomienda que utilice la media de esos números.
- Una vez obtenido el valor medio, se utiliza el siguiente gráfico para determinar si existe o no relación entre el valor medio y la resistencia.

Figura 12
Correlación para el martillo Schmidt



Fuente: Torres, 2022.

2.2.6. Fragmentación

Cuando se trata del proceso de fragmentación de la roca que tiene lugar durante una voladura, los explosivos son los principales participantes activos. La masa rocosa se rompe como consecuencia de este proceso, que se produce por diversos factores, como la aplicación de energía, las leyes de la termodinámica y las ondas de presión. Para facilitar una comprensión más completa, a continuación, se muestra una muestra de las fases (Campos y Manosalvas, 2022, pág. 18).

- El artefacto explosivo provoca una explosión que produce una onda de choque.
- A continuación, esta onda de choque provoca la fractura de la masa rocosa como consecuencia de la energía de la onda de choque que se transfiere hacia ella.
- Una expansión significativa de los gases, junto con una presión y temperatura elevadas, es lo que provoca la fractura de la roca. Esta expansión es lo que provoca la fractura de la roca.

- Se produce una pila de escombros volados como resultado de la masa de granito que se ha fracturado completamente en trozos.

2.2.7. Modelo predictivo de fragmentación Kuz-Ram

Desde que fue creado por primera vez por Clade Cunningham en 1983, el modelo matemático de predicción de Kuz-Ram ha sido la técnica de predicción más utilizada para predecir la fragmentación, que es el resultado de la voladura de rocas. Esto se debe a que el modelo fue diseñado para anticipar la cantidad de fragmentación que se produciría. Esto se debe a que el modelo es capaz de predecir con precisión la cantidad de fragmentación que se produciría.

Este modelo matemático se basó en la ecuación empírica de Kuznetsov de 1973, que permite determinar el tamaño medio de los fragmentos, y en la ecuación de Rosin-Rammler de 1933, que asiste en la construcción de la curva de distribución granulométrica del material de la voladura. Ambas ecuaciones fueron cruciales en el desarrollo de este modelo matemático.

Es necesario hacer uso de ambas ecuaciones para desarrollar este modelo matemático. Ambas ecuaciones se utilizaron para determinar el tamaño medio de los fragmentos. Clade Cunningham ha incluido el índice de volatilidad de Lilly de 1986 en el modelo de predicción, el cálculo del índice de uniformidad se ha mejorado considerablemente gracias a este avance. Esto se hizo como consecuencia de la revisión y el desarrollo del modelo de predicción. Por lo tanto, las predicciones del modelo de fragmentación vienen determinadas, basándose en los resultados de las mediciones efectuadas de la rotura media del material, la distribución del tamaño de las partículas y el índice de homogeneidad de los componentes. Esto se debe al hecho de que el modelo de fragmentación se basa en el material (Campos y Manosalvas, 2022, pág. 19).

a) Teoría de rotura media (Ecuación de Kuznetsov)

La ecuación empírica de Kuznetsov desarrollada en 1973, establece un tamaño medio de la roca post voladura, dependiendo del factor de carga explosiva y las propiedades del macizo rocoso. Este trabajo recae en importancia por su correlación particular con el tipo de roca (Campos y Manosalvas, 2022, pág. 19).

$$X_{50} = A * K^{-0.8} Q^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}} \right)^{\frac{19}{20}} \quad [1]$$

Donde,

- X_{50} es el tamaño medio de la fragmentación de la bomba (cm).
- A es el factor de carga.
- K es igual a la carga multiplicada por tres.
- Q es la masa de explosivo comparable a la carga por barreno.
- RWS_{ANFO} es el factor con respecto al ANFO, correspondiente a la potencia del peso del explosivo.

b) Teoría de distribución granulométrica (ecuación empírica Rosin - Rammler 1933)

Según los autores Campos y Manosalva (2022) obtuvieron como resultado de la incorporación a esta ecuación de la teoría de la rotura de Kuznetsov, que establece que la proporción acumulada de material es una función del tamaño medio de las partículas, Rosin-Rammler pudo construir esta ecuación, que se utiliza con frecuencia en situaciones de minería

debido a que proporciona una distribución por tamaños justa de un material granallado (pág. 23).

$$R_x = 1 - e^{-\left(\frac{x}{x_c}\right)^n} \quad [2]$$

$$X_c = \frac{X_{50}}{(0.693)^{\frac{1}{n}}} \quad [3]$$

Donde,

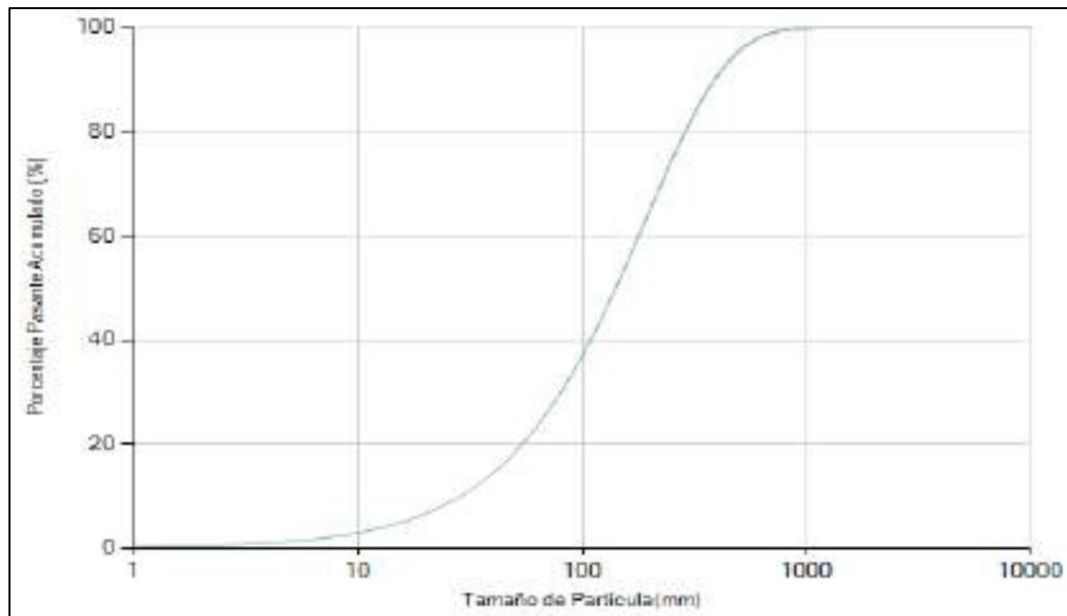
- R_x es el porcentaje acumulado de material en peso igual al tamaño x se denota mediante el símbolo x .
- X_c es la dimensión característica, denotada por m .
- x es el tamaño de la malla o fragmento en centímetros.
- n es el índice de uniformidad del material se denota por n .

La descripción granulométrica del material granallado está representada por esta ecuación que es una de sus representaciones. Es posible localizar la curva característica de esta ecuación dentro del primer cuarto de la pantalla en la pantalla. Esta curva, que es una curva exponencial, tiene una asíntota horizontal que es igual a uno. Esto implica

que la curva es exponencial. Según esta ecuación, la abscisa (x) es una variable que es independiente, pero la ordenada (Rx) es una variable que depende de x (Campos y Manosalvas, 2022, pág. 19).

Figura 13

Forma de la curva granulométrica de Kuz-Ram



Fuente: Campos y Manosalvas, 2022

c) Ecuación de índice de uniformidad de Cunningham

Para calcular la forma de la curva Rosin-Rammler, la técnica elegida sería utilizar el índice de uniformidad de Cunningham. Los valores bajos sugieren que existe una gran variación de tamaños, que van desde

extremadamente grandes a muy pequeños, mientras que los valores altos muestran que los tamaños son coherentes entre sí. Para calcular n se construye la siguiente ecuación, que se basa en lo importante tener en cuenta no sólo los componentes de la malla de perforación, sino también el método de colocación de las cargas explosivas a lo largo de la perforación. El objetivo de esta ecuación es calcular ambos factores (Campos y Manosalvas, 2022, pág. 24).

$$n = \left(2.2 - \frac{14B}{d}\right) \left(\sqrt{\frac{1+S}{2}}\right) \left(1 - \frac{W}{B}\right) \left(\text{abs} \left(\frac{BCL - CCL}{CL}\right) + 0.1\right)^{0.1} \left(\frac{CL}{H}\right) \quad [4]$$

Donde,

- B es el burden en m.
- S es la distancia entre dos puntos en m.
- d es el diámetro en milímetros.
- W es la desviación del agujero en metros.
- BCL es la longitud de la carga del fondo en metros.
- CCL es la longitud de la carga de columna en metros.
- H es la altura subterránea o altura de columna en metros.

- CL es igual a $BCL + CCL + \text{Taco} + \text{sobre perforación o sub perforación}$ es la longitud de la barrena.

2.2.8. Programa WipFrag

MinBlast Ltd. es responsable del desarrollo de una herramienta de análisis de imágenes digitales conocida como WipFrag. Como punto de partida, es factible medir la distribución de tamaños de la roca fragmentada utilizando una o varias fotografías digitales. Esto permitirá construir la distribución de tamaños del informe calculado. Con el uso de esta función, es posible conocer la distribución de tamaños de la roca que ha sido fracturada. Es posible utilizar la técnica WipFrag para determinar la distribución de tamaños de rocas que han sido fracturadas hasta cierto punto. Hay muchos tipos diferentes de dispositivos que son capaces de hacer uso de la herramienta de análisis de la fragmentación que se conoce como WipFrag, como ordenadores portátiles, teléfonos inteligentes y tabletas, según la información que se haya proporcionado.

La obtención de la curva granulométrica mediante la aplicación del análisis digital de fotografías de rocas fragmentadas es el principal objetivo de este esfuerzo. El hecho de que extrapole estimaciones de volumen a

partir de fotografías bidimensionales es, sin embargo, una limitación significativa del método. Este es uno de los defectos más significativos que presenta (Urday, 2022, pág. 42).

Figura 14
Software WipFrag



Fuente: Urday, 2022.

2.2.9. Vibraciones inducidas por voladura

a) Tipos de ondas

- Ondas de compresión, estas ondas, que suelen denominarse ondas principales, se distinguen por las acciones repetitivas de compresión y rarefacción que presentan. Es posible compararlas con las ondas

sonoras debido a que la partícula se mueve en la misma dirección que el movimiento ondulatorio, y la ecuación que caracteriza la velocidad de la partícula, V_p , viene dada por la ecuación (Marín, 2019, pág. 45).

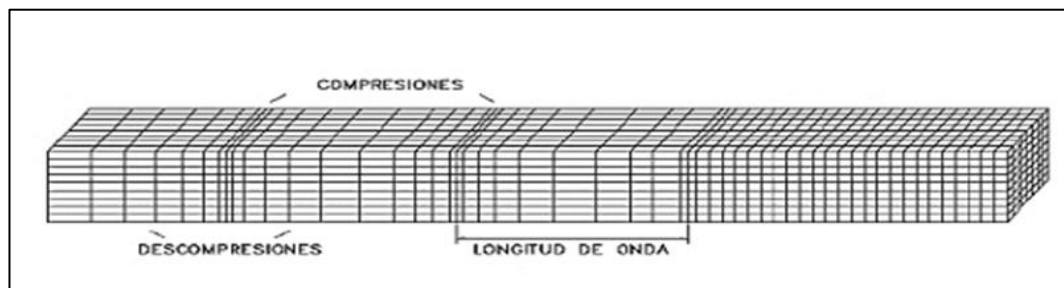
$$V_p = \left(E \frac{(1 - \sigma)}{\rho (1 - 2\sigma)(1 + \sigma)} \right)^{0.5} \quad [5]$$

Donde,

- σ es equivalente a la densidad de las rocas a través de las cuales viaja la onda.
- ρ es la expresión de la relación de Poisson.
- E es la expresión del módulo de elasticidad de Young.

Figura 15

Dirección de movimiento de la partícula en la onda de compresión



Fuente: Marín, 2019.

- Ondas transversales, esta ecuación representa el fenómeno que se produce cuando las ondas viajan en dirección perpendicular a la dirección en que se mueven las partículas, éstas se mueven en sentido contrario. A diferencia de la dirección en la que se mueven las ondas, esto es lo contrario de lo que ocurre. Es posible diferenciar entre este comportamiento y el de las ondas en el agua estableciendo analogías entre ambos. Las ondas de longitud inferior a la longitud de onda se denominan a veces ondas secundarias, que también suelen denominarse ondas S (Marín, 2019, pág. 45).

$$V_s = (E / (2\rho (1 + \sigma)))^{0.5} \quad [6]$$

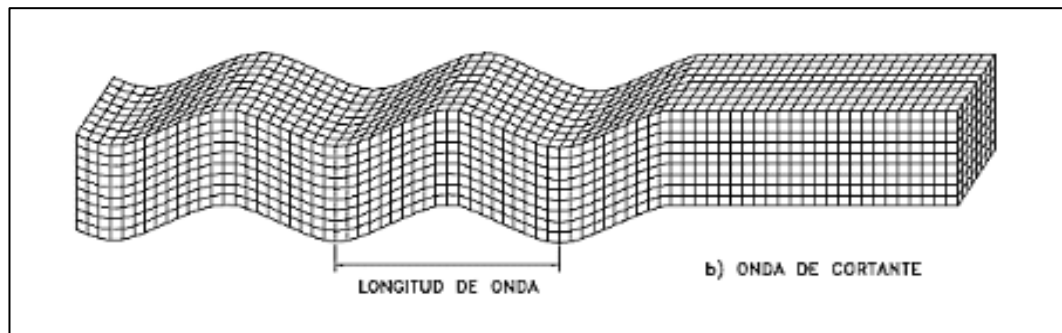
Este es el punto en el que es esencial tener en cuenta que,

$$V_p / V_s = \left(\frac{(1 - \sigma)}{0.15 - \sigma} \right)^{0.5} \quad [7]$$

Dicho de otro modo, las ondas «P» siempre llegan antes que las S, lo que indica que esta relación es siempre superior a 1.

Figura 16

Dirección movimiento partículas sentido ondas transversales



Fuente: Marín, 2019.

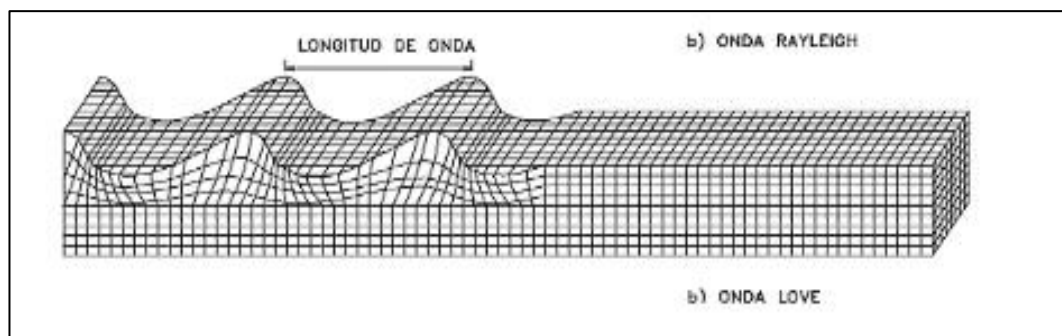
- Ondas love, en el caso de que exista una interfaz que divida una capa con una velocidad baja de una capa con una velocidad superior situada por debajo de ella, se produce la construcción de estas estructuras. El movimiento de la partícula se caracteriza por un movimiento horizontal en una dirección perpendicular a la trayectoria que siguen las partículas al desplazarse por el espacio.

La velocidad de las ondas es distinta de la velocidad de la materia que está por encima, como lo demuestra el hecho de que las ondas viajan

a una velocidad distinta de la de la sustancia que está por debajo (Marín, 2019, pág. 46).

Figura 17

Orientación del movimiento de las partículas



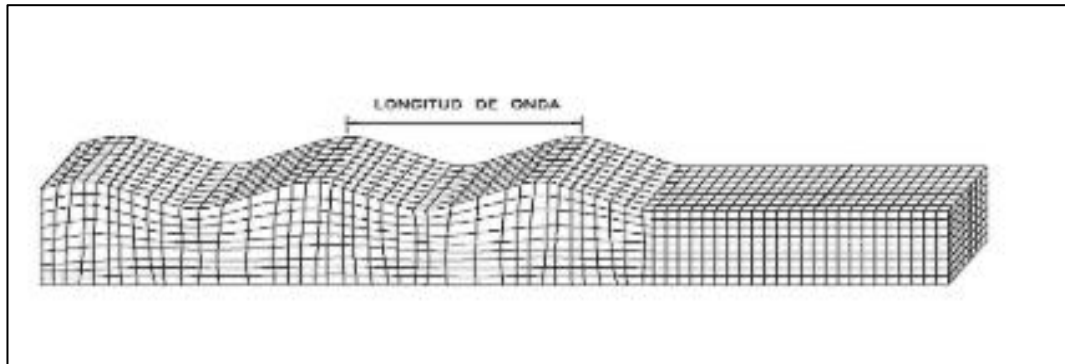
Fuente: Marín, 2019.

- Ondas Rayleigh, para ser más específicos, el movimiento de las partículas se produce en un plano que es vertical, y la dirección del movimiento ondulatorio es elíptica y retrógrada con respecto a la dirección en la que se propaga dentro del sistema. Más concretamente, la movilidad de las ondas es la responsable de que las partículas se muevan de esta manera.

Hay una disminución proporcional de se refiere a la cantidad de movimiento de las partículas que se produce a un ritmo exponencialmente proporcional a la profundidad del objeto. En general, la velocidad de las

ondas Rayleigh, denotada por el símbolo V_r , es igual a 0,9 veces la velocidad de la luz (Marín, 2019, pág. 47).

Figura 18
Simetría del movimiento de los fragmentos



Fuente: Marín, 2019.

b) Vibraciones producto de la voladura

La señal vibratoria generada por una explosión está formada por paquetes de ondas, y cada paquete de ondas se relaciona con una carga o conjunto de cargas que se ubican en un momento específico. Hay muchos paquetes de ondas que se juntan para generar la señal de vibración. Cuando se produce la explosión, es ésta la responsable de la formación de la señal de vibración. Antes de comenzar el proceso de análisis de la señal, es esencial localizar la carga que está asociada a cada

paquete de vibración. Esta es la primera fase del procedimiento. Para ello, es necesario determinar la diferencia entre la explosión que se produjo realmente y la secuencia que se produjo deliberadamente. La eficacia relativa de la energía que se crea cuando se trata de la explosión de cargas presentes en una explosión viene determinada por la forma y la amplitud de un paquete vibratorio.

Estos son los factores que rigen la eficacia relativa de la energía. Es factible llegar a una evaluación de la cantidad de energía que fue transportada del explosivo a la masa rocosa estimando la amplitud de las vibraciones. Esta evaluación puede realizarse para llegar a una conclusión. En consecuencia, la amplitud relativa puede emplearse como medida de la eficacia de cada carga cuando se aplica a un determinado tipo de carga y geometría de control (Marín, 2019, pág. 21).

c) Modelos predictivos de la Velocidad pico partícula

Según Marín (2019) el cual nos dice que con el fin de elaborar modelos que describan la velocidad máxima de las partículas (VPM) en función de la cantidad de carga que se detona para cada retardo, así como de la distancia que separa cada explosión del punto de medición, se

aumenta o disminuye la cantidad de carga que se detona, se han realizado experimentos. Este modelo se construyó mediante el uso de pruebas realizadas en el laboratorio. En los párrafos siguientes se profundiza en varios de estos modelos. Para transmitir la magnitud de la distancia en metros y el peso de la carga explosiva detonada en kilogramos, es imprescindible emplear la palabra "D", que significa "distancia escalada". Esto se debe a que la frase no existe en ningún otro idioma. Hay una serie de condiciones que están asociadas a esta formulación matemática y, para su comodidad, a continuación, se mencionan algunos de estos criterios (pág. 22).

Tabla 3
Cuadro de Distancias según diferentes criterios

Criterio	Distancia Escalada (SD)
Criterio General Exponencial	$SD = \left(\frac{d}{1}\right) \times e^{\frac{d \times b}{\alpha}}$
Criterio general	$SD = \left(\frac{d}{W^{\beta/\alpha}}\right)$
Langerfors (1963)	$SD = \left(\frac{d}{W^{3/2}}\right)$
Hendron (Bulletin 656)	$SD = \left(\frac{d}{W^{1/3}}\right)$
Devine (1962)	$SD = \left(\frac{d}{W^{1/2}}\right)$

Fuente: Marín, 2019.

d) Estimación de la velocidad pico de partícula crítica (PPVC)

Para Marín (2019) los altos niveles de vibraciones tienen el potencial de causar daños en el macizo rocoso, lo que puede dar lugar a la creación de nuevas fracturas o a la extensión y dilatación de fracturas ya existentes. En el contexto de esta conversación, las vibraciones podrían verse como una tensión o deformación que se dirige hacia el macizo rocoso.

Cuando los niveles de vibración son bajos, como cuando están presentes a gran distancia de la explosión, la masa rocosa no se fractura porque los niveles de deformación no son lo suficientemente altos como para inducir a la masa rocosa a fracturarse por sí misma. En concreto, esto se debe a que los niveles de vibración no son lo suficientemente elevados como para inducir a la masa rocosa a fracturarse.

Debido a la fuerza de las vibraciones, las fracturas que ya están presentes podrían hacerse mucho más extensas, incluso a distancias menores; pero no son lo suficientemente altas como para inducir la aparición de nuevas fracturas.

Las fracturas ya existentes pueden prolongarse con las vibraciones. Sin embargo, cuando los niveles de vibración están cerca de las cargas explosivas, son lo suficientemente fuertes como para influir en la matriz de la roca e inducir diversos grados de fractura a su alrededor. Esto se debe a que la matriz rocosa es un material que soporta las cargas explosivas.

Este fenómeno se produce porque las vibraciones influyen en la matriz de la roca. Un tipo de estado de la roca se denomina roca restringida, y se distingue por el hecho de que la velocidad de vibración de las partículas suele estar relacionada con su capacidad para provocar nuevas fracturas. Cuando esto ocurre, se dice que la roca se encuentra en un estado de roca restringida.

Esta circunstancia se produce en las proximidades de las cargas explosivas cuando el impacto de la explosión es más intenso y las tensiones creadas son comparables a las necesarias para la fragmentación de la roca. Además, se produce cuando la presión de la explosión alcanza su punto máximo.

Esto se debe al hecho de que existe una conexión entre la velocidad de las partículas y la deformación de las mismas. En consecuencia, la

investigación de la velocidad máxima de las partículas es un método excelente para determinar el grado de fractura causado por la voladura. Esto se debe a la calidad que posee. Uno de los factores que ayuda a la comprensión de este fenómeno es el vínculo que existe entre la velocidad máxima de las partículas y la deformación. Para ello disponemos de las siguientes pruebas (pág. 29).

$$\varepsilon = \frac{PPV}{Vp} \quad [8]$$

Esta ecuación, cuando se aplica a la velocidad de las ondas de compresión (V_p) de una roca, que se considera sirve para explicar el vínculo entre la velocidad máxima de las partículas (V_{PP}) y la deformación inducida ε , así como para poner de relieve la relación que existe entre ambas. Esta ecuación parte del supuesto de que la roca a través de la cual se propagan las vibraciones tiene una elasticidad lineal.

Con el fin de proporcionar una estimación plausible del vínculo que existe entre la roca fracturada y las vibraciones que se crean, se forma esta suposición. Por este motivo, se establece la hipótesis.

Con los datos sobre la resistencia a la tracción, el módulo de Young, E y la velocidad de propagación de las ondas P, V_p , resulta posible establecer la velocidad máxima (crítica) de las partículas PPVc que la roca puede resistir antes de que ocurra el fallo de tracción. No obstante, esto debe realizarse con cautela.

Esta estimación se basa en la ley de Hooke y requiere la suposición de que la roca se comporta elásticamente. Para ello se utiliza la siguiente ecuación (Marín, 2019, pág. 30).

$$PPVc = \frac{\sigma_t \times V_p}{E} \left(\frac{mm}{s} \right) \quad [9]$$

La ecuación mostrada anteriormente se utiliza para llegar a una primera aproximación de la velocidad máxima con el fin de obtener una estimación de la misma o crítica de pico de partículas para algunos de los tipos de rocas más frecuentes. Esta estimación se realizó sobre la base de la información de base que fue proporcionada a Asp Blastronic por una serie de Minas. Esta tabla presenta una visión general de los datos, así como el valor que se calculó para cada uno de los diversos tipos de rocas que se investigaron para determinar su composición. En la última columna puede verse una representación del cálculo del PPVc. En el contexto de las

rocas, el PPVc se describe como el nivel que induciría daños en la roca, lo que en última instancia daría lugar a la creación de nuevas grietas. El nivel de velocidad de las partículas que produce el daño más grave (aplastamiento) puede estimarse como el valor de cuatro veces el nivel de daño incipiente, que viene dado por la notación 4 x PPVc. Esta aproximación puede utilizarse para estimar el nivel de velocidad de las partículas que provoca los daños más graves (Marín, 2019, pág. 31).

Tabla 4

Determinación de la velocidad máxima crítica teórica

Tipo de roca	Resistencia a la tracción (MPa)	Velocidad de onda P (m/s)	Módulo Young (GPa)	Velocidad de partícula crítica (mm/s)
Cuarzo -1	14,00	5 102	55,50	1 286
Brecha – 1	7,30	4 298	30,20	1 037
Milonita	1,90	2 940	14,60	380
Ox – 1	6,70	4 373	35,20	836
Ox – 2	7,20	4 804	44,40	774
Cuarzo – 2	8,40	4 207	42,70	823
Brecha – 2	3,90	4 041	39,30	401
Andesita – 1	14,90	4 975	67,30	1 100
Diorita	13,20	4 650	48,60	1 260
Brecha – 3	11,30	4 650	58,30	900
Pórfido – 1	6,70	3 829	31,20	823
Pórfido – 2	5,10	3 661	46,60	401

Fuente: Marín, 2019.

Si se tiene todo esto en cuenta, se predice que un nivel comparable a un cuarto, que es similar al veinticinco por ciento de la puntuación PPVc, es suficiente para inducir el desarrollo de fracturas que ya estaban presentes en el cuerpo.

Para garantizar que la voladura no cause ningún daño al macizo rocoso, se aconseja utilizar este nivel de $\frac{1}{4}$ PPVc como límite conservador. Los diseños de carga deben regularse a partir de este nivel para garantizar que no se dañe el macizo rocoso (Marín, 2019, pág. 31).

Como resultado de las características intrínsecas a la composición de la roca, los valores de velocidad crítica máxima de partículas que se determinan en la tabla que se puede encontrar más arriba son el resultado del producto de esos atributos. La cantidad de datos de prueba que utilice en el cálculo, así como la calidad de esos datos, determinarán la conclusión, ya que la precisión de su estimación se basa en esos dos factores. El hecho de que siga siendo una estimación y que deba modificarse periódicamente con datos de campo es algo que debe tenerse muy en cuenta. Además de proporcionar una descripción cuantitativa de los daños, estos datos permiten determinar la capacidad del macizo rocoso

para soportar niveles de vibración que se encuentren dentro del intervalo estimado (Marín, 2019, pág. 31).

e) Instrumentación para monitorear las vibraciones

Según el autor Marín (2019) nos dice que la instrumentación es de suma importancia, y su principal objetivo es instalar transductores en lugares críticos para reunir una reserva de información que sea coherente y refleje el conjunto. En consecuencia, para tener una comprensión básica de las ondas sísmicas que generan las voladuras que se realizan en sus proximidades, es necesario disponer de esta información. A la hora de considerar su relevancia.

Es importante tener en cuenta que su relevancia depende de la geometría, el lugar de la explosión y el sistema estructural. Hay que tener en cuenta que se trata de una idea muy significativa. Son vitales porque contienen energía vibracional, que es la razón por la que son tan significativos. Esta es la razón por la que son esenciales. Un ejemplo de ello sería la onda superficial, que tiene una amplitud menor que las otras ondas y recorre una distancia mayor; en consecuencia, es necesario medirla en un campo situado a mayor distancia. Por otro lado, las ondas P

y S, que son más prominentes en la vecindad de la explosión, se localizan en la dirección opuesta.

Por este motivo, los sismógrafos se utilizan para llevar un registro de las vibraciones que provoca durante la voladura. Sismógrafos sísmicos utilizan los siguientes componentes para registrar las amplitudes y duraciones de los movimientos de la masa rocosa resultantes de la voladura (pág. 34).

- Hay transductores, que pueden ser geófonos o acelerómetros, que se fijan firmemente a la roca. Estos transductores se suministran con la roca.
- Se trata de una red de cables que se encargan de transmitir la señal registrada por los transductores a los distintos dispositivos de vigilancia.
- Un dispositivo de adquisición es un aparato encargado de captar la señal y almacenarla en diversas memorias.
- Para que el posterior análisis de la información obtenida del equipo de control sea más manejable, es importante disponer de un ordenador equipado con el software necesario para enviar la información.

2.2. Definición de términos

2.2.1. Perforación

La perforación es el procedimiento que se lleva a cabo con la finalidad de crear cavidades o taladros de forma cilíndrica y alargada en el frente de un macizo rocoso; se distingue por poseer una geometría apropiada y distribuida para el alojar las cargas explosivas. En la minería subterránea, se emplea la perforación para adelantar los frentes de explotación, además de la edificación de chimeneas y piques.

2.2.2. Malla de perforación

Es el conjunto de taladros, producto de la perforación, distribuidas una con otras regularmente y que forma una geometría determinada que depende de las condiciones geomecánicas, tipos de labores de explotación, producción y entre otros, en los frentes de avance de la minería subterránea.

2.2.3. Voladura

La voladura es el procedimiento que busca extraer el mineral del macizo rocoso, utilizando de la forma más eficiente posible la energía liberada por el explosivo empleado en los disparos efectuados durante la fase de perforación. El máximo aprovechamiento se consigue al emplear la energía adecuada y requerida para producir una adecuada fragmentación del mineral, previniendo daños en las cajas y techo de la tarea minera.

2.2.4. Distribución de carga explosiva

Es el conjunto taladros o malla de perforación rellenos o cargados con explosivos y su sistema de iniciación para el proceso de detonación y arranque del material a volar.

2.2.5. Fragmentación del material

Es el material volado o fraccionado del frente de explotación del macizo rocoso producto del proceso de perforación y voladura, este suele ser mineral o desmonte.

2.2.6. Fragmentación del material deficiente

Es el material volado o fraccionado defectuoso producto de una mala voladura; es decir, no cumple con los tamaños o estándares adecuados requeridos por planta que afecta la productividad.

2.2.7. Tiro soplado

Es el impacto generado por la voladura que emerge sin fuerza, donde no se presenta ninguna ruptura, ni un empuje apropiado del material. El explosivo es expulsado del taladro o simplemente se detona sin alcanzar el punto de detonación. Usualmente se produce por una dosificación incorrecta de la carga o una mala elección del explosivo en relación a la dureza de la roca, un ataque incorrecto, ausencia de potencia del iniciador, ausencia del taco inerte o el uso de explosivo húmedo.

2.2.8. Tiro cortado

Es un disparo, originado por la voladura, que no se produce debido a la falla de alguno de los componentes clave como el iniciador, guía o

explosivo. Es extremadamente riesgoso ya que deja elementos que necesitan ser removidos para poder seguir con la labor.

2.2.9. Tiro retardado

Es el disparo que no se realiza en el momento adecuado, supone un serio peligro para el personal que vuelve a ser blanco de un disparo, sin haber dejado un intervalo de tiempo adecuado. No es habitual y puede surgir debido a una falla en el detonador de retraso y a una mecha de seguridad defectuosa o excesivamente lenta.

2.2.10. Burden

Se refiere a la separación entre el pie o eje del taladro y la superficie libre perpendicular más próxima, así como la separación entre filas de taladros durante una voladura.

2.2.11. Espaciamiento

La distancia entre los taladros, que normalmente está en línea recta con el burden, suele variar entre 1 y 1,8 dependiendo de la distancia del

burden. Se consiguen resultados ideales de distribución de energía cuando el espaciamiento es equivalente a la dimensión del burden por 1,15 y el patrón se distribuye en una configuración inclinada, donde el agrietamiento primario paralelo a la superficie libre puede facilitar un espaciamiento superior.

2.2.12. Estándar

Es el patrón, modelo o referencia a imitar. Este término se utiliza en la minería para referirse a los procesos unitarios, como la perforación y voladura de rocas, así como en los planes de minería.

2.2.13. Malla

Es la disposición de los taladros en una voladura, teniendo en cuenta principalmente la relación de burden y espaciamiento, así como su orientación con la profundidad de los taladros.

2.2.14. Costos unitarios

Los autores Tunquipa y Diaz (2021) dicen que es posible calcular el valor medio de un determinado producto, que a veces se denomina unidad, teniendo en cuenta el volumen de producción. Desde otro punto de vista, también es concebible explicarlo como el valor monetario de un determinado producto. Esta es otra forma de verlo (pág. 19).

Cuando nos referimos a un producto o servicio, el término coste unitario hace referencia al valor monetario que se necesita para generar el producto o servicio.

El método que se utiliza para calcularlo es el siguiente: El coste total de producción dividido por el número total de productos acabados producidos es el coste de fabricación (Tunquipa & Diaz, 2021, pág. 19).

$$UC = \frac{C}{U}$$

[10]

Donde,

- UC es el coste unitario para el periodo de tiempo en cuestión

- C es el importe total gastado en la fabricación de los objetos.
- U es la cantidad total de unidades

2.2.15. Modelamiento de las vibraciones

Como resultado de la modelización aplicada a la velocidad y frecuencia de las partículas, que será proporcionada por los instrumentos de medición en campo, podemos obtener el análisis estocástico del suelo como resultado de estar expuestos al paso de la energía que generó la voladura y que fue transportada por la producción de varias olas que se desplazaron por el macizo.

Este análisis nos permite determinar la probabilidad de que el suelo se vea afectado por la voladura. Gracias a este estudio, podemos determinar la probabilidad de que la voladura afecte al suelo (Zapata, 2012, pág. 63).

2.2.16. Velocidad de propagación de onda (vp)

La fluctuación del tiempo en el desplazamiento de la onda sísmica generada por la voladura a través del macizo rocoso es lo que

generalmente se interpreta en el contexto de la determinación de la velocidad de propagación de la onda. Esto se ajusta a la definición de la velocidad de propagación de la onda establecida en la expresión previa. Dado que el comportamiento de la propagación es similar al de las ondas acústicas, este fenómeno a menudo se conoce como velocidad sónica (Zapata, 2012, pág. 94).

2.2.17. Velocidad Crítica de Partícula

La velocidad crítica de vibración de las partículas se define como el punto en el que las tensiones de tracción inducidas por la voladura son comparables a las tensiones de tracción proporcionadas por la roca. Este es el momento en el que se produce tanto la apertura de fracturas preexistentes como el inicio de la creación de fracturas (Zapata, 2012, pág. 65).

2.2.18. Modelo de Campo Lejano

A la hora de construir modelos de vibración que permitan predecir la cantidad de vibraciones, es necesario obtener tres piezas clave de información de fondo a partir de mediciones sobre el terreno. Estos datos

son esenciales para la construcción de modelos de vibración. El nivel de vibración, la cantidad de explosivo y la distancia entre la carga y el lugar donde se realiza la medición son los tres datos que se tratan aquí (Zapata, 2012, pág. 81).

2.2.19. Modelo de Campo Cercano

Para tener en cuenta la forma cilíndrica alargada de la carga, es necesario modificar la ecuación en el campo cercano, que se sitúa muy cerca de las perforaciones donde tiene lugar el proceso de fracturación (Zapata, 2012, pág. 86).

CAPÍTULO III

MARCO METODOLÓGICO

3.1. Tipo y diseño de investigación

La investigación es de naturaleza experimental de diseño correlacional transversal, ya que se fundamenta en los hallazgos de la fragmentación en relación al diseño de malla y distribución de carga explosiva, porque en función de un buen diseño de malla de perforación y adecuada distribución de carga explosiva se obtendrá una mejor fragmentación, logrando generar un aumento en la producción por mitigar tiempo muertos a causa de disparos deficientes, reduciendo de esta forma los costos operativos de voladura.

El enfoque de esta investigación se basará en la valoración de las operaciones de perforación y voladura en los niveles inferiores de la mina San Andrés, por medio de un programa piloto, donde se aplicará el modelo de áreas de influencia para modificar el diseño de malla y la distribución de la carga explosiva.

El tipo de investigación es de carácter aplicativo de enfoque cuantitativo de marco experimental de causa y efecto, donde se pretende analizar los resultados de la fragmentación respecto a la modificación del diseño de malla y distribución de carga explosiva con la finalidad de mejorar la fragmentación y reducir los disparos deficientes. El nivel de investigación es de carácter predictivo, porque se aplicará el modelo de áreas de influencia para modificar el diseño de malla; predecir la fragmentación a obtener. El diseño de investigación es de carácter correlacional, porque se evaluará la confiabilidad de adaptación del modelo aplicado al diseño respecto a la fragmentación obtenida; de la misma forma se realizará el análisis de mejoras de resultados en la productividad y costos operativos de voladura respecto a los disparos deficientes.

3.2. Población y muestra

La población se enmarca en la mina San Andrés del distrito de Puquio, provincia de Lucanas, departamento de Ayacucho, Perú, representadas por estructura de las vetas Vanessa, Cachorro. La muestra corresponde al programa piloto en los frentes de avance y explotación de

los subniveles de la veta Vanessa, Cachorro de la mina San Andrés, para la recuperación y explotación del mineral.

3.3. Operacionalización de variables

3.3.1. Identificación de variables

Las variables independientes (VI) de la Unidad Minera son:

VI 1: Diseño de malla de perforación

VI 1: Macizo rocoso

La variable dependiente (VD) de la mina es:

VD: Fragmentación del frente

VI 1: Costo/beneficio

3.3.2. Caracterización de variables

En la Tabla 1, se observa la caracterización de las variables independientes (VI) y la variable dependiente (VD) del presente estudio. Donde se identifican los principales indicadores para realizar el análisis de

aceptación o rechazo de las hipótesis, correspondientes al diseño de malla de perforación y voladura para mejorar la fragmentación del frente.

Tabla 5
Caracterización de variables

Indicadores variable independiente (VI)		Indicadores variable dependiente (VD)
Diseño de malla de perforación	Distribución de carga explosiva	Fragmentación del frente
Parámetros perforación	Parámetros de explosivos	Fragmentación (P80)
Calidad del macizo rocoso	Factor de carga	Costos operativos
Control operativo	VPP	Disparos deficientes

Fuente: Elaboración propia.

3.3.3. Definición operacional de variables

El diseño de malla de perforación (VI 1) corresponde al diseño de malla de labor considerando las características geomecánicas del macizo rocoso. Donde los principales indicadores de evaluación son los parámetros de perforación, calidad del macizo rocoso y controles operativos. Un diseño de malla de perforación adecuado conseguirá una

preparación en los temas de voladura; por consiguiente, una óptima fragmentación. Esto se logra a partir de las características del frente de explotación, técnicas de perforación, y parámetros del mismo.

La distribución de carga explosiva (VI 2) corresponde a la distribución de los explosivos respecto a la malla de perforación del frente. Donde los principales indicadores de evaluación son los parámetros de explosivo, factor de carga y VPP. Las operaciones del diseño y aplicación de voladura se consiguen a partir de un buen factor de carga, el tipo de explosivo, la secuencia de iniciación y detonación. Estas características ayudan a obtener una fragmentación adecuada.

La fragmentación del frente (VD) corresponde a la fragmentación obtenida respecto al diseño de malla y distribución de carga explosiva. Donde los principales indicadores de evaluación son la fragmentación (P80), los costos operativos de voladura y la cantidad de disparos deficientes. La fragmentación adecuada está en función del óptimo proceso de P&V, por lo que genera un aumento de productividad y reducción de costos en las operaciones de minado.

3.4. Técnicas e instrumentos para recolección de datos.

En el marco de este proyecto de investigación se llevarán a cabo las siguientes tareas especificadas a continuación.

- a) Construcción de metodología, se realizará la estructura metodológica para diseñar la malla de perforación, simular la distribución de carga explosiva adecuada, y predecir la fragmentación del frente.
- b) Recopilación de información local y referencias bibliográficas, se realizará una revisión detallada de la información local como los estándares y PETS del área de mina; y revisión bibliográfica relacionada a la perforación y voladura en minería subterránea.
- c) Observación directa del programa piloto, se realizará la observación directa en los frentes de avance y explotación en veta a fin de recopilar la información de los resultados de la voladura.
- d) Entrevistas no programadas, se realizará entrevistas al personal en los trabajos del ciclo de minado a fin de establecer los estándares de trabajo, las implicancias y necesidades para realizar un diagnóstico más completo que dará lugar a mejoras de la productividad.

- e) Revisión del programa ArcGIS, JKSimBlast y WipFrag, corresponde al entrenamiento avanzado en los programas a nivel usuario, para realizar el uso correcto de los programas orientado a la solución de la problemática del presente estudio, con la finalidad de determinar los parámetros de ingreso y salida de resultados.
- f) Análisis y procesamiento de datos, corresponde a la aplicación del modelo de área de influencia en el diseño de malla en el programa ArcGIS; y realizar la distribución de carga explosiva, simulación de voladura y predicción de la fragmentación en el programa JKSimBlast; y finalmente analizar la fragmentación obtenida de las voladuras, registradas en fotografías de campo en el programa WipFrag.
- g) Análisis e interpretación de resultados, se realizará el análisis de correlación de los resultados obtenidos. Y de la misma forma se realizará la interpretación de la evaluación estadística de la aceptación o rechazo de la hipótesis de estudio con el programa SPSS.
- h) Redacción y presentación del estudio, se realizará la elaboración de la tesis en su totalidad, e informes de resultados correspondientes a la investigación al área de mina de la mina San Andrés.

Para el presente estudio se requerida de materiales e instrumentos detallados a continuación.

- a) Estándar de diseño de labor, mallas de perforación y carguío de subniveles de la mina San Andrés.
- b) PETS de perforación en labores mineras, voladura en labores mineras y eliminación de tiros cortados de la mina San Andrés.
- c) Reporte de indicadores operativos, informes y reportes de operaciones mina de la mina San Andrés.
- d) Formato de entrevista y recolección de datos.
- e) Instructivos del programa ArcGIS, JKSimBlast y WipFrag para el tratamiento de la información correspondiente al estudio.

3.5. Procesamiento y análisis de datos

Para el presente estudio, el tratamiento de los datos se divide en el diseño de malla de perforación; simulación de voladura y predicción de fragmentación; y análisis de resultados, los cuales se detallan a continuación.

- a) El uso del modelo de áreas de influencia en la creación de la malla de perforación, se utilizará los modelos matemáticos de “Holmberg” y el modelo de “área de influencia”.
- b) Para la distribución de carga explosiva en la voladura; y predicción de fragmentación se utilizará el modelo de Kuz-Ram.
- c) El análisis de resultados de fragmentación se utilizará el programa WipFrag; y el análisis de hipótesis se realizará mediante la predicción de la fragmentación zonificada del frente para un tamaño de tamiz, determinar si existe o no relación entre el valor medio y la resistencia.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Resultados

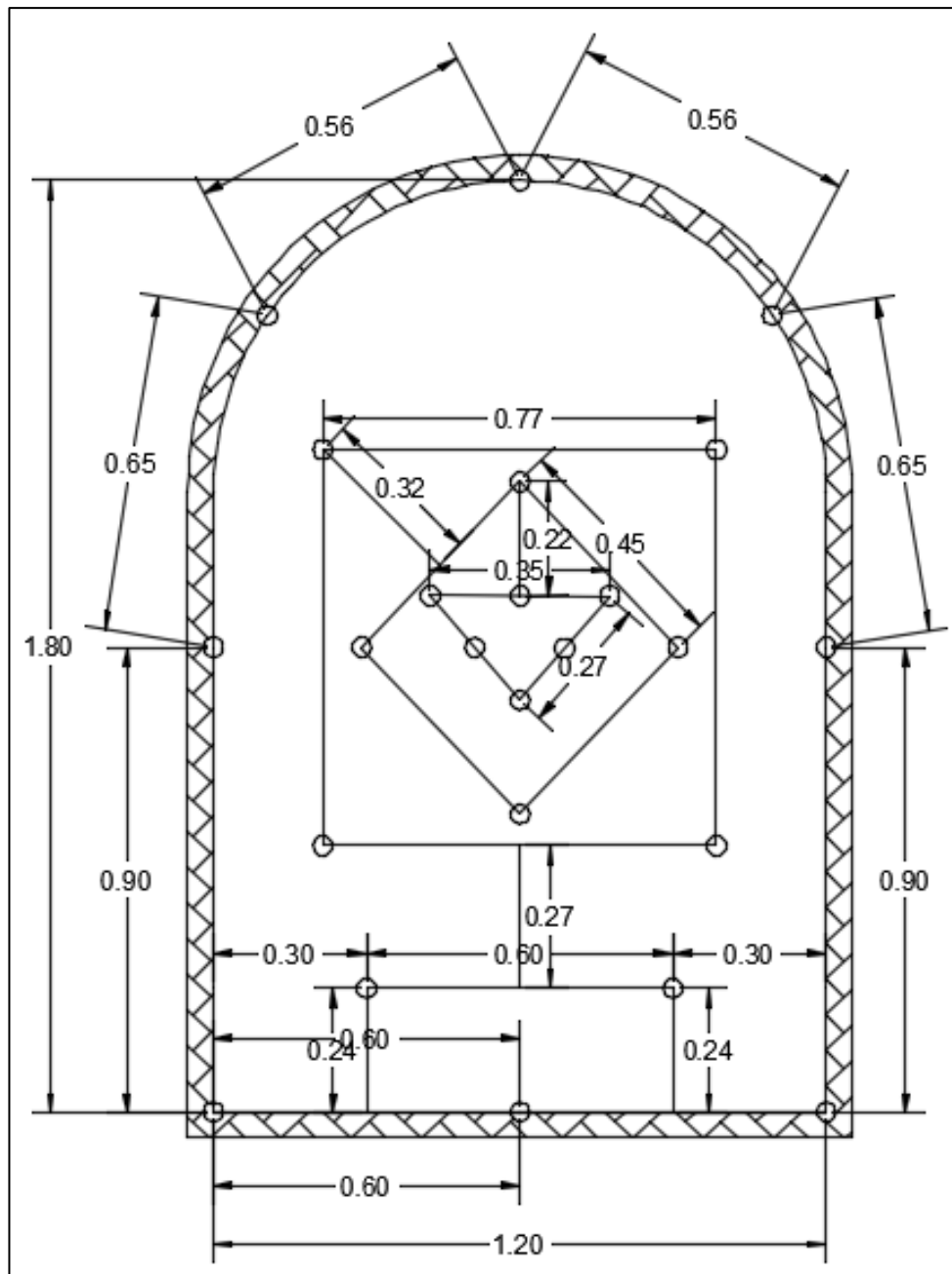
4.1.1. Análisis del problema de estudio

a) Diseño de la malla actual en los subniveles

En los subniveles de la mina San Andrés se presentan tipos de roca I y II, que se ejecutan en sección de 4 ft x 6 ft con un total de 24 taladros de los cuales 3 son de alivio, la perforación en los subniveles se realiza con un barreno de longitud de 5 ft.

El carguío se realiza con Famesa 65% con 7 cartuchos en los taladros de arranque y arrastre; 5 cartuchos en los taladros cuadradores y corona. Como se observa en el diseño de la figura 19.

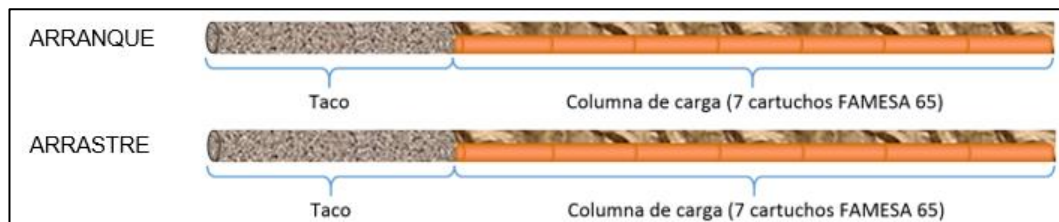
Figura 19
Malla de perforación en subniveles



Fuente: Tomado del estandar de perforacion E-MIN-14 p.2

Figura 20

Distribución de los cartuchos en los taladros



Fuente: Tomado del estandar de perforacion E-MIN-14 p.2

Tabla 6

Distribución de carga en subniveles

Taladro	N° taladros	N° cartuchos	Total	kg explosivo
Arranque	3	7	21	1,68
1er cuadrante	4	7	28	2,24
2do cuadrante	4	7	28	2,24
Ayudas	2	7	14	1,12
Arrastre	3	7	21	1,68
Hastial	2	5	10	0,80
Corona	3	5	15	1,20
Alivio	3	0	0	0,00
Total	24		137	10,96

Fuente: Elaboracion propia.

b) Deficiencias de perforación y voladura

El diseño en los subniveles de la mina es de tipo baúl y con el diseño actual se presentan deficiencias en el resultado de la voladura, como disparos soplados, anillados, presencia de tacos, granulometría del material roto alto, etc.

Figura 21

Disparo soplado en los taladros de arranque



Fuente: Elaboracion propia.

Figura 22

Voladura deficiente en taladros de corona y hastial



Fuente: Elaboracion propia.

De estos disparos deficientes se realizó un recuento obteniendo el cuadro siguiente y mediante una gráfica de Pareto poder determinar las causas que indiquen más en resultados negativos de la voladura; siendo el 71% ocasionado por la mala práctica en la perforación y voladura.

Tabla 7

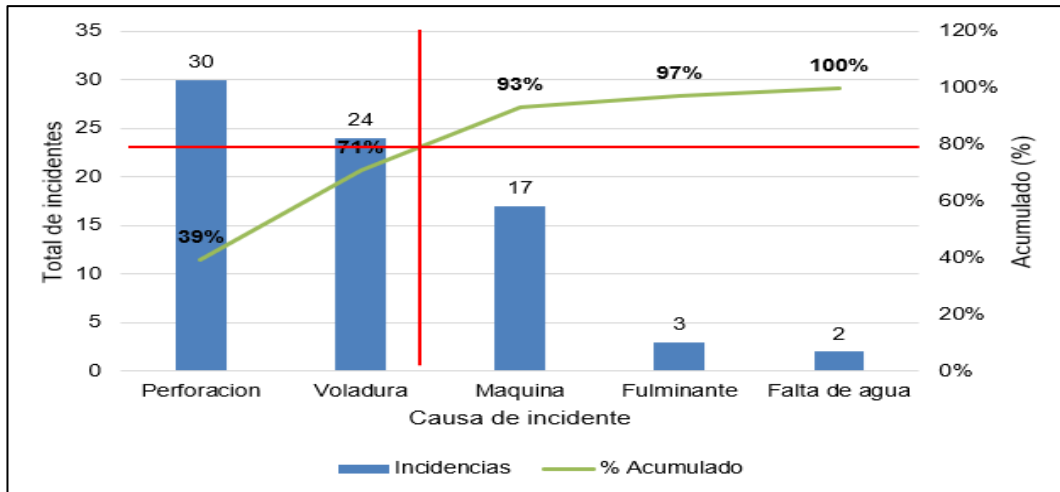
Número de incidencias que generaron deficiencia en los disparos

Tipo de causa	Incidencias	% Frecuencia	% Acumulado
Perforación	30	39,47%	39,47%
Voladura	24	31,58%	71,05%
Maquina	17	22,37%	93,42%
Fulminante	3	3,95%	97,37%
Falta de agua	2	2,63%	100,00%
Total	76	100,00%	

Fuente: Elaboracion propia.

Figura 23

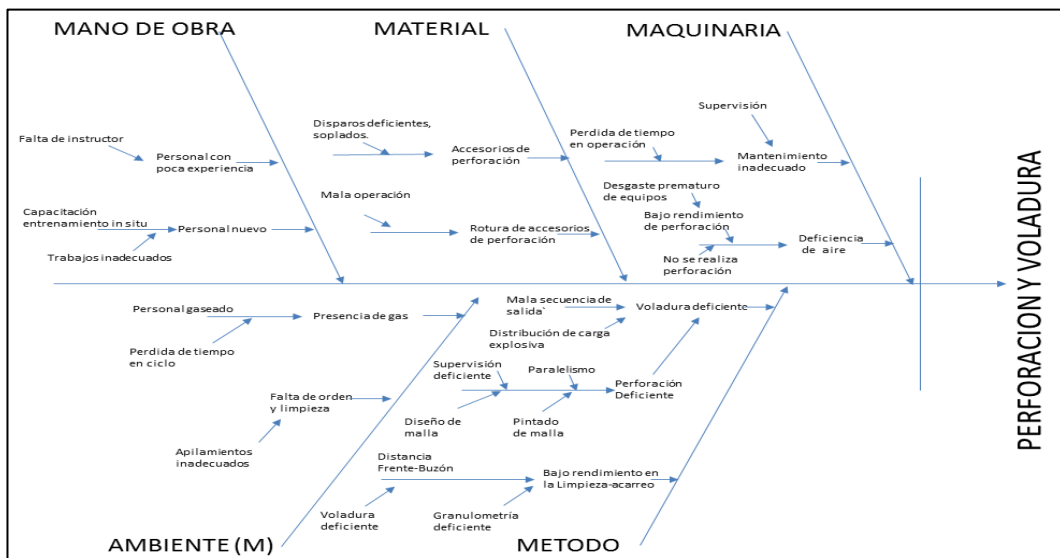
Diagrama de Pareto de incidencias en la deficiencia



Fuente: Elaboracion propia.

Figura 24

Diagrama de Ishikawa

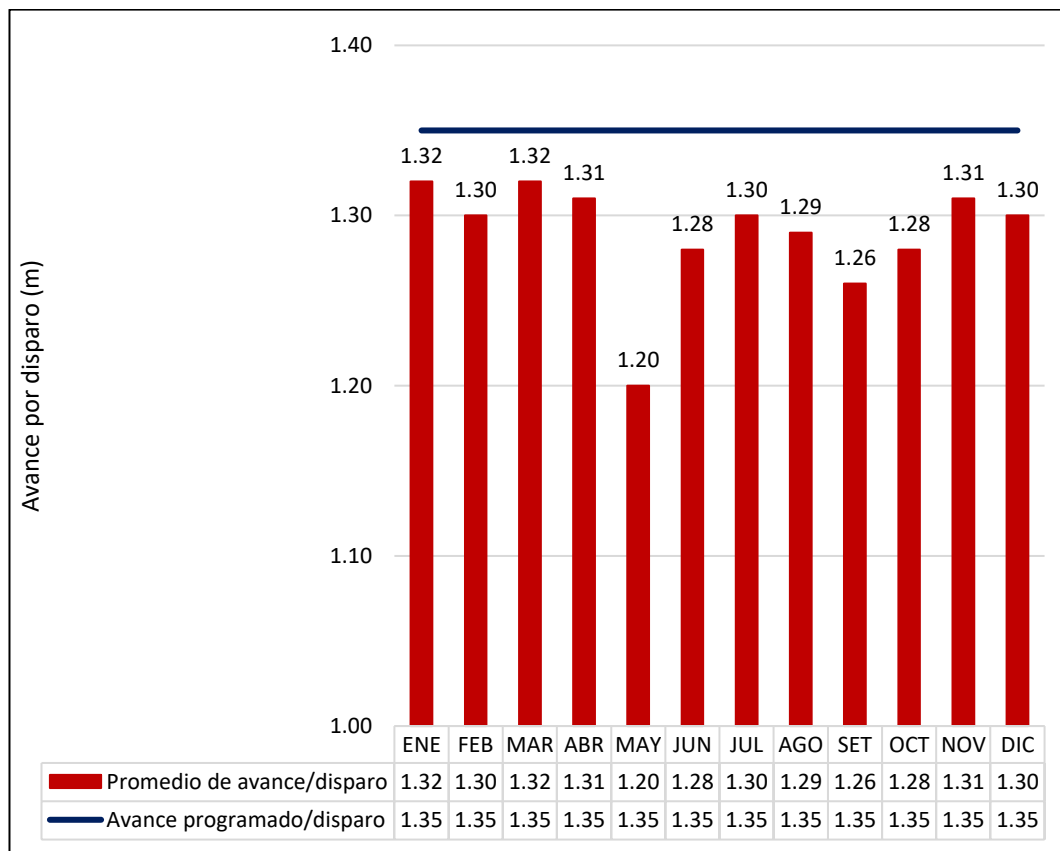


Fuente: Elaboracion propia.

c) Rendimiento con la malla actual

Al presentarse deficiencias en los disparos, esto implica mayor consumo en materiales (acero, explosivo) al realizar voladura secundaria, esto eleva los rendimientos óptimos como el avance por disparo y los factores de carga.

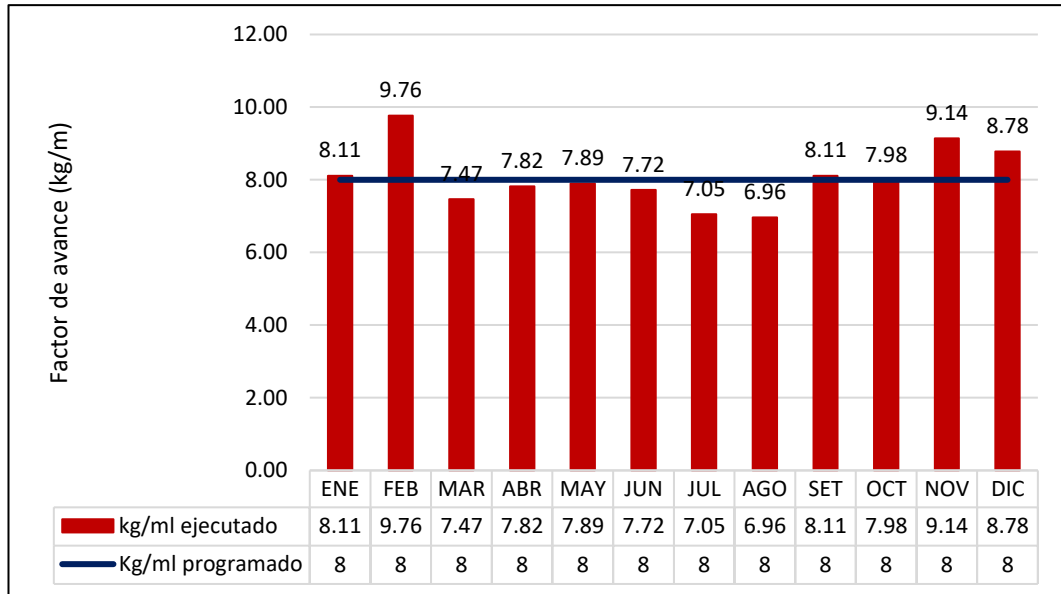
Figura 25
Rendimiento de avance por disparo por mes



Fuente: Elaboración propia.

Figura 26

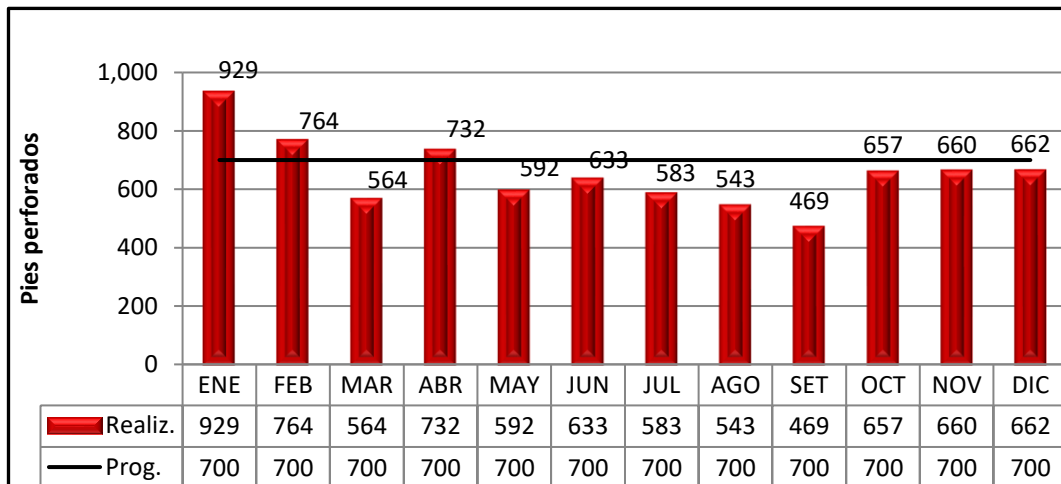
Rendimiento de consumo de explosivo por metro



Fuente: Elaboracion propia.

Figura 27

Vida útil de las brocas de perforación

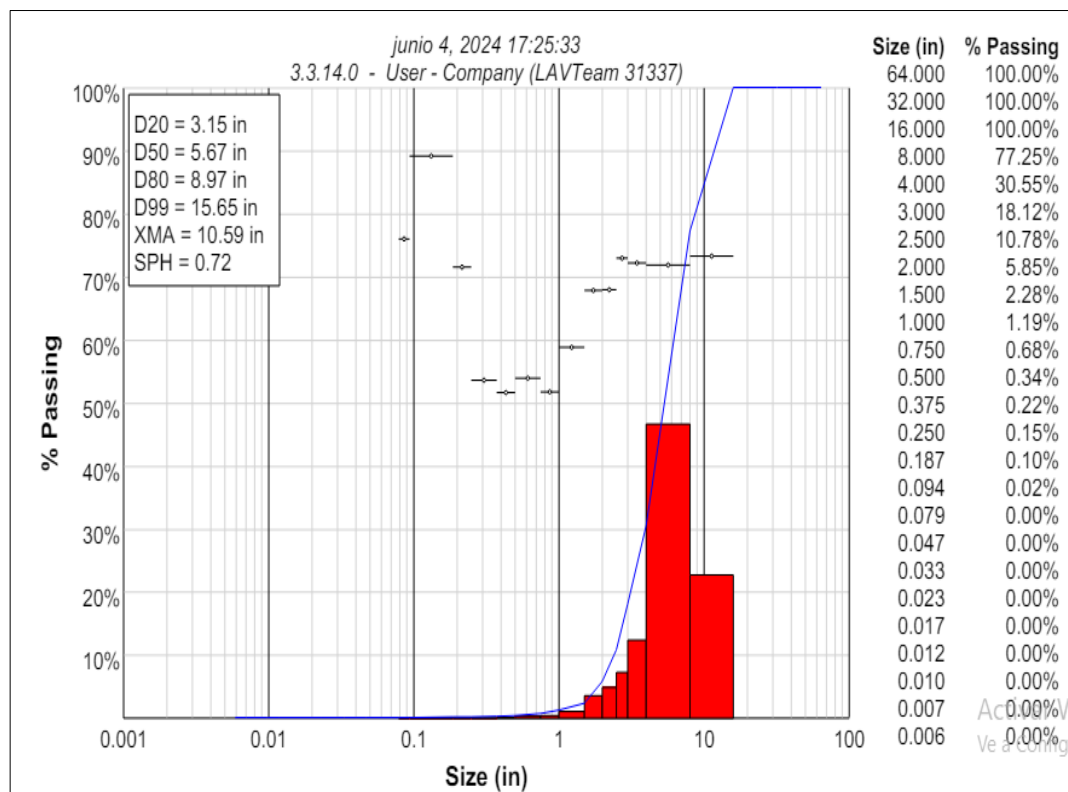


Fuente: Elaboracion propia.

d) Fragmentación de la roca con el diseño actual

Del diseño actual, mediante el software WipFrag se realiza el análisis granulométrico de las rocas producto de la voladura en los subniveles de la mina San Andrés.

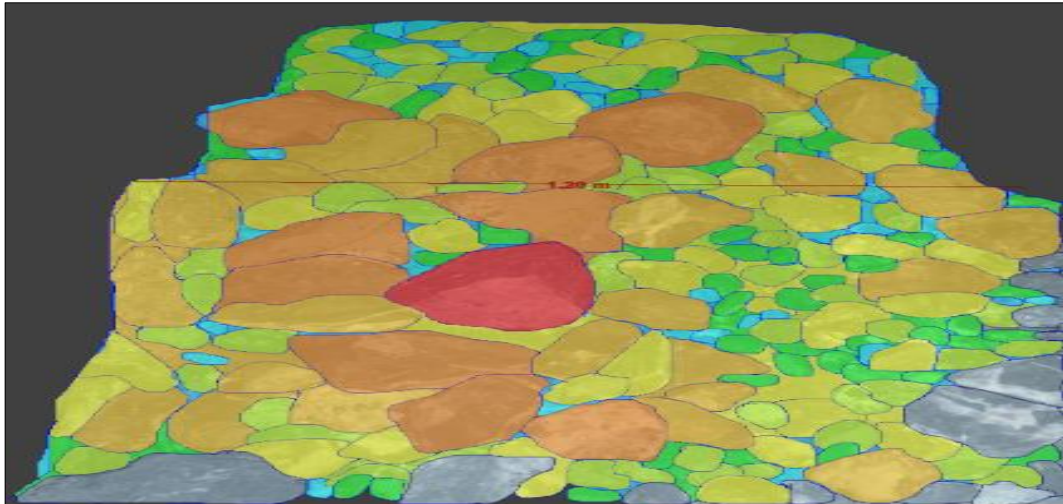
Figura 28
Análisis granulométrico 1 en subnivel



Fuente: Elaboracion propia.

Figura 29

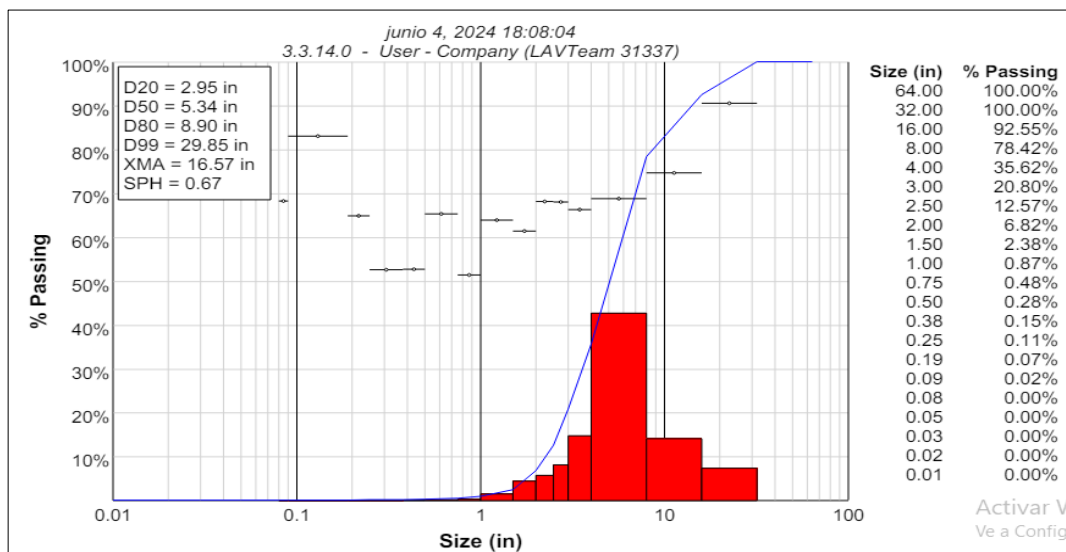
Fotografía (1) de voladura analizada en WipFrag



Fuente: Elaboracion propia.

Figura 30

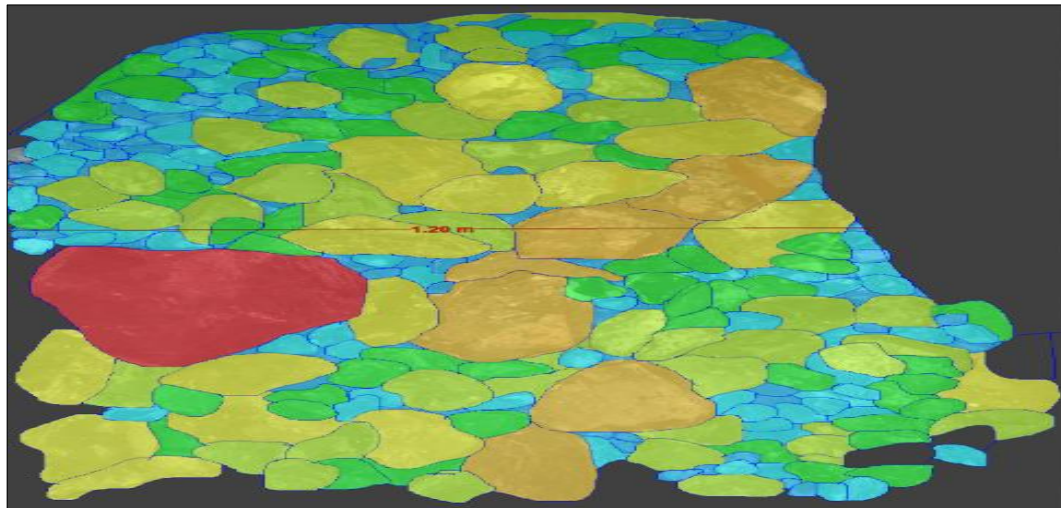
Análisis granulométrico 2 en subnivel



Fuente: Elaboracion propia.

Figura 31

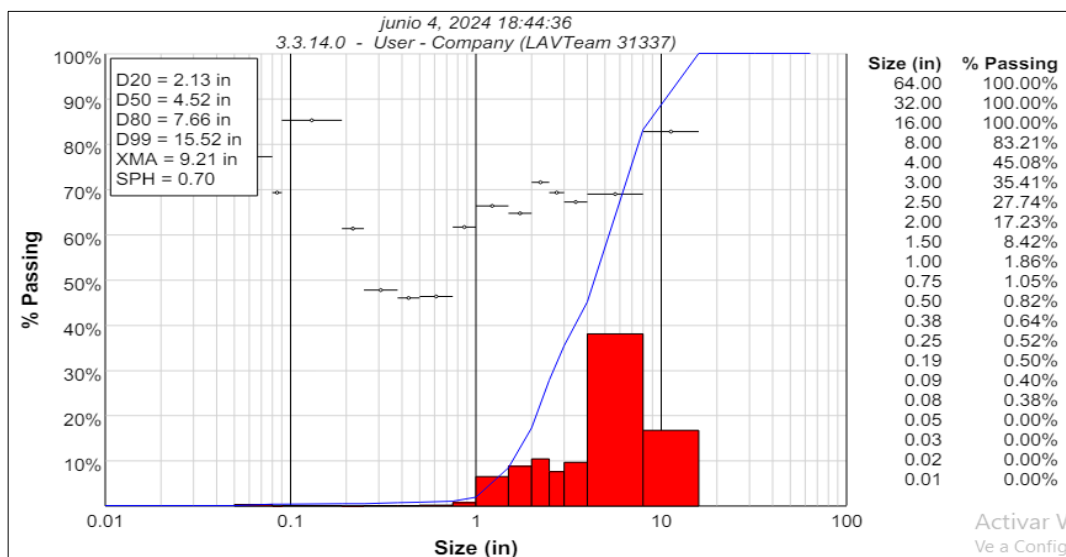
Fotografía (2) de voladura analizada en WipFrag



Fuente: Elaboracion propia.

Figura 32

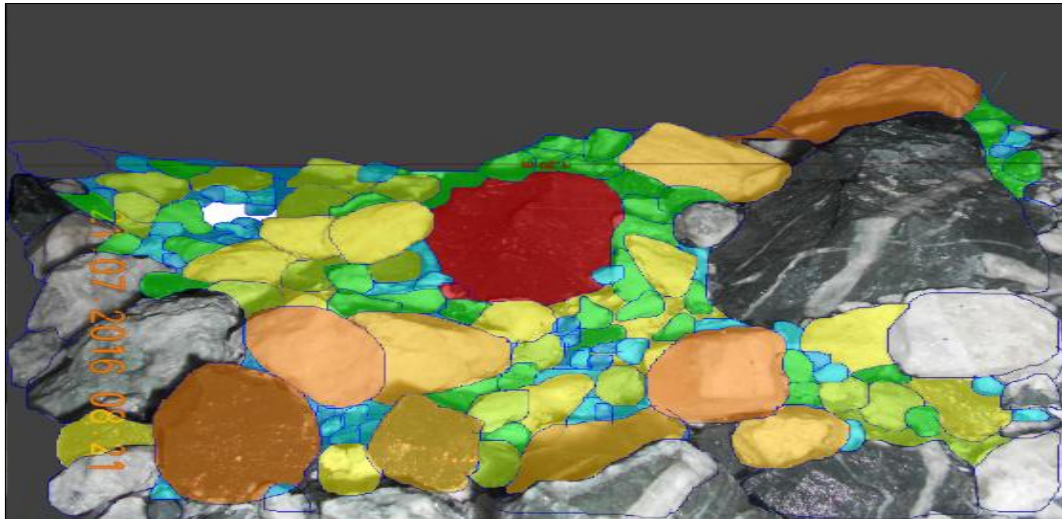
Análisis granulométrico 3 en subnivel



Fuente: Elaboracion propia.

Figura 33

Fotografía (3) de voladura analizada en WipFrag



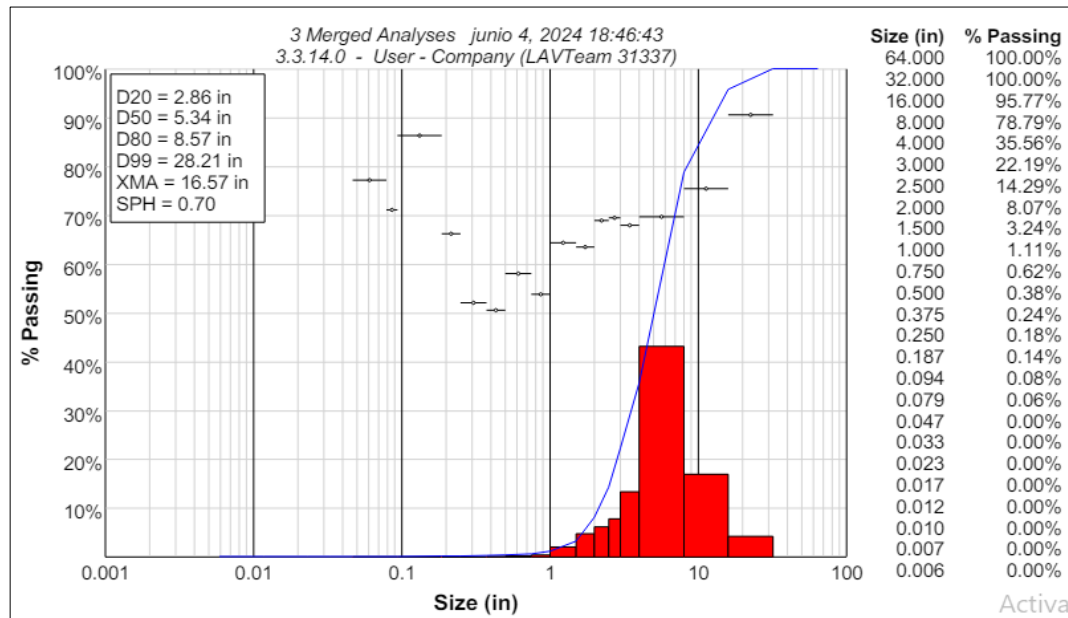
Fuente: Elaboracion propia.

De las imágenes analizadas en el programa WipFrag se obtienen los valores de P50, P80 y tamaño máximo del material lo cual permite conocer la base actual; adicionalmente el software nos permite obtener un análisis general producto de los resultados anteriores obteniendo los siguientes parámetros.

Tabla 8*Resultados de análisis granulométrico en subniveles*

Item	P50 (pulgadas)	P80 (pulgadas)	P99 (pulgadas)
Análisis 1	5,67	8,97	15,65
Análisis 2	5,34	8,90	29,85
Análisis 3	5,52	7,66	15,52
Análisis global	5,34	8,57	16,57

Fuente: Elaboracion propia.

Figura 34*Resumen granulométrico en subniveles mina San Andrés*

Fuente: Elaboracion propia.

4.1.2. Aplicación de modelos matemáticos para mejorar el diseño de malla

A. Propiedades del macizo rocoso

El tipo de roca presente en los subniveles corresponde a tipo I - II, esta caracterización es realizada mediante la tabla geomecánica.







Tabla 9

Propiedades de la roca presente en los subniveles

Características de la roca	Valor
RMR	80
GSI	75
RQD	75%
Resistencia a la compresión	180 MPa
Densidad	2,8 g/cm ³

Fuente: Elaboracion propia.

Figura 35
Tabla GSI empleada de la mina San Andrés

 SOSTENIMIENTO SEGÚN G.S.I MODIFICADO LABORES MINERAS DE EXPLORACION - DESARROLLO Y EXPLOTACIÓN (0.75 A 3.50 DE LUZ) SEGÚN SU CONDICION SUPERFICIAL						
I	MUY BUENA NO REQUIERE DE SOSTENIMIENTO OCASIONALMENTE PUNTALES EN TAJOS Y PERNOS PUNTALES EN GAL. Y CX.					
II	BUENA SOSTENIMIENTO SISTEMÁTICO CON PERNOS EN LABORES PERMANENTES, SPLIT SET EN LABORES TEMPORALES A 1.5 m EN TAJOS; PERFORACIÓN EN REALCE, COLOCAR PUNTALES DE SEGURIDAD Y/O SPLIT SET SISTEMÁTICOS ESPACIADOS A 2 m.					
III	REGULAR SOSTENIMIENTO SISTEMÁTICO 1.2 X 1.2m, PERNOS Y MALLA EN LABORES PERMANENTES, SPLIT SET EN LABORES TEMPORALES (CON MALLA). EN TAJOS: COLOCACION DE PUNTALES SISTEMÁTICOS Y/O SPLIT SET ESPACIADOS A 1.2m. (CAJAS Y CORONA) CON MALLA OCASIONAL.					
VI	MALA SOSTENIMIENTO SISTEMÁTICO C/ CUADROS DE MADERA (A 1.2m). AVANCE CON MARCHAVANTES, EVALUAR ALTERNATIVA CON PERNOS SISTEMÁTICOS (1m X 1m) CON MALLA. EN TAJOS: PERFORACION HORIZONTAL, SOSTENIMIENTO CON CUADROS DE MADERA A 1.2 m Y/O PUNTALES DE SEGURIDAD SISTEMÁTICOS CON PUNTALES DE CAJA A CAJA A 1m. CON GUARDACABEZAS.					
V	MUY MALA SOSTENIMIENTO CON CUADROS DE MADERA ESPACIADOS A 0.5 m; ENCRIBADO Y TOPEADO, AVANCE CON MARCHAVANTES. EN TAJOS: PERFORACION HORIZONTAL, SOSTENIMIENTO CON CUADROS COMPLETOS ESPACIADOS A 0.80 m. BUEN ENREJADO Y ENCRIBADO.					
PARAMETRO DE FRACTURAMIENTO		PARAMETRO DE RESISTENCIA				
LEVEMENTE FRACTURADA (LF)  DE TRES A MENOS SISTEMAS DE FRACTURAMIENTO MUY ESPACIADA ENTRE SI. DE 2 A 6 FRACTURAS POR METRO LINEAL. (R.Q.D. 75 - 90)		I LF/MB	II LF/B	II LF/R		
MODERADAMENTE FRACTURADA (F)  MUY BIEN AMARRADA, NO ALTERADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE FRACTURAMIENTO. DE 6 A 12 FRACTURAS POR METRO LINEAL (R.Q.D. 50 - 75)		I F/MB	II F/B	III F/R	IV F/M	
MUY FRACTURADA (MF)  MODERADAMENTE AMARRADA, PARCIALMENTE ALTERADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO A MAS SISTEMAS DE FRACTURAMIENTO. DE 12 A 20 FRACTURAS POR METRO LINEAL (R.Q.D. 25 - 50)			II MF/B	III MF/R	IV MF/M	V MF/MM
INTENSAMENTE FRACTURADA - FALLADA (IF)  MUCHAS FRACTURAS ENTRECruzADAS, 2 A MAS FALSAS CAJAS FALLAMIENTOS PARALELOS, TODAS FORMANDO BLOQUES IRREGULARES O ANGULOSOS. MAS DE 20 FRACTURAS POR METROS LINEAL (R.Q.D. 0-25)				III IF/R	IV IF/M	V IF/MM
TRITURADA BRECHADA (T)  POCO AMARRADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA DELESNABLE, CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLE, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN R.Q.D.)					V T/M	V T/MM

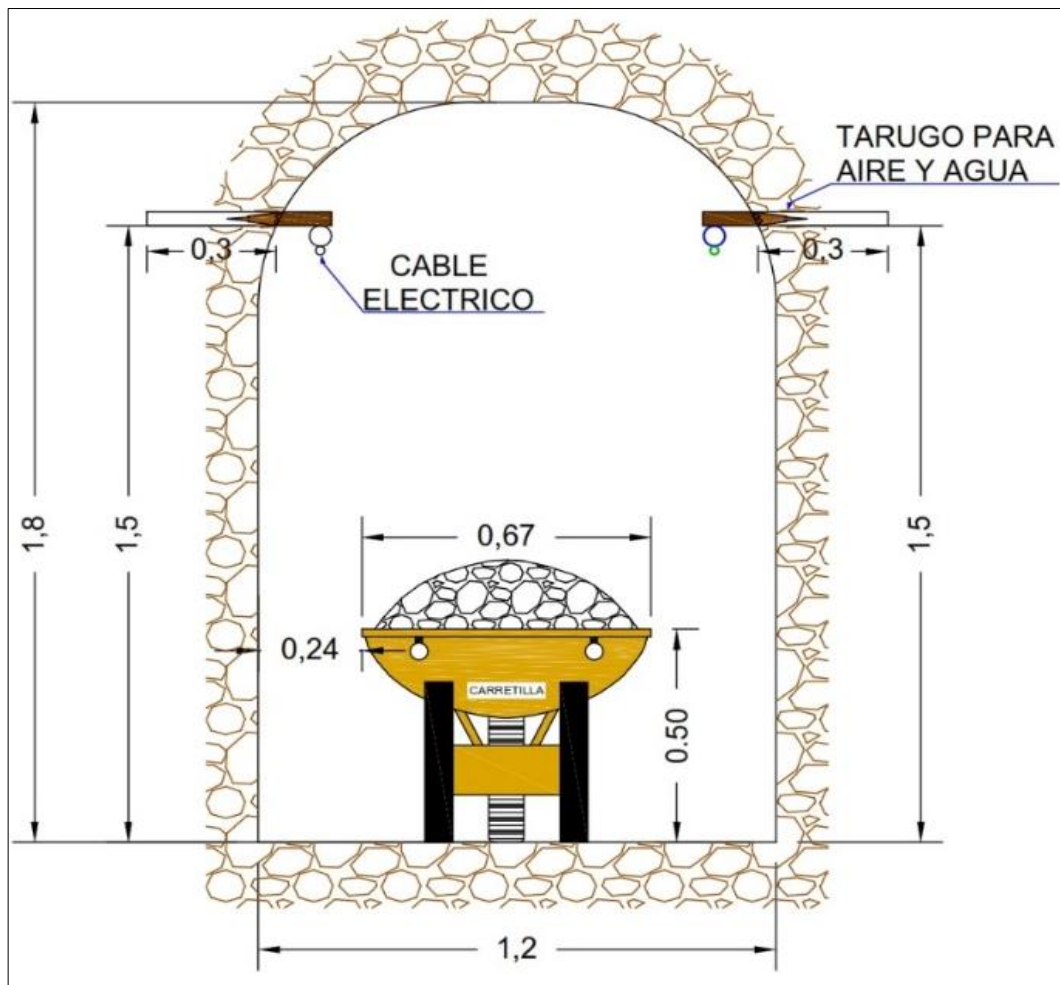
Fuente: Elaboracion propia.

B. Sección y diseño de labor

La sección de los subniveles en la mina San Andrés es de 4 x 6 ft (1,2 m x 1,8 m) con barreno de 5 ft (perforación efectiva de 1,45 m)

Figura 36

Diseño de la labor en los subniveles



Fuente: Elaboracion propia.

C. Propiedades del explosivo

El explosivo usado es famesa 65%, la cual se empleará para los cálculos de la presente investigación.

Tabla 10

Propiedades del explosivo empleado en la unidad minera

Característica del explosivo	Valor
Dimensiones	22,2 mm x 17,7 cm
Densidad	1,1 g/cm ³
VOD	5200 m/s
Presión detonación	74 kbar
RWS Anfo	0,99
Resistencia al agua	baja

Fuente: Elaboracion propia.

D. Diseño del arranque

Para el arranque del subnivel se utilizará el modelo de Roger Holmberg, el diámetro de la broca a utilizar es de 38 mm y la longitud de la barra de perforación es de 5 pies.

$$L = 0,15 + 34,1 * \phi - 39,4 * \phi^2$$

$$L = 0,15 + 34,1 * (0,038) - 39,4 * 0,038^2 = 1,39 \text{ m}$$

El avance deseado y programado por disparo es de 1,35 m, es decir que un taladro de alivio de 38 mm es necesario para cumplir con el avance deseado, sin embargo, actualmente se realizan 3 taladros de alivio lo que implica mayor consumo de materiales en barra y broca; como el tipo de roca en los subniveles es I y II optaremos por realizar 2 taladros de alivio.

$$\phi 2 = \phi * \sqrt{N^\circ \text{ tal. de alivio}}$$

$$\phi 2 = 0,038 * \sqrt{2} = 0,054 \text{ m}$$

$$L = 0,15 + 34,1 * (0,054) - 39,4 * 0,054^2 = 1,88 \text{ m}$$

El diseño de la malla con 2 taladros de alivio permitirá un diámetro equivalente de 0,054 m y permitirá tener un avance del disparo de hasta 1,88 m (6 pies).

E. Cálculo del burden del arranque

Cálculo del burden máximo,

$$B = \frac{\pi * \phi^2}{2} = 0,08 \text{ m}$$

Cálculo del burden practico,

$$BP = B - Ep = 0,08 - 0,03 = 0,05 \text{ m}$$

Determinación del error de perforación,

$$Ep = 0,01 * (\text{Longitud deseada}) + 0,02 = 0,03 \text{ m}$$

Cálculo de abertura Aho,

$$Aho = \sqrt{X_a^2 + X_b^2}$$

$$Aho = \sqrt{(0,05 + 0,024)^2 + (0,05)^2} = 0,09 \text{ m}$$

El valor de X_a es igual al burden practico más el diámetro del taladro y el valor de X_b es igual al burden practico.

F. Constante de roca y otros factores

Cálculo de la constante de la roca,

$$C.E. = \frac{0,56 * P.E. * \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt{\frac{115 - RQD}{3,3}}}$$

$$C.E. = \frac{0.56 * P.E. * \tan\left(\frac{75 + 15}{2}\right)}{\sqrt{\frac{115 - 75}{3,3}}} = 0,45 \text{ kg/m}^3$$

Estimación de la constante de roca "c",

$$c = 0,8784 * C.E. + 0,0052$$

$$c = 0,8784 * 0,45 + 0,0052 = 0,40 \text{ kg/m}^3$$

Cálculo del factor de roca "A" para predecir la fragmentación:

$$A = 96,667 * CE^3 - 138,5 * CE^2 + 75,883 * CE - 4,41 = 10,50$$

Cálculo del índice de Volabilidad de Lilly,

$$BI = \frac{CE}{0,004} = 0,45/0,004 = 112,59$$

Cálculo del factor de energía,

$$F.E. = 30 * C.E. = 30 * 0,45 = 13,51 \text{ MJ/t}$$

G. Concentración de carga lineal

$$Q1 = 55 * \phi 1 * \left(\frac{B}{\phi 2}\right)^{1,5} * \left(B - \frac{\phi 2}{2}\right) * \frac{C}{0,4} * \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

Donde,

- B es el burden = 0,08 m.
- C es la constante de Roca = 0,40
- Ø1 es el diámetro de Perforación = 0,038 m.
- Ø2 es el diámetro de taladro vacío = 0,054 m.
- Q1 es la concentración de carga lineal (medido en Kg/m).

$$Q1 = 55 * 0,038 * \left(\frac{0,08}{0,054}\right)^{1,5} * \left(0,08 - \frac{0,054}{2}\right) * \frac{0,40}{0,4} * \frac{1}{0,99} = 0,24 \text{ kg/m}$$

Cálculo de la longitud de taco,

$$Ltc = 10 * \phi 1 = 10 * 0,038 = 0,38 \text{ m}$$

Cálculo de la longitud de carga,

$$Lc = L_{efectiva} - Ltc = 5 * 0,3048 * 0,95 - 0,38 = 1,07 \text{ m}$$

Cálculo de numero de cartuchos,

$$N \text{ cart.} = \frac{L_{carga}}{L_{cartucho}} = \frac{1,07}{0,177} = 6 \text{ cart/tal}$$

Los 6 cartuchos utilizados para el carguío representan 0,44 kg/m el cual será usado como Q1, el valor de 0,24 kg/m representa 3,3 cartuchos por taladro que se requiere como mínimo para esta malla; sin embargo, se utiliza la segunda opción por el tipo de roca que se presenta en los subniveles.

H. Cálculo de malla de perforación por el método de Holmberg

El diseño de malla de perforación se realizará para los subniveles de la mina San Andrés, el tipo de roca presente es de tipo II – Roca Buena con un RMR de 80.

El cálculo de las secciones de los cuadrantes se calculará mediante las siguientes formulas:

$$B_{max} = 8,8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{Ah * Q1 * RWS}{\emptyset 1 * C}}$$

$$B_{optimo} = B - Ep$$

$$Abertura = \sqrt{2} * \left(\frac{B_{max}}{2} + Abertura\ previa\right)$$

Tabla 11*Cálculo de arranque y secciones por el método de Holmberg*

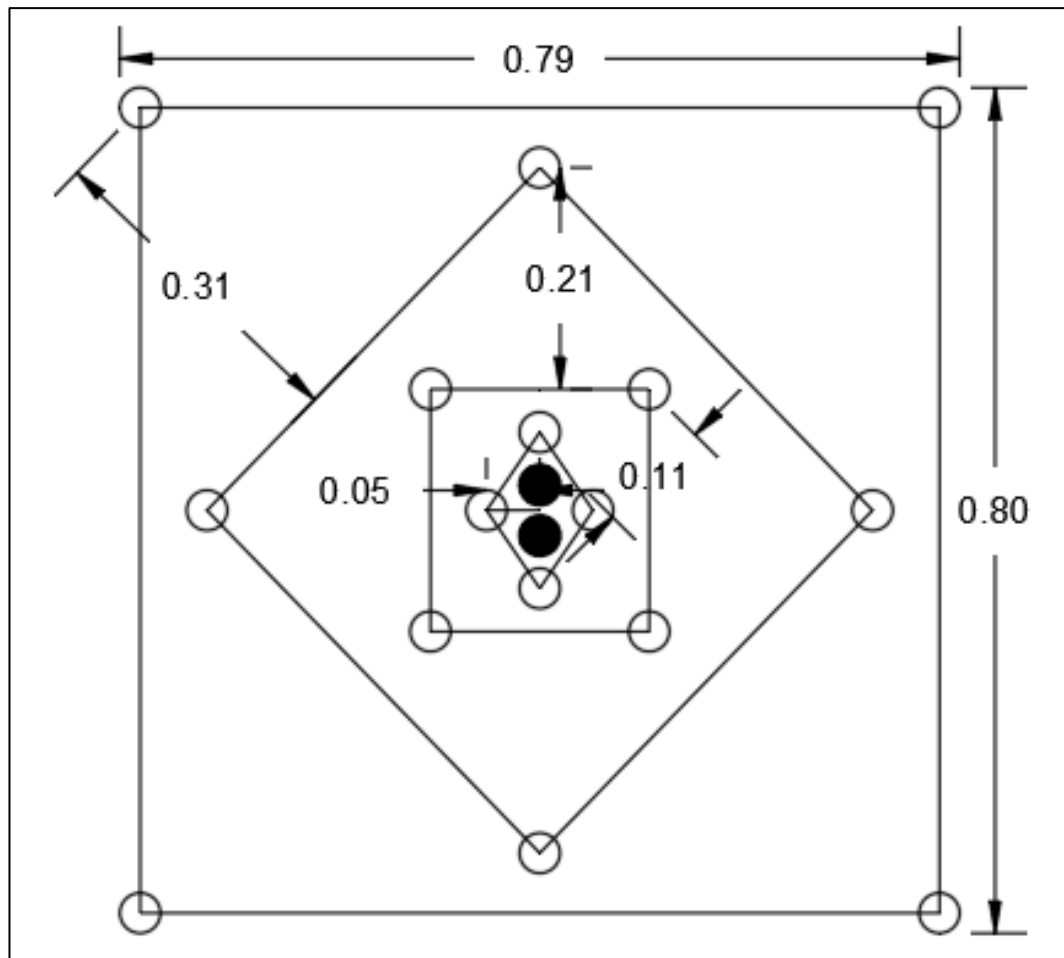
Taladros	B. max (m)	B. Práctico (m)	Abertura (m)	Número de cartuchos	kg/tal
Arranque	0,08	0,05	0,09	6	0,47
1er Cuadrante	0,14	0,11	0,26	6	0,47
2do Cuadrante	0,24	0,21	0,53	6	0,47
3er Cuadrante	0,34	0,31	0,86	6	0,47
4to Cuadrante	0,44	0,40	1,23	6	0,47

Fuente: Elaboracion propia.

Sin embargo, la fórmula de Holmberg nos indica que cuando la abertura supere al valor de $\sqrt{L} = 1,16$ ya no se requieren más cuadrante de ayuda para el arranque, en el cuadro anterior se evidencia que solo se requiere 3 ayudas de arranque.

Figura 37

Distribución de taladros de arranque y secciones por Holmberg



Fuente: Elaboración propia.

Sin embargo, debido a la sección de los subniveles y realizando el cálculo del burden y espaciamiento de los taladros en los hastiales, corona y arrastre, las dimensiones del burden indican que no requieren taladros de ayuda; el burden para el hastial es de 0,25 m, pero solo queda 0,22 m, en

la distribución de taladros en la corona y arrastre el burden practico es menor al del diseño.

Tabla 12

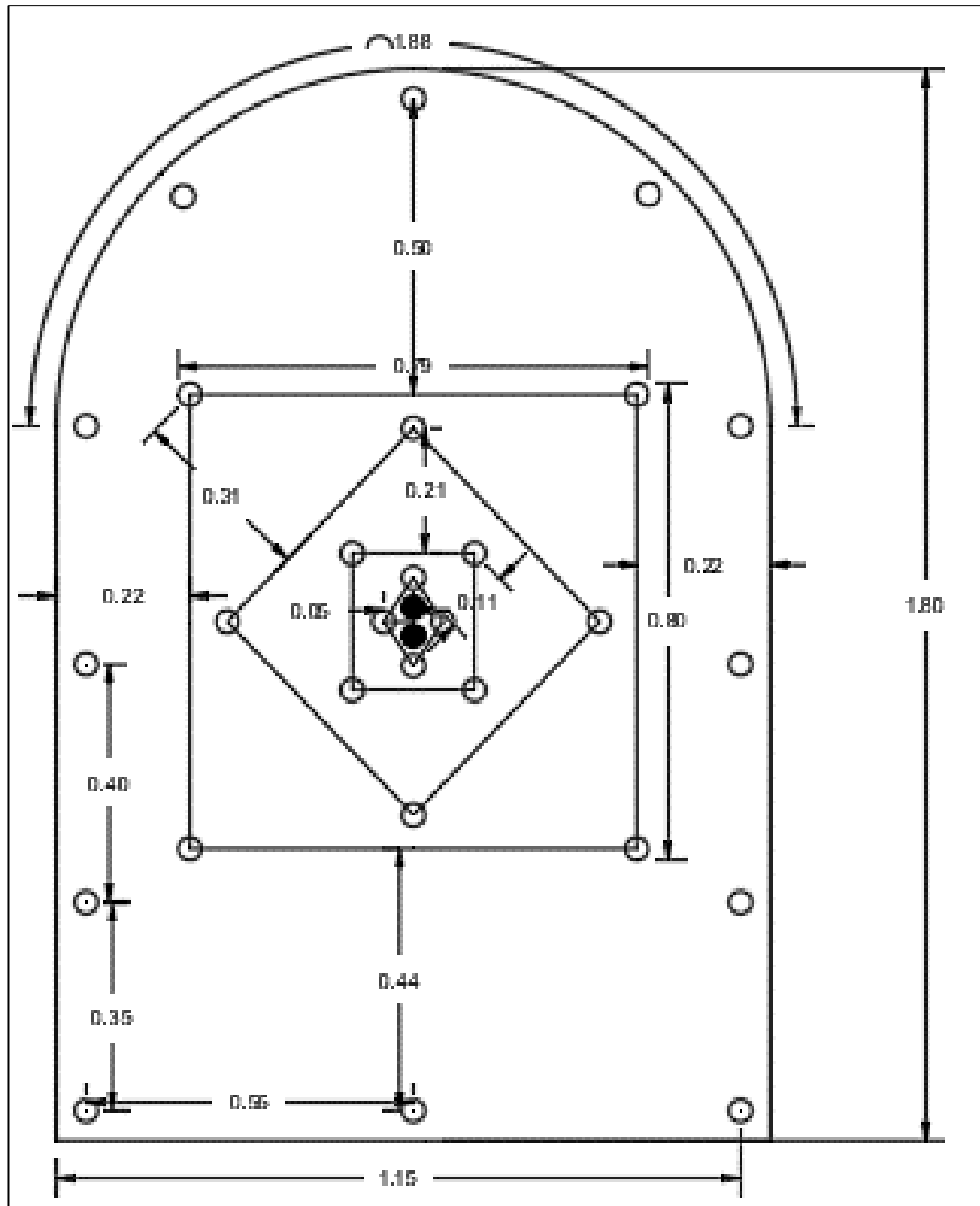
Cálculo de los taladros de contorno por Holmberg

Taladros	Burden (m)	Burden Práctico (m)	Espaciamiento (m)	N° taladros	Kg/tal	N° cartuchos
Hastial	0,59	0,25	0,40	3	0,40	5
Arrastre	0,65	0,55	0,55	3	0,47	5
Corona	0,71	0,62	0,57	4	0,40	5

Fuente: Elaboracion propia.

Figura 38

Diseño final de la malla para subniveles según Holmberg

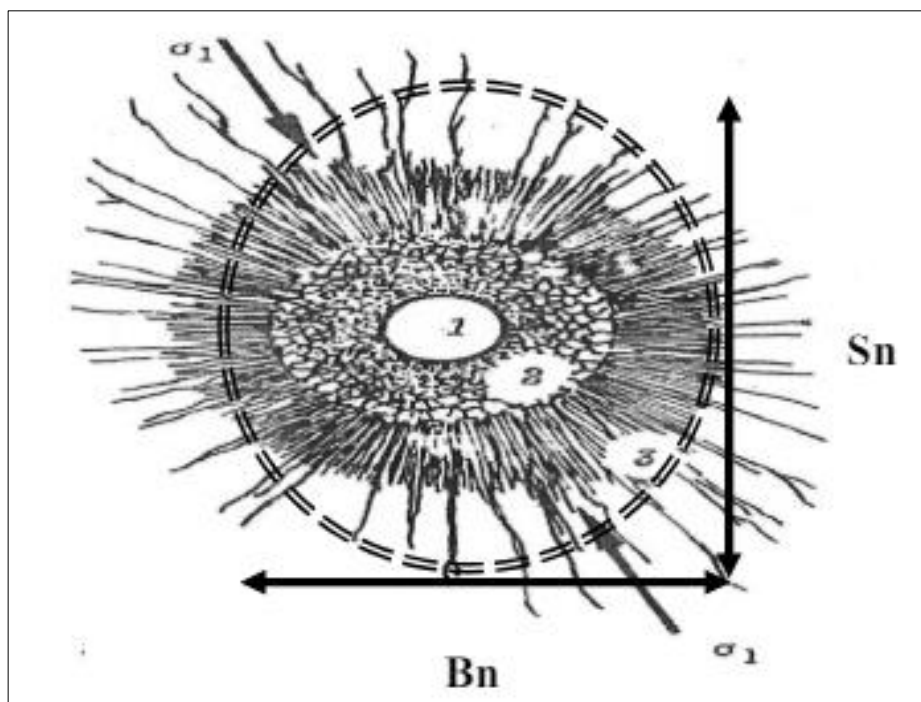


Fuente: Elaboracion propia.

I. Diseño por el método de área de influencia – Roca Buena Tipo II

Figura 39

Área de influencia en relación al burden y espaciamento



Fuente: Recuperado de Nueva Teoría para calcular el burden, IV CONEIMIN en Huancayo 2003.

Para el diseño por este método se hará uso de las siguientes formulas.

$$F_s = \frac{PoD * F_c * A_e}{\left(\frac{B_n}{\phi_1} - 1\right) * \sigma * RQD}$$

Donde,

- Bn es el burden nominal = 2 * Burden
- Ø1 es el diámetro del taladro cargado
- RQD es de 0,75
- σ es la resistencia a la compresión = 180 MPa = 180,000 KPa
- Fs es el factor de seguridad

Tabla 13

Valores de la constante del factor de seguridad

Taladros	FS
Arranque	6
Ayudas arranque	5
Ayudas de contorno	4
Arrastre	4
Corona	3
Hastial	3

Fuente: Área de geomecánica – mina San Andrés.

El factor de carguío se define por la siguiente expresión,

$$F_c = \frac{\phi e^2 * L_e * N^{\circ} \text{cartuchos}}{\phi 1^2 * L_{tal}} = \frac{0,0222^2 * 0,177 * 6}{0,038^2 * 1,45} = 0,25$$

El acoplamiento del explosivo,

$$Ae = \frac{\phi e}{\phi 1} = \frac{0,0222}{0,038} = 0,58$$

La PoD o presión de detonación del taladro (KPa), se define por la siguiente expresión,

$$PoD = \frac{VOD^2 * \rho}{4} = \frac{5200^2 * 1,1}{4} = 7,436,000 \text{ KPa}$$

Para la aplicación del método de área de influencia, se calcula el factor de seguridad para cada sección de la malla, este factor de seguridad debe ser igual o mayor al requerido, caso contrario se debe ajustar el burden con las siguientes ecuaciones.

Para taladros de arranque,

$$Bn = \phi * \left(\frac{PoD * Fc * Ae}{Fs * \sigma * RQD} + 1 \right)$$

Para taladros de ayuda y contorno,

$$Bn = \phi * \left(\frac{PoD}{Fs * \sigma * RQD} + 1 \right)$$

Tabla 14*Cálculo de parámetros según el método de área de influencia*

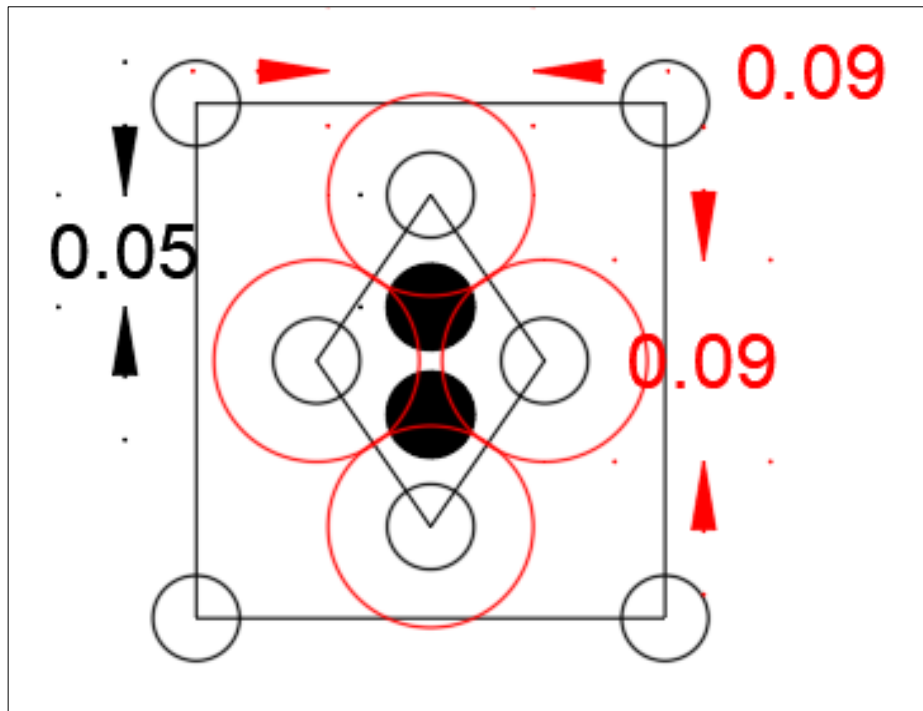
Taladros	FS requerido	Burden actual	FS calculado	Burden ajustado
Arranque	6	0,05	4,95	0,09
1era ayuda	5	0,11	1,74	0,10
2da ayuda	5	0,21	0,81	0,10
3era ayuda	5	0,31	0,53	0,10
Arrastre	4	0,55	1,97	0,56
Corona	3	0,62	1,75	0,74
Hastial	3	0,25	4,57	0,74

Fuente: Elaboracion propia.

Para el ajuste del burden en el primer cuadrante, el área de influencia es menor al requerido; el burden debería reducirse de 0,05 m a 0,045 m, pero se corre el riesgo de que al desviarse los taladros se comuniquen y en el diseño con un burden de 0,05 m se tiene tendrá buenos resultados.

Figura 40

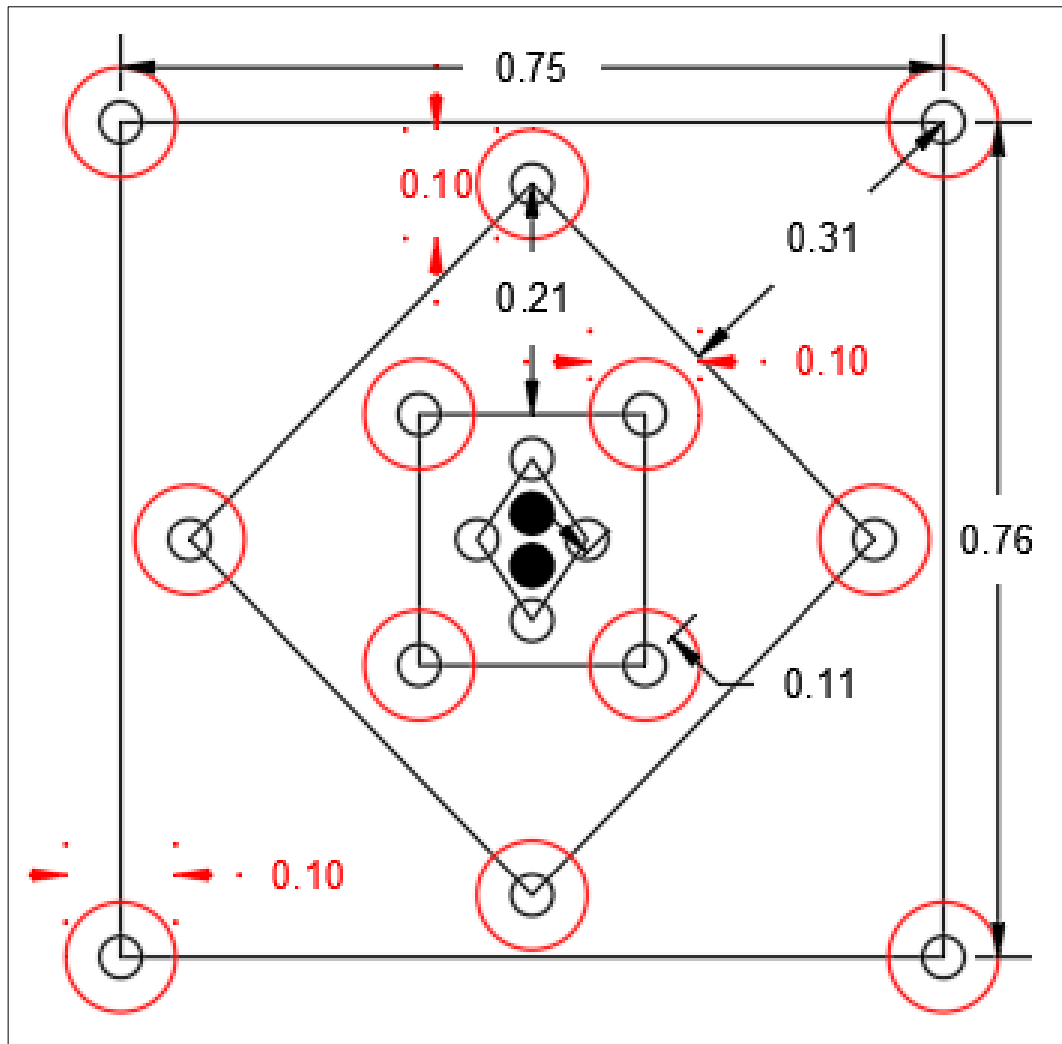
Ajuste de burden en los taladros de arranque



Fuente: Elaboracion propia

Realizando el cálculo en las ayudas de arranque se obtiene que el factor de seguridad es inferior al requerido, el método de área de influencia recomienda un burden de 0,05 m y 0,07 m en los taladros para tener un área de influencia de 0,10 m.

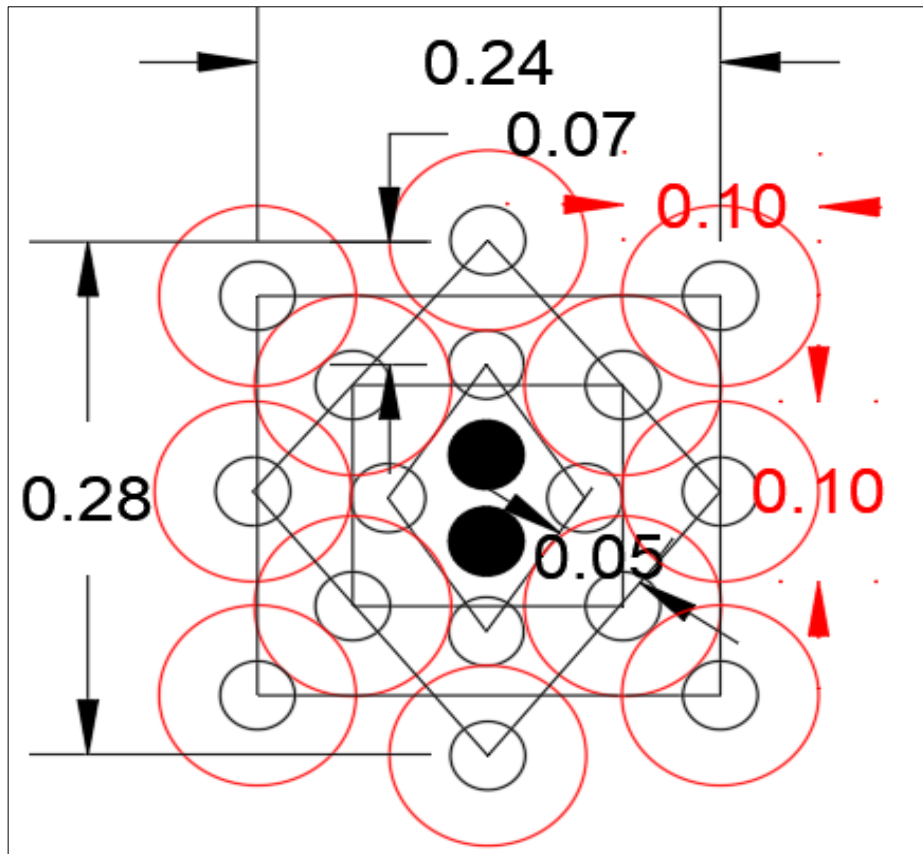
Figura 41
Área de influencia con el diseño sin ajustar



Fuente: Elaboracion propia.

Figura 42

Área de influencia con el burden ajustado



Fuente: Elaboracion propia.

Para los taladros de contorno, solo el factor de seguridad se ajusta en los taladros de los hastiales ($3 \leq 4,57$); en los taladros de arrastre y corona el valor del factor de seguridad es menor al requerido por lo que requiere un ajuste.

Tabla 15*Parámetros en los taladros de contorno*

Taladros	FS requerido	FS calculado	Burden ajustado
Arrastre	4	1,97	0,56
Corona	3	1,75	0,74
Hastial	3	4,57	0,74

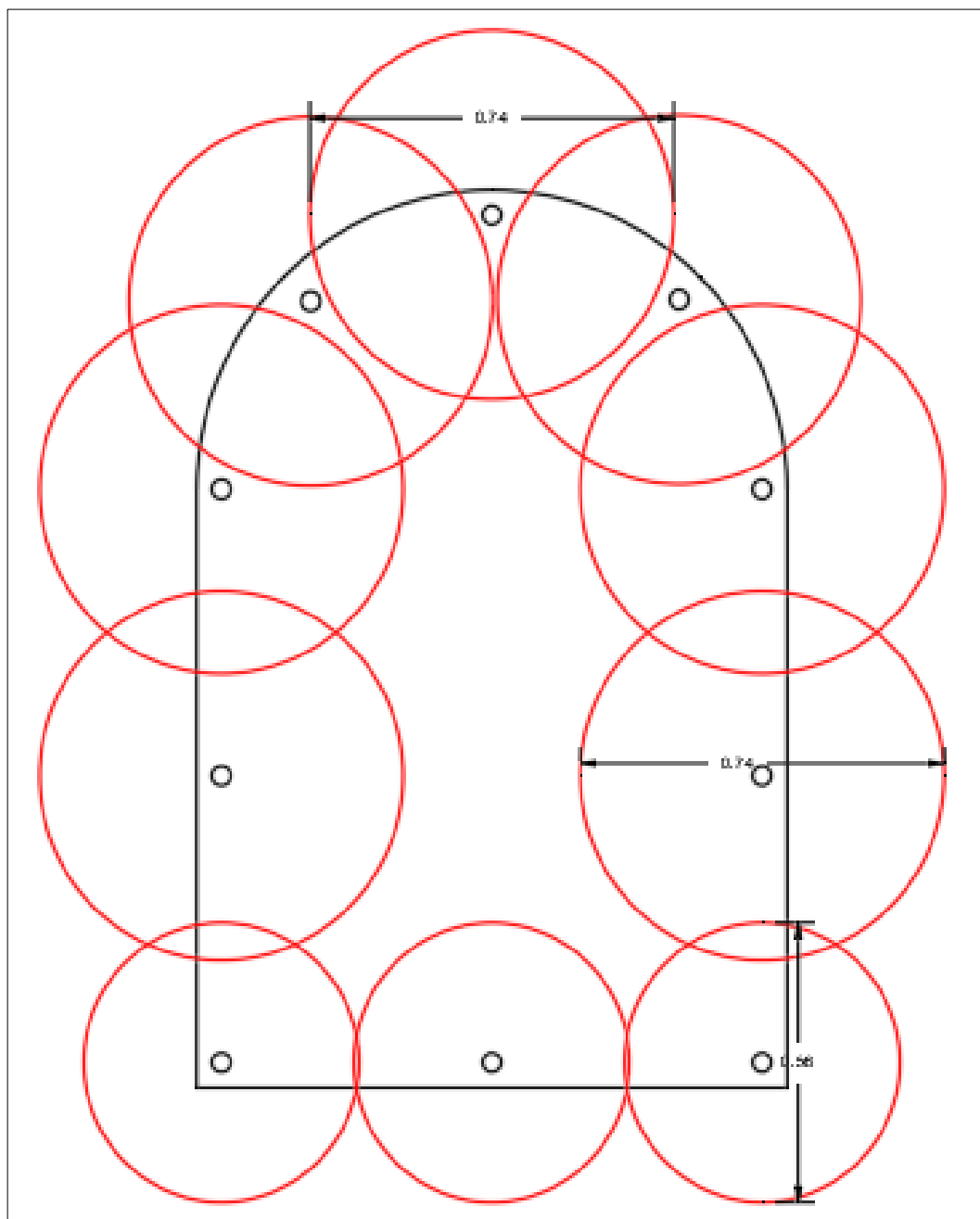
Fuente: Elaboracion propia.

Los taladros ubicados en el arrastre tienen una abertura por lo que requiere ubicar adecuadamente los taladros; de igual manera en la corona están muy aglomerados por lo que genera sobre rotura dañando el macizo rocoso, en esta zona se espaciaron los taladros de acuerdo al burden calculado por el método de área de influencia para que haya menos interacción entre ellos.

Pero con el ajuste realizado el diseño requerirá ayudas para los taladros de contorno, para estos taladros el factor de seguridad es $FS=4$; por lo que el B_n es igual a 0,56 m.

Figura 43

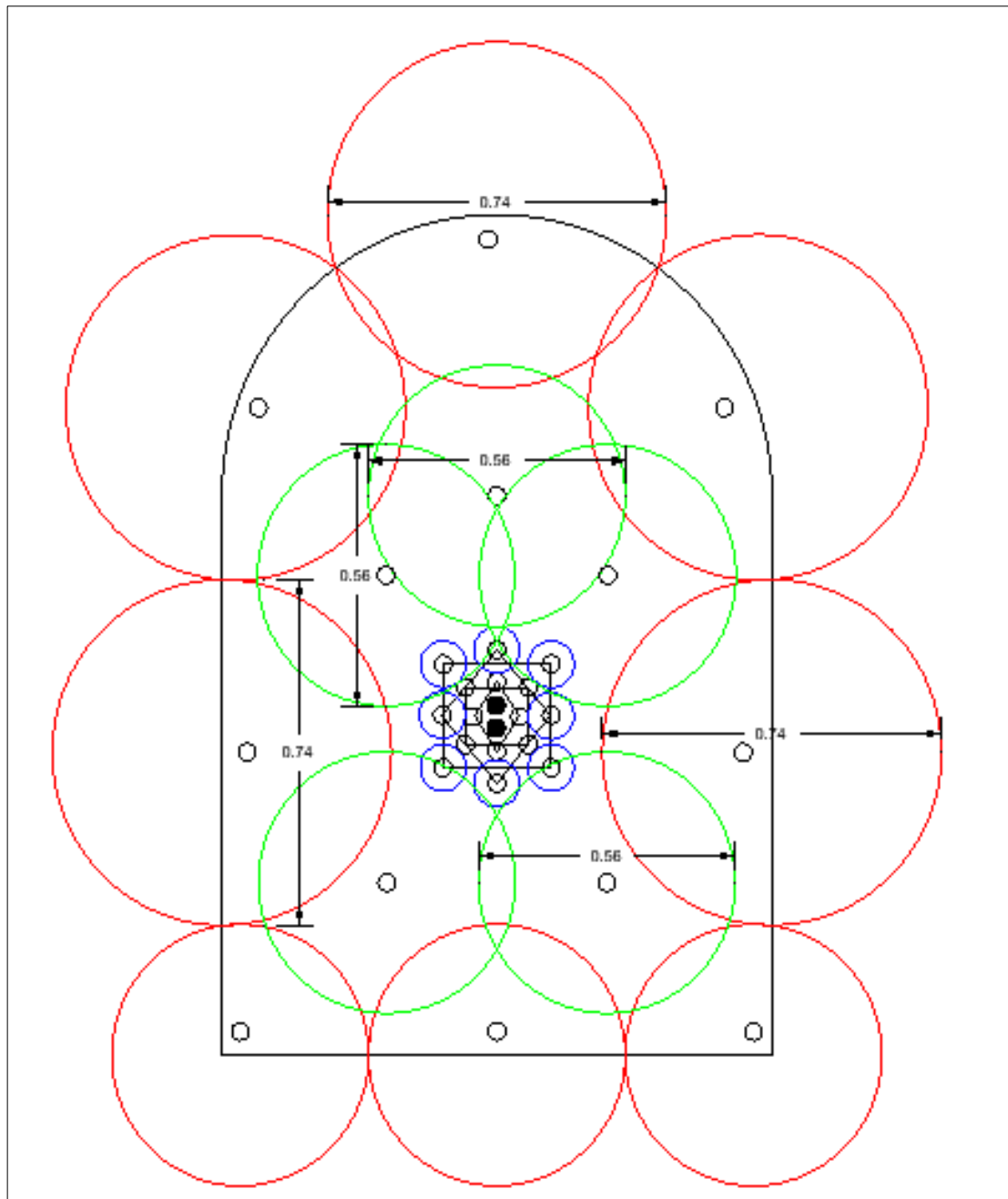
Área de influencia en los taladros de contorno sin ajustar



Fuente: Elaboracion propia.

Figura 44

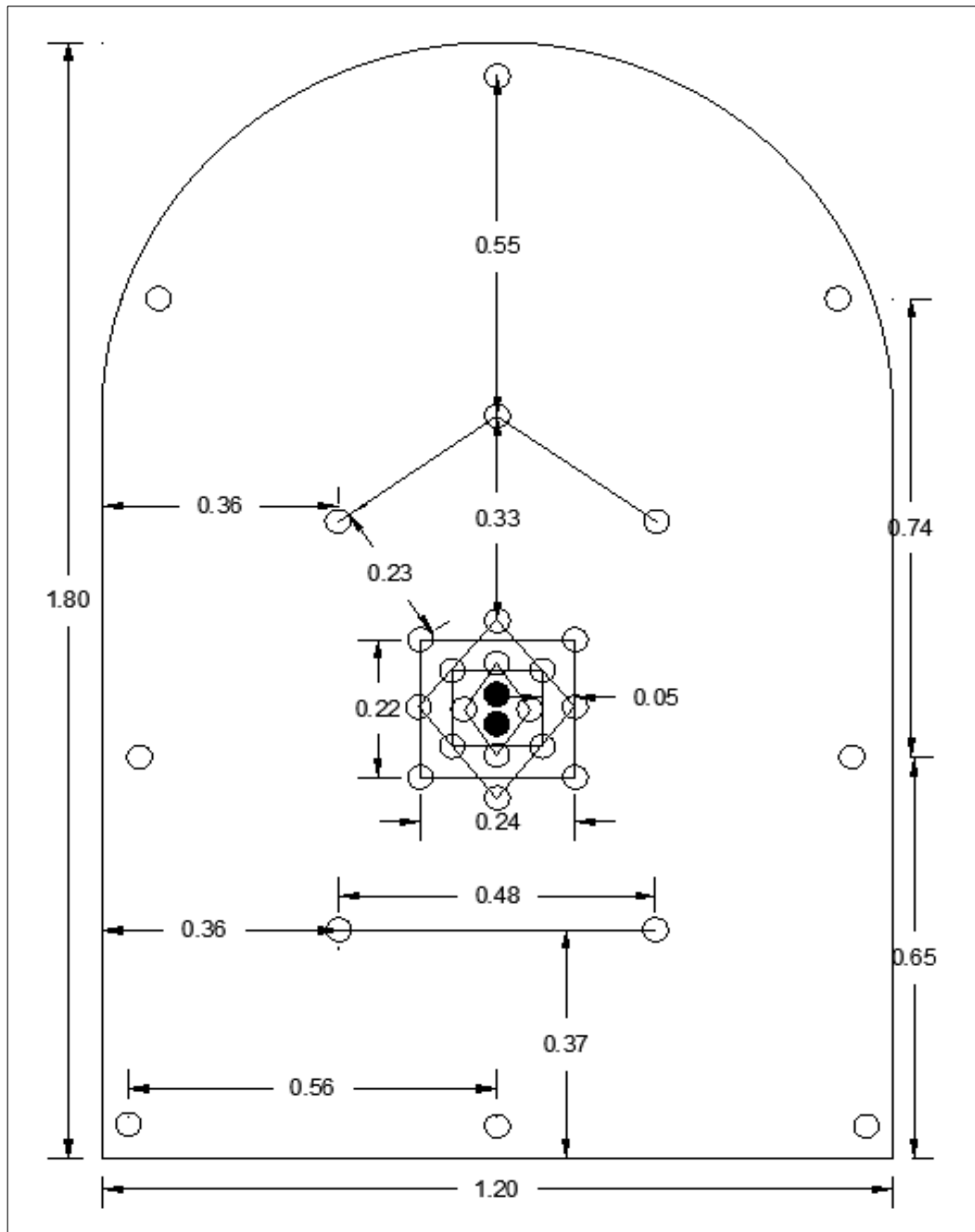
Área de influencia en los taladros de la malla final ajustada



Fuente: Elaboracion propia.

Figura 45

Diseño final malla de perforación método de área de influencia



Fuente: Elaboracion propia.

Tabla 16*Parámetros del diseño de malla por el método de área de influencias*

Taladros	N° taladros	N° cartuchos/tal	Total	Kg explosivo
Arranque	4	6	24	1,90
1er cuadrante	4	6	24	1,90
2do cuadrante	4	6	24	1,90
3er cuadrante	4	6	24	1,90
Ayudas	5	5	25	1,98
Arrastre	3	5	15	1,19
Hastial	2	5	10	0,79
Corona	3	5	15	1,19
Alivio	2	0	0	0,00
Total	31		161	12,74

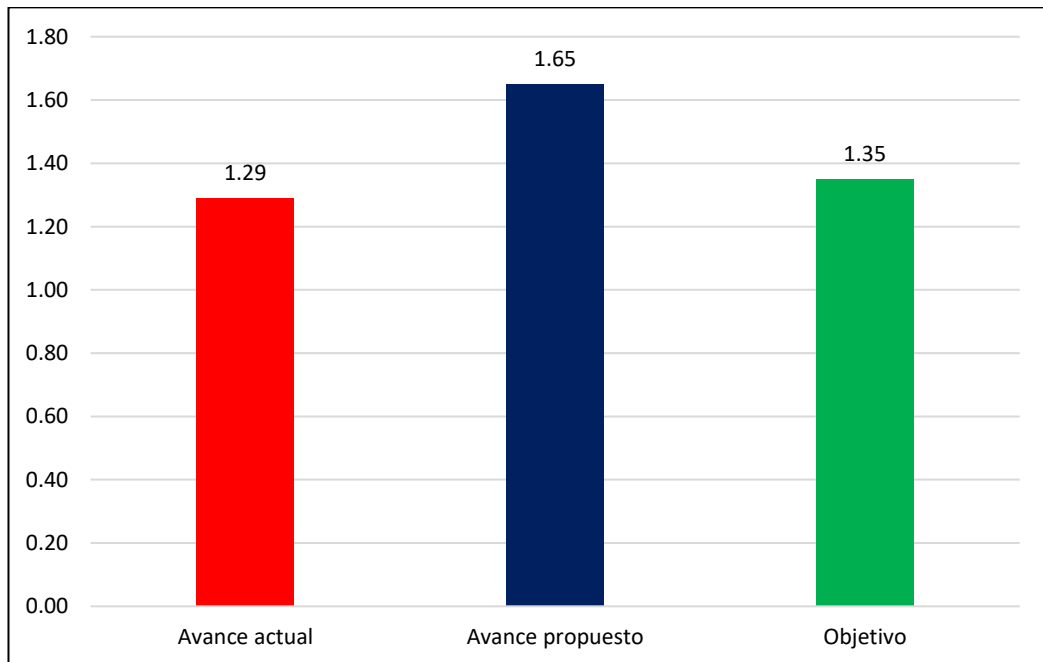
Fuente: Elaboracion propia.

4.1.3. Análisis de costos de perforación y voladura

El rendimiento por disparo que se busca alcanzar actualmente es de 1,35 m; sin embargo, el diseño realizado con el método de Holmberg y ajustado por el método de área de influencia permite realizar perforaciones de hasta 1,88 m (aproximadamente 6 pies que al 95 % de eficiencia en

perforación y 95 % de eficiencia en voladura se puede obtener un avance de 1,65 m).

Figura 46
Comparativa de avance por disparo



Fuente: Elaboracion propia.

Para un rendimiento de 1,29 m por disparo de la malla empleada actualmente se tiene un costo de 312,98 USD/m.

Tabla 17
Costos del diseño actual en los subniveles

Ítem	Descripción	Unidad	Cant.	% Inc.	P.U. (USD)	Parcial (USD)	Sub total (USD/m)	Total (USD/ m)
1.0	Materiales							
	Barra cónica de 3'	pp	120	80 %	0,13	12,48	9,67	
	Barra cónica de 5'	pp	120	40 %	0,18	8,64	6,70	
	Broca de 38 mm.	pp	120	100 %	0,18	21,60	16,74	33,12
2.0	Equipo							
	Jack Leg	pp	120	100 %	0,14	16,80	13,02	13,02
3.0	Materiales							
	Famesa 65%	cart.	137	100 %	2,43	332,87	258,04	
	Carmex	und	21	100 %	0,54	11,35	8,80	266,84
TOTAL						403,74	312,98	312,98

Fuente: Elaboracion propia.

Para un rendimiento de 1,65 m por disparo de la malla propuesta por el método de área de influencia se tiene un costo de 302,41 USD/m.

Tabla 18*Costos del diseño de área de influencia*

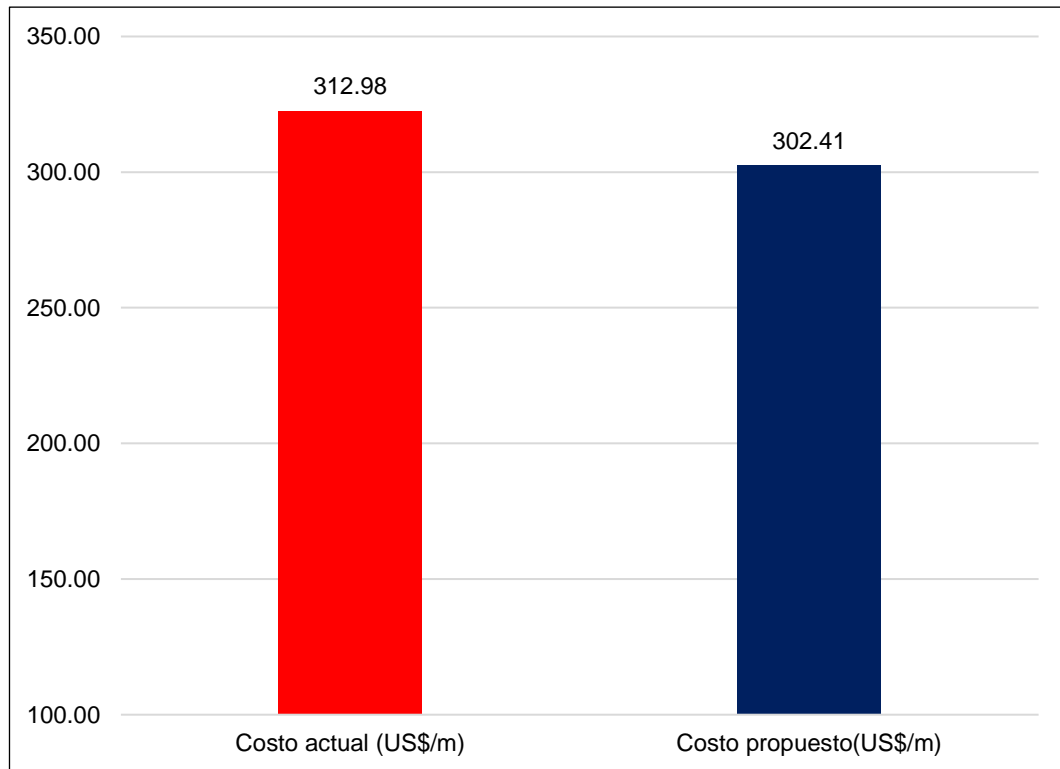
Ítem	Descripción	Unidad	Cant.	% Inc.	P.U. (USD)	Parcial (USD)	Sub Total (USD/m)	Total (USD/m)
1.0	Materiales							
	Barra cónica de 4 '	pp	186	80 %	0,13	19,34	11,72	
	Barra cónica de 6 '	pp	186	40 %	0,18	13,39	8,11	
	Broca de 38 mm.	pp	186	100 %	0,18	33,48	20,28	40,12
2.0	Equipo							
	Jack Leg	pp	186	100 %	0,14	26,04	15,78	15,78
3.0	Materiales							
	Famesa 65%	cart.	161	100 %	2,43	391,19	237,01	
	Carmex	und	29	100 %	0,54	15,68	9,50	246,51
TOTAL						499,12	302,41	302,41

Fuente: Elaboracion propia.

Comparando el costo de ambos diseños, la malla obtenida por el método de área de influencia permite una reducción de los costos en 10,57 USD/m.

Figura 47

Comparativa de costos de perforación y voladura (USD/m)



Fuente: Elaboracion propia.

4.1.4. Análisis de fragmentación

Para realizar la predicción de los valores fragmentación en la malla de área de influencia, se fraccionará el frente en 3 zonas debido a que el burden y espaciamiento vario en la zona de arranque, zona de ayudas y taladros de contorno, adicionalmente haremos uso de las siguientes ecuaciones.

Tamaño medio,

$$X_{50} = A * \left(\frac{V}{Q}\right)^{0.8} * Q^{1/6} * \left(\frac{115}{AWS}\right)^{19/30}$$

Índice de uniformidad,

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{B}{d}\right) * \left(\frac{1 + S/B}{2}\right)^{0.5} * \left(1 - \frac{W}{B}\right) * \left(\frac{Lc}{Lt}\right)$$

Tamaño crítico,

$$Xc = \frac{x_{50}}{0,693^{1/n}}$$

Fracción retenida,

$$R = e^{-\left(\frac{X}{Xc}\right)^n}$$

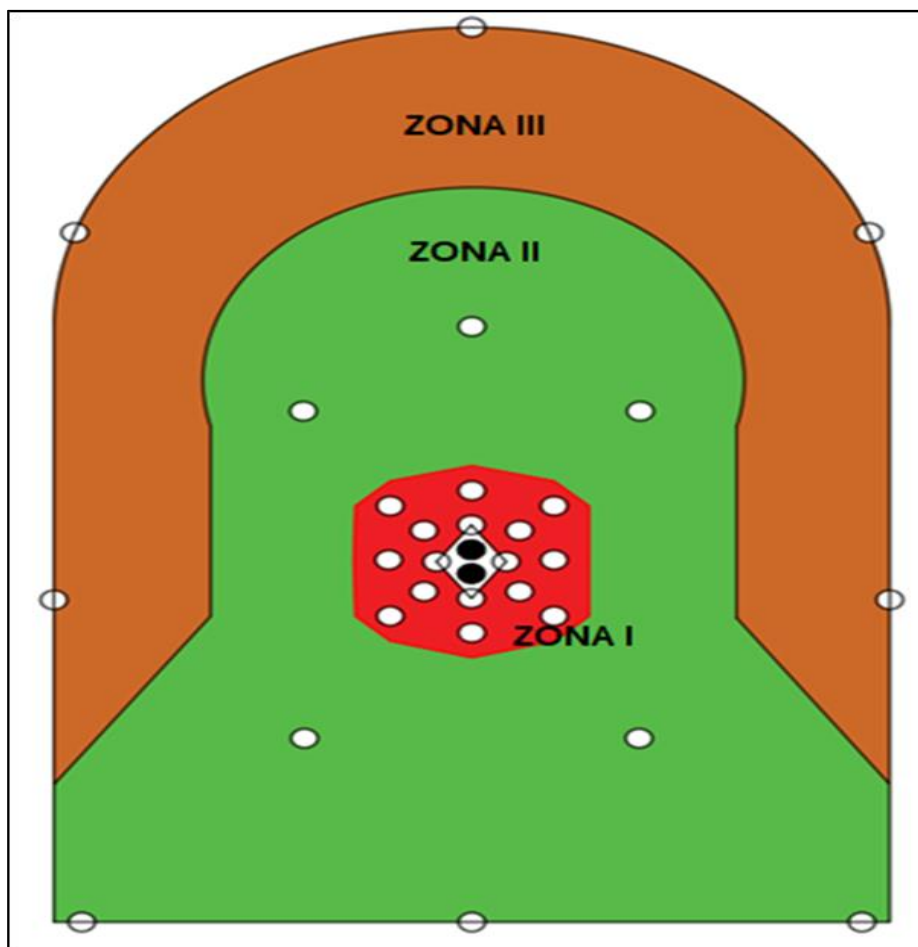
Donde,

- X50 es el tamaño medio de los fragmentos de voladura. (mm)
- Q es la cantidad equivalente a la carga de explosivo por taladro (kg)
- V es el volumen de roca fragmentada por taladro (m3)
- AWS es la potencia relativa al peso del ANFO
- d es el diámetro del taladro (mm).
- B es el burden (m)

- S es el espaciamiento (m)
- Lc es la longitud cargada (m)
- Lt es la longitud del taladro (m)
- W es la desviación estándar de la exactitud de perforación (m)

Figura 48

Fraccionamiento de la malla para análisis de fragmentación



Fuente: Elaboracion propia

Análisis de fragmentación en la zona I (arranque y cuadrantes)

Tabla 19

Parámetros para la predicción de granulometría la zona I

Ítem	Valor	Unidad
Avance requerido	1,65	m
Longitud de carga	1,07	m
Burden	0,07	m
Espaciamiento	0,07	m
Carga/ taladro	0,47	kg/tal
Carga lineal	0,44	kg/m
Diámetro taladro	38	mm
Desviación	0,02	mm
Potencia relativa Famesa 65 %	0,99	
Volumen	0,01	m ³
Blast Index	10,50	
Fragmentación media X50	7,25	mm
Tonelaje sección	0,51	Ton

Fuente: Elaboracion propia

Tabla 20*Resultado de fragmentación Kuz-Ram en la zona I*

Tamiz (m)	Tamiz (in)	Pasante (%)	Tonelaje acumulado	Ton/tamiz
0,00	0,10	21%	0,11	0,11
0,00	0,15	30%	0,15	0,05
0,01	0,20	38%	0,20	0,04
0,01	0,25	45%	0,23	0,04
0,01	0,30	52%	0,26	0,03
0,01	0,35	57%	0,29	0,03
0,01	0,40	62%	0,32	0,03
0,01	0,45	67%	0,34	0,02
0,01	0,50	71%	0,36	0,02
0,01	0,55	74%	0,38	0,02
0,02	0,60	77%	0,39	0,02
0,02	0,65	80%	0,41	0,01
0,02	0,70	82%	0,42	0,01
0,02	0,75	84%	0,43	0,01
0,02	0,80	86%	0,44	0,01
0,02	0,85	88%	0,45	0,01
0,02	0,90	89%	0,46	0,01
0,02	0,95	91%	0,46	0,01
0,03	1,00	92%	0,47	0,01
0,03	1,05	93%	0,47	0,01
0,03	1,10	94%	0,48	0,00
0,04	1,50	98%	0,50	0,02
0,05	2,00	99%	0,51	0,01

Fuente: Elaboracion propia.

Análisis de fragmentación en la zona II (taladros de ayuda)

Tabla 21

Parámetros para la predicción de granulometría la zona II

Ítem	Valor	Unidad
Avance requerido	1,65	m
Longitud de carga	1,07	m
Burden	0,28	m
Espaciamiento	0,28	m
Carga/ taladro	0,40	kg/tal
Carga lineal	0,37	kg/m
Diámetro taladro	38	mm
Desviación	0,02	mm
Potencia relativa Famesa 65%	0,99	
Volumen / taladro	0,13	m ³
Blast Index	10,50	
Fragmentación media X50	74,76	mm
Tonelaje sección	5,82	ton

Fuente: Elaboracion propia.

Tabla 22*Resultado de fragmentación Kuz-Ram en la zona II*

Tamiz (m)	Tamiz (in)	Pasante (%)	Tonelaje acumulado	Ton/tamiz
0,01	0,50	6%	0,34	0,34
0,03	1,00	15%	0,82	0,47
0,04	1,50	25%	1,32	0,50
0,05	2,00	34%	1,81	0,49
0,06	2,50	43%	2,27	0,46
0,08	3,00	51%	2,70	0,43
0,09	3,50	58%	3,09	0,39
0,10	4,00	65%	3,43	0,34
0,11	4,50	70%	3,73	0,30
0,13	5,00	75%	3,99	0,26
0,14	5,50	79%	4,22	0,22
0,15	6,00	83%	4,41	0,19
0,17	6,50	86%	4,57	0,16
0,18	7,00	89%	4,70	0,14
0,19	7,50	91%	4,82	0,11
0,20	8,00	92%	4,91	0,09
0,22	8,50	94%	4,99	0,08
0,23	9,00	95%	5,05	0,06
0,24	9,50	96%	5,10	0,05
0,25	10,00	97%	5,14	0,04
0,32	12,50	99%	5,26	0,11
0,38	15,00	100%	5,30	0,04

Fuente: Elaboracion propia.

Análisis de fragmentación en la zona III (taladros de contorno)

Tabla 23

Parámetros para la predicción de granulometría la zona III

Ítem	Valor	Unidad
Avance requerido	1,65	m
Longitud de carga	1,07	m
Burden	0,37	m
Espaciamiento	0,37	m
Carga/ taladro	0,40	kg/tal
Carga lineal	0,37	kg/m
Diámetro de taladro	38	mm
Desviación	0,02	mm
Potencia relativa Famesa 65%	0,99	
Volumen / taladro	0,22	m ³
Blast Index	10,50	
Fragmentación media X50	115,70	mm
Tonelaje sección	3,45	ton

Fuente: Elaboracion propia.

Tabla 24*Resultado de fragmentación Kuz-Ram en la zona III*

Tamiz (m)	Tamiz (in)	Pasante (%)	Tonelaje acumulado	Ton/tamiz
0,01	0,50	4%	0,12	0,12
0,03	1,00	9%	0,30	0,18
0,04	1,50	14%	0,50	0,20
0,05	2,00	21%	0,71	0,21
0,06	2,50	27%	0,92	0,21
0,08	3,00	33%	1,13	0,21
0,09	3,50	39%	1,33	0,20
0,10	4,00	44%	1,52	0,19
0,11	4,50	49%	1,70	0,18
0,13	5,00	54%	1,88	0,17
0,14	5,50	59%	2,03	0,16
0,15	6,00	63%	2,18	0,15
0,17	6,50	67%	2,32	0,14
0,18	7,00	71%	2,44	0,12
0,19	7,50	74%	2,56	0,11
0,20	8,00	77%	2,66	0,10
0,22	8,50	80%	2,75	0,09
0,23	9,00	82%	2,83	0,08
0,24	9,50	84%	2,91	0,07
0,25	10,00	86%	2,98	0,07
0,32	12,50	93%	3,21	0,24
0,38	15,00	97%	3,34	0,12
0,51	20,00	99%	3,43	0,09
0,76	30,00	100%	3,45	0,02

Fuente: Elaboracion propia.

Tabla 25*Resumen de fragmentación – diseño de área de influencia*

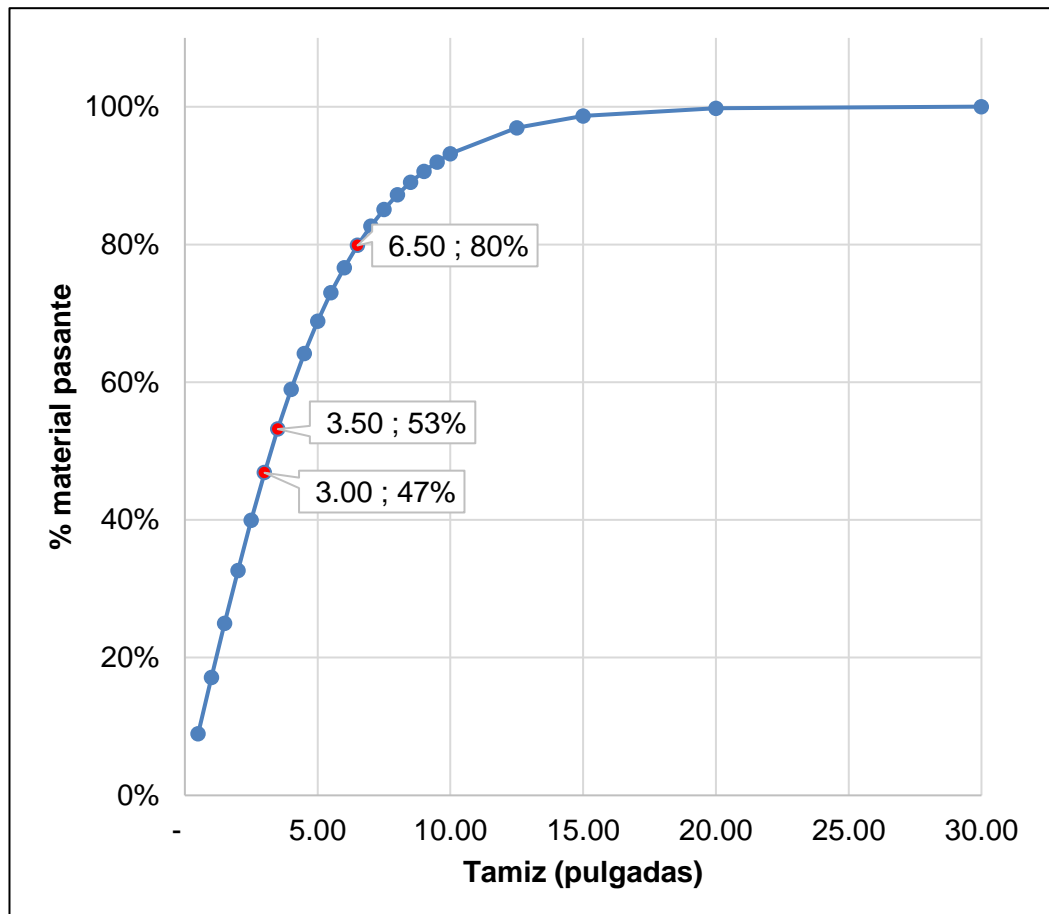
Tamiz (in)	Zona I (ton)	Zona II (ton) ²	Zona III (ton)	Total (ton)	Ton acumulado	% Pasante
0,50	0,36	0,34	0,12	0,83	0,83	9%
1,00	0,11	0,47	0,18	0,76	1,59	17%
1,50	0,03	0,50	0,20	0,73	2,32	25%
2,00	0,01	0,49	0,21	0,71	3,03	33%
2,50	0,00	0,46	0,21	0,68	3,71	40%
3,00	0,00	0,43	0,21	0,64	4,34	47%
3,50	0,00	0,39	0,20	0,59	4,93	53%
4,00	0,00	0,34	0,19	0,54	5,47	59%
4,50	0,00	0,30	0,18	0,48	5,95	64%
5,00	0,00	0,26	0,17	0,43	6,38	69%
5,50	0,00	0,22	0,16	0,38	6,77	73%
6,00	0,00	0,19	0,15	0,34	7,10	77%
6,50	0,00	0,16	0,14	0,30	7,40	80%
7,00	0,00	0,14	0,12	0,26	7,66	83%
7,50	0,00	0,11	0,11	0,23	7,89	85%
8,00	0,00	0,09	0,10	0,20	8,08	87%
8,50	0,00	0,08	0,09	0,17	8,25	89%
9,00	0,00	0,06	0,08	0,15	8,40	91%
9,50	0,00	0,05	0,07	0,13	8,53	92%
10,00	0,00	0,04	0,07	0,11	8,64	93%
12,50	0,00	0,11	0,24	0,35	8,99	97%
15,00	0,00	0,04	0,12	0,16	9,15	99%
20,00	0,00	0,01	0,09	0,10	9,25	100%
30,00	0,00	0,00	0,02	0,02	9,27	100%
40,00	0,00	0,00	0,00	0,00	9,27	100%
	0,51	5,31	3,45	9,27		

Fuente: Elaboracion propia.

Una vez obtenida la información de granulometría de las zonas realizamos la agrupación en un solo reporte de acuerdo al tonelaje que pasa por cada tamiz.

Figura 49

Curva de fragmentación final subnivel diseño área de influencia



Fuente: Elaboracion propia.

De los datos obtenidos podemos resumir que la fragmentación promedio P50 de la malla mediante el método de área de influencia es de 3,25 pulgadas y el P80 es de 6,50 pulgadas con un tamaño máximo de 15 pulgadas; al realizar la comparación con el análisis de la rotura con el diseño anterior se observa que la implementación de este diseño por el área de influencia permitirá mejorar la fragmentación del material en 2 pulgadas respecto al tamaño medio y P80.

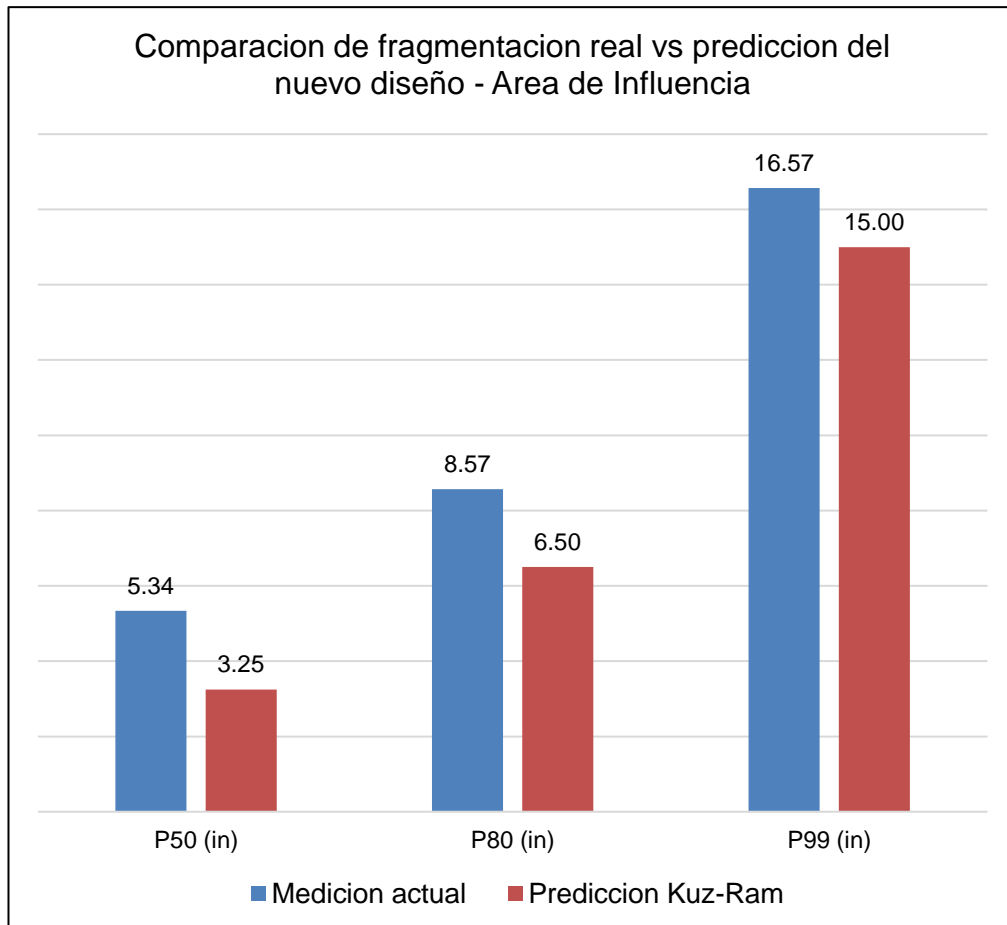
Tabla 26
Resultado de indicadores de fragmentación

Ítem	P50 (pulgadas)	P80 (pulgadas)	P99 (pulgadas)
Análisis actual	5,34	8,57	16,57
Predicción Kuz-Ram	3,25	6,50	15,00
Variación	2,09	2,07	1,57

Fuente: Elaboracion propia.

Figura 50

Análisis fragmentación final subnivel diseño área de influencia



Fuente: Elaboracion propia.

4.1.5. Análisis de vibraciones

Para realizar el análisis predictivo de vibraciones tomaremos el modelo matemático de devine para realizar el cálculo de la velocidad pico partícula PPV. Las constantes de amplitud y atenuación se toman de los

resultados de análisis de vibraciones previos realizados en la unidad minera. La carga máxima por taladro a considerar para el diseño inicial corresponde al equivalente a 7 cartuchos (0,55 kg/tal), mientras que en el nuevo diseño se requiere 6 cartuchos (0,47 kg/tal).

Tabla 27

Parámetros empleados para análisis de vibraciones.

Tipo de Roca	Intrusiva
Factor de amplitud (K)	750,75
Factor de atenuación (a)	-1,25
Carga máxima (kg/tal) - Diseño inicial	0,55
Carga máxima (kg/tal) - Diseño ajustado	0,47

Fuente: Elaboracion propia.

Para realizar la predicción de vibraciones con el nuevo diseño de malla se aplica la siguiente formula:

$$PPV = K * \left(\frac{D}{Q^2}\right)^a$$

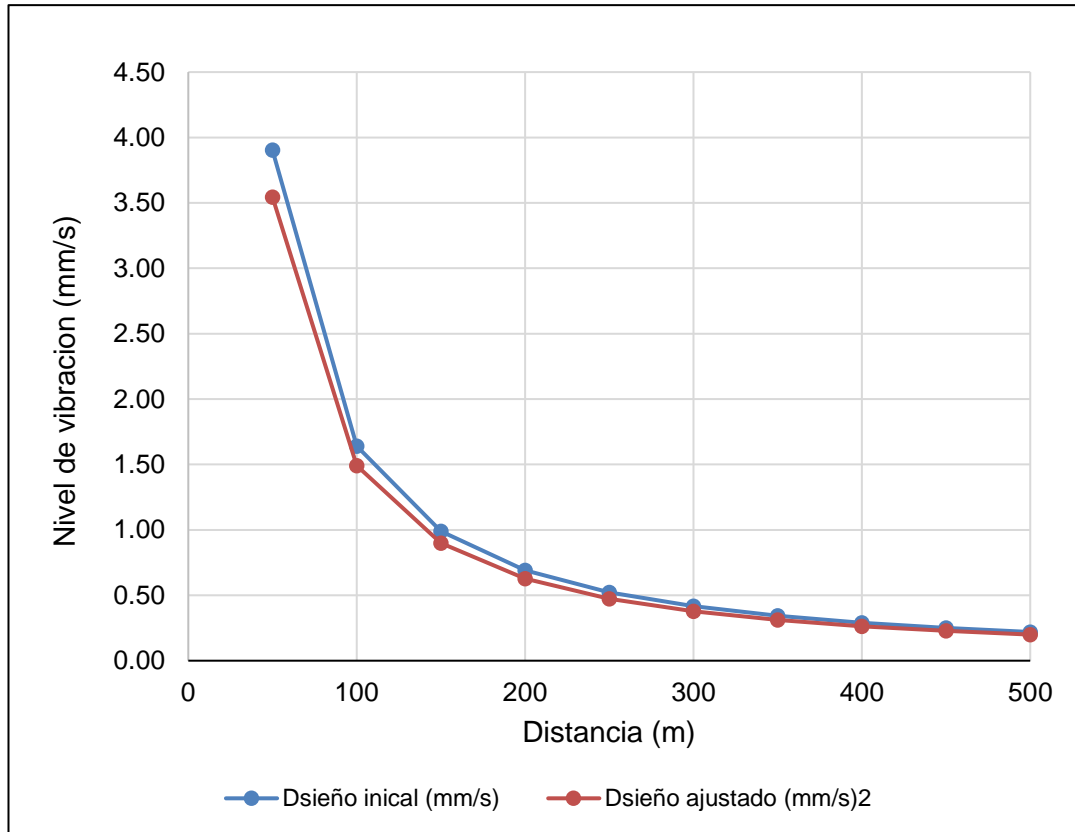
Tabla 28*Predicción de valores de PPV de ambos diseños*

Distancia (m)	Diseño Inicial (mm/s)	Diseño A. Influencia (mm/s)	Variación (mm/s)
50	3,90	3,54	0,36
100	1,64	1,49	0,15
150	0,99	0,90	0,09
200	0,69	0,63	0,06
250	0,52	0,47	0,05
300	0,42	0,38	0,04
350	0,34	0,31	0,03
400	0,29	0,26	0,03
450	0,25	0,23	0,02
500	0,22	0,20	0,02

Fuente: Elaboracion propia.

De acuerdo al cuadro anterior, los valores de vibraciones son más reducidos con el nuevo diseño lo cual permitirá menor daño al macizo rocoso e infraestructura de la unidad minera.

Figura 51
Valor de PPV a diferentes distancias



Fuente: Elaboracion propia.

4.2. Análisis de contraste de hipótesis

Para contrastar la hipótesis alternativa, la estandarización de una malla de perforación adecuada mejora significativamente la fragmentación en los subniveles; es imprescindible sugerir la hipótesis alternativa (H1) y la hipótesis nula (Ho) basándose en los indicadores de evaluación. En

relación al indicador fragmentación P80; con el objetivo de comparar los resultados de mejora en la fragmentación y su análisis en conjunto con los indicadores previamente evaluados, con una significancia (α): $\alpha = 0,05$, se establecen las hipótesis de evaluación.

- Hipótesis alternativa (H1): $\mu_1 < \mu_2$; la estandarización de una malla de perforación adecuada mejora significativamente la fragmentación en los subniveles.
- Hipótesis nula (Ho): $\mu_1 = \mu_2$; la estandarización de la malla de perforación mantiene la fragmentación en los subniveles.

Tabla 29
Prueba hipótesis para el indicador fragmentación

Prueba de muestras independientes	Prueba para una muestra Valor de prueba = 6,5					Intervalo confianza al 95 %	
	t	gl	Sig. (bilateral)	Diferencia de medias	Inferior	Superior	
H1: $\mu_1 < \mu_2$ Ho: $\mu_1 = \mu_2$							
Fragmentación P80 (pulgadas)	6,72	3,00	0,01	20,25	4,66	10,66	

Fuente: Elaboracion propia.

Según la tabla 29, el valor de significancia (Sig = 0,01) es inferior al valor de significancia ($\alpha = 0,05$). Así pues, se decide descartar H_0 debido a la discrepancia entre las medias; pero al tomar en cuenta los valores positivos del intervalo de confianza ($\mu_2 - \mu_1 > 0$), se adopta H_1 . De esta manera, se puede sostener que la normalización de una malla de perforación apropiada incrementa notablemente la fragmentación en los subniveles ($\mu_1 < \mu_2$), con una relevancia del 5 %.

Para contrastar la hipótesis alternativa, los controles operativos nos permiten reducir significativamente los disparos deficientes; es imprescindible sugerir la hipótesis alternativa (H_1) y la hipótesis nula (H_0) basándose en los indicadores de evaluación. En relación al indicador vibración (mm/s); con el objetivo de comparar los resultados de mejora en la gestión de daños en áreas de inestabilidad próximas, y analizar junto a los indicadores previamente evaluados, con una significancia (α): $\alpha = 0,05$, se establecen las hipótesis de evaluación.

- Hipótesis alternativa (H_1): $\mu_1 < \mu_2$; los controles operativos nos permiten reducir significativamente los disparos deficientes.

- Hipótesis nula (H_0): $\mu_1 = \mu_2$; los controles operativos del nuevo diseño reflejan la misma incidencia de vibración.

Tabla 30
Prueba hipótesis para el indicador vibración

Prueba de muestras independientes H1: $\mu_1 < \mu_2$ Ho: $\mu_1 = \mu_2$	Prueba t para igualdad de medias						
	t	gl	Sig. (bilateral)	Diferencia de medias	Intervalo confianza al 95 %		
					Inferior	Superior	
Vibración (mm/s)	-0,18	18,00	0,862	-0,09 0,48	-1,10	0,93	

Fuente: Elaboracion propia.

Según la tabla 30, el valor de P (Sig = 0,862) supera el valor de significancia ($\alpha = 0,05$). Así pues, se decide rechazar H_0 debido a la diferencia entre las medias; y al considerar los valores positivos del intervalo de confianza ($\mu_2 - \mu_1 > 0$), se adopta H_1 ; entonces podemos afirmar que los controles operativos nos facilitan la reducción significativa de los desvíos insuficientes ($\mu_1 < \mu_2$), con una significancia del 5 %.

Para contrastar la hipótesis alternativa, el ajuste del diseño de malla nos permite reducir significativamente los costos operativos de voladura en los subniveles; es imprescindible sugerir la hipótesis alternativa (H1) y la hipótesis nula (Ho) basándose en los indicadores de costo por avance. En relación al indicador de costo unitario (USD/ml); con el objetivo de comparar los resultados de mejora en los costos de progreso y examinarlos en conjunto con los indicadores previamente evaluados, con una significancia (α): $\alpha = 0,05$, se establecen las hipótesis de evaluación.

- Hipótesis alternativa (H1): $\mu_1 < \mu_2$; el ajuste del diseño de malla nos permite reducir significativamente los costos operativos de voladura en los subniveles.
- Hipótesis nula (Ho): $\mu_1 = \mu_2$; el ajuste del diseño de malla mantiene los costos operativos de voladura en los subniveles.

Según la tabla 29, el valor de P (Sig = 0,897) supera el valor de significancia ($\alpha = 0,05$). Así pues, se opta por descartar Ho, debido a la discrepancia entre las medias; y al considerar los valores positivos del intervalo de confianza ($\mu_2 - \mu_1 > 0$), se adopta H1; de esta manera, podemos afirmar que la modificación del diseño de malla nos facilita

disminuir considerablemente los costos operativos de voladura en los subniveles ($\mu_1 < \mu_2$), con una significancia del 5 %.

Tabla 31
Prueba hipótesis para el indicador costo unitario

Prueba de muestras independientes		Prueba para una muestra Valor de prueba = 312,98				
		t	gl	Sig. (bilateral)	Diferencia de medias	Intervalo confianza al 95 % Inferior Superior
H1: $\mu_1 < \mu_2$ Ho: $\mu_1 = \mu_2$						
Costo Unitario (USD/ml)	-0,15	2,00	0,897	-2,33	-70,56 65,89	

Fuente: Elaboracion propia.

4.3. Discusión

En este estudio se llevó a cabo el diseño de la malla de perforación y voladura utilizando el modelo matemático de Holmberg y se modificó utilizando el método de área de influencias. El resultado obtenido se muestra en las tablas siguientes. De acuerdo a la siguiente tabla, el diseño realizado por el modelo matemático de Holmberg tiene mejores

indicadores (pies perforados, factor de avance y costo por metro lineal) pero el diseño realizado no presenta taladros de ayuda en corona, hastial y arrastre lo cual continuaría generando la deficiencia en los disparos ya que según el Pareto registrado el 71,05 % es a causa de Perforación y Voladura con un total de 54 incidencias.

Tabla 32

Parámetros de operación y costos en subniveles según diseño

Parámetros	Diseño actual	Modelo Holmberg	Área de influencia
N° taladros	24	30	31
N° cartuchos	137	156	161
kg explosivo	10,96	12,34	12,74
Rendimiento (m)	1,29	1,65	1,65
Pies perforados	120	150	186
Factor de avance (kg/m)	8,71	7,48	7,72
Costo USD/disparo	403,73	468,57	499,12
Costo USD/ml	312,98	283,90	302,41
Costo USD/TCS	125,79	114,10	121,54

Fuente: Elaboracion propia.

Para identificar los problemas operacionales se realizó el Pareto donde la causa principal es la perforación y voladura que genera disparos

soplados o voladura deficiente en corona y hastiales debido a la falta de ayudas; el diseño de área de influencias permite determinar la zona de rotura de cada taladro e identificar zonas donde los taladros no tienen influencia para adicionar taladros; esto permite establecer controles en las dimensiones de burden y espaciamientos, cantidad de explosivo a utilizar y orientarlo a una mejora continua en la operación.

Esta investigación se centró en la mejora del rendimiento de avance y mejora de fragmentación en los subniveles de la unidad minera San Andrés; sin embargo, el método planteado permite reducir otros indicadores como el costo de laboreo que tuvo una reducción de 4 % (10,57 USD/m) y un incremento del 28 % (0,36 m) en el rendimiento. En comparación al estudio de (Rodríguez, Torres, y Bojórquez, 2017) incremento su valorización en 15 % (0,5 m), adicionalmente realizo un análisis de sobre rotura que le permitió una reducción de 18 % a 10 %.

A diferencia de (Lara y Hilario, 2013) ellos plantearon una diseño de arranque hexagonal en su investigación que le permitio mejorar su eficiencia de 77 % a 88 % y utilizo explosivos de menor poder rompedor en los taladros de la corona; mientras que esta investigación inicio de un

diseño de arranque triangular con 3 taladros de alivio a un diseño mas eficiente que es cuadrangular con solo 2 taladros de alivio, lo cual permite un incremento de la eficiencia de 1,29 m (88 %) a una eficiencia del 95 % utilizando barrenos de 4 y 6 pies pero cambiando de una perforacion de 5 pies (diseño inicial) a un diseño con perforacion de 6 pies.

(Ojeda, 2003) en su estudio realiza el análisis de fragmentación en 5 zonas (arranque, ayuda, sub ayuda, contorno y tajeo) debido a que las dimensiones de burden eran distintas en estas zonas para una galería de 3,5 x 3,0 m y realizando un análisis del material pasante por tonelada para cada tamiz ajusto una curva de fragmentación para el frente de perforación donde para 20 cm se tiene un 96,7 % de pasante; tomando como referencia su estudio se realizó de manera similar el análisis de fragmentación en 3 zonas (arranque, ayudas y contorno) para agrupar la información en un solo grafico por material pasante en tonelada donde para 20 cm se tiene un pasante de 87 % pero es debido a las diferentes condiciones de estudio.

(Caceres, 2017) mediante el diseño de la malla de perforación permitió reducir el número de taladros de 39 a 34, reduciendo el costo 94,71 USD/m, el consumo de explosivo de 21,1 kg a 16,24 kg por disparo

y mejorando el rendimiento de avance lineal en 25 %. Caso contrario se presenta en este trabajo ya que mediante el método de área de influencia se incrementó el número de taladros en 7 unidades, pero al tener mayor rendimiento de 28 % es que se permite una reducción en los costos de 10,57 USD/m, respecto a los explosivos al tener mayor cantidad de taladros tiene un incremento de 10,96 kg a 12,74 kg por disparo, respecto al consumo por taladro se redujo de 0,47 Kg/tal a 0,41 kg/tal. Si vemos el enfoque de los resultados respecto a la producción en TCS, se redujo de 125,79 USD/TCS a 121,54 USD/TCS, generando una reducción de 4,25 USD/TCS.

(Garrido, 2008) presenta resultado en reducción de costo de perforación de 1,10 USD/ton, 0,42 USD/ton en voladura, y en limpieza de 0,32 USD/ton debido a la mejora en la fragmentación, en esta investigación al adicionar el número de taladros en 7 unidades se tiene un incremento de 9,76 USD/m en perforación y una reducción de 29,75 USD/m en voladura, respecto a la limpieza no se tiene un análisis ya que la limpieza no es realizada con equipo pero al tener una mejora en la fragmentación de 2 pulgadas aproximadamente tendrá una reducción en esta actividad.

CONCLUSIONES

El modelo matemático de Holmberg permitió identificar que el rendimiento puede llegar a 1,65 m con los 2 taladros de alivio, mientras que el modelo matemático de "área de influencia" permitió ajustar los parámetros de burden para tener menor daño al macizo rocoso en los taladros de contorno, y asegurar la generación de la cara libre, cuyo diseño plantea adicionar 7 taladros respecto al diseño actual; la fragmentación mediante el modelo de Kuz-Ram predice un P50 de 3,25 pulgadas; P80 de 6,50 pulgadas y un P99 de 15 pulgadas, los cuales son menores en 2,09 pulgadas, 2,07 pulgadas y 1,57 pulgadas respecto al diseño actual.

La deficiencia de los disparos en los subniveles son producto a que el diseño de perforación no es el adecuado para el tipo de roca II - Buena, siendo un 71 % la causante según el diagrama de Pareto; el diseño de Holmberg presenta los mismos resultados que el de Áreas de influencia pero no cuenta con taladros de ayuda para la corona y arrastre; por tal motivo se opta por el diseño de área de influencia ya que permite identificar en que zonas es necesario agregar estos taladros y la cantidad adecuada de explosivo requerido para una buena distribución de la energía.

El costo de las actividades de perforación y voladura se reducen de 312,98 USD/m a 302,41 USD/m debido al mejor rendimiento en avance que tiene el diseño de “área de influencia”, respecto al rendimiento de producción, se tiene un impacto de reducción 4,25 USD/TCS, de 125,79 USD/TCS a 121,54 USD/TCS, adicionalmente la carga máxima por taladro se reduce solo en los taladros de arranque de 7 a 6 cartuchos, mientras que la carga en los taladros de ayuda y contorno se mantiene de acuerdo al diseño actual.

RECOMENDACIONES

Se recomienda aplicar el diseño de malla por el método de área de influencia debido al rendimiento que tiene comparado al diseño actual y presenta taladros de ayuda; adicionalmente se recomienda realizar el análisis de fragmentación con WipFrag del diseño de malla planteado para ajustar los indicadores predichos por el modelo de Kuz-Ram para aplicarlo en otras labores de la unidad minera.

Para el diseño de la carga se debe evaluar realizar el carguío con carga desacoplada para reducir el daño al macizo rocoso, de igual manera se debe plantear el uso de explosivo de mayor diámetro a 1,0 pulgadas ya que actualmente el Famesa 65 % utilizado es de 7/8 pulgadas generando desacoplamiento en los taladros y la reducción del burden en el arranque.

Se recomienda estandarizar el diseño para su cumplimiento en las labores debido a su rentabilidad y rendimiento; posteriormente evaluar de manera económica con resultados obtenidos.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Ames Lara, V. (2008). *Diseño de las mallas de perforación y voladura utilizando la energía producida por las mezclas explosivas*. Tesis de pos grado, Universidad Nacional de Ingeniería.

Artigas Z., María T. (2011). *Diseño de patrones de perforación y voladura, para normalizar la fragmentación del material resultante de la mina choco 10 empresa PMG S.A. el callao, estado Bolívar*. Universidad Central de Venezuela.

Cáceres, L. (2017). *Optimización de la perforación y voladura con nuevo diseño De malla en el crucero 10014 de la empresa Minera Marsa*. Universidad Nacional del Altiplano.

Camac Torres, A. (2008). *Voladura de rocas*. texto guía: puno.

Campos, A., y Manosalvas, A. (2022). *Análisis de fragmentación de rocas mediante registro fotográfico en la concesión minera subterránea "Kristian David", Cantón pasaje el Oro*.

Calvin J. (2000). *Diseño de voladuras*. Ediciones cuicatli: México.

Choque, E. (2017). *Diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en CIA minera Ares S.A.C. – U.O. Arcata*. Universidad Nacional del Altiplano.

EXSA (2001). *Manual práctico de voladura*, Texto, cuarta edición: Perú.

Garrido Llosa, J. (2008). *Mejora y control de estándares en perforación y voladura para la reducción del costo en mina Animon*. Universidad Nacional de Ingeniería.

Marín, F. (2019). *Diagnóstico y propuesta de minimización sobre excavación de las galerías en la mina Consorcio Minero Horizonte S.A.*

Lara, O., y Hilario, J. (2013). *Diseño de malla de perforación para optimizar la voladura en la unidad Carahuacra de la compañía minera Volcán S.A.A*. Universidad Nacional del Centro del Perú.

Jáuregui Aquino, O. (2009). *Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura*. Pontificia Universidad Católica del Perú.

Ojeda, R. (2003). *Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia*. IV CONEINGEMMET.

Piñas Esteban, Y. (2007). *Aplicación del principio de la velocidad pico de partícula (PPV) para minimizar el daño al macizo rocoso, utilizando tecnología electrónica minera aurífera Retamas S.A.- yacimiento el gigante- la libertad*. Universidad Nacional de Ingeniería.

Rodríguez, D., Torres, L., y Bojórquez, G. (2017). *Modelo matemático “áreas de influencia” aplicado en perforación y voladura en el cruce 934 sur de la compañía minera Atacocha S.A. – 2017*. Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo.

Torres, J. (2022). *Optimización del proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobre rotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S. A. A.*

Tunquipa, E., y Diaz, A. (2021). *Optimización de costos unitarios de perforación y voladura en labores de preparación del NV 1715 en la unidad minera Chalhuane 2021*.

Urday, P. (2022). *Optimización de perforación y voladura en rocas volcanoclásticas para reducción de costos en carguío, acarreo y aumento de eficiencia en chancado.*

Zapata, J. (2012). *Análisis de las vibraciones generadas por voladuras para la adecuada selección de explosivos en explotaciones mineras subterráneas en la compañía de minas Caudalosa S.A.*

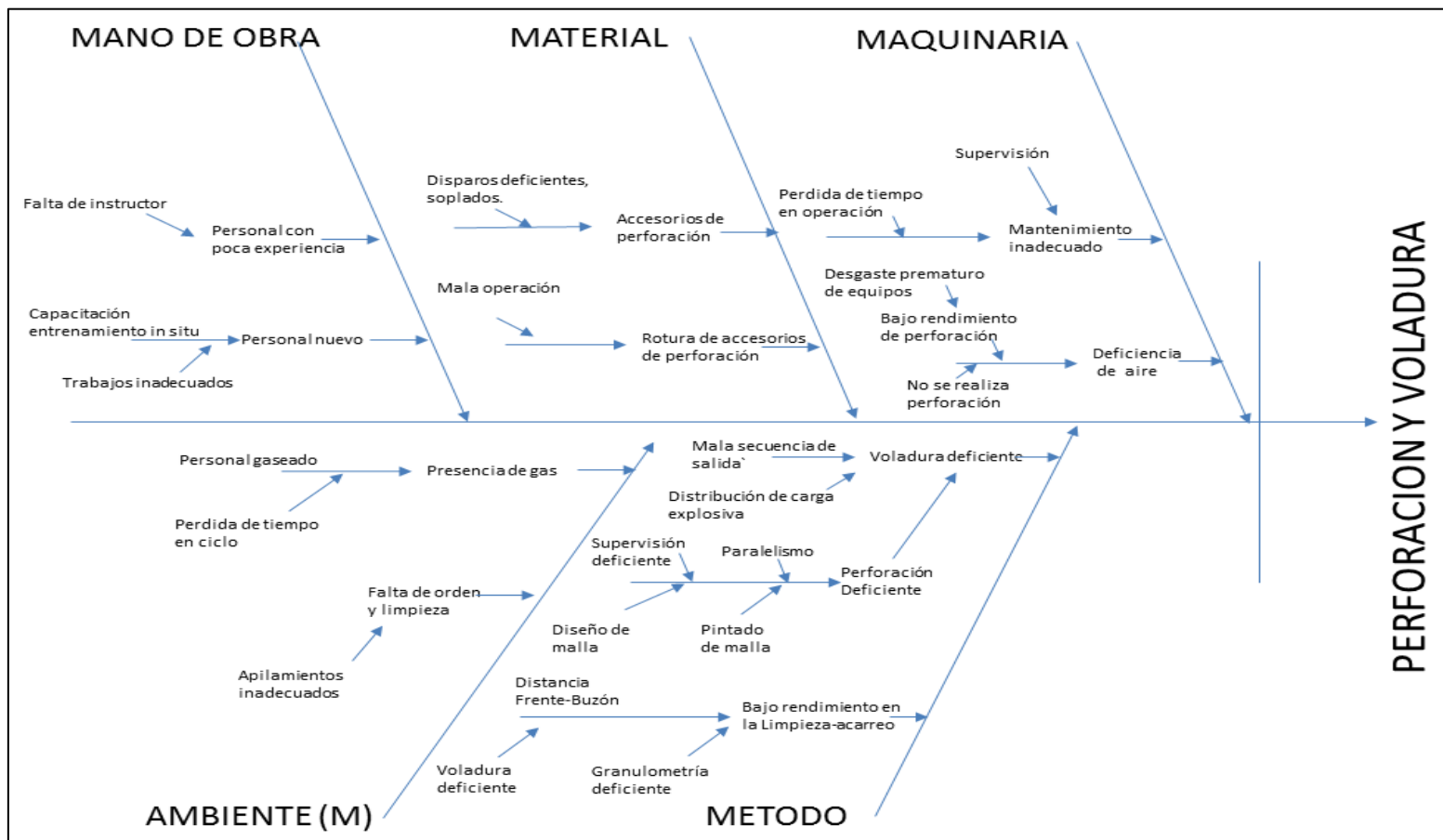
ANEXOS

Anexo 1. Matriz de consistencia

Título	Problema	Objetivo	Hipótesis	Variable	Indicadores	Metodología
Análisis y Diseño de Malla de Perforación y Voladura para Mejorar la Fragmentación en la Unidad Minera San Andrés-Ayacucho, 2021	Problema general	Objetivo general	Hipótesis general	Variable independiente	Variable independiente	Tipo de investigación
	¿En qué medida influye el diseño de la malla de perforación para reducir los disparos deficientes y mejorar la fragmentación de los subniveles en la mina San Andrés?	Diseñar la malla de perforación para reducir los disparos deficientes y mejorar la fragmentación de los subniveles en la mina San Andrés	Un adecuado diseño la malla de perforación reduce significativamente los disparos deficientes y mejora la fragmentación en los subniveles de la mina San Andrés	VI 1: Diseño de malla de perforación VI 2: Distribución de carga explosiva	Parámetros perforación Calidad del macizo rocoso Control operativo Parámetros de explosivos Factor de carga PPV	Investigación aplicada de enfoque cuantitativo Nivel de investigación Investigación correlacional y predictivo Método de investigación La investigación es de carácter aplicativo de diseño transversal correlacional.
	Problema específico	Objetivo específico	Hipótesis específico	Variable dependiente	Variable dependiente	Población y muestra
	¿Es factible estandarizar el diseño de malla de perforación para mejorar la fragmentación en los subniveles de la mina San Andrés?	Estandarizar la malla de perforación para mejorar la fragmentación en los subniveles de la mina San Andrés	La estandarización de una malla de perforación adecuada mejora significativamente la fragmentación en los subniveles	VD: Fragmentación del frente	Fragmentación (P80) Costos operativos Disparos deficientes	La población se enmarca en la mina San Andrés del distrito de Puquio, provincia de Lucanas, departamento de Ayacucho, Perú, representadas por la veta Vanessa, Cachorro. La muestra corresponde al programa piloto en los frentes de avance y explotación de los subniveles de la veta Vanessa, Cachorro de la mina San Andrés.
				Variables asociadas	Variables asociadas	Materiales e instrumentos
	¿En qué medida influye la implementación de controles operativos para reducir los disparos deficientes?	Establecer controles operativos para reducir los disparos deficientes	Los controles operativos nos permiten reducir significativamente los disparos deficientes	Modelo geomecánico Parámetros operativos Parámetros económicos	Tipo de roca Productividad Costos voladura	La recolección de datos se dará a partir de estándares, PETS, informes operativos, observación en campo y realización del programa piloto, reporte de indicadores, formatos de entrevista y recolección de datos e instructivos de programas ArcGIS, JKSimBlast y WipFrag. Técnicas de procesamiento de datos El tratamiento de los datos se divide en el diseño de malla de perforación; simulación de voladura y predicción de fragmentación; y análisis de resultados, se utilizará los programas ArcGIS, JKSimBlast y WipFrag; el análisis de hipótesis se realizará con el programa SPSS, aplicando la prueba de anova de factor y correlación de Pearson.
	¿Influye el ajuste del diseño de malla en los costos operativos de voladura en los subniveles de la mina San Andrés?	Reducir los costos operativos de voladura en los subniveles de la mina San Andrés según diseño	El ajuste del diseño de malla nos permite reducir significativamente los costos operativos de voladura en los subniveles			

Fuente: Elaboración propia.

Anexo 2. Diagrama de Ishikawa



Fuente: Elaboracion propia.