

FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de **INGENIERÍA DE MINAS**

“DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA
MEJORAR EL AVANCE EN LA RAMPA BRENDA,
EN LA UNIDAD MINERA SANTA BÁRBARA”

TESIS PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE:

Ingeniero de Minas

Autor:

Kennedy Dionicio Medina Lopez

Asesor:

M. Sc. Ronald Smith Mayta Rodas
<https://orcid.org/0000-0001-8826-8463>

Trujillo - Perú

JURADO EVALUADOR

Jurado 1 Presidente(a)	Edmundo Vereau Miranda	10557797
	Nombre y Apellidos	Nº DNI

Jurado 2	Rubén Kevin Manturano Chipana	46905022
	Nombre y Apellidos	Nº DNI

Jurado 3	Elmer Luque Luque	02044966
	Nombre y Apellidos	Nº DNI

INFORME DE SIMILITUD

“DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA MEJORAR EL AVANCE EN LA RAMPA BRENDA, EN LA UNIDAD MINERA SANTA BÁRBARA”

INFORME DE ORIGINALIDAD



FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.unasam.edu.pe Fuente de Internet	6 %
2	repositorio.unsa.edu.pe Fuente de Internet	2 %
3	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	1 %
4	repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet	1 %
5	repositorio.unsaac.edu.pe Fuente de Internet	1 %
6	kupdf.net Fuente de Internet	1 %

Excluir citas Activo
Excluir bibliografía Activo

Excluir coincidencias < 1%

DEDICATORIA

A mis amados padres por siempre estar presentes en cada capítulo de mi vida, por ser el fiel reflejo de la lucha y perseverancia, por haberme inculcado el valor del esfuerzo, por ser mis guías, motivadores y modelos de vida.

AGRADECIMIENTO

A mis padres. Al llegar al final de este arduo camino y culminar mi tesis, me llena el corazón de alegría y emoción, pero también de profunda gratitud hacia ustedes. Quiero aprovechar este espacio para expresarles mi más sincero agradecimiento por su amor incondicional y su apoyo constante a lo largo de toda mi vida, especialmente durante este proceso académico.

A mi asesor Ronald Smith Mayta Rodas, por su acompañamiento y apoyo en este proceso de elaboración de Tesis.

Tabla de contenido

JURADO CALIFICADOR	2
INFORME DE SIMILTUD	3
DEDICATORIA	4
AGRADECIMIENTO	5
TABLA DE CONTENIDO	6
ÍNDICE DE TABLAS	7
ÍNDICE DE FIGURAS	10
RESUMEN	13
CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN	14
1.1. REALIDAD PROBLEMÁTICA	14
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	48
1.3. OBJETIVOS	48
1.3.1. Objetivo General	48
1.3.2. Objetivo especifico	49
1.4. HIPÓTESIS	49
CAPÍTULO II: METODOLOGÍA	50
CAPÍTULO III: RESULTADOS	95
CAPÍTULO IV: DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES	108
REFERENCIA	112
ANEXOS	118

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Calidad de la roca	22
Tabla 2 Valores de espaciamiento entre juntas.....	22
Tabla 3 Apertura de Juntas	23
Tabla 4 Orientación de discontinuidades.....	25
Tabla 5 Determinación el macizo rocoso	25
Tabla 6 Tipo de roca con parámetros de constante de roca y distancia de taladros	30
Tabla 7 Burden y espaciamiento.....	33
Tabla 8 Burden y Taco en diferentes zonas del túnel	34
Tabla 9 Revisión para el numero de cuadrantes	35
Tabla 10 Factor de Fijación	42
Tabla 11 Datos de diseño para Voladura	53
Tabla 12 Parámetros de Perforación y Voladura	54
Tabla 13 Distribución de carga.....	55
Tabla 14 Distribución de malla de perforación en Rp Brenda	58
Tabla 15 Propiedades de los explosivos	59
<i>Tabla 16 Faneles con retardo.....</i>	<i>59</i>
Tabla 17 Explosivos usados en la unidad Minera Santa Barbara	61
Tabla 18 Diseño de malla de perforación tomada en distintos tiempos	63
Tabla 19 Tiempos y cantidad de taladros en la malla empírica.....	65
Tabla 20 Promedio de los indicadores	65
Tabla 21 Datos de peroración real, factor de potencia, avance real obtenido y eficiencia de voladura	66

Tabla 22 Indicadores reales y esperados	67
Tabla 23 Factor de potencia y Kg de explosivos	67
Tabla 24 Distancias de las discontinuidades	70
Tabla 25 Valoración de la masa rocosa RMR	71
Tabla 26 Parámetros para el cálculo de Holmberg	72
Tabla 27 Cálculo de diámetro de equivalente.....	73
Tabla 28 Cálculo de profundidad del taladro para una barra de 12 pies	74
Tabla 29 Cálculo de profundidad del taladro para una barra de 14 pies	75
Tabla 30 Cálculo de avance medio de desviación	75
Tabla 31 Cálculo del Burden Práctico	76
Tabla 32 Espaciamiento ajustado	76
Tabla 33 Densidad de carga o concentración lineal de explosivo	78
Tabla 34 Numero de cartuchos para el arranque	78
Tabla 35 Cálculo del Burden para el primer cuadrante	79
Tabla 36 Densidad de carga y numero de cartuchos por taladro.....	80
Tabla 37 Burden para el segundo cuadrante.....	81
Tabla 38 Densidad de carga para los taladros del segundo cuadrante.....	83
Tabla 39 Cálculo del taco	83
Tabla 40 Cálculo del burden para el tercer cuadrante	84
Tabla 41 Densidad de carga en el tercer cuadrante.....	85
Tabla 42 Numero de cartuchos por taladro.....	86
Tabla 43 Burden para los taladros de arrastre	87
Tabla 44 Densidad de carga en arrastre	88
Tabla 45 Cartuchos para el arrastre	89
Tabla 46 Taladros en corona.....	89
Tabla 47 Densidad de carga en Corona y numero de cartuchos.....	90

Tabla 48 Cálculo de la altura disponible.	91
Tabla 49 Burden para taladros de Hastiales	91
Tabla 50 Densidad de carga para taladros de hastiales y numero de cartuchos	92
Tabla 51 Altura disponible para la corona.....	93
Tabla 52 Burden práctico para los taladros en corona.....	93
Tabla 53 Densidad de carga con numero de cartuchos por taladro	94
Tabla 54 Resumen de factores de la malla del nuevo diseño de malla.....	95
Tabla 55 Comparación de factores de carga.....	95
Tabla 56 Parámetros de Burden y espaciamiento diseño actual.....	96
Tabla 57 Número de cartuchos por taladro Malla nueva.....	97
Tabla 58 Comparación de numero de taladros y cantidad de cartuchos en la malla antigua y malla actual	100
Tabla 59 Cantidad de cartuchos por zona en el frente de perforación.....	101
Tabla 60 Comparación de malla antigua versus malla actual.....	103
Tabla 61 Avance real con la nueva malla de perforación.....	104
Tabla 62 Avance obtenido usando mallas empírica vs el diseño de la nueva malla	104
Tabla 63 Kilogramos totales por malla.....	105
Tabla 64 Consumo de explosivo, y combustible.....	106
Tabla 65 Costos totales por mes y ahorro en explosivo y combustible.....	107

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Medida y cálculo del RQD (Practical Rock Engineering, Hoek, 2007). .	20
Figura 2: Resistencias medias de algunas rocas, según Bieniawski 1973.	21
Figura 3: Resistencia a la compresión simple en roca intacta. Según Hoek y Brown, 1997. (Salinas, 2018)	22
Figura 4: Espaciamiento entre juntas en el macizo rocoso	23
Figura 5: Condición de Juntas	24
Figura 6: Presencia de agua en el túnel	25
Figura 7: Diagrama de un frente de un túnel	26
Figura 8: Diferentes secciones en el interior de voladura:.....	27
Figura 9: Diseño de malla de perforación.....	28
Figura 10: Contorno de una labor luego del disparo	29
Figura 11: Diámetro equivalente, derivado de los diámetros de los taladros vacíos	30
Figura 12: Burden, distancia desde taladro de alivia hacia primer taladro.....	31
Figura 13: Distribución de arranque con Burden y Espaciamiento (D)	32
Figura 14: Espaciamiento en cada cuadrante.....	32
Figura 15: Secuencia de iniciación de voladura (Atlas Copco).....	33
Figura 16: Desviación de los taladros de contorno.....	43
Figura 17: Flujograma de Proceso	56
Figura 18 :Diseño de malla con 42 taladros, elaborado por el operador de Jumbo.	62
Figura 19: Análisis de distribución de carga explosiva	68
Figura 20: Conteo de fracturas por metro lineal. Para este caso se identificaron 8 fracturas por metro.....	69
Figura 21: Mapeo in situ. Rp Brenda.....	71
Figura 22: sección y perímetro de la labor.	73

Figura 23: Diseño de arranque con 4 taladros de alivio, 5 taladros de arranque.
Fuente: Propia..... 77

Figura 24: Burden y Espaciamiento en el primer cuadrante de nuestra malla de perforación..... 80

Figura 25: Perforación con otro tipo de arranque usado en la malla de perforación actual..... 81

Figura 26: Distribución del segundo cuadrante con Burden practico 2 “Bp’2” 82

Figura 27: Diseño de taladros del tercer cuadrángulo. Fuente: Elaboración Propia 85

Figura 28: Taladros de arrastres con espaciamentos de esquina y espaciamentos centrales. 88

Figura 29: Numero de taladros en la corona. Fuente: Elaboración propia 90

Figura 30: cantidad de taladros en hastiales se considera el doble. Debido a que tenemos dos hastiales en un frente de perforación. 92

Figura 31: Distribución de taladros de ayudas en la corona. Fuente: Elaboración Propia 94

Figura 32: Comparación entre el factor de carga usado anteriormente, respecto al factor de carga obtenido en malla de perforación actual. 96

Figura 33 Nueva malla de perforación, realizada con formulismo..... 98

Figura 34: Alalisis de distribución de carga de explosivo, utilizado con el cálculo del diseño actual de voladura. 99

Figura 35: Comparación entre la cantidad de taladros distribuidas con malla antigua y el nuevo diseño. 100

Figura 36: Comparación entre número total de distribución de taladros..... 101

Figura 37: Numero de cartuchos por cada sección de perforación, comparativa entre mallas antigua y nueva. 102

Figura 38: Comparación en cantidad de cartuchos totales 102

Figura 39: Comparación entre el tiempo de perforación , malla antigua y malla nueva 103

Figura 40: Comparación de perforación entre malla. Tiempos de perforación, número de taladros, rendimiento por hora.	103
Figura 41 : Avance Real y Esperado	104
Figura 42: Cantidad total de explosivos coma malla antigua es de 115.42kg mientras que con el nuevo diseño es de 102.9kg. Reduciendo en 12.5kg el consumo	105
Figura 43: Comparativa entre consumo por disparo de explosivos y consumo de combustible para el tiempo de perforación.....	106
Figura 44: Costo mensual en uso de explosivos. Utilizando malla antigua y malla actual.....	107
Figura 45: Costo mensual en uso de Combustible. Utilizando malla antigua y malla actual.....	107

RESUMEN

En la unidad minera Santa Barbara se lleva a cabo un proyecto de desarrollo de una Rampa, donde se trabaja en un tipo de roca regular III (granodiorita y pizarra). La principal problemática para este desarrollo se centra en el avance, el cual ha tenido retrasos, debido la perforación y voladura. El objetivo de esta tesis es diseñar un esquema de malla de perforación para mejorar el avance en la Rampa Brenda. Este estudio tiene como tipo de investigación cuantitativo, ya que se recolectan datos mediante mediciones. Como efecto del diseño de la nueva malla se ha obtenido una disminución del número de taladros en comparación con la malla antigua, reduciendo de 42 a 37 taladros. Por ende, la cantidad de explosivo y el tiempo de perforación disminuyeron. Asimismo, se optimizó el número de cartuchos por taladros pasando de usar 277 a 247 cartuchos de explosivo. En conclusión, el nuevo diseño de malla permite disminuir el factor de carga de 1.9kg/m^3 a 1.63kg/m^3 . Igualmente, la eficiencia de avance pasó de 87.33% a 96.72%. Igualmente, los costos de combustible para perforación disminuyeron de S/.66,690, a S/.38070 y los costos de voladura bajaron de S/.69,250 a S/.61,750 permitiendo una disminución del 10.83%.

PALABRAS CLAVES: Perforación, diseño de malla de perforación, explosivos, voladura, Burden, Espaciamiento, Densidad de Carga.

CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN

1.1. REALIDAD PROBLEMÁTICA

En la actualidad la minería se ha convertido en un pilar fundamental de la economía nacional, ya que los metales obtenidos en su mayoría de actividades mineras son usados para las diferentes fuentes tecnológicas. Esta actividad se distingue en dos grupos, la minería superficial y la minería subterránea.

Para obtener los metales preciosos es necesario ahondar en la superficie terrestre. Debido a que estos bienes de acuerdo a su formación se encuentran a profundidades considerables. Mukhopadhyay (2013) indica en su libro “mineral exploration” que la mineralización es producto de diferentes procesos geológicos y se da en por lo general en la corteza terrestre. Para complementar lo anterior, Sánchez-Valle et al. (2021) en su tesis que lleva por título "Estudio de la mineralización y evaluación de su potencial económico en el yacimiento de Pino de Oro, España" indica que el yacimiento se logra encontrar a rangos de profundidad que varía desde 200 a 400 metros de profundidad. Para obtener los metales en el tipo de explotación subterránea, la única forma de llegar a los yacimientos es mediante trabajos con equipos manuales y/o mecanizados, realizando pique, inclinados o rampas.

En la actualidad la empresa minera SANTA BARBARA DE TRUJILLO, está desarrollando un proyecto correspondiente al avance de una rampa negativa, la cual empezó en junio del año 2022, esta rampa se está corriendo en dos tipos de roca que son las siguientes, ígnea intrusiva y metamórfica. A través del trabajo diario que se desarrolla en las labores y procesos mineros unitarios se han observado diferentes deficiencias en cuanto a la perforación y voladura que inciden directamente en el avance cotidiano de la rampa. Cabe resaltar que el proyecto no cuenta con un estándar de perforación en cuanto al diseño de taladros y para

realizar esta actividad cada operador de equipo (jumbo) realiza la distribución de los taladros de acuerdo a su experiencia y criterio, sin seguir ninguna especificación técnica de ingeniería. Desde el inicio del proyecto se han reportado retrasos debido a tiros cortados, tiros anillados, taqueos, sobre excavación, banqueos e inestabilidad del macizo rocoso. Estos inconvenientes generan demoras en los avances de los frentes, generando mayor utilización y consumo de explosivo, accesorios de voladura, materiales para sostenimiento, pérdida de horas hombre y paradas no planificadas de equipos. Así mismo se ha visto afectado el principal objetivo del proyecto, que corresponde al avance de la rampa. En ocasiones un tiro cortado, anillado o la sobre la excavación, hacen que se pierda un ciclo de minado en la Rp Brenda y por ende un retraso en la planificación aumentando el costo en su construcción.

Esta investigación se justifica dado que se tiene la necesidad de mejorar la eficiencia y el avance en las operaciones unitarias de perforación en el proyecto de construcción de rampa. Ya que esta es una labor de desarrollo clave para el acceso y el transporte de personal, maquinaria y material volado en las operaciones mineras subterráneas. Sin embargo, se ha identificado que los métodos de perforación actuales en las rampas presentan limitaciones en términos de velocidad de avance, productividad y seguridad. Al desarrollar una malla de perforación más efectiva, se espera lograr avances más rápidos en las rampas, lo que a su vez aumentará la productividad de las operaciones mineras y reducirá los costos asociados. Además, se mejorará la seguridad de los trabajadores al reducir el tiempo de exposición a riesgos potenciales durante la perforación.

Este estudio se determina como un estudio viable. Ya que, siguiendo la línea que indica Hernández et al., (2014) quien describe ciertos criterios para valorar el potencial de una investigación, los cuales pueden ser convenientes por ciertos aspectos. Los cuales permiten

evaluar la utilidad de un estudio. En base a ello, para concretar la viabilidad del estudio de este trabajo se establece los siguientes criterios:

Por conveniencia: Ya que, el estudio sirve para mejorar el diseño de malla de perforación

Implicancias practicas: Debido a que el presente trabajo permite resolver y dar solución a la problemática

Valor teórico: Permite conocer en mayor medida la relación entre la variable de diseño de malla de perforación con respecto al avance lineal.

(Condor,2020) testifica que las labores donde el RMR es de mala calidad, un nuevo estándar de voladura en las labores influye de manera positiva en los contornos de la mina, alterando mínimamente la estabilidad y disminuye la sobrerotura. Adicionalmente, para evitar demoras y situaciones de alto riesgo en los trabajos mineros de avance es necesario caracterizar de manera correcta la roca y realizar una adecuada colocación de sostenimiento, para tener un ambiente de trabajo seguro, así lo indica (Chilon y Morillo, 2020). Cerna demuestra que la optimización de una malla de perforación y aplicando voladura controlada se reduce considerablemente la sobrerotura (2022). Otras investigaciones coinciden en que para que exista una buena voladura es necesario que haya un buen diseño de malla, con ello se evita sobre excavaciones y demoras al momento de colocar sostenimiento (Sulcacondor, 2018).

Dentro de las operaciones mineras es indispensable tomar en cuenta el coste de los trabajos que se realizan. Una medida que afecta positivamente en ello es el buen diseño de una malla de perforación y voladura. Así lo revela (Chancasanampa, 2019), quien mediante un nuevo diseño de malla logra una mejora en la voladura y una reducción en cuanto a costos de producción, incrementando el TM/hombre (2019). Otros autores como (Saucedo y Zegarra, 2022) aseveran que la buena distribución de taladras optimizan costos por disparo, asimismo

el diseño de malla de perforación permite reducir el número de taladros y hace más eficiente la voladura, mejorando el avance diario. (Ramírez y Sandobal 2020) también indican en su estudio que se alcanza una eficiencia de un 95 % al mejorar la malla de perforación igualmente un avance lineal incrementó un 16%. Por otro parte (Vega, 2021) informa que con la implementación del diseño de perforación y voladura se reduce el factor de carga explosiva y obtiene mejores resultados con respecto al progreso lineal en las Galerías del Nivel 3990 de la Mina Uchucchacua. Mas aún (Mendoza,2014) manifiesta que, debido al trabajo de optimización de los procesos respecto a la perforación y voladura, se tiene resultados en diferentes KPI's de producción. Como lo son las toneladas extraídas por taladro, toneladas por disparo y metros avanzados por ciclo de minado, reduciendo costos operativos. (Osorio, 2021) indica que, mediante la mejora de la voladura, se obtiene resultados muy propicios en cuanto a disminución de factor de carga y disminución de numero de taladros en el frete de trabajo. (Espinoza, 2021) da a entender que, realizando un seguimiento continuo a la operación de perforación, controlando factores como paralelismo y pintado de malla. Se puede realizar ajustes en esta y de acuerdo al comportamiento de la roca. El autor obtiene resultados de mejoramiento en el avance de las labores, mejoras en la eficacia obtenida por cada disparo realizado, disminución del factor de avance en cuanto explosivos. (Cuellar & Valverde, 2022) proponen un nuevo formato de malla de perforación y voladura, mediante la cual se logra reducir el consumo de explosivos y disminuyen el factor de sobrerotura. Indican también que es necesario monitorear la voladura para realizar una mejora continua en la voladura. Además, recomienda usar voladura de recorte para disminuir aún más la sobrerotura. (Romero, 2018) concluye que con su nueva malla de perforación el avance anual alcanza el 95% del avance programado y en costos logran ahorros al año cerca a los 28,000. (cabrera 2016) su eficiencia de voladura paso de 76,47% a 92% y su eficiencia de perforación paso de 79.63% a 84.31%, todo esto debido a la mejora

de su malla de perforación. Estas mejoras repercuten directamente en los costos unitarios. (Quezada, 2017) asegura que, mediante la reestructuración de su malla usada, se logran minimizar ciertos factores adversos, como lo es tiros cortados, tiros sopladados, y tiros anillados reduciéndolos casi en un 90%. Además, con esta nueva implementación se logra reducir el factor de carga y obtener menor grado de sobrerotura en las paredes de la labor.

En mundo minero es muy importante tomar en cuenta ciertos factores, parámetros y definiciones que nos permiten comprender mejor la minería. A continuación, se presenta la teoría que da sustento a este trabajo.

Minería subterránea está formada por diversas excavaciones que por sus dimensiones o características pueden ser Rampas, Cortadas, Galerías, Sub Niveles, Piques, Chimeneas, Ventanas, etc. (Ramírez & Alejano, 2004). Las operaciones subterráneas se caracterizan por que se usa sostenimiento artificial y ocasiones dependiendo del tipo de roca y la sección del frente, puede ser autosostenida. En la minería subterránea existen diferentes métodos de explotación de mineral lo más común en el norte del Perú se da mediante tajeos.

Bernaola (2012) en su libro "Gestión de la productividad total en minería subterránea" indica que productividad en minería donde los costos operativos son elevados y el valor de los recursos extraídos es variable y depende de los precios del mercado. La productividad en la es esencial para garantizar la sostenibilidad económica y ambiental del sector. La productividad en la minería se puede cuantificar en términos de mineral extraído por periodo de tiempo o por trabajador, la eficiencia de los procesos de producción, la utilización de los equipos y maquinarias. Por otro lado, podemos mencionar dos términos interesantes, eficaz y eficiente, la primera en términos de trabajo indica que se ha cumplido, sin tomar en cuenta los recursos que se ha usado. La siguiente palabra indica el que trabajo se ha cumplido, pero

en el proceso se ha optimizado la productividad y para lograr el objetivo se han usado menos recursos.

Procesos operativos según Bernaola (2012) son las fases operativas mediante la cual se lleva a cabo la actividad minera. Estos tienen que realizarse de la mejor manera, vitando los reprocesos y los retrabajos que influye negativamente en los procesos.

Perforación es una técnica que se usa en la extracción de rocas, el cual consiste en realizar taladros (huecos) en la masa rocosa, donde posteriormente se van a cargar con explosivos para su posterior detonación. (Bernaola et al. 2013)

En minería subterránea se usa por lo general métodos convencionales de perforación mediante rotopercusión lo general equipos manuales y mecanizados, cuyo funcionamiento es fuerza neumática e hidráulica. Se usa Maquina Jack Legg y equipo mecanizado (jumbo) respectivamente.

El diseño de malla que se plasma en el frente de trabajo de la actividad unitaria de perforación referenciada a la distribución del esquema que indica espaciamiento y burden para cada taladro en el frente de trabajo. Este diseño se realiza con la finalidad de optimizar costos de perforación y mejorar el avance (Cconislla & Villagómez, 2012).

La Voladura, es un proceso donde se va a fragmentar la roca en diámetros adecuados para un óptimo carguío y transporte hacia chancado primario o botadero (Portal Minero Ediciones, 2006). Por otra parte, la voladura tiene influencia directa en el contorno de la labor para evitar que luego de ello se obtenga en el terreno una sobrerotura. Una buena voladura es indicador de que se va a obtener una buena fragmentación, buena granulometría y una mínima sobrerotura. Aparte de ello (Ramires, 2004) indica que la clasificación geomecánica de la masa rocosa es un proceso que, de manera cuantitativa, ayuda a evaluar la roca ya sea para tener en cuenta en la realización de obras civiles o mineras. Mencionando

ciertos parámetros como resistencia de la roca, discontinuidades, presencia de agua y alteraciones.

Índice de calidad de la roca (RQD) plateada por Deere en 1967, con la finalidad de proponer un tipo de sostenimiento en Base a esta calidad de roca. Este parámetro se obtiene de testigos con trozos superiores a 10 cm par cierta longitud del testigo. El resultado se presenta en porcentaje.

$$RQD = \frac{\text{longitud de trozos de testigos} > 10\text{cm}}{\text{Longitud total del sondeo}} * 100$$

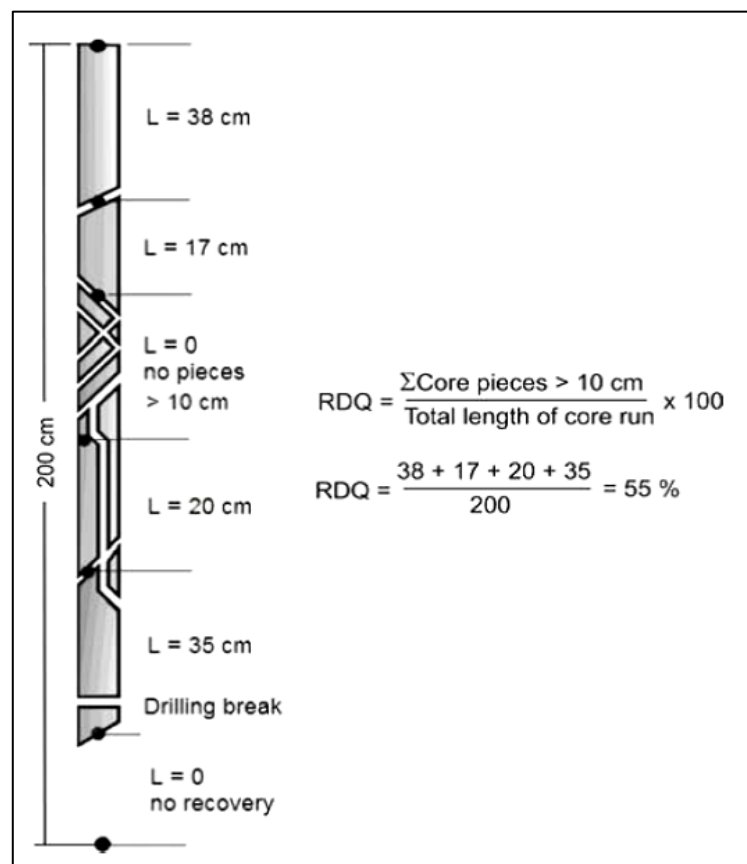


Figura 1: Medida y cálculo del RQD (Practical Rock Engineering, Hoek, 2007).

Fórmula Matemática de Palmstrom, Número de fisuras por metro cúbico (J_v), determinadas al realizar el levantamiento litológico - estructural. En campo esta ecuación es la más usada.

$$RQD = 115 - 3.3 * j_v$$

J_v : Numero de juntas

La fórmula Matemática en función a la cantidad de fisuras por metro línea que se puede apreciar en la roca. El enfoque planteado por Hudson (1989) al momento que se requiera obtener el cálculo del RQD se centra en el conteo de fisuras por metro lineal, en el área de la operación minera.

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

$$\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ de fracturas}}{\text{Espaciamiento}}$$

Índice RMR (Rock Mass Rating) replanteadada por el mismo autor en Bieniawski 1989. Permite realizar una evaluación de la roca de manera directa, tomando en cuenta ciertos parámetros.

1. Resistencia a la compresión simple de la roca

Tipo de roca	Resistencia a compresión simple (MPa)		
	Minima	Máxima	Media
Creta	1	2	1,5
Sal	15	29	22
Carbón	13	41	31
Limolita	25	38	32
Esquisto	31	70	43
Pizarra	33	150	70
Lutita	36	172	95
Arenisca	40	179	95
Marga	52	152	99
Mármol	60	140	112
Caliza	69	180	121
Dolomia	83	165	127
Andesita	127	138	128
Granito	153	233	188
Gneis	159	256	195
Basalto	168	359	252
Cuarcita	200	304	252
Dolerita	227	319	280
Gabro	290	326	298
Taconita	425	475	450
Silice	587	683	635

Figura 2: Resistencias medias de algunas rocas, según Bieniawski 1973.

Tobas	10-46
Andesitas	200-320
Granitos	170-230
Granodioritas	80-250
Dioritas	180-245
Lutitas	30-70
Areniscas	55-140
Conglomerados	50-200
Brechas	15-81
Recristalizaciones (Cuarcita/Caliza)	100-250/80-140

Figura 3: Resistencia a la compresión simple en roca intacta. Según Hoek y Brown, 1997. (Salinas, 2018)

2. Índice de la Calidad de la Roca – RQD

Tabla 1:
Calidad de la roca

RQD (%)	Rock Quality
<25	Very poor
25-50	Poor
50-75	Fair
75-90	Good
90-100	Excellent

Calidad de la roca desde muy pobre hasta excelente, desde 0 a 100%.

Fuente: (Bieniawski, 1989) *Engineering Rock Mass Classifications*

3. Espaciamiento de Juntas.

(Bieniawski, 1989) habla sobre el espaciamiento entre las juntas e indica que el espaciamiento tiene cierta influencia sobre la masa rocosa. La estabilidad y la discontinuidad son directamente proporcional, es decir, entre mayor espaciamiento entre juntas exista, se tiene una mejor resistencia.

Tabla 2
Valores de espaciamiento entre juntas

DESCRIPCION DE ESPACIAMIENTO	ESPACIO ENTRE JUNTAS	TIPO DE MACIZO ROCOSO	Valor

Muy grande	>2 m	Solido	20
Grande	0.6 - 2 m	masivo	15
Medio	200 - 600 mm	En bloques	10
Pequeño	60 - 200 mm	Fracturado	8
Muy pequeño	< 60 mm	Machacado	5

Descripción de espaciamiento entre juntas y su respectivo valor, según (Bieniawski, 1989)

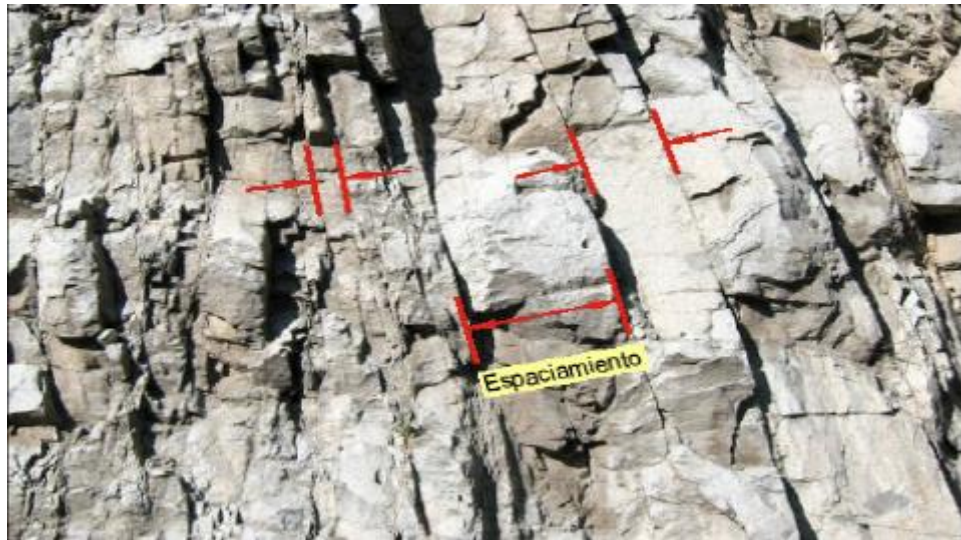


Figura 4: Espaciamiento entre juntas en el macizo rocoso

4. Condición de Juntas.

- Apertura: es la distancia de separación de un fractura o diaclasa.

Tabla 3 Apertura de Juntas

Descripción	Separación
Abierta	> 5 mm
Moderadamente abierta	1 - 5 mm
Cerrada	0.1 - 1 mm
Muy cerrada	< 0.1

La tabla muestra la clasificación de la apertura de juntas, según (Bieniawski, 1989)

- Tamaño o persistencia: es la extensión de una falla o fractura. Cuanto más grande es la persistencia, la resistencia aumenta.

- Rugosidad: Se consideran cinco categorías: muy rugosa,

rugosa, ligeramente rugosa, suave y espejo de falla o lisa.

- Alteración

- Relleno: Se define por su espesor, tipo de material, consistencia y continuidad.

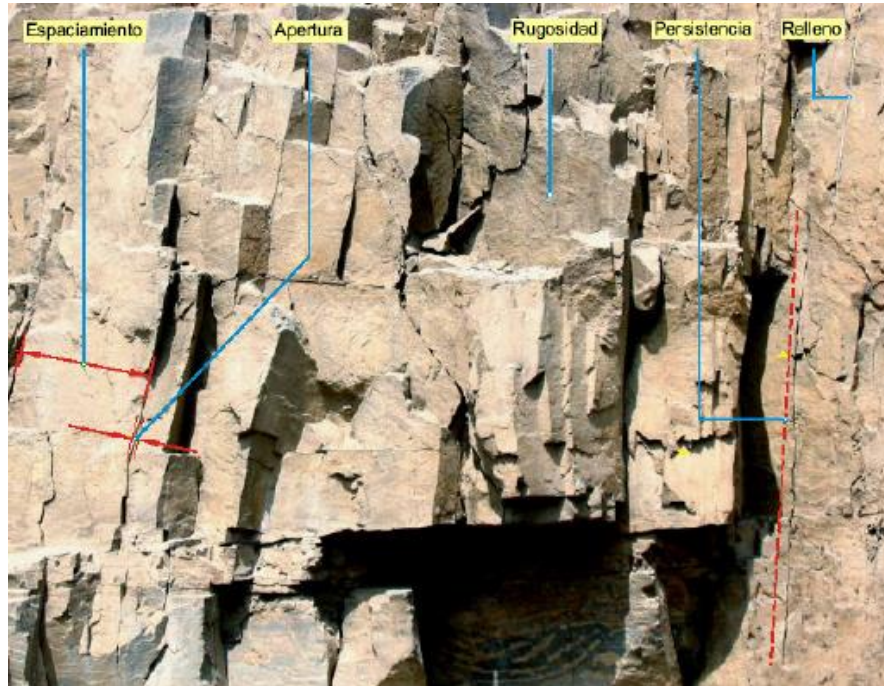


Figura 5: Condición de Juntas

5. Presencia de Agua. Según (Ramírez y Alejano,2004) el agua influye negativamente en el macizo rocoso, ya que, el agua en las diaclasas se convierte en un lubricador debido a que puede arrastrar al relleno existente y por ende permitir una baja resistencia en la roca. Se clasifica en criterio que se utilizará será el siguiente: Seco, ligeramente húmedo, mojado, goteando y fluyendo.



Figura 6: Presencia de agua en el túnel

6. Orientación de las discontinuidades. Según (Bieniawski ,1989) la orientación de discontinuidades es un factor se suma importante al momento de elegir el tipo de sostenimiento que se deba de usar.

Tabla 4
Orientación de discontinuidades

RUMBO PERPENDICULAR AL EJE DEL TÚNEL				RUMBO PARALELO AL EJE DEL TÚNEL		BUZAMIENTO 0°-20° (Independiente del rumbo)
DIRECCIÓN SEGÚN BUZAMIENTO		DIRECCIÓN CONTRA BUZAMIENTO		Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	
Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable

En la tabla se observa la orientación de las discontinuidades, dependiendo del buzamiento y la dirección de la labor se estima si es favorable o desfavorable. Engineering Rock Mass Classifications (Bieniawski, 1989)

Tabla 5
Determinación el macizo rocoso

Valor total del RMR	81-100	61-80	41-60	21-40	<20
Clase Número	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy Bueno	Bueno	Medio	Malo	Muy Malo

Se observa el valor del RMR y de acuerdo a ello se describe, desde roca muy mala hasta roca muy buena.

Diseño de malla de perforación

Para el diseño de malla, se toma en cuenta algunos elementos que son fundamentales para una buena voladura. En primer lugar, el diseño y distribución de taladros de perforación, en cuanto a una malla establecida, la selección del explosivo adecuado y secuenciamiento de salida del disparo. En la minería subterránea a diferencia de la minería superficial, se caracteriza por que la roca in situ se encuentra confinada y para que se pueda extraer requiere de una cara libre adicional.

Voladura de túneles

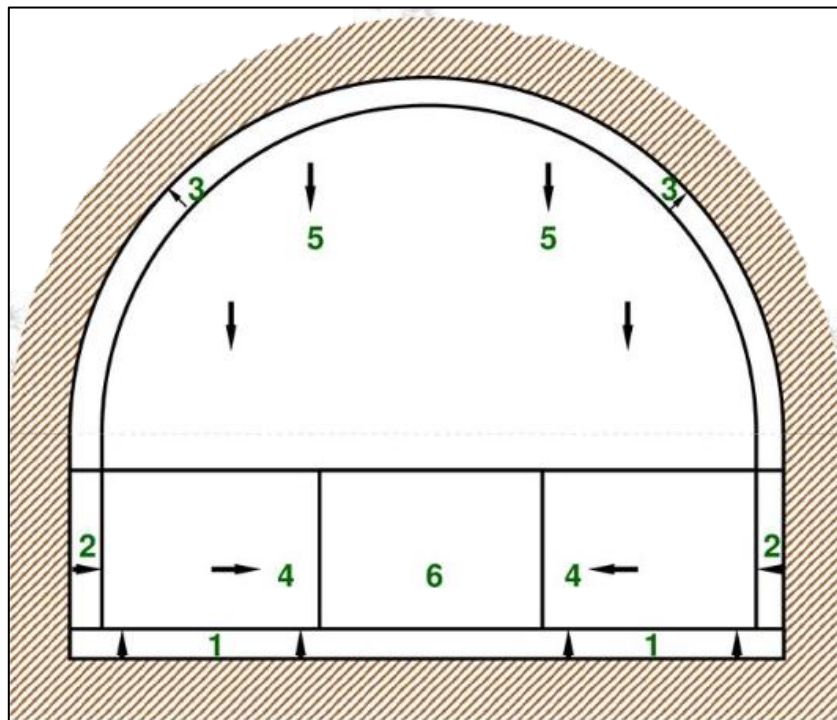


Figura 7: Diagrama de un frente de un túnel

1. aladros de Piso (arrastres)
2. Taladros Cuadradores (flancos)
3. Taladros de Contorno (alzas al techo)
4. Taladros Auxiliares (horizontales)
5. Taladros Auxiliares (verticales)

6. Taladros de Corte o Arranque

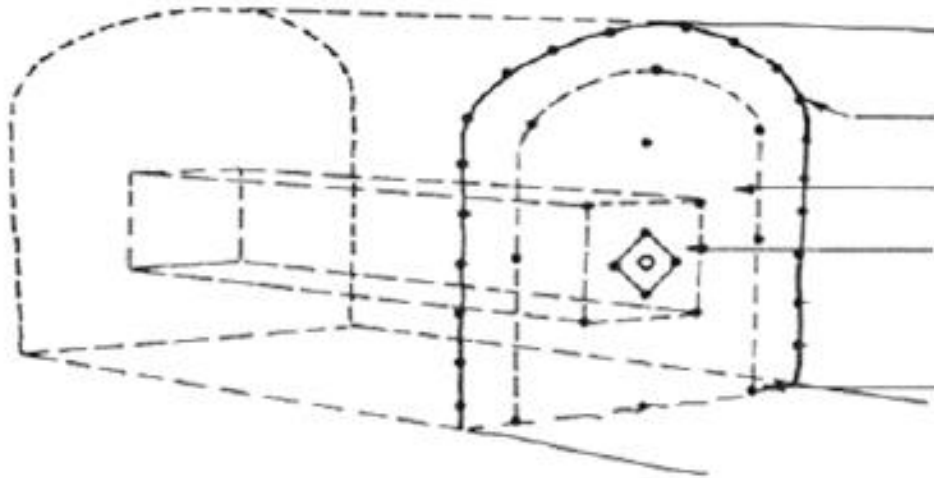


Figura 8: *Diferentes secciones en el interior de voladura:*

Distribución y denominación de Perforación (Bernaola et al., 2013)

TIROS DE ALIVIO: Se realiza con la intención de generar una cara libre adicional, para que permita la expansión del material volado. Estos taladros no son cargados con explosivos.

ARRANQUE O CUELES (RAINURAS): Estas perforaciones son los primeros en salir, ellos forman la cavidad inicial. Por lo general se cargan de 1,3 a 1,5 veces más que el resto.

AYUDAS (AUXILIARES): Son las perforaciones que rodean a las perforaciones de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. Sirven de apoyo a los tiros de arranque y son los encargados de fragmentar gran parte de la roca a remover. De acuerdo a la dimensión del frente varía su número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contracueles), segunda y terceras ayudas (taladros de descarga, destroza o franqueo). Salen en segundo término.

CUADRADORES (CAJAS): Son las perforaciones laterales (hastiales) que forman los flacos del túnel.

ALZAS O TECHOS (CORONA): Son los que forman el techo del túnel. También se les denominan perforación de la corona. En tronadura de recorte o Smooth blasting se disparan juntos alzas y cuadradores, en forma instantánea y al final de toda la ronda, denominándolos en general, “perforación periférica”.

ARRASTRE O PISO (ZAPATERAS) Son los taladros realizados en el piso del túnel o galería;

se disparan al final de toda la ronda. Limitan la excavación y mueven el material ya tronado con el fin de facilitar el carguío.

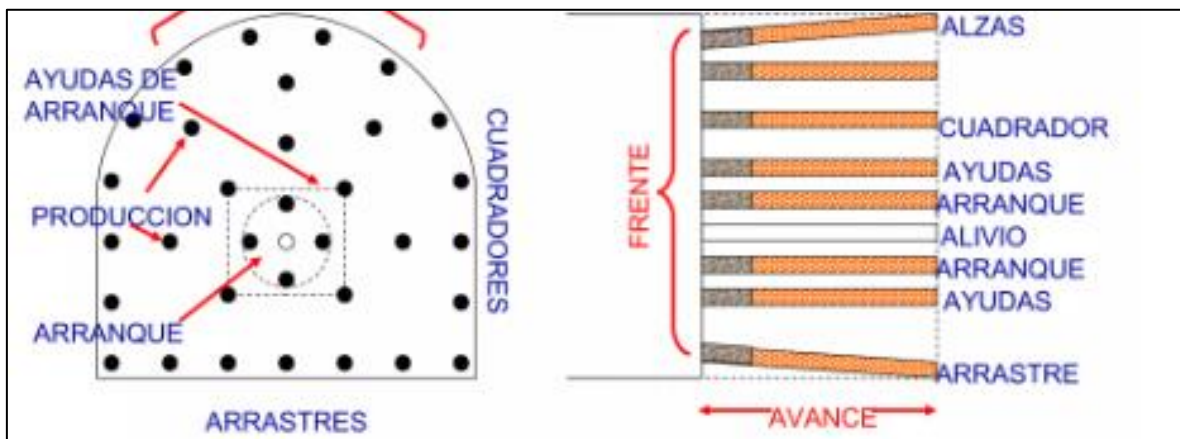


Figura 9: *Diseño de malla de perforación*

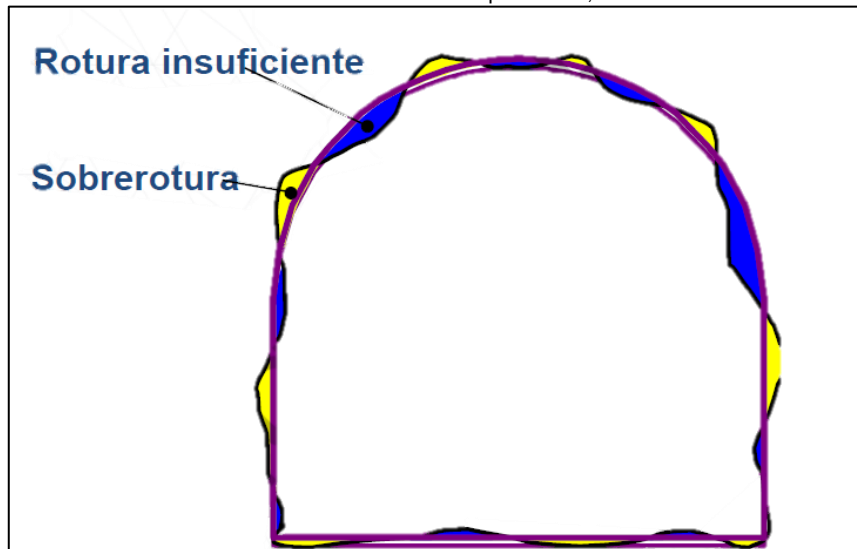


Figura 10: Contorno de una labor luego del disparo

CALCULO DEL NUMERO DE TALADROS

El número de taladros que se requieren para un frente de voladura dependen del tipo de la roca, del grado de confinamiento, el tipo de fragmentación que se quiere obtener, el diámetro de la broca a usar. En resumen, la cantidad de taladros varían en función de la roca requeridas para una voladura

METODO PRACTICO PARA CALCULO DE NUMERO DE TALADROS

$$\#Tal = \left(\frac{P}{dt} \right) + \left(\frac{c}{S} \right)$$

$$P = 4 * \sqrt{4S}$$

$$S = b * h * \left(\frac{11}{12} \right)$$

Donde:

P: es el perímetro de la sección $P = \text{raíz de } A * 4$

dt: distancia entre taladros de la periferia

c: factor de carga

S: sección en m2

Tabla 6
Tipo de roca con parámetros de constante de roca y distancia de taladros

Tipo de Roca	K o dt		E o c	
Dura	0.44	0.55	2	2.5
Intermedia	0.6	0.65	1.5	1.7
Suave	0.7	0.75	1	1.2

En la tabla se muestran los parámetros de roca, los cuales indican "dt" distancia entre taladro y "C" que es constante de roca, estos parámetros varían de acuerdo la dureza de roca representados en dura, intermedia y suave. Fuente Propia

DIAMETRO EQUIVALENTE (DH)

Si se utiliza más de un taladro vacío, se debe calcular el diámetro equivalente de un solo taladro vacío el cual contenga el volumen de todos los taladros vacíos.

$$DH = dH * \sqrt{N}$$

donde:

DH = Diámetro equivalente de un solo taladro vacío (mm)

dH = Diámetro de los taladros vacíos (mm)

N = Número de taladros vacíos

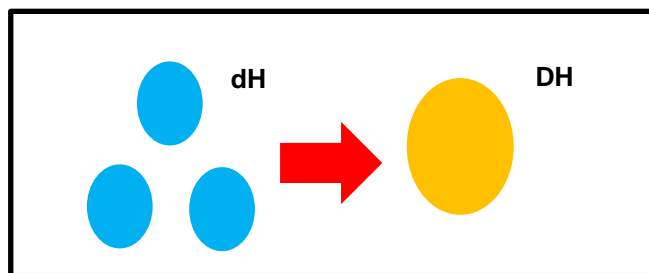


Figura 11: Diámetro equivalente, derivado de los diámetros de los taladros vacíos

FORMULISMO PARA DISEÑO DE MALLA

Burden: Es la distancia perpendicular desde el centro del taladro de alivio hacia el primer taladro cargado.

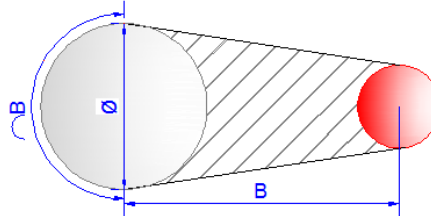


Figura 12: *Burden, distancia desde taladro de alivia hacia primer taladro*

El primer cuadrado de taladros de arranque se localiza a una distancia B1 del centro. según Langefors y Kilhtromeste (1963) no debe ser mayor a 1.7 veces el diámetro equivalente DH. Por lo general el rango es de 1.5 a 1.7 multiplicado el diámetro equivalente. Por lo tanto, se tiene que si la desviación de perforación oscila entre 0.5% y 1 % se usará la fórmula del burden equivalente. Pero si la desviación es mayor al 1% se tiene que usar la formula del burden práctico.

$$Be = 1.7 * DH$$

$$Bp' = 1.7 * DH - F$$

Donde:

Bp` : Burden para taladros de arranque

DH: diámetro equivalente (m)

F: máxima desviación de la perforación (m)

$$F = \alpha * L + \beta$$

α : desviación angular (mm)

β : desviación del collar o empate

H: profundidad del taladro

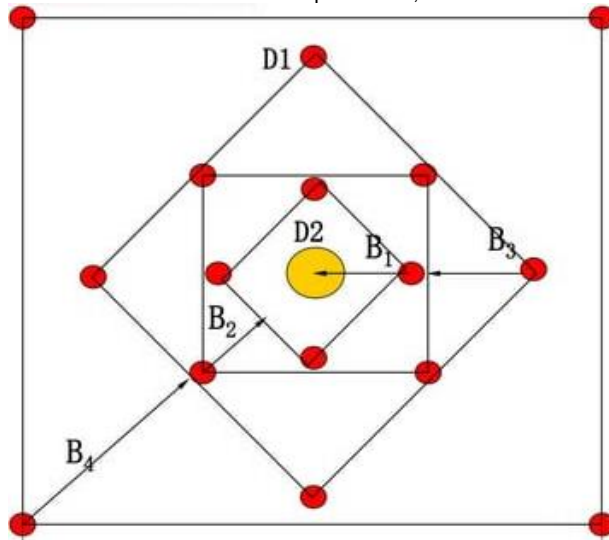


Figura 13: Distribución de arranque con Burden y Espaciamiento (D)

Radio: La distancia o radio desde el centro exacto del corte se llamará R.

$$R1 = B1$$

Espaciamiento (E): el valor de Sc denota el tamaño del corte, espaciamiento o la distancia entre taladros dentro del cuadrado.

$$SC1 \text{ o } E = Bp' * \sqrt{2}$$

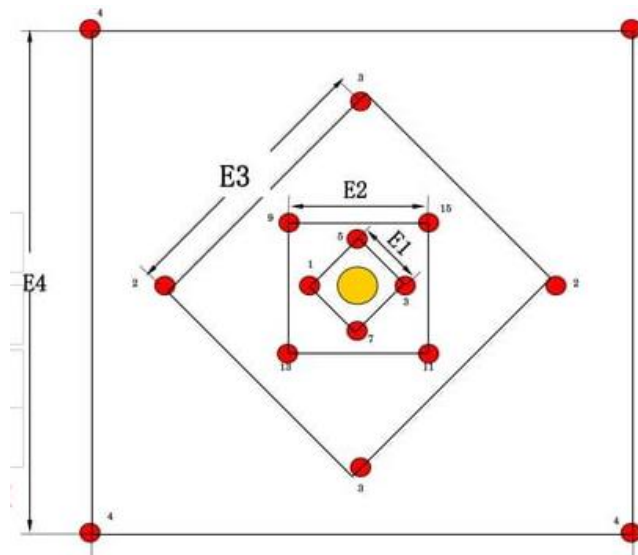


Figura 14: Espaciamiento en cada cuadrante

Tabla 7
Burden y espaciamento

SECCION DE CORTE	VALOR DEL BURDEN	ESPACIAMIENTO
PRIMERA	$B1=1.5*D1$	$E=B1*\sqrt{2}$
SEGUNDA	$B2=B1*\sqrt{2}$	$E=1.5*B2*\sqrt{2}$
TERCERA	$B3=1.5*B2*\sqrt{2}$	$E=1.5*B3*\sqrt{2}$
CUARTA	$B3=1.5*B3*\sqrt{2}$	$E=1.5*B4*\sqrt{2}$

En la tabla se observa formulismo usado para determinar el burden y espaciamento de los cuadrantes de una malla de perforación

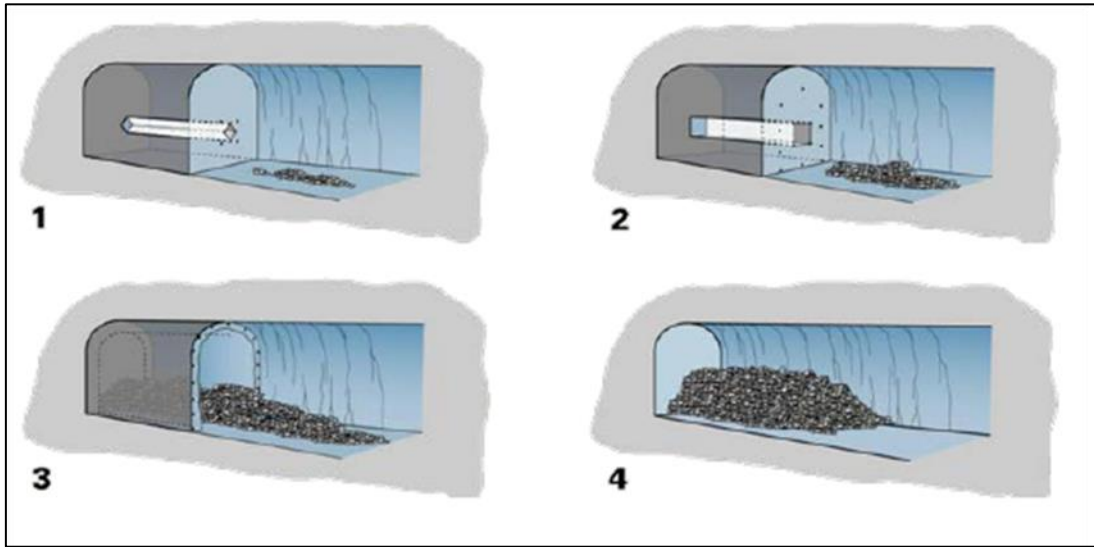


Figura 15: Secuencia de iniciación de voladura (Atlas Copco)

(Holmberg et al. 1993) El avance está restringido por el diámetro del taladro de alivio o taladro vacío y por la desviación de los taladros. Un buen ahorro de costos demanda la utilización máxima de la profundidad completa del taladro.

Lopez, J, C. (2003) indica, referente a la condición de avance medio de la desviación “ Φ ” tiene que ser menor o igual a 2 cm/m.

$$\Phi = R/L$$

Donde:

R=desviación total de perforación

$$R = (1 + 1.3 * L^2 + 0.64 * L^3)^{1/2}$$

El avance que se espera obtener por disparo debe ser mayor del 95% de la profundidad del taladro de lo contrario la perforación será muy costosa. Todos estos factores tienen que estar en metros

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

$$I = 95\% * L$$

BURDEN PARA LAS PERFORACIONES EN LA MALLA

Mediante la siguiente formula “15” se determina si la carga puede romper los bordos o burden de cada cuadrante. Es decir, para el burden de los taladros auxiliares o de producción, taladros de arrastre y contornos.

$$B = 0.012 * \left(\frac{2SGe}{SGr} + 1.5 \right) * De$$

donde:

S = Espaciamiento

B = Burden (m)

T = Taco (m)

SGe = Densidad del Explosivo (g/cm³)

SGr = Densidad de Roca (g/cm³)

De = Diámetro del Explosivo (mm)

Tabla 8
Burden y Taco en diferentes zonas del túnel

	Taladros auxiliares	taladros de arrastre	taladros de contorno
Espaciamiento	1.1*B	1.1*B	1.1*B
Taco	0.5*B	0.2*B	B

Se observa en la forma de cómo se puede obtener el espaciamiento y taco para los taladros auxiliares, de arrastre y contorno. Esto en función del Burden usado para las respectivas zonas de la malla de perforación. Elaboración Propia.

Tabla 9
Revisión para el numero de cuadrantes

Cuadrante N°	1	2	3	4
B=	1.5*DH	B1*√2	1.5*B2*√2	1.5*B3*√2
Sc (E)=	B1*√2	1.5*B2*√2	1.5*B3*√2	1.5*B4*√2
REVISAR	Sc≥√L	Sc≥√L	Sc≥√L	Sc≥√L

Se observa Burden, Espaciamiento y Revisión para determinar el numero de cuadrantes que se obtendrapa para la malla de perforación.

CALCULO DE CONCENTRACION LINEAL DE EXPLOSIVO

La concentración lineal de carga o explosivo se refiere al proceso de establecer cuanto material explosivo es necesario utilizar por unidad de longitud de un taladro de perforación para lograr una fragmentación adecuada de la roca. Normalmente se expresa en Kg/m

$$Dq = 55 * dH * \left(\frac{Bmax}{DH}\right)^{1.5} * \left(Bmax - \frac{DH}{2}\right) * \left(\frac{c}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{RWS \text{ Explosivo}}\right)$$

$$C = (0.8784 * CE + 0.0052)$$

Donde:

q = Concentración de carga lineal (kg/m)

dH = Diámetro de taladro de perforación (m)

Bmax = Burden máximo (m)

DH = Diámetro equivalente (m)

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo

C = Constante de roca

CE = Consumo específico de Explosivo

$$CE = \frac{0.56 \times \delta r * \tan\left(\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

Donde:

δr = Densidad de la roca (Tn/m³)

RQD = Parámetro geomecánico (%)

GSI = Parámetro geomecánico

Longitud de carga y longitud de taco

$L_c = (\text{profundidad del taladro} - \text{longitud de taco})$

$$L_c = L - T$$

Longitud de taco (T) = (10 x dH)

Cálculo de numero de cartuchos por taladro para el primer cuadrante “N° cart”

$$N^{\circ} \text{cart} = \frac{Dq \times Lc}{\text{peso del cartucho}}$$

Donde:

Dq = Carga lineal o densidad de carga (kg/m)

Lc = Longitud de carga (m)

Peso del cartucho en Kg

Carga explosiva por taladro “Qt”

$$Qt = Lc * Dq$$

I. PRIMER CUADRANTE

a) Burden Máximo para el primer cuadrante

$$B_{max} = 8.8 * 10^2 * \sqrt{\frac{Dq * E * PRP}{dH * c}}$$

Donde:

Densidad de Carga Dq

Diámetro del Taladro de Producción dH (\varnothing_p)

Constante de Roca c

Ancho de Apertura o espaciamiento

PRP Explosivo Usado PRP

b) Burden Práctico

$$Bp'1 = B_{max} - F$$

$$F = \alpha * L + \beta$$

Donde:

Error de Perforación F

Desviación Por Perforación α

Desviación Por Empate β

Profundidad de Taladro Calculada L

c) Densidad de Carga para primer cuadrante q1

$$Dq1 = \frac{32.3 * dH * c * B_{max}}{PRP \text{ explo} * \text{sen} \left(\tan^{-1} \left(\frac{E}{2B_{max}} \right) \right)^{1.5}}$$

d) Espaciamiento para primer cuadrante E1

$$E1 = \left(\frac{Bp'}{\sqrt{2}} + Bp'1 \right) * \sqrt{2}$$

e) Longitud de carga y longitud de taco para el primer cuadrante

$$Lc = (\text{profundidad del taladro} - \text{longitud de taco})$$

$$Lc = L - T$$

$$\text{Longitud de taco (T1)} = (10 \times dH)$$

f) Cálculo de numero de cartuchos por taladro para el primer cuadrante “N° cart”

$$N^{\circ} \text{cart} = \frac{Dq1 \times Lc}{\text{peso del cartucho}}$$

II. SEGUNDO CAUDRANTE

a) Burden Máximo para el segundo cuadrante

$$Bmax = 8.8 * 10'2 * \sqrt{\frac{Dq * E1 * PRP}{dH * c}}$$

Donde:

Densidad de Carga Dq

Diámetro del Taladro de Producción dH (Øp)

Constante de Roca c

Ancho de Apertura o espaciamiento E1

PRP Explosivo Usado PRP

b) Burden Práctico

$$Bp'2 = Bmax - F$$

c) Densidad de Carga para el segundo cuadrante q2

$$Dq2 = \frac{32.3 * dH * c * Bmax}{PRP \text{ explo} * \text{sen} \left(\tan^{-1} \left(\frac{E1}{2Bmax} \right) \right)^{1.5}}$$

d) Espaciamiento para el segundo cuadrante E2

$$E2 = \left(\frac{\left(\frac{Bp'}{\sqrt{2}} + Bp'1 \right)}{\sqrt{2}} + Bp'2 \right) * \sqrt{2}$$

e) Longitud de carga y longitud de taco para el tercer cuadrante

$$Lc = (\text{profundidad del taladro} - \text{longitud de taco})$$

$$Lc = L - T$$

$$\text{Longitud de taco (T1)} = (10 * dH)$$

f) Cálculo de numero de cartuchos por taladro para el segundo cuadrante

“N°cart2”

$$N^{\circ}cart2 = \frac{Lc - (0.5 * Bmax)}{L \text{ cartucho}}$$

Donde:

LC = Longitud de carga (m)

Bmax = Burden máximo (m)

L cartucho = longitud del cartucho (m)

III. TERCER CUADRANTE

a) Burden Máximo para el tercer cuadrante

$$B_{max} = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{Dq * E2 * PRP}{dH * c}}$$

Donde:

Densidad de Carga Dq

Diámetro del Taladro de Producción dH (Øp)

Constante de Roca c

Ancho de Apertura o espaciamiento E2

PRP Explosivo Usado PRP

b) Burden Práctico

$$Bp'2 = B_{max} - F$$

c) Densidad de Carga para el tercer cuadrante Dq3

$$Dq3 = \frac{32.3 * dH * c * B_{max}}{PRP \text{ explo} * \left(\tan^{-1} \left(\frac{E2}{2B_{max}} \right) \right)^{1.5}}$$

d) Espaciamiento para el tercer cuadrante E3

$$E3 = \left(\frac{\left(\frac{Bp'1}{\sqrt{2}} + Bp'1 \right)}{\sqrt{2}} + Bp'2 \right) + Bp'3 * \sqrt{2}$$

e) Longitud de carga y longitud de taco para el tercer cuadrante

$$L_c = (\text{profundidad del taladro} - \text{longitud de taco})$$

$$L_c = L - T$$

$$\text{Longitud de taco (T1)} = (10 \times dH)$$

f) Cálculo de numero de cartuchos por taladro para el tercer cuadrante “N° cart”

$$N^{\circ} \text{cart3} = \frac{L_c - (0.5 * B_{max})}{L \text{ cartucho}}$$

Donde:

LC = Longitud de carga (m)

Bmax = Burden máximo (m)

L cartucho = longitud del cartucho (m)

$$N^{\circ} \text{cart3} = \frac{(LC - (0.5 \times B_{max}))}{L \text{ cartucho}}$$

IV. TALADROS EN ARRASTRE

a) Burden Máximo en taladros de arrastre

$$B_{max} = (0.9 * \sqrt{\frac{Dq * RWSE_{Explosivo}}{C * f * (\frac{E}{B})}}$$

Para taladros en arrastre, tiene que trabajar con una constante de roca corregida “c”.

Para ello se trabaja con la condición de del Burden práctico

$$B_{max} \leq 0.6 L$$

$$C' = c + 0.05 \quad B > 1.4$$

$$C' = c + 0.07 \quad B < 1.4$$

Tabla 10
Factor de Fijación

Constante y/o valores de fijación		
Dirección de salida de los taladros	Fact. de fijación	Relación. (S/B)
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25

Factor de Fijación y Relación entre Espaciamiento y Burden. Fuente: Manual de P y V Lopez Jimeno

Donde:

B_{max} = Burden máximo de taladros de arrastre (m)

q = Carga lineal (kg/m)

C = Constante de roca

f = Factor de fijación

E/B = Relación burden espaciamiento

En el caso de los taladros de arrastre, es importante tener en cuenta la inclinación o ángulo de realce para garantizar un espacio adecuado. Es común utilizar un ángulo de 3 grados para un avance proyectado de 3 metros, lo cual equivale a aproximadamente 5 cm de incremento por cada metro de avance. Sin embargo, es necesario considerar las características específicas del equipo utilizado en la operación minera, ya que esto también puede influir en el ángulo requerido.

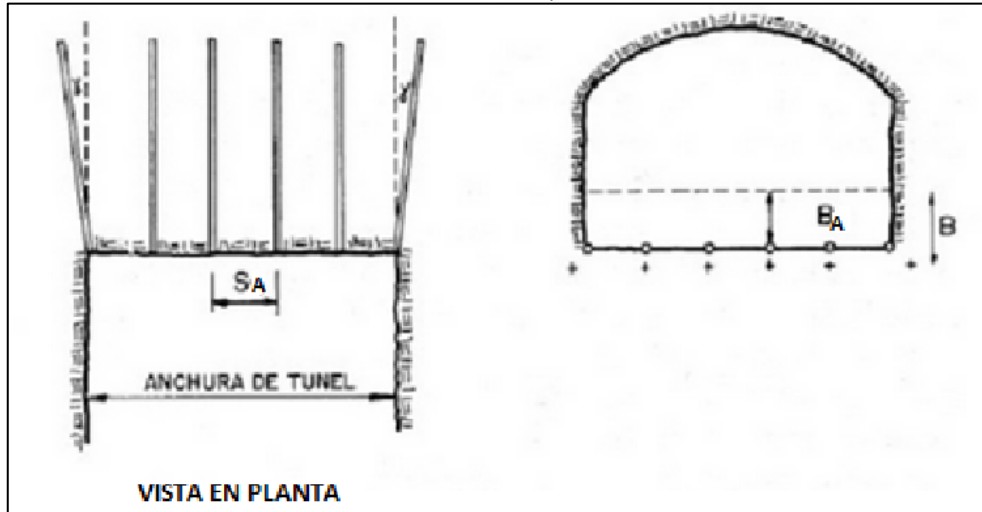


Figura 16: Desviación de los taladros de contorno
Fuente: Manual de P y V Lopez Jimeno

b) Cálculo del burden practico $Bp'a$

$$Bp'a = Bmax - (L * sen\gamma) - F$$

Donde:

$Bp'a$ = Burden practico de arrastre (m)

$Bmax$ = Burden máximo de taladros de arrastre (m)

L = Profundidad del taladro (m)

γ = Angulo de desviación (°)

F = Máxima desviación de la perforación (m)

c) Obtención del número de taladros para el arrastre ($Ntal'a$)

$$Ntal'a = \left[\frac{Ancho\ labor + (2 * L * sen\gamma)}{BmaxArrastre * \left(\frac{E}{B}\right)} + 2 \right]$$

d) Espaciamiento entre los taladros de arrastre

$$E = \left[\frac{\text{Ancho labor} + (2 * L * \text{sen} \gamma)}{\text{Ntal}'a - 1} \right]$$

Donde:

L = Profundidad del taladro (m)

Y = Angulo de desviación (°)

Ntal'a = Número de taladros en el arrastre

e) Cálculo de espaciamento práctico para taladros de las esquinas (Ee)

$$Ee = (E - L * \text{sen} \gamma)$$

f) Longitud de carga de fondo "Lf" y longitud de columna de carga "Lc"

$$Lf = 1.25 * Bmax$$

$$Lc = [L - Lf - 10 * dH]x0.75$$

g) Longitud de carga total

$$Ltc = Lf + Lc$$

h) Numero o cantidad de cartuchos necesarios por taladro "N° cart"

$$N^{\circ} \text{cart} = \left[\frac{LC - (0.5 * Bmax)}{L \text{cartucho}} \right]$$

V. TALADROS DE CORONA**a) Burden Máximo para taladros de corona**

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

b) Cálculo de espaciamiento entre taladros de corona con voladura de recorte

$$E = (K * dH)$$

c) Cálculo del Burden Práctico en la corona

$$Bp'c = \left[\left(\frac{E}{0.8} \right) - (L * \text{sen} \gamma) - (F) \right]$$

Donde

Bp'c = Burden practico de corona (m)

Bmax = Burden máximo de taladros de corona (m)

L = Profundidad del taladro (m)

Y = Angulo de desviación (°)

F = Máxima desviación de la perforación (m)

d) Numero de taladros en la corona

$$N_{tal\ c} = \left(\frac{Ancho\ Labor}{B_{max}} \right) + 1$$

e) Concentración de carga o densidad de carga

$$Dq = (90 * dH^2)$$

Donde:

Dq = Concentración de carga (kg/m)

dH = Diámetro de taladro de perforación (m)

f) Numero de cartuchos por taladro

$$N_{cart} = \frac{LC \times q}{Peso \text{ Cartucho}}$$

VI. TALADROS EN HASTIALES

a) Cálculo de Burden máximo

$$B_{max} = (0.9 * q * \frac{RWSE_{Explosivo}}{C * f * (\frac{E}{B})})^{\frac{1}{2}}$$

Donde:

Bmax = Burden máximo de taladros de hastiales (m)

q = Carga lineal (kg/m)

C = Constante de roca

f = Factor de fijación

S/B = Relación burden espaciamento

b) Burden Practico

$$B_{p'h} = [B_{max} - (L * sen\gamma - F)]$$

c) Área disponible

$$H_d = (H_a - B_{practico \text{ arrastre}} - B_{practico \text{ corona}})$$

Donde:

Hd = Área disponible (m)

Ha = Altura de la labor (m)

d) Número de taladros en hastiales

$$N_{tal'h} = \left[\frac{Hd}{(B_{max}) * \left(\frac{E}{B}\right)} + 1 \right]$$

Donde

Hd = Área disponible (m)

Bmax = Burden máximo de hastiales

S/B = Relación burden espaciamento se usa el valor de 1.25

e) Cálculo de espaciamento

$$E = \left(\frac{Hd}{N_{tal'h}} \right)$$

f) Cartuchos por taladro

$$N_{cart} = \left(\frac{LC(0.5 * B_{max})}{L_{cartucho}} \right)$$

VII. TALADROS EN AYUDA DE CORONA O DESTROZA, AYUDA DE HASTIALES Y ARRASTRE

a) Burden máximo para ayuda de corona

$$B_{max} = (0.9 * \sqrt{q * \frac{RWSE_{Explosivo}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}})$$

Donde:

Bmax = Burden máximo de taladros de hastiales (m)

q = Carga lineal (kg/m)

C = Constante de roca

f = Factor de fijación

S/B = Relación burden espaciamento

b) Burden Práctico para taladros de ayuda de corona

$$Bp = Bmax - Lseny - F$$

$$N_{ayuda'c} = \left[\frac{Ad}{Bmax * E/B} + 2 \right]$$

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

General: ¿Cómo influye el diseño de una malla de perforación en el avance lineal de la rampa Brenda?

Específica:

- a. ¿Mediante el diseño de una malla de perforación se va a reducir factor de carga de explosivo usado en la Rampa Brenda, en la minera Santa Bárbara?
- b. ¿Con la aplicación de un nuevo diseño de una malla de perforación se incrementará el avance en la Rampa Brenda, en la unidad minera Santa Barbara?
- c. ¿Al diseñar y optimizar la malla de malla de perforación, se reducirá el número de taladros en la rampa Brenda, en la unidad minera Santa Bárbara?
- d. ¿El diseño de malla de perforación permite optimizar recursos?

1.3. OBJETIVOS

1.3.1. Objetivo General

Diseñar una malla de perforación que permita mejorar el avance en la Rampa Brenda, en la unidad minera Santa Bárbara

1.3.2. Objetivo específico

- a) Reducir el factor de carga mediante la aplicación de un nuevo diseño de malla de perforación
- b) Reducir el número de taladros y numero de cartuchos usados en el frente de perforación en la Rampa Brenda, de la unidad minera Santa Bárbara.
- c) Aumentar el avance de la Rampa Brenda, mediante la aplicación del diseño de una nueva malla de perforación
- d) Reducir costos de perforación y voladura usando el nuevo diseño de malla de perforación

1.4. HIPÓTESIS

Con el diseño de una malla de perforación se logrará mejorar el avance en la rampa Brenda y optimizar recursos, en la unidad minera Santa Bárbara.

CAPÍTULO II: METODOLOGÍA

El presente estudio tiene un enfoque de investigación cuantitativo, ya que, como lo menciona (Hernández et al., 2014) este enfoque es probatorio y secuencial, es decir que cada etapa se tiene que respetar. Por otro lado, la investigación cuantitativa permite obtener y reunir información que se recolecta de diferentes formas y fuentes. Además de que mediante este enfoque se puede medir, cuantificar, expresar en cifras, los parámetros de estudio de una población. Para el presente estudio se realizaron mediciones y recolección de datos para un posterior análisis de las operaciones en la Rp Brenda, los mismos que van a servir para determinar si la hipótesis que se ha planteado es veraz o falsa.

(Hernández et al., 2014) El alcance de una investigación trata de enfocarse ya sea en representar ciertos fenómenos, sucesos o situaciones. Por lo que esta tesis se determina como un nivel descriptivo ya que pretenden medir o recoger información de las variables de tesis.

Este estudio, según su investigación es de tipo experimental, porque tiene como objeto de estudio determinar cómo influye la manipulación de la variable independiente sobre la variable dependiente en una cierta población (Hernández et al., 2014). El mismo autor señala también que la variable se refiere a una característica, factor o elemento que se puede modificar y medir. Los mismos que son la esencia del estudio. Para esta tesis se identificó como variable independiente la malla de perforación y como variable dependiente el avance en la Rp Brenda.

El propósito de esta investigación es aplicada porque tiene como objetivo resolver la problemática surgida en el estudio, además genera la búsqueda y consolidación del conocimiento para su aplicación y, por ello, el enriquecimiento del desarrollo cultural y científico.

Población

En la presente tesis, se toma como población los diseños de malla, utilizados en el proyecto de Rampas Brenda y Santa Barbara las en las cuales la distribución de taladros varía en cantidad de 42 a 46 taladros con una barra de perforación de 12 pies, ambas rampas de sección 4.5m x 4.5m de ancho por alto, de la unidad minera Santa Barbara.

Muestra

La muestra para este estudio se basa en el diseño de malla de perforación con 42 taladros usado para perforación con barra de 12 pies en el frente de trabajo de la Rampa Brenda de 4.5 x 4.5 metros.

Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Las técnicas que se usara en este estudio se relacionan con la observación directa que implica observar de manera directa y registrar los datos obtenidos del proceso de voladura. Por otro lado, la siguiente técnica usada es la revisión documentaria, como lo son documentos escritos, libros, publicaciones científicas, y revisión de estudios de otros autores.

Técnicas de recolección de datos

- Revisión bibliográfica: Se socavó información del tema en mención de la tesis. De diferentes fuentes se procedió con recopilar artículos, libros, tesis enfocada al tema.
- Observación Directa: Se observo en diferentes espacios de tiempo el ciclo de minado esto se replicó durante 12 toma de datos.
 - ✓ Datos de campo
 - ✓ Registros de perforación
 - ✓ Reportes de avances
 - ✓ Reportes de voladura
- Análisis de documentos: Cuadro de recopilación de datos para extraer información
- Recopilación de información de parámetros para elaborar el nuevo diseño de malla que se requiere en la perforación.
- Simulación mediante el uso de un software

Instrumentos de recolección de datos

En esta tesis se cuenta con los instrumentos mencionados a continuación.

- Reportes de perforación y voladura, avance diario
- Cámara fotográfica
- Flexómetro

- Tablas GSI, RMR, RQD
- Datos de diseño
- Parámetros del terreno
- Parámetros de perforación y voladura
- Distribución de carga en el frente de trabajo

Tabla 11

Datos de diseño para Voladura

Datos de Diseño	
# de taladros	-
Longitud de perforación	-
Cantidad de Explosivos	-
Avance	-
Volumen Roto	-
Toneladas rotas	-

Elaboración Propia

Tabla 12
Parámetros de Perforación y Voladura

Descripción de la labor	
Ancho	-
Alto	-
Parámetros de Roca	
RMR	-
GSI	-
RQD	-
Densidad de Roca	-
Parámetros de Perforación	
Diámetro de broca	-
Diámetro de rimador	-
Longitud de Perforación	-
Parámetros de Perforación	
Densidad de explosivo	-
Dimensiones de explosivo	-

- *RMR (Rock Mass Rating): es usado cuando se requiere evaluar la calidad y estabilidad del macizo rocoso. De acuerdo a la calificación de 0-100. Cuanto mayor sea el valor de RMR, mejor será la calidad y la estabilidad de la masa de rocas.*
 - *GSI (Geological Strength Index): Se usa para tratar de darle un valor cuantitativo a la calidad de las masas de rocas, con evaluaciones detallada de las características geológicas. Con el GSI se logra estimar parámetros de resistencia y deformación de las masas de rocas, y es especialmente útil en el diseño de excavaciones subterráneas.*
 - *RQD (Rock Quality Designation): Es una medida cuantitativa que sirve para determinar la calidad de una masa de roca mediante el análisis de muestras de núcleos de perforación. Cuanto mayor sea el valor de RQD, mayor será la calidad de la roca y mejor será su resistencia.*
- Elaboración Propia*

Tabla 13
Distribución de carga

DISTRIBUCIÓN DE CARGA						Gráfico del diseño de malla
	N° Taladros	Senatel Ultrex		Senatel Pulsar		
		Peso		Peso		
		N° Cart.	Kg	N° Cart.	Kg	
Arranque	-	-	-	-	-	
2º Cuadrante	-	-	-	-		
3º Cuadrante	-	-	-	-		
4º Cuadrante	-	-	-	-		
Hastiales	-	-	-	-		
Corona	-	-	-	-		
Arrastre	-	-	-	-		

Distribución de taladros según el lugar de las perforaciones en el frente de trabajo, en la tabla se aprecia el arranque, 2º, 3º y 4º cuadrante, así como los taladros en hastiales, corona y arrastre. Elaboración Propia

Flujograma de proceso

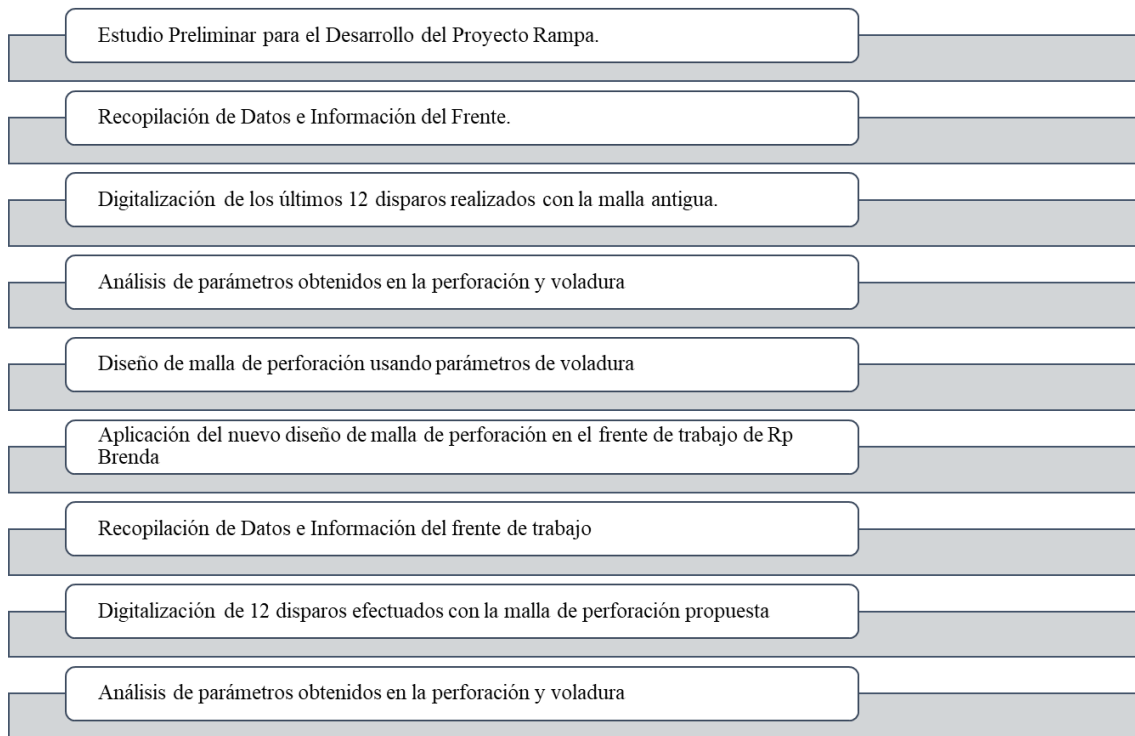


Figura 17: Flujograma de Proceso

Procedimiento

En un inicio se observó el desarrollo del ciclo de minado en la Rp Brenda, desde la perforación y voladura, pasando por la ventilación, regado, desate, sostenimiento y nuevamente la generación del ciclo de la operación desde la perforación.

La toma de datos fue efectuada durante 12 apuntes del proceso de perforación y voladura (ver tabla 18), en esta situación observacional se identificó ciertos procedimientos que retrasaban las operaciones unitarias en la Rp Brenda, y la variable con mayor influencia en el desarrollo de dicha rampa se relaciona con la variable de diseño de malla de perforación utilizada. Ya que según lo observado se evidencia sobrerotura en el techo y hastiales de la labor, lo que genera en el macizo rocoso mayor inestabilidad, y un alto nivel de riesgo hacia el personal, debido al peligro de rocas fracturadas y sueltas en la labor, además todo ello implica un mayor dilatación de tiempo en el proceso de desate de rocas sueltas, aumento de

uso pernos helicoidales y sobreconsumo de malla electrosoldada para el sostenimiento, por otro lado en la voladura, se evidencia un uso excesivo de cartuchos explosivos. Se observó también que el diseño para el proceso de perforación se realizaba con una malla de empírica descrita en la tabla 18, que se elaboraba de acuerdo con la experiencia del operador del equipo de perforación Jumbo. Luego de la observación, se dio paso a la investigación y búsqueda de más información de diferentes fuentes relacionadas con el diseño de perforación de frentes de trabajo. Luego de identificar y plantear el problema de investigación, se da paso a establecer los objetivos, hipótesis y la metodología que se usará en la tesis. Luego surge la etapa de recolección y toma de datos in situ. Dentro de los datos recopilados se tiene una evaluación geomecánica, mediante el uso de tablas como RQD, RMR, GSI, que sirven para caracterizar la roca, también se tomó mediciones de tiempo invertido en el proceso de perforar el frente, la cantidad de taladros usados, cantidad de explosivos, medición de eficiencia de avance y con todos los datos recolectado, se procedió a trabajar en gabinete. Producto del trabajo de la información recolecta y trabajo de gabinete, se procedió a diseñar una nueva malla de perforación, para el cual se toma en cuenta los formulismos establecidos por diferentes autores, tales como Roger Holmberg, Lopez Jimeno, entre otros. Este diseño de malla se respaldada a través de un software de simulación de voladura en función de los taladros realizados, este software es conocido como JK Simblast.

Tabla 14
Distribución de malla de perforación en Rp Brenda

Diseño empírico de malla de perforación en la Rp Brenda			
Sección de la Rp 4.5 x 4.5			
Distribución	Cantidad		
# Taladros Cargados	36	und	
# Taladros de Alivio	4	und	
# Taladros Recorte	2	und	
Diámetro de Broca	52	mm	
Diámetro de Rimado	102	mm	
Longitud de barra	3.6	m	

En la tabla se observa la cantidad de taladros de rimado, taladros cargados, así como la longitud de perforación y los diámetros de perforación y rimado en la malla diseñada de manera empírica usada en el frente de la Rp Brenda. Fuente: Elaboración Propia

En etapa de campo

La Rampla Brenda se encuentra corriendo en principalmente dos tipos de rocas, una de ellas relacionada con tipo de roca Sedimentaria (pizarra), y roca intrusiva (granodiorita), los cuales según la clasificación geomecánica de Bieniaswky (1989) se determina un RMR de que varía de 41 a 61 según la clase del macizo rocoso hace referencia a una roca de tipo III de calidad regular, con una densidad de 2.6 g/cm³

Explosivos y accesorios

En la etapa de obtención de material (datos) también se toma en cuenta el tipo de explosivo secundarios y explosivos primarios. La empresa Santa Barbara en la actualidad cuento con un proveedor de explosivos y accesorios que es Orica. Principalmente los tipos de explosivos secundarios usados en la rampa son el Senatel Pulsar y Senatel Ultrex.

Tabla 15
Propiedades de los explosivos

Propiedades Técnicas		Propiedades Técnicas	
Producto	Senatel™ Pulsar™	Producto	Senatel™ Ultrex™
Densidad (g/cm ³) ⁽¹⁾	1.20	Densidad (g/cm ³) ⁽¹⁾	1.20
Diámetro mínimo de cartucho (mm)	28	Diámetro mínimo de cartuchos (mm)	40
Tipo de Barreno	Seco y con agua	Tipo de barreno	Húmedo y seco
VOD característica (m/s) ⁽²⁾	6050	VOD característica (m/s) ⁽²⁾	6220
Energía Efectiva Relativa (REE) ⁽³⁾		Energía Efectiva Relativa (REE) ⁽³⁾	
Energía relativa en peso - RWS (%)	134	Energía relativa en peso - RWS (%)	128
Energía relativa en volumen - RBS (%)	201	Energía relativa en volumen - RBS (%)	192
Emisión de CO ₂ (kg/t) ⁽⁴⁾	158	Emisión de CO ₂ (kg/t) ⁽⁴⁾	163

Ficha técnica de los explosivos usados en La unidad minera Santa Barbara. Fuente: Ficha técnica explosivos encartuchados Orica.

En cuanto a explosivos primarios se tiene el pentacord y los faneles con retardo enumerado desde 1 al 16, donde por lo general la numeración del 1 al 4 se usa para el arranque y generar la primera cara libre. Los explosivos primarios derivan de la empresa Famesa Explosivos, quien nos indica que los faneles permiten una buena iniciación reduciendo a cero la posibilidad de conexiones erróneas. Es decir que con el uso de faneles se logra una alta eficiencia en iniciación y la seguridad de la voladura Ver tabla 9 y 10. Dentro del grupo de los faneles se encuentran dos tipos de serie de periodos, uno denominado periodo corto, usado para el arranque de voladura medido en milisegundos, y retardo largo, medido en segundos.

Tabla 16
Faneles con retardo

ESCALA DE TIEMPOS NOMINALES DE RETARDO SERIE ESTÁNDAR

PERIODO CORTO		PERIODO LARGO	
Nº de serie	Retardo (milisegundos)	Nº de serie	Retardo (segundos)
0	0	1	0,5
1	25	2	1,0
2	50	3	1,5
3	75	4	2,0
4	100	5	2,5
5	125	6	3,0

6	150	7	3,5
7	175	8	4,0
8	200	9	4,5
9	225	10	5,0
10	250	11	5,6
11	300	12	6,2
12	350	13	6,8
13	400	14	7,4
14	450	15	8,0
15	500	16	8,6
16	600		
17	700		
18	800		
19	900		
20	1000		

En la tabla de faneles se observa la numeración del 1 al 16 para retardos largos, contabilizados en segundos. Mientras que la numeración hasta el 20, son los faneles de periodo corto contabilizado en milisegundos. Cabe resaltar que la numeración de periodo corto es para los taladros de arranque.

Fuente: Pagina de Famesa Explosivos

En seguida, se presenta datos de los explosivos usados en la Unidad minera. Tanto los explosivos que se usan como cebo y la columna de carga.

Tabla 17
Explosivos usados en la unidad Minera Santa Barbara

Datos de Explosivos	
Tipo de Voladura	Mecanizada
Tipo de Explosivo	Senatel™ Ultrex™ 2" x 12"
Tipo de Explosivo Cebo	Senatel™ Pulsar™ 2" x 12"
Tipo de Fulminante	Fanel N°12
PRP - RWS	128 %
Densidad del Explosivo	1.20 gr/cm ³

En la tabla se presenta el tipo de explosivo usado para el cebo y demás distribución en el frente de taladros. También muestra la densidad del explosivo y la potencia relativa del explosivo (RWS), Elaboración propia

En seguida se presenta la colocación de taladros que se perforan en el frente de trabajo de la rampa, es preciso señalar que esta malla se realizaba de acuerdo a la experiencia del trabajador, quien iba modificando sin tener ningún criterio de ingeniería.

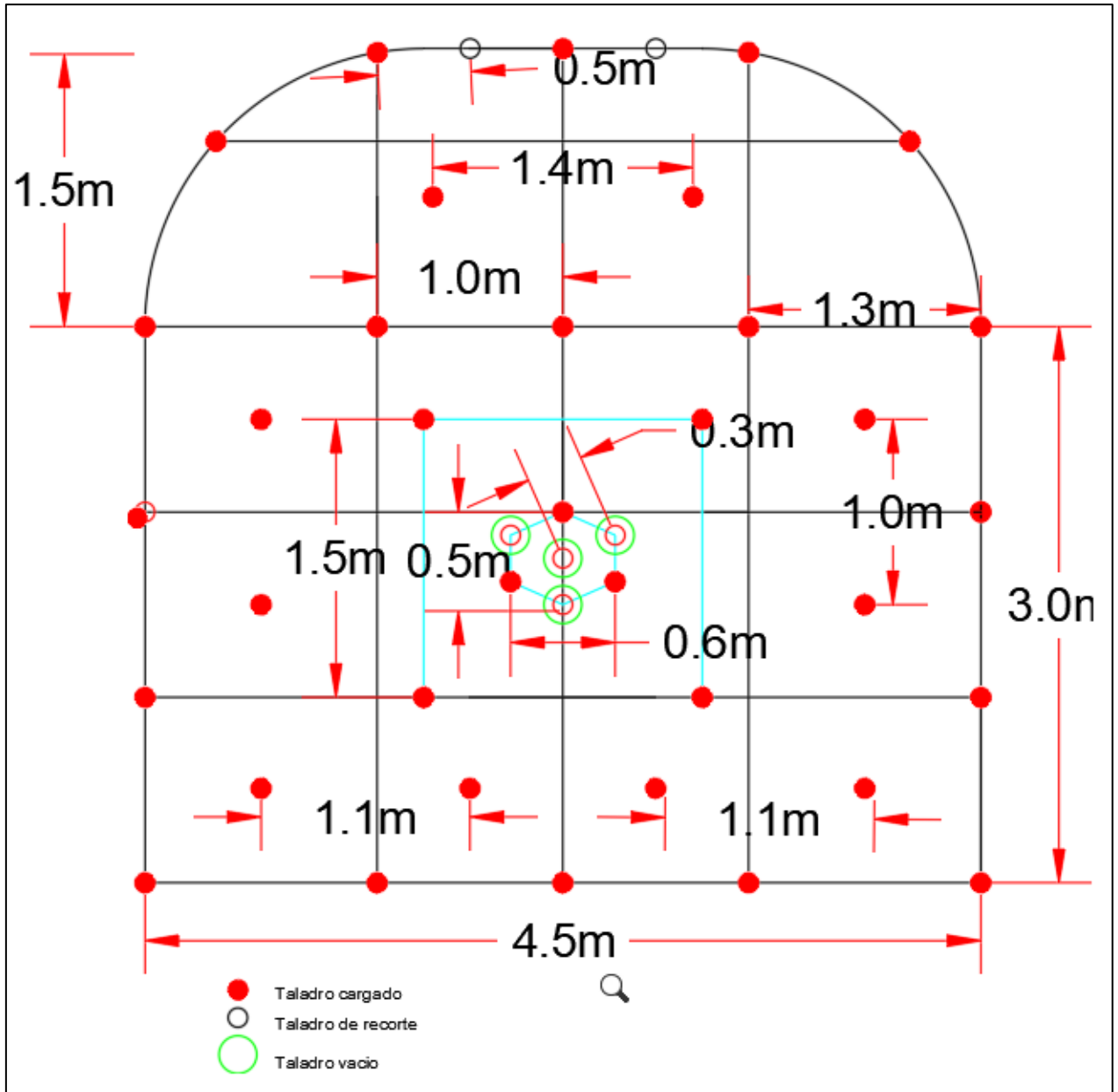


Figura 18 :Diseño de malla con 42 taladros, elaborado por el operador de Jumbo
Fuente: Elaboración Propia en AutoCAD

Tabla 18
Diseño de malla de perforación tomada en distintos tiempos

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN EMPIRICA		TOMA DE DATOS DE MALLAS DE PERFORACIÓN EN ESPACIOS DE TIEMPO											
		PIES PERFORADOS 12 y 10		EXPLOSIVO		SENATEL ULTREX		1 1/2" x 12"		CAJA		25kg / 60 UND	
		Dato 1	Dato 2	Dato 3	Dato 4	Dato 5	Dato 6	Dato 7	Dato 8	Dato 9	Dato 10	Dato 11	Dato 12
Arranque	N° taladros	4	4	4	4	4	3	4	4	4	4	4	4
	N° de Cartuchos	9	9	9	9	7	8	7	9	9	9	9	9
Vacíos arranque	N° taladros	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
	N° de Cartuchos	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1ra. Ayuda	N° taladros	5	4	4	4	2	4	2	4	4	4	4	4
	N° de Cartuchos	9	9	9	9	7	8	7	9	9	9	9	9
2da. Ayuda	N° taladros	0	4	4	4	2	4	2	4	4	4	4	4
	N° de Cartuchos	0	9	9	9	7	7	7	9	9	9	9	9
3ra. Ayuda	N° taladros	0	0	0	0	2	0	2	0	0	0	0	0
	N° de Cartuchos	0	0	0	0	7	0	7	0	0	0	0	0
Cuadradores	N° taladros	4	6	6	6	5	6	5	6	6	6	6	6
	N° de Cartuchos	7	5	5	5	6	6	6	5	5	5	5	5
Ayudas de cuadradores	N° taladros	6	2	2	2	6	4	6	2	2	2	2	2
	N° de Cartuchos	7	8	8	8	7	6	6	8	8	8	8	8
Corona	N° taladros	5	5	5	5	6	6	6	5	5	5	5	5
	N° de Cartuchos	6	6	6	6	6	5	6	6	6	6	6	6
Vacíos en corona	N° taladros	2	2	2	2	2	3	2	2	2	2	2	2
	N° de Cartuchos	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0

Ayudas de Corona	N° taladros	2	3	2	3	2	3	2	3	3	3	3	3
	N° de Cartuchos	8	8	8	8	6	8	8	8	8	8	8	8
Arrastre	N° taladros	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
	N° de Cartuchos	9	9	9	9	7	9	7	9	9	9	9	9
Ayuda de Arrastre	N° taladros	3	2	2	3	4	4	4	3	3	2	3	3
	N° de Cartuchos	8	8	8	8	6	8	6	8	8	8	8	8
otros	N° taladros	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	N° de Cartuchos	6	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
TOTALES	N° taladros totales	41	41	40	42	44	46	44	42	42	41	42	42
	N° de Cartuchos	272	269	261	277	249	275	247	277	277	269	277	277
	Taladros Cargados	35	35	34	36	38	39	38	36	36	35	36	36
	Taladros Vacíos	6	6	6	6	6	7	6	6	6	6	6	6

En la esta tabla se observa cómo es la distribución de los taladros por zonas de acuerdo a una malla diseñada por el operador del equipo Jumbo. En esta tabla se evidencia la cantidad de taladros realizada, así como también la cantidad de cartuchos de explosivo SENATEL ULTREX requerido, cabe resaltar que los datos pintados de amarillo son los únicos perforados de 10 pies, los demás tienen una perforación de 12 pies.

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 19
Tiempos y cantidad de taladros en la malla empírica

		Dato 1	Dato 2	Dato 3	Dato 4	Dato 5	Dato 6	Dato 7	Dato 8	Dato 9	Dato 10	Dato 11	Dato 12
Tiempo Total de Perforación	hr	1.49	1.60	2.19	2.30	2.27	2.81	2.73	2.81	2.82	2.80	2.85	2.95
Número de Taladros	tal	41	41	40	42	44	46	44	42	42	41	42	42
Rendimiento	tal/hr	27.57	25.56	18.26	18.26	19.38	16.37	16.12	14.95	14.89	14.64	14.74	14.24

Se muestra el tiempo ejecutado en cuanto a perforación con jumbo, además se visualiza el número de taladros efectuados. Además, se aprecia el rendimiento de la perforación en taladros por hora.

Elaboración Propia

Tabla 20

Promedio de los indicadores

Indicadores Promedio de los datos recolectados		
Tiempo promedio de perforación	hr	2.47
Numero de taladros	tal	42.00
Rendimiento	tal/hr	17.92

Elaboración propia

Tabla 21

Datos de peroración real, factor de potencia, avance real obtenido y eficiencia de voladura

		Dato 1	Dato 2	Dato 3	Dato 4	Dato 5	Dato 6	Dato 7	Dato 8	Dato 9	Dato 10	Dato 11	Dato 12
Perforación teórica	m	3.66	3.66	3.66	3.66	3.05	3.66	3.05	3.66	3.66	3.66	3.66	3.66
Perforación efectiva esperada	m	3.35	3.35	3.35	3.35	2.74	3.35	2.74	3.35	3.35	3.35	3.35	3.35
Perforación real	m	3.25	3.2	3.15	3.21	2.52	3.25	2.5	3.18	3.25	3.2	3.3	3.12
Eficiencia de Perforación	%	97%	95%	94%	96%	92%	97%	91%	95%	97%	95%	98%	93%
Factor de Potencia	Kg/m3	1.73	1.79	1.78	1.84	2.11	1.76	2.07	1.86	1.82	1.79	1.79	1.89
Avance efectivo Teórico	m	3.19	3.19	3.19	3.19	2.61	3.19	2.61	3.19	3.19	3.19	3.19	3.19
Avece real	m	2.9	2.95	2.9	2.16	2.4	2.8	2.5	2.9	3	2.85	2.9	3.12
Eficiencia de voladura	%	91%	93%	91%	68%	92%	88%	96%	91%	94%	89%	91%	98%

En la tabla se visualiza factores como perforación real, eficiencia de perforación, avance real, y eficiencia de voladura, cabe resaltar que hay un mayor déficit en la eficiencia de voladura, lo que indica menor avance.

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 22
Indicadores reales y esperados

Indicadores	Real		Esperado		Alcanzado
	Por disparo	Obtenido	Por disparo	Obtenido	
Promedio de perforación real	3.09 m	37.13 m	3.35 m	40.23m	92.29%
Promedio en eficiencia de perforación	95 %		95 %		
avance real	3 m	33.38 m	3.19 m	38.22 m	87.33%
Eficiencia de voladura	90 %		95 %		

La tabla muestra los indicadores obtenidos de manera real y lo esperado. Los cuales se ve un desbalance considerable en el avance real, el cual solo llegó a 87.33%. Es decir, aproximadamente 5 metros menos de lo esperado.

Fuente: Elaboración propia

Tabla 23
Factor de potencia y Kg de explosivos

Factor de potencia	kg/m ³	1.96
Kg Explosivo	Kg	112.5

El factor de potencia obtenido en promedio de toda la data de campo obtenida es de 1.96 kg por metro cúbico. Y la cantidad de explosivo en promedio usado es de 112.5 kg por disparo.

Fuente: Elaboración Propia

Análisis de la distribución de energía explosiva en el diseño de perforación con la malla antigua. Mediante el software de simulación JK Simblast. En donde se observa que el nivel de energía explosiva que se usa genera sobrerotura en techo y hastiales.

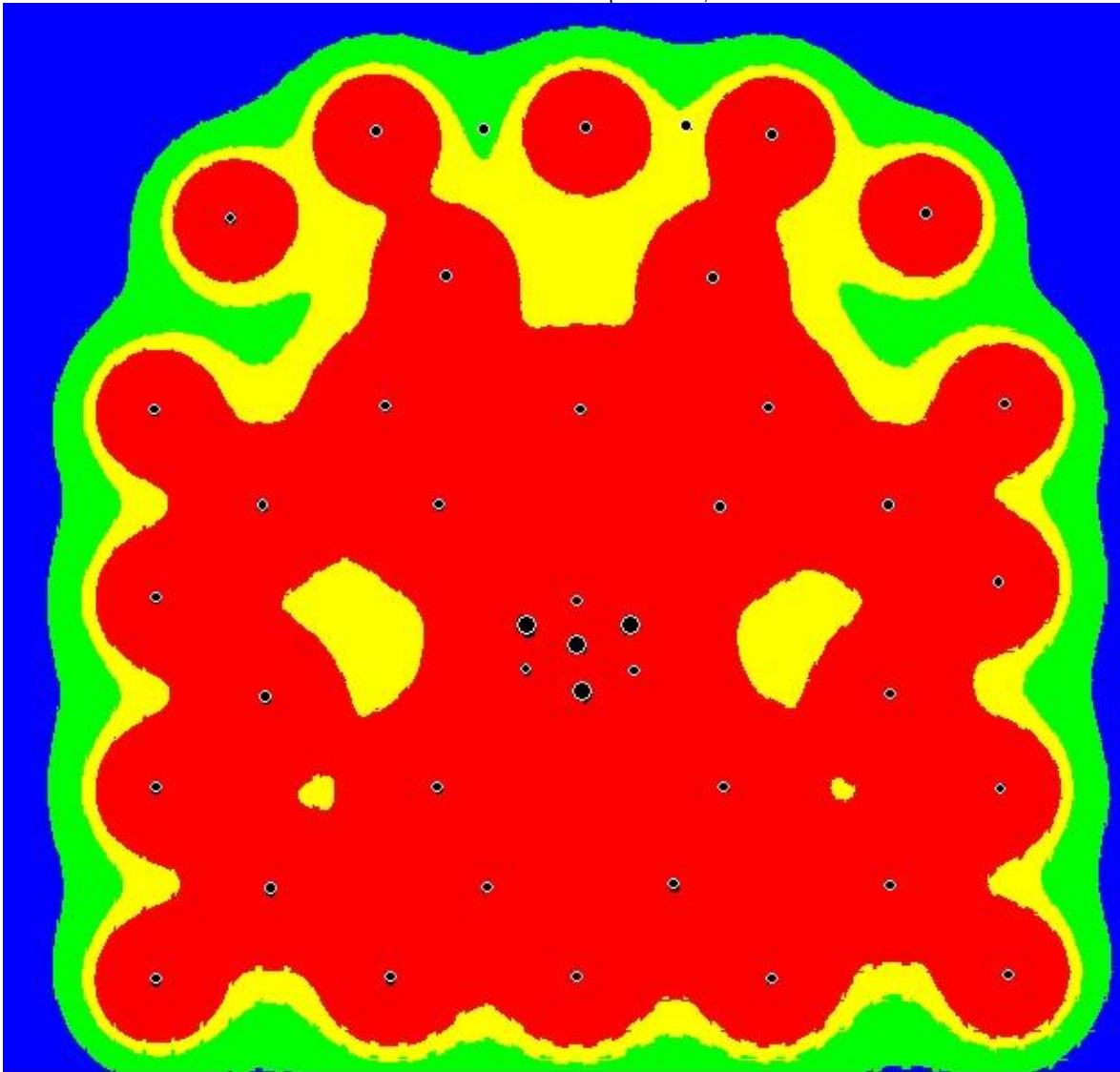


Figura 19: Análisis de distribución de carga explosiva

La figura muestra de color rojo gran cantidad de uso de explosivo, lo mismo que puede genera sobrerotura de las paredes de la labor.

Fuente: Elaboración Propia

Clasificando geomecánica del macizo rocoso en Rampa Brenda

En Primer lugar, vamos a calcular el RQD, luego con ese dato se va a valorar la masa rocosa de la Rampa Brenda, posteriormente se encontrará el valor del GSI. Para finalmente valorar la calidad que tiene la roca en la zona de perforación, mediante el índice de clasificación RMR de Zdzisław Tadeusz Bieniawski RMR 1989. Para obtener el RQD se calculará utilizando la fórmula planteada por Hudson (1989)



Figura 20: Conteo de fracturas por metro lineal. Para este caso se identificaron 8 fracturas por metro
Fuente: Propia

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

$$\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ de fracturas}}{\text{Espaciamiento}}$$

$$\lambda = \frac{8 \text{ fisuras}}{1m} = 8$$

$$RQD = 100e^{-0.1(8)}(0.1 * 8 + 1) = 80.87\%$$

También se puede calcular el RQD, usando Hudson, teniendo en cuenta el metro lineal dividido entre el espaciamiento promedio de las discontinuidades. El resultado sería el siguiente.

Tabla 24
Distancias de las discontinuidades

Espaciamiento	unidad
0.05	m
0.06	m
0.1	m
0.08	m
0.18	m
0.1	m
0.08	m
0.18	m
0.17	m
Promedio 0.11	m

En la tabla se observa la distancia promedio de las discontinuidades para un metro de análisis.

Fuente: Elaboración Propia

$$\lambda = \frac{1 \text{ m}}{0.11} = 9.09$$

$$RQD = 100e^{-0.1(9.09)}(0.1 * 9.09 + 1)$$

$$RQD = 76.9 \%$$

Según los resultados se logra evidenciar que ambos se encuentran dentro del rango de 75% a 90% del RQD para los siguientes cálculos se usará el promedio entre el los RQD calculados: 80.87% y 76.9%, es decir usará un RQD de 79%

Tabla 25
Valoración de la masa rocosa RMR

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO Clasificación RMR de Bieniawski (1989)																	
PARÁMETRO	RANGO DE VALORES Y VALORACIONES										VALORACIÓN						
(- Mpa -) a (Kg/cm ² - Aprox *10) Indice Resist CARGA PUNTUAL Is RESIST. COMP. UNIAXIAL UCS	> 10	15	4 - 10	12	2 - 4	7	1 - 2	4	-	2	-	1	< 1	0	1	50 - 100	7
RQD %	90 - 100	20	75 - 90	17	50 - 75	13	25 - 50	8	< 25					3	2	75 - 90	17
ESPACIAMIENTO	> 2 mts	20	0.6 - 2mts	15	200-600mm	10	60 - 200mm	8	< 60mm					5	3	0.06 - 0.2	8
CONDICIÓN de las Discontinuidades o las JUNTAS	Persistencia	< 1m.	6	1 - 3m.	4	3 - 10m.	2	10 - 20m.	1	> 20m.				0	4A	3 - 10mm.	2
	Abertura	Cerrada	6	< 0.1mm.	5	0.1 - 1.0mm.	4	1 - 5mm.	1	> 5mm.				0	4B	1 - 5mm.	1
	Rugosidad	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig. Rugosa	3	Lisa, Ondulada	1	Suave, Espejo falla				0	4C	Lig. Rugosa	3
	Relleno	Limpia	6	Duro < 5mm.	4	Duro > 5mm.	2	Suave < 5mm.	1	Suave > 5mm.				0	4D	Suave < 5mm.	1
	Alteracion	Sana	6	Lig. Alterada	5	Mod. Alterada	3	Muy Alterada	1	Descompuesta				0	4E	Mod. Alterada	3
AGUA SUBTERRÁNEA	Caudal x10m (L/min) Relacion Pw/Pt ESTADO	0 0	15	<10 <0 - 0.1> Lig Húmedo	10	<10 - 25> <0.1 - 0.2> Humedo ó Mojado	7	<25 - 125> <0.2 - 0.5> Goteando	4	>125 >0.5 Fluyendo				0	5	Mojado <	7
10																	
VALOR RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 49																	
CLASE DE MACIZO ROCOSO																	
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0												
Descripción	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA												
Parámetro p' Calcular RMR según ORIENTACIÓN de las DISCONTINUIDADES TÚNELES Y MINERÍA (Rumbo y Buzamiento)																	
Rumbo Perpendicular al Eje/Dirección contra Buzamiento 45 - 90															Rango RMR		
Regular															-5		
VALOR RMR (Corregido) = 44																	
CLASE DE MACIZO ROCOSO																	
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0												
Descripción	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA												
III REGULAR																	

En la tabla se aprecia los valores del RMR inicial de 49 y el RMR corregido de 44. Lo que como resultado emite que se está trabajando en un tipo de roca regular III (41-60).

Fuente: Elaboración Propia



Figura 21: Mapeo in situ. Rp Brenda.
Fuente: Elaboración Propia

Diseño de una nueva malla de perforación mediante modelos matemáticos Lopez Jimeno y

Holmberg

Tabla 26
Parámetros necesarios para el cálculo de taladros mediante formulismo de Holmberg

Datos de Campo		
Nombre de la labor Minera	Rampa Brenda	Rp
Tipo De Equipo	Jumbo TROILON 55XP	
Sección De La Labor	4.5 m x 4.5 m	
Ancho de labor	4.50	m
Alto de labor	4.50	m
Radio del túnel realizado	1.50	m
Diámetro De Producción	52	mm
Diámetro De Taladros De Alivio	102	mm
Longitud De Taladro	12	pies
N.º de Taladros Vacíos	4	Und
Tipo De Corte de perforación	Cilíndrico	
Tipo De Roca	III	
Densidad De Roca	2.67	tn/m ³
RQD	79	%
RMR	44	
GSI	39	

En la tabla se aprecia parámetros que se van a usar en el cálculo numérico de Holmberg, en la tabla se detalla los diámetros de perforación, evaluación de la masa rocosa, densidad del macizo rocoso, desviación angular de perforación, error de emboquille.

Fuente: Elaboración Propia

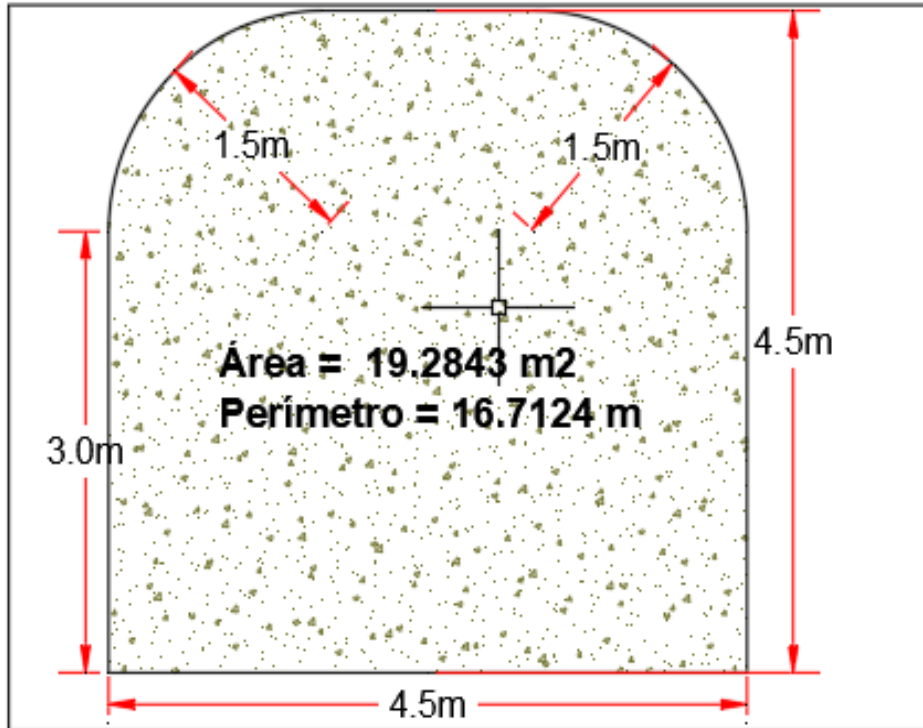


Figura 22: sección y perímetro de la labor.
Fuente: Propia

Cálculo del diámetro equivalente:

La empresa cuenta con taladros de rimado y de producción, de dimensiones 102 mm y 52 mm, respectivamente. La fórmula del taladro de equivalente se calcula utilizando diámetro vacío multiplicado por la raíz cuadrada del número de taladros vacíos a crear. Para este caso como tipo de corte cilíndrico, por lo que nuestro taladro vacío equivale a 0.102m. el resultado se aprecia en la siguiente tabla y se obtiene un DH de 0.204 m.

Tabla 27
Cálculo de diámetro de equivalente

$$DH = dH * \sqrt{N}$$

Diámetro de producción Ø (Dh)	0.052	m
Diámetro de taladros vacío o de alivio Øa	0.102	m
Numero de taladros vacío o de alivio	4	Unid
Diámetro Equivalente (DH)		0.204 m

Se observa el diámetro equivalente obtenido con el número de taladros vacíos a utilizar.
Fuente: Elaboración Propia

Según (Lopez, J, C 2003) el avance por disparo tiene que ser de 95%. Por ello establecemos la profundidad del taladro “L” mediante el uso del (DH). La unidad de medida de estos parámetros está establecida en metros “m”. Para este primer caso se evalúa con el diámetro equivalente obtenido anteriormente.

La profundidad de taladro se relaciona íntimamente con el diámetro equivalente (DH). Ya con ello se puede estimar la longitud máxima que puede alcanzar una voladura. En la siguiente tabla se establece que la longitud máxima que se puede alcanzar se aproxima a una columna de 17.95 pies. El equipo de mecánico (Jumbo) usado para la realización de taladros de la Rampa, cuenta con barras de perforación de 12 pies y 14 pies, para ambos casos el DH satisface la longitud a perforar. Sin embargo, un frente de trabajo a perforar no siempre tiene una superficie uniforme, por lo general los frentes suelen ser irregulares, por lo que, al momento de realizar la perforación, el barreno no llega a introducir en su totalidad

Tabla 28
Cálculo de profundidad del taladro para una barra de 12 pies

$L = 0.15 + 34.1 * DH - 39.4 * (DH)^2$			
L: Profundidad del taladro	L	5.47	m
	L	17.95	Pies
DH: 0.204 m			
	Barra de perforación Usada	12	Pies
	Posicionamiento de Viga de Perforación.	1	pies
	Perforación Efectiva	3.35	m

Por lo general para tratar de uniformizar el frente de la siguiente cara de perforación, luego de la voladura. Es necesario establecer un posicionamiento del brazo del jumbo, ya que el terreno a taladrar es irregular, en promedio se pierde un pie del barreno. Por lo tanto, se tiene una perforación efectiva de 3.35m para una barra de 12 pies.

Fuente: Propia

Tabla 29
Profundidad del taladro para una barra de 14 pies

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

L: Profundidad del taladro	L	5.47	m
	L	17.95	Pies
DH: 0.204 m			
	Barra de perforación Usada	14	Pies
	Posicionamiento de Viga de Perforación.	1	pies
	Perforación Efectiva	3.96	m

Se observa la longitud que puede alcanzar una perforación efectiva en caso de usarse barreno de 14 pies.
Fuente: Elaboración Propia

Para calcular el avance por disparo, el cual tiene que ser el 95% de la profundidad efectiva del taladro. Es necesario que se cumpla lo que Lopez, J, C. (2003) indica, referente a la condición del avance medio de la desviación, el cual tiene cumplir lo siguiente: $\Phi \leq 2 \text{ cm/m}$

$$\Phi = R/L$$

Donde:

R=desviación total de perforación

$$R = (1 + 1.3 * L^2 + 0.64 * L^3)^{1/2}$$

Tabla 30
Cálculo de avance medio de desviación

Longitud a perforar	12 pies	14 pies
R: desviación total de perforación	5.89	7.31
Φ : avance medio de la desviación	1.85	1.94

Usando la formula planteada de avance medio de desviación " Φ " y desviación de la perforación "R" cumple para ambos casos de perforar con 12 o 14 pies, ya que los resultados son menores a lo establecido por Lopez Jimeno: $\leq 2 \text{ cm/m}$

Con la respuesta anterior, se continua a calcular el avance por disparo (I). Tiene que ser el 95% de la longitud de perforación efectiva(L).

$$I(12) = 95\% * 3.35 = 3.18 \text{ m}$$

$$I(14) = 95\% * 3.96 = 3.76 \text{ m}$$

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN

I. Taladros en el Arranque

Burden

Como la desviación es mayor al 1% se usará la formula del Burden máximo para el primer cuadrante.

$$Bp' = 1.7 * DH - F$$

$$F = \alpha * L + \beta$$

Tabla 31
Cálculo del Burden Práctico

CALCULO DEL BURDEN EQUIVALENTE Be			
Diámetro Equivalente (DH)	Øe (DH)	0.204	m
	Be	0.35	m
CALCULO DEL BURDEN PRACTICO Bp'			
Desviación Por Perforación	α	0.01	m / metro
Desviación Por Empate	β	0.02	m
Perforación efectiva	L efectivo	3.35	m
	Bp'	0.29	m

Mediante el formulismo se obtiene los valores de burden del burden practico. El cual se determina en fusión del parámetro de error de perforación o máxima desviación de la perforación. Como resultado se obtiene un Burde practico de 0.29 m.

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 32
Espaciamiento ajustado

Cálculo del Espaciamiento			
Burden Práctico	Bp'	0.29	m
Factor de corrección de diseño	0.008		
	E	0.410	m
	E	0.40	m
	ajustad o		

Cálculo del espaciamiento ajustado con resultado de 0.4m. Elaboración Propia

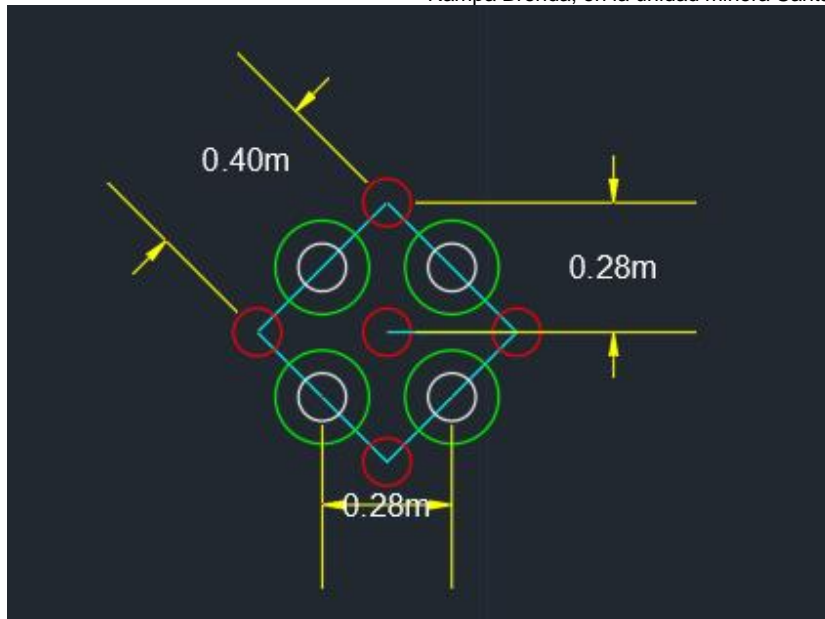


Figura 23: Diseño de arranque con 4 taladros de alivio, 5 taladros de arranque. Fuente: Propia

Concentración lineal de explosivo

- Cálculo del consumo específico de explosivo

$$CE = \frac{0.56 \times \delta r * \left(\left(\frac{GSI + 15}{2} \right) \right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

$$CE = \frac{0.56 \times 2.67 * \left(\left(\frac{39 + 15}{2} \right) \right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 79}{3.3}}}$$

$$CE = 0.32 \frac{kg}{m^3}$$

- Cálculo de constante de roca

$$C = (0.8784 * 0.32 + 0.052)$$

$$C = 0.33$$

$$Dq = 55 * dH * \left(\frac{Bmax}{DH}\right)^{1.5} * \left(Bmax - \frac{DH}{2}\right) * \left(\frac{c}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{RWS \text{ Explosivo}}\right)$$

Tabla 33

Densidad de carga o concentración lineal de explosivo

Densidad de Carga Dq		
Diámetro del Taladro de Producción	dH (Øp)	0.052 m
Burden Equivalente	Be	0.35 m
Diámetro Equivalente	Øe DH	0.204 m
Constante de Roca	C	0.335
RWS	PRP Explosivo Usado	1.28
Dq		1.02 kg/metro

Densidad de carga o concentración lineal de explosivo, este resultado hace referencia a la cantidad de explosivo por kilogramo en un metro.

Fuente: Propia

Tabla 34

Cantidad de cartuchos para el arranque

T=10*dH	Taco	0.52 m
	Longitud de carga	2.83 m
	Carga x Taladro	2.88 kg/tal
Senatel™ Ultrex™ 1 1/2"x12"	Nº Cartuchos mínimo	7.13 Cart/Tal
	Nº Cartuchos	9 Cart/Tal

La tabla indica la cantidad mínima de cartuchos necesarios para romper la roca y generar la cara libre, el resultado es de 7 cartuchos, calculados de acuerdo a la concentración lineal de carga. Pero según sus dimensiones la cantidad de cartucho requerido es de 9 unidades.

Fuente: Elaboración Propia

Primer Cuadrante

$$B_{max} = 8.8 * 10^2 * \sqrt{\frac{Dq1 * E * PRP}{dH * c}}$$

Tabla 35

Obtención del primer burden

Burden Primer Cuadrante			
Densidad de Carga Dq	q1	1.02	kg/m
Diámetro del Taladro de Producción	dH (Øp)	0.052	m
Constante de Roca	C	0.335	
Ancho de Apertura	E	0.40	m
PRP Explosivo Usado	PRP	1.28	
F o error de Perforación = 0.05			
	B max	0.48	m
Bp'1 = Burden máximo - F	B práctico 1	0.43	m

Se observa que el burden practico en función del burden máximo calculado es de 43 cm.

Fuente: Elaboración Propia

Cálculo del espaciamiento 1 “E1” en función de los primeros Burden prácticos

$$E1 = \left(\frac{0.29}{\sqrt{2}} + 0.43 \right) * \sqrt{2}$$

$$E1 = 0.89 \text{ m}$$

Obtención de la densidad de Carga para el primer cuadrante Dq1

$$Dq1 = \frac{32.3 * dH * c * B_{max}}{PRP \text{ explo} * \text{sen} \left(\tan^{-1} \left(\frac{E}{2B_{max}} \right) \right)^{1.5}}$$

Tabla 36
Densidad de carga y cantidad de cartuchos requeridos para cada taladro

Densidad de Carga Dq1			
Diámetro del Taladro de Producción	dH (Øp)	0.052	m
Constante de Roca	C	0.335	
Burden Máximo	Bmax	0.48	m
PRP Explosivo Usado	PRP	1.28	
Ancho de Apertura	E	0.40	m
Dq1 Cuadrante		0.86	kg/m
Taco		0.52	m
Longitud de carga		2.83	m
Carga x Taladro		2.44	kg/tal
Senatel™ Ultrex™ 1 1/2"x12"	Nº Cartuchos	6.06	Cart/Tal
Nº Cartuchos		10.00	Cart/Tal

Se evidencia en la tabla que, para el explosivo Senatel Ultrex, se obtiene para el primer cuadrante una densidad de carga de 0.86 kg/m. además con ello se deduce que la mínima cantidad de explosivo para romper el primer cuadrante es de 6 cartuchos, sin embargo, corrigiendo esto y estableciendo la cantidad de cartuchos de acuerdo a la longitud del explosivo se obtiene una cantidad de 10 unidades por cada taladro.

Fuente: Elaboración Propia

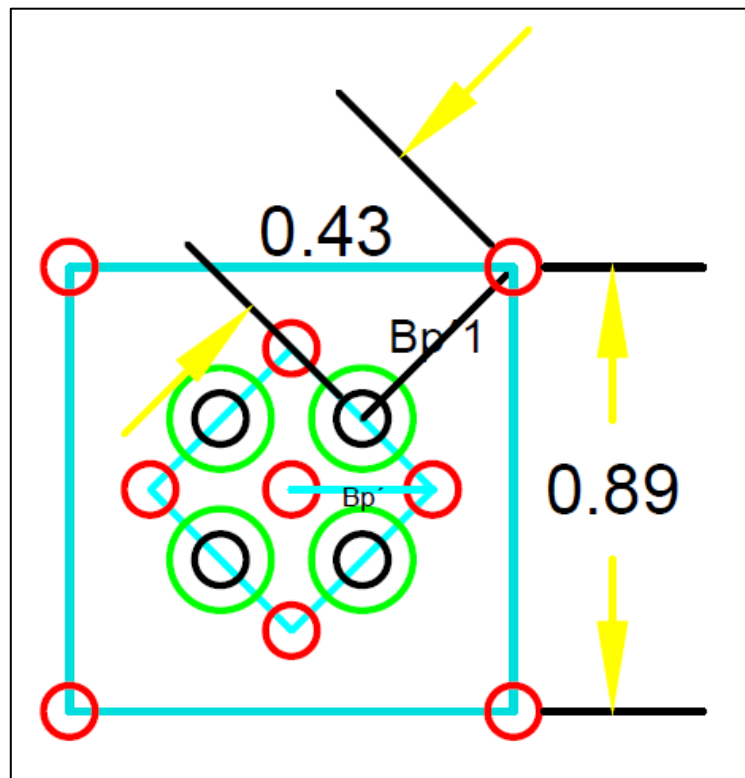


Figura 24: Burden y Espaciamiento en el primer cuadrante de nuestra malla de perforación

Fuente: Elaboración Propia

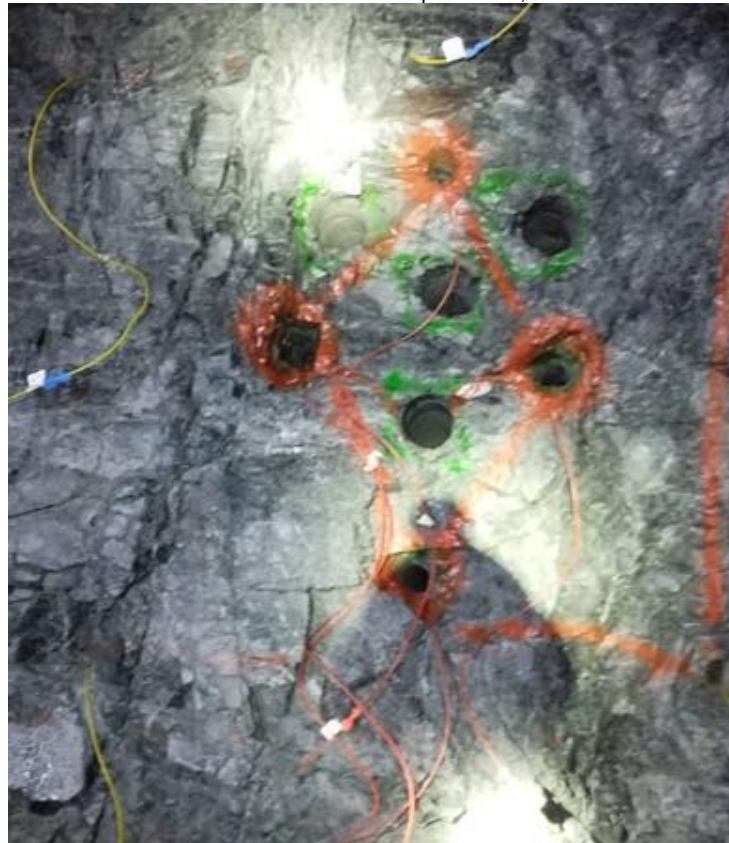


Figura 25: Perforación con otro tipo de arranque usado en la malla de perforación actual

Fuente: Propia

II. Segundo Cuadrante

$$B_{max} = 8.8 * 10^2 * \sqrt{\frac{Dq * E1 * PRP}{dH * c}}$$

Tabla 37

Burden para el segundo cuadrante

Burden segundo Cuadrante		
Densidad de Carga	Dq	1.02 m
Diámetro del Taladro de Producción	dH (Øp)	0.052 m
Constante de Roca	C	0.335
Ancho de Apertura	E1	0.89 m
PRP Explosivo Usado	PRP	1.280
	B max	0.72 m
	B p ² =Bmax-F	B practico 0.67 m

En la tabla se observa el burden práctico obtenido a partir del burden máximo, cuyo resultado para el segundo cuadrante es de 0.67m.

Fuente: Propia

Cálculo del espaciamiento del segundo cuadrante

$$E2 = \left(\frac{\left(\frac{Bp'}{\sqrt{2}} + Bp'1 \right)}{\sqrt{2}} + Bp'2 \right) * \sqrt{2}$$

$$E2 = \left(\frac{\left(\frac{0.29}{\sqrt{2}} + 0.43 \right)}{\sqrt{2}} + 0.67 \right) * \sqrt{2}$$

$$E2 = 1.57 \text{ m}$$

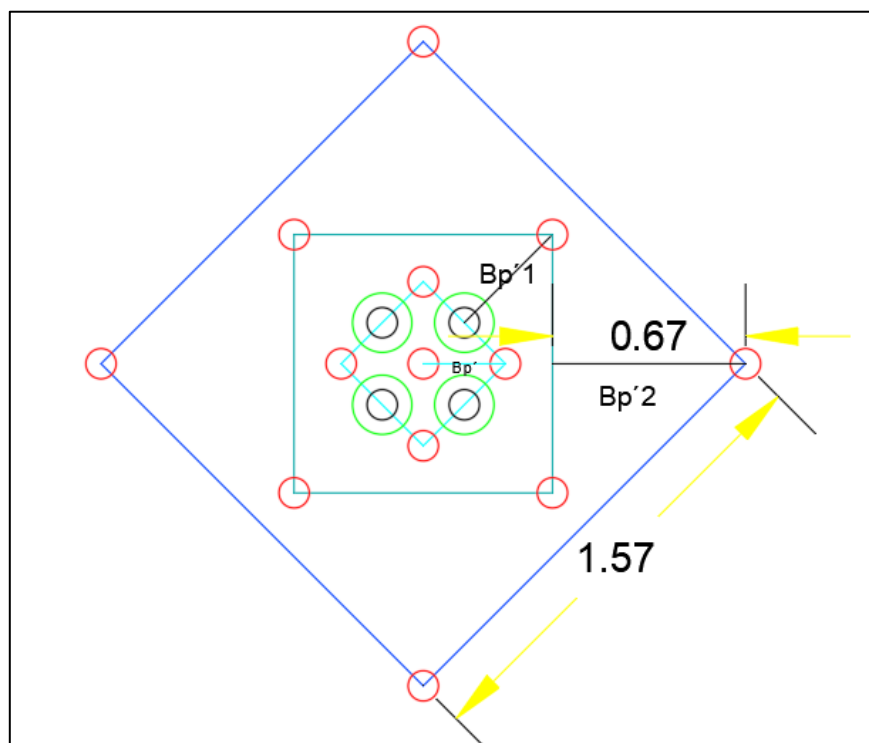


Figura 26: Distribución del segundo cuadrante con Burden práctico 2 “Bp’2”
Fuente: Elaboración Propia

Cálculo de densidad de carga para el segundo cuadrante

Tabla 38
Densidad de carga para los taladros del segundo cuadrante

Densidad de Carga Dq2		
Diámetro del Taladro de Producción	dH (Øp)	0.052 m
Constante de Roca	C	0.335
Burden Máximo	Bmax	0.72 m
PRP Explosivo Usado	PRP	1.28
Ancho de Apertura	E1	0.89 m
Dq II Cuadrante		0.78 kg/m

Calculo de la densidad de carga para los taladros del cuadrángulo número dos. Se observa que el resultado es 0.78 kg/m. lo que se interpreta que para cada metro del taladro se requiere 0.78 kg de explosivos.

Fuente: Propia

Cálculo del número de cartuchos para los taladros del segundo cuadrante

$$N^{\circ} \text{cart}2 = \frac{Lc - (0.5 * Bmax)}{L \text{ cartucho}}$$

Tabla 39
Cálculo del taco

Taco	0.52 m
Longitud de carga	2.83 m
Carga x Taladro	2.22 kg/tal
N° Cartuchos de Senatel™ Ultrex™ 1 1/2"x12"	8.00 Cart/Tal

El número mínimo de cartuchos requeridos para los taladros del segundo cuadrante es de 8 unidades. Fuente: Elaboración Propia

III. Tercer Cuadrante

$$Bmax = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{Dq * E2 * PRP}{dH * c}}$$

Tabla 40
Cálculo del burden para el tercer cuadrante

Burden Tercer Cuadrante		
Densidad de Carga	Dq	1.02 m
Diámetro del Taladro de Producción	dH (Øp)	0.052 m
Constante de Roca	C	0.34
Ancho de Apertura	E2	1.57 m
PRP Explosivo Usado	PRP	1.28
	Bmax	0.95 m
Bp'3=Bmax-F	Burden practico	0.90 m

El burden practico usado en la malla de perforación al dibujar el tercer cuadrante es de 0.9m. Fuente: Elaboración Propia

Cálculo del espaciamiento del tercer cuadrante

$$E3 = \left(\frac{\left(\frac{Bp'}{\sqrt{2}} + Bp'1 \right)}{\sqrt{2}} + Bp'2 \right) + Bp'3 * \sqrt{2}$$

$$E3 = \left(\frac{\left(\frac{0.29'}{\sqrt{2}} + 0.43 \right)}{\sqrt{2}} + 0.67 \right) + 0.9 * \sqrt{2}$$

$$E3 = 2.38 m$$

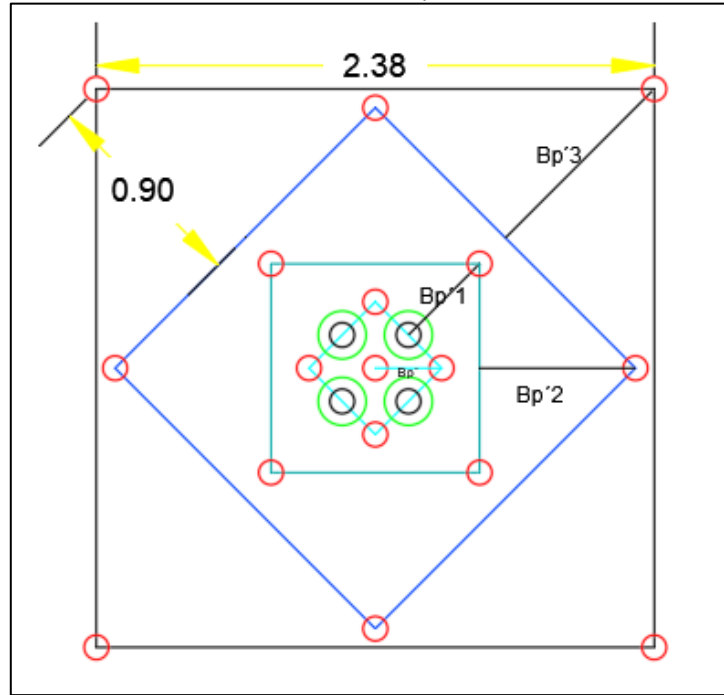


Figura 27: Diseño de taladros del tercer cuadrángulo. Fuente: Elaboración Propia

Cálculo de densidad de carga para el tercer cuadrante

Tabla 41
Densidad de carga en el tercer cuadrante

Densidad de Carga Dq3		
Diámetro del Taladro de Producción	dH (\varnothing_p)	0.052 m
Constante de Roca	C	0.335
Burden Máximo	Bmax	0.95 m
PRP Explosivo Usado	PRP	1.28
Ancho de Apertura	E2	1.57 m
Dq III Cuadrante		0.77 kg /m

La cantidad de carga en kilogramos por metro necesario en el tercer cuadrante es 0.77 kg/m.

Fuente: Propia

Cálculo del número de cartuchos para los taladros del tercer cuadrante

$$N^{\circ}cart3 = \frac{Lc - (0.5 * Bmax)}{L \text{ cartucho}}$$

Tabla 42

Numero de cartuchos por taladro

Taco	0.52	m
Longitud de carga	2.83	m
Carga x Taladro	2.19	kg/tal
Senatel™ Ultrex™ 1 1/2"x12" N° Cartuchos	5.43	Cart/Tal
N° Cartuchos	7.00	Cart/Tal

La cantidad de cartuchos Senatel Ultrex usados es de 7 unidades por taladro. Fuente: Elaboración Propia

Taladros en Arrastre

$$Bmax = \left(0.9 * \sqrt{\frac{Dq * RWSExplosivo}{C' * f * \left(\frac{E}{B}\right)}} \right)$$

f Factor de Fijación

$$f = 1.20$$

E/B relación espaciamiento Burden

$$E/B = 1.25$$

$$Bp \text{ arrastre} \leq 0.6 L$$

$$Bp \text{ arrastre} \leq 0.6 * 3.35$$

$$Bp \text{ arrastre} \leq 2.01$$

Entonces usáramos la primera relación para constante de roca corregido

$$C' = c + 0.05$$

$$B > 1.4$$

$$C' = c + 0.07$$

$$B < 1.4$$

$$C' = 0.335 + 0.05 = 0.385$$

$$Bp'a = Bmax - (L * sen\gamma) - F$$

Tabla 43
Burden para los taladros de arrastre

Burden para Taladros de Arrastre		
Densidad de Carga	Dq	1.02
Factor de Fijación	f	1.2
Constante de Roca Corregido	C'	0.385
Relación de E/B para el arrastre	E/B	1
PRP Explosivo Usado	PRP	1.28
	Bmax	1.35
$Bp'a = Bmax - Lsen\gamma - F$	$Bp'a$	1.12

Según lo calculado, se obtiene como el burden practico para los taladros de arrastre de 1.12 m.

Fuente: Elaboración Propia

En el arrastre es necesario determinar la cantidad de taladros que se requieren, para ello se va a usar la siguiente formula. Así como también el espaciamiento entre taladros y el espaciamiento en las esquinas.

$$Ntal'a = \left[\frac{\text{Ancho labor} + (2 * L * sen\gamma)}{BmaxArrastre * \left(\frac{E}{B}\right)} + 2 \right]$$

$$Ntal'a = \left[\frac{4.5 + (2 * 3.35 * sen(3))}{1.35 * 1.25} + 2 \right]$$

$$Ntal'a = \text{redondeando} = 5 \text{ taladros}$$

$$E = \left[\frac{\text{Ancho labor} + (2 * L * sen\gamma)}{Ntal'a - 1} \right]$$

$$E = \left[\frac{4.5 + (2 * 3.35 * sen(3))}{5 - 1} \right]$$

$$E = 1.21 \text{ m}$$

$$Ee = E - L * sen\gamma$$

$$Ee = 1.21 - 3.35 * \text{sen}(3) = 1.04$$

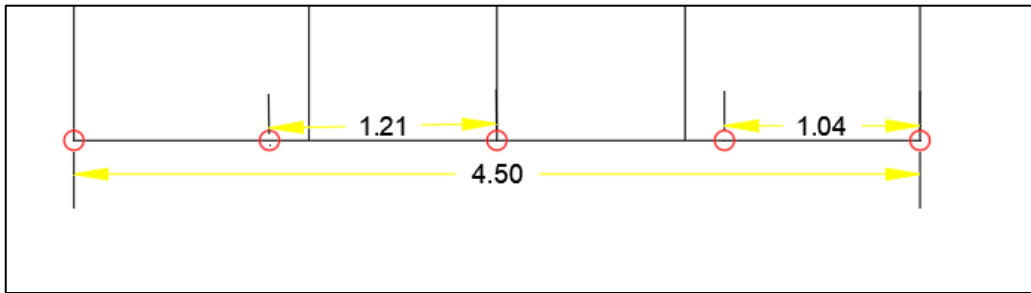


Figura 28: Taladros de arrastres con espaciamentos de esquina y espaciamentos centrales.
Fuente: Elaboración Propia

Ahora pasamos a calcular la densidad de Carga

$$L_f = 1.25 \times B_{max}$$

$$L_c = [L - L_f - 10 * dH] \times 0.75$$

$$L_{tc} = L_f + L_c$$

Tabla 44

Densidad de carga en arrastre

Densidad de Carga Dq			
Diámetro del Taladro de Producción	d (Øp)	0.052	
Longitud de Carga de fondo	Lf	1.69	
Columna de Carga	Lc	0.86	
Total de Metros Cargados en taladro	Lct	2.54	m/taladro
<hr/>			
Diámetro del Taladro de Producción	dH (Øp)	0.052	m
Constante de Roca	C	0.335	
Burden Máximo	Bmax	1.350	m
PRP Explosivo Usado	PRP	1.280	
Ancho de Apertura	E3	2.385	m
<hr/>			
Densidad de Carga	Dq Arrastre	1.03	kg/m

La tabla muestra la densidad de carga en los taladros de arrastre el cual es de 1.03 kg/metro
Fuente: Elaboración Propia

Cantidad de cartuchos en arrastre

Tabla 45
Cartuchos para el arrastre

Carga x Taladro	2.62	kg/tal
Nº Cartuchos	6.50	Cart/Tal
<hr/>		
Nº Cartuchos de Senatel™ Ultrex™ 1 1/2"x12"	8	Cart/Tal

En la tabla se puede apreciar la cantidad de cartuchos necesarios para usar en cada taladro los arrastres.
Fuente: Elaboración Propia

IV. Taladros de Corona

Tabla 46
Taladros en corona

Cálculo para Taladros en la Corona		
Para una Voladura de Recorte o Contorno	Ec	0.78
Diámetro del Taladro de Producción	d (Øp)	0.052
Valor de K	K	15
Relación de E/B para la corona	E/B	0.8
<hr/>		
Ec=K*dH	Bmax	0.98
<hr/>		
	Bp'c	0.75

Burden máximo (Bmax) y burden práctico de los taladros de corona (Bp'c) se pueden apreciar en la tabla.
Fuente: Elaboración Propia

Numero de taladros en corona "Ntal c"

$$Ntal\ c = \frac{Ancho\ de\ labor}{Bmax} + 1$$

$$Ntal\ c = \frac{4.5}{0.98} + 1$$

$$Ntal\ c = \frac{4.5}{0.98} + 1$$

$$Ntal\ c = 5$$

Espaciamiento entre taladros

$$E = \frac{\text{anchodelabor}}{N_{\text{tal}} c - 1}$$

$$E = 1.13 \text{ m}$$

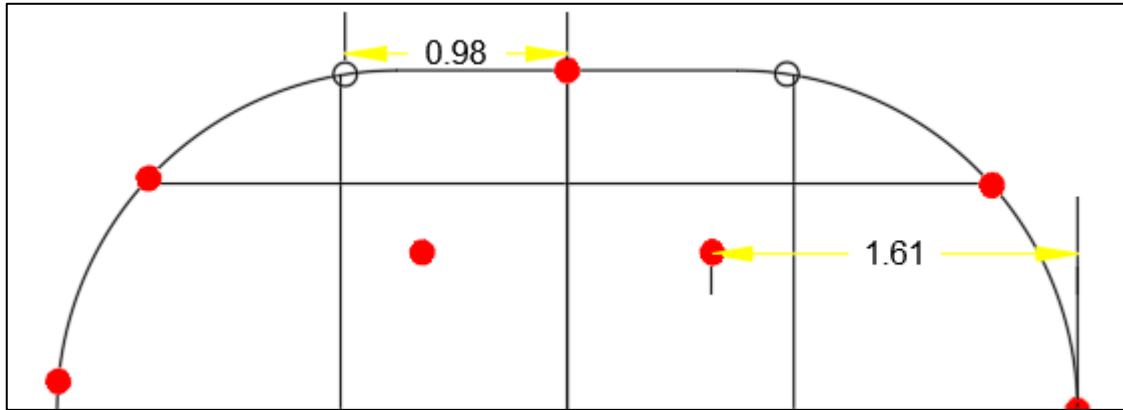


Figura 29: Numero de taladros en la corona. Fuente: Elaboración propia

Cálculo de densidad de carga en corona y cantidad de cartuchos

Tabla 47

Densidad de carga en Corona y numero de cartuchos

Densidad de Carga Dq			
Diámetro del Taladro de Producción	dH (Øp)	0.052	
Longitud de Carga en el fondo de taladro	Lf	1.22	
Columna de Carga	Lc	0.61	
Total de Metros Cargados en taladro	Lct	1.83	m/taladro
Densidad de Carga Mínima	Dq Corona	0.24	kg/m
Senatel™ Ultrex™ 1 1/2"x12"			
	Cart Corona	6.00	Cart / tal

Se evidencia la cantidad de explosivo por metro a usar en los taladros de contorno, el cual como resultado es de 0.24 kg/m. Mientras que la cantidad de cartuchos en función de la longitud de carga total y largo del explosivo es de 6 unidades.

Fuente: Elaboración Propia

Taladros de hastiales

$$Hd = (Ha - B \text{ practico arrastre} - B \text{ practico corona})$$

Hd altura Disponible

*Tabla 48
Cálculo de la altura disponible.*

Altura de Labor	4.50
Burden de Arrastre	1.18
Burden de corona o radio de arco	1.50
<hr/>	
Ancho de Corte disponible	Hd 1.82 m

La cantidad en metros de espacio disponible hacia arriba. Altura disponible "Hd" es de 1.82m.

Fuente: Propia

Cálculo de burden para tal de hastiales

*Tabla 49
Burden para taladros en Hastiales*

Densidad de Carga	Dq	1.02
Factor de Fijación	f	1.45
Constante de Roca	C	0.335
Relación de E/B para la Hastial	E/B	1.25
PRP Explosivo Usado	PRP	1.28
<hr/>		
	Bmax	1.32
<hr/>		
Bp=Bmax - Hseny - Ep	Bp	1.09

De la tabla se desprende que el burden a usar de manera practica es 1.09 m.

Fuente: Elaboración Propia

Numero de taladros en hastiales

$$Ntal'h = \left[\frac{Hd}{Bmax * E/B} + 1 \right]$$

$$Ntal'h = \left[\frac{1.82}{1.32 * 1.25} + 1 \right]$$

$$Ntal'h = [2]$$

Espaciamiento entre taladros de los hastiales

$$E = \left[\frac{Hd}{Ntal'h} \right]$$

$$E = \left[\frac{1.82}{2} \right]$$

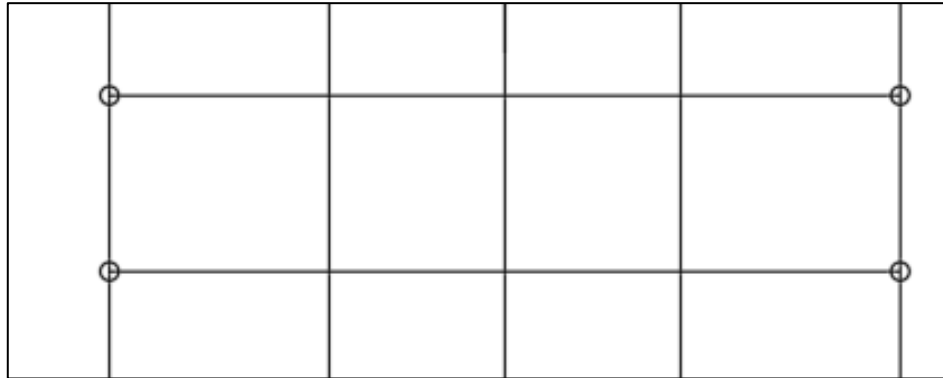


Figura 30: cantidad de taladros en hastiales se considera el doble. Debido a que tenemos dos hastiales en un frente de perforación.

Fuente: Elaboración Propia

Densidad de Carga en Hastiales.

Tabla 50

Densidad de carga para taladros de hastiales y numero de cartuchos

Densidad de Carga Dq Hastial		
Diámetro del Taladro de Producción	dH	0.052
Constante de Roca	C	0.335
Burden Practico	Bp	1.09
PRP Explosivo Usado	PRP	1.28
Alto Disponible	Hd	1.82
Dq Hastial		0.87 kg/m
Taco= Bmax		1.32 m
Longitud de carga		2.03 m
Carga x Taladro		1.15 kg/tal
Senatel™ Ultrex™ 1 1/2"x12"	N° Cartuchos	5.04 Cart/Tal
N° Cartuchos		5.00 Cart/Tal

De la tabla se desprende la cantidad de carga en los taladros de Hastiales, los cuales son de 0.87 kg/m. Para esto la cantidad de cartuchos por taladro es de 5 unidades.

Fuente: Elaboración Propia

V. Taladros de ayuda en Corona

$$Hd = \text{Altura de labor} - \text{Barrastre} - \text{Bcorona}$$

Tabla 51
Altura disponible para la corona

Alto Disponible "Hd"		
Altura de Labor	4.50	m
Burden Arrastre	1.18	m
Burden Corona	0.98	m
<hr/>		
Hd	2.35	m

La distancia para colocar las ayudas en la zona establecida como corona es de 2.35 m

Fuente: Elaboración Propia

Burden para los taladros de ayuda en la corona

Tabla 52
Burden práctico para los taladros en corona

Densidad de Carga	Dq	1.02
Factor de Fijación	f	1.20
Constante de Roca	C	0.34
Relación de E/B para la destroza	E/B	1.25
PRP Explosivo Usado	PRP	1.28
<hr/>		
	Bmax	1.45 m
<hr/>		
$Bp = Bmax - Lseny - F$	Bp	1.22 m

Burden práctico para los taladros de ayuda en la corona es de 1.22 m.

Fuente: Elaboración Propia

Numero de taladros en ayuda de corona "Ntal'c"

$$N_{\text{taladros de ayuda}'c} = \left[\frac{Hd}{B_{\text{max}} * E/B} + 1 \right]$$

$$N_{\text{ayuda}'c} = \left[\frac{2.35}{1.45 * 1.25} + 1 \right]$$

$$N_{\text{ayuda}'c} = \text{Redondeando} = 2$$

Espaciamiento entre taladros de ayuda en corona

$$E = \left[\frac{\text{Ancho de tunel} - 2xB \text{ hastial}}{N - 1} \right]$$

$$E = \left[\frac{4.5 - 2x1.45}{2 - 1} \right]$$

$$E = 1.61 \text{ m}$$

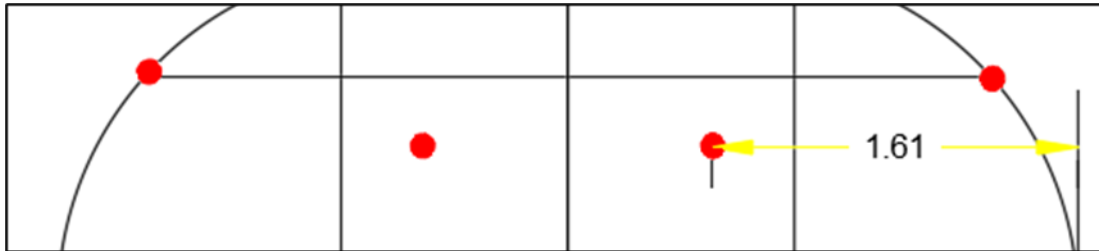


Figura 31: Distribución de taladros de ayudas en la corona. Fuente: Elaboración Propia

Densidad de carga en taladros de ayuda en contorno y cantidad de cartuchos por taladro

Tabla 53
Densidad de carga con numero de cartuchos por taladro

Densidad de Carga Dq		
Diámetro del Taladro de Producción	dH	0.052
Constante de Roca	C	0.335
Burden Practico	Bp	1.219
PRP Explosivo Usado	PRP	1.280
Alto Disponible	Hd	2.35 m
	Dq Ayuda de Corona	0.86 kg/m
	Taco	0.72 m
	Longitud de carga	2.63 m
	Carga x Taladro	0.62 kg/tal
Senatel™ Ultrex™ 1 1/2"x12"	N° Cartuchos	6.51 Cart/Tal
	N° Cartuchos	6.00 Cart/Tal

Para los taladros de ayuda ubicados en la corona, es necesario una densidad de carga "Dq" de 0.86 kg/metro. Y la cantidad de cartuchos para estos taladros es de 6 unidades. Utilizando el explosivo Senatel™ Ultrex™ 1 1/2"x12".

Fuente: Elaboración Propia

CAPÍTULO III: RESULTADOS

Para el diseño de malla se usa un tipo de perforación con arranque cilíndrico, es decir que se usa diámetros de broca diferentes. Para lo taladros cargados se usa broca de 52 mm, y para taladros de rimado o vacíos se va a usar una broca de 102 mm. Los resultados obtenidos de acuerdo al estudio se presentan a continuación. Cabe resaltar que usando formulismo se ha determinado que la cantidad mínima de taladros de alivio es de dos unidades, pero para nuestro diseño, se va a considerar una cantidad de 04 taladros de alivio, con el objetivo de generar la mayor cara libre.

*Tabla 54
Resumen de factores de la malla del nuevo diseño de malla.*

Sección	4.5 m x 4.5 m	
Ancho	4.5	m
Altura	4.5	m
Avance Esperado	3.18	m
Volumen	61.31	m ³
KG de Explosivo	100.20	kg
Factor de Carga	1.6	kg/m ³
Factor de Carga Lineal	0.7	Kg/m

La tabla muestra un resumen de factores obtenidos con la elaboración de la nueva malla de perforación, tales como Avance esperado, Volumen, Kg de Explosivo utilizado y factor de carga.

Fuente: Propia

El factor de carga obtenida mediante el diseño de malla utilizada en la perforación antigua ascendía a 1.85 kilogramos por metro cubico. Lo que indica que para mover un metro cubico de material, es necesario utilizar 1.85 kg de explosivo. Mientras que, con el diseño y los ajustes realizados a la nueva malla, se obtiene un nuevo factor de carga en función a los metros cúbicos removidos de 1.63 kg.

*Tabla 55
Comparación de factores de carga*

Factor de carga kg/m ³	
Factor de carga con la Malla antigua	1.96
Factor de Carga con la Malla actual	1.6

Tabla de diferencias en factor de carga entre la malla antigua y la malla actual

Fuente: Elaboración propia

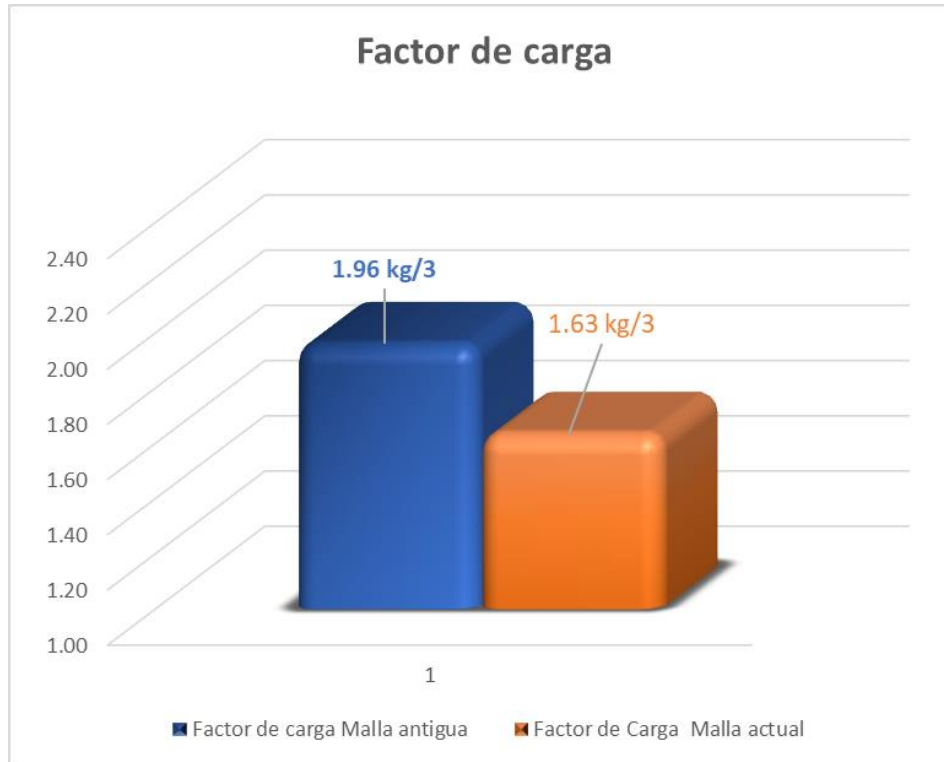


Figura 32: Comparación entre el factor de carga usado anteriormente, respecto al factor de carga obtenido en malla de perforación actual.

En la figura se aprecia que hay una reducción de 0.22 kg.

Fuente: Elaboración Propia

A continuación, se muestra un resumen de la distribución de huecos con la nueva malla derivada del formulismo propuesto por Roger Holmberg y López Gimeno.

Tabla 56

Parámetros de Burden y espaciamiento diseño actual

Item	Burden Máximo	Burden Practico	Espaciamiento
Taladros De Alivios	0.2 m	0.14 m	0.28 m
Arranque	0.35 m	0.29 m	0.40 m
I Cuadrante	0.48 m	0.43 m	0.89 m
II Cuadrante	0.72 m	0.67 m	1.57 m
III Cuadrante	0.95 m	0.90 m	2.38 m
Arrastre	1.35 m	1.18 m	1.21 m
Corona	0.98 m	0.75 m	1.13 m
Hastial	1.32 m	1.09 m	0.91 m
Ayuda Corona	1.45 m	1.22 m	1.61 m

La tabla muestra la distancia del burden máximo, burden practico y el espaciamiento respectivo, para cada sección de la malla en el frente de trabajo.

Fuente: Propia

Tabla 57

Número de cartuchos por taladro Malla nueva

Item	Nro Taladros	Densidad De Carga	Nro Cartuchos/Tal	Total Nro Cartuchos/Tal	Kg Explosivo
Taladros De Alivios	4	-	-	-	-
Arranque Senatel™ Pulsar™ 1 1/2"X12"	5	1.02	9	45	18.75
I Cuadrante Senatel™ Ultrex™ 1 1/2"X12"	4	0.86	9	36	15
II Cuadrante Senatel™ Ultrex™ 1 1/2"X12"	4	0.78	9	36	15
III Cuadrante Senatel™ Ultrex™ 1 1/2"X12"	4	0.77	7	28	11.67
Arrastre Senatel™ Ultrex™ 1 1/2"X12"	5	1.03	8	40	16.67
Corona Senatel™ Ultrex™ 1 1/2"X12"	5	0.24	6	30	12.05
Hastial Senatel™ Ultrex™ 1 1/2"X12"	4	0.87	5	20	8.33
Ayuda Corona Senatel™ Ultrex™ 1 1/2"X12"	2	0.86	6	12	5
Total	37	0.74	5.90	247	102.92

La tabla muestra la cantidad de cartuchos utilizados para cargar cada taladro que se perfora en las diferentes zonas del frente de perforación.

Fuente: Propia

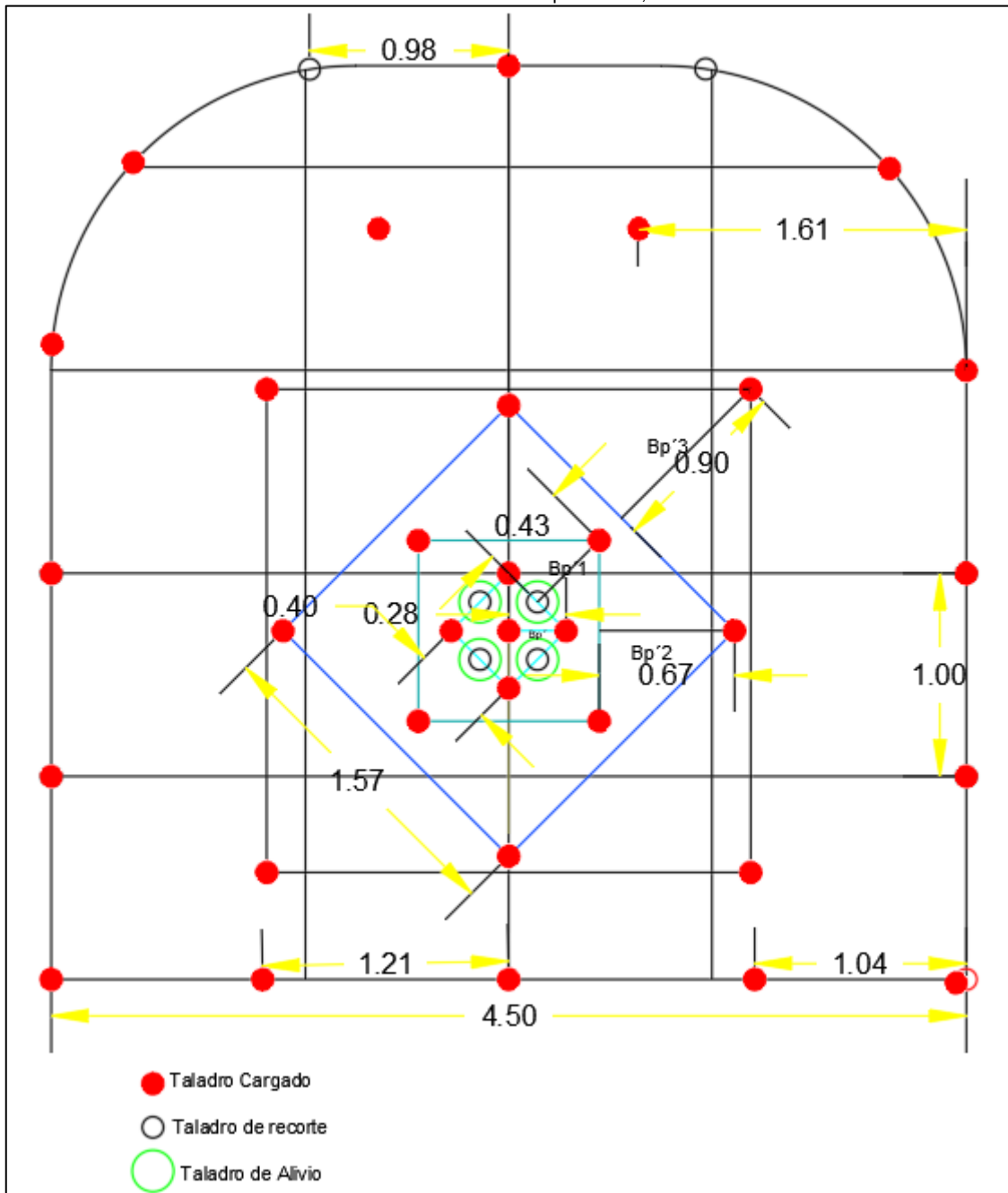


Figura 33 Nueva malla de perforación, realizada con formulismo.
Fuente Propia

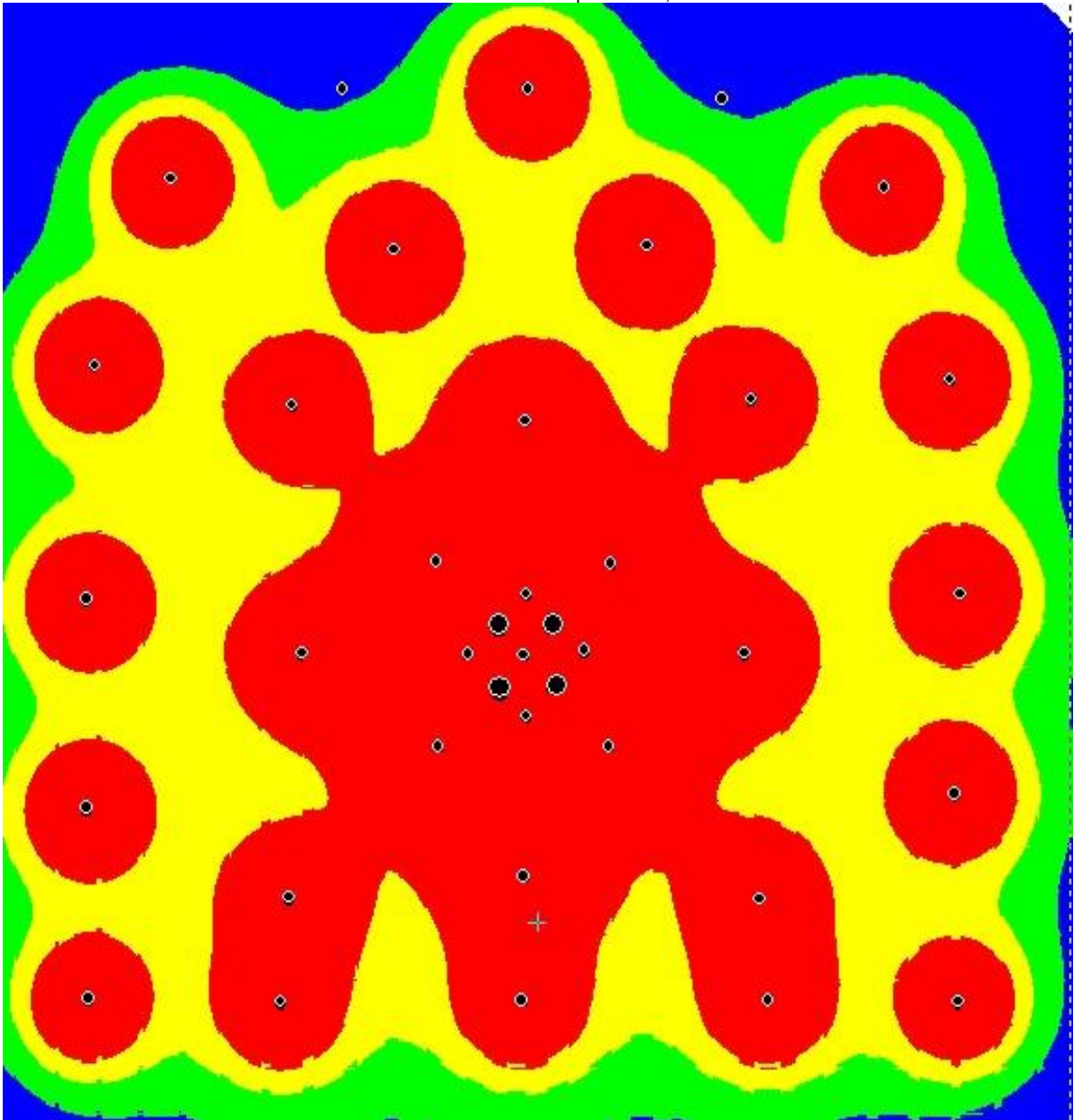


Figura 34: Analisis de distribución de carga de explosivo, utilizado con el cálculo del diseño actual de voladura.

Fuente: propia

Tabla 58
Comparación de numero de taladros y cantidad de cartuchos en la malla antigua y malla actual

ITEM	Malla Antigua		Malla Actual	
	Numero De Taladros Malla Antigua	Cartuchos Por Taladro	Numero De Taladros Malla Actual	Cartuchos Por Taladro
Taladros De Alivios	4	0	4	0
Arranque	4	9	5	9
I Cuadrante	4	9	4	9
II Cuadrante	4	9	4	9
III Cuadrante	0	0	4	7
Arrastre	5	9	5	8
Corona	5	6	5	6
Recorte En Corona	2	0	2	0
Hastial	6	5	4	5
Ayuda Corona	3	8	2	6
Ayuda Hastiales	2	8	0	0
Ayuda Arrastre	3	8	0	0
Total de Taladros	42		37	
Total de Cartuchos		277		247

Se observa la diferencia entre la cantidad de taladros, anteriormente se usaban 42 taladros y actualmenten se ha reducido a 37 taladros. Con respecto a la cantidad de cartuchos usados en el carguío. tambien se evidencia una reducción en 30 cartuchos

Fuente: Propia

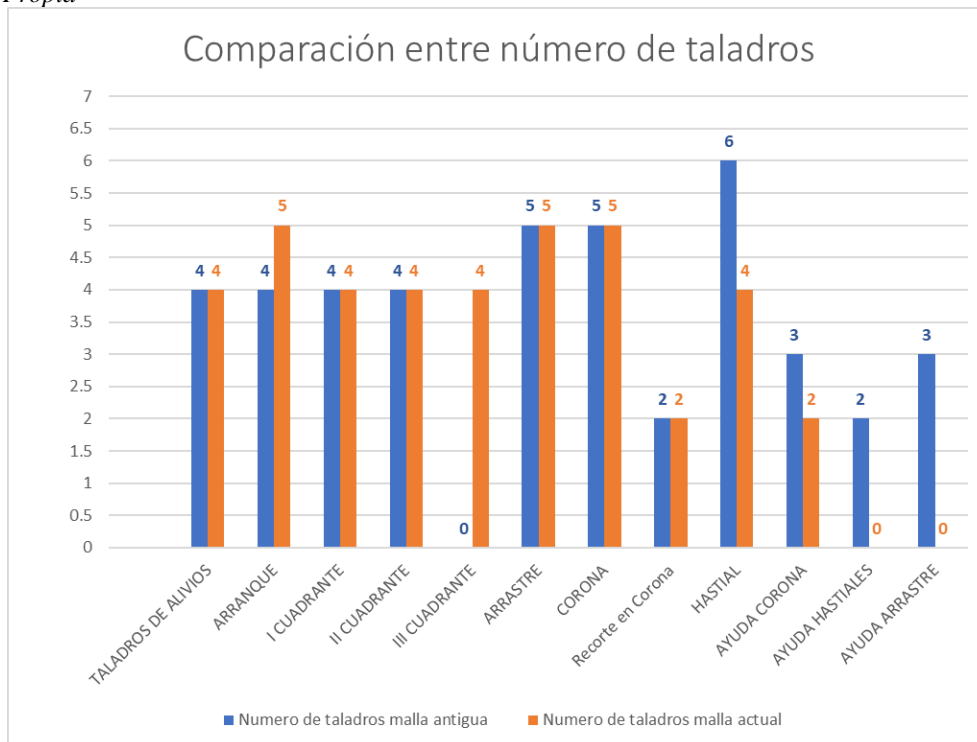


Figura 35: Comparación entre la cantidad de taladros distribuidas con malla antigua y el nuevo diseño.

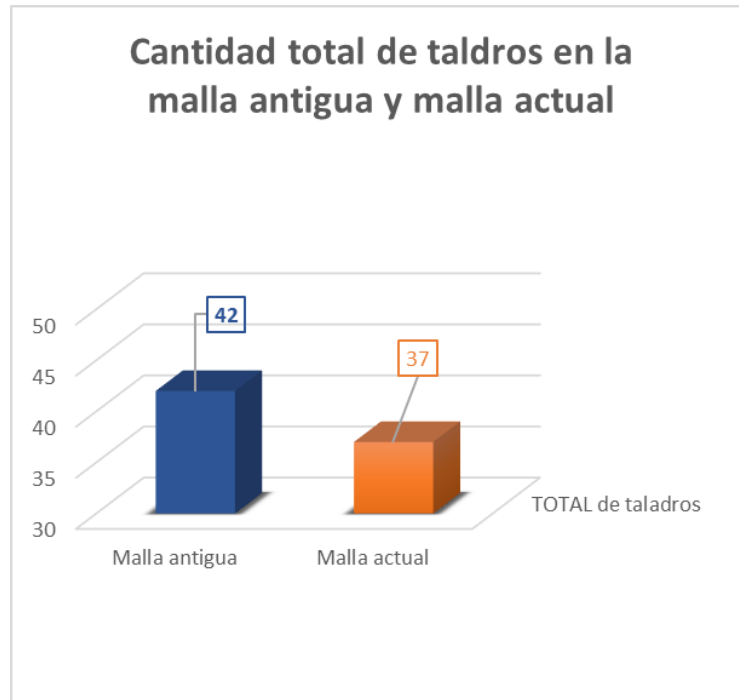


Figura 36: Comparación entre número total de distribución de taladros

Fuente: Propia

Tabla 59
Cantidad de cartuchos por zona en el frente de perforación

	Malla Anterior	Malla actual
Taladros De Alivios	0	0
Arranque	36	45
I Cuadrante	36	36
II Cuadrante	36	36
III Cuadrante	0	28
Arrastre	45	40
Corona	30	30
Recorte En Corona	0	0
Hastial	30	20
Ayuda Corona	24	12
Ayuda Hastiales	16	0
AYUDA ARRASTRE	24	0
Total de Cartuchos	277	247

En la tabla se observa que la malla actual a diferencia de la malla antigua, cuenta con tres cuadrantes. La tabla nos sirve para el nuevo diseño de malla, el cual no tiene taladros en ayuda de hastiales ni en ayuda de arrastre.

Fuente:Elaboración Propia

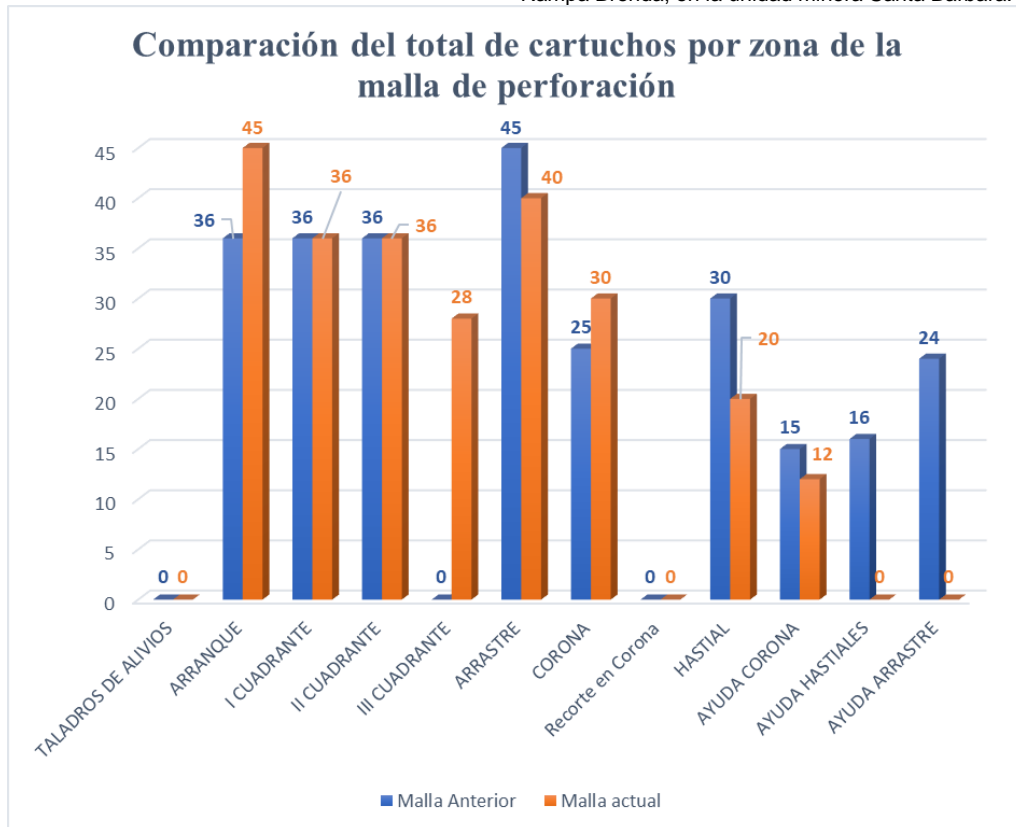


Figura 37: Numero de cartuchos por cada sección de perforación, comparativa entre mallas antigua y nueva.
Fuente: propia

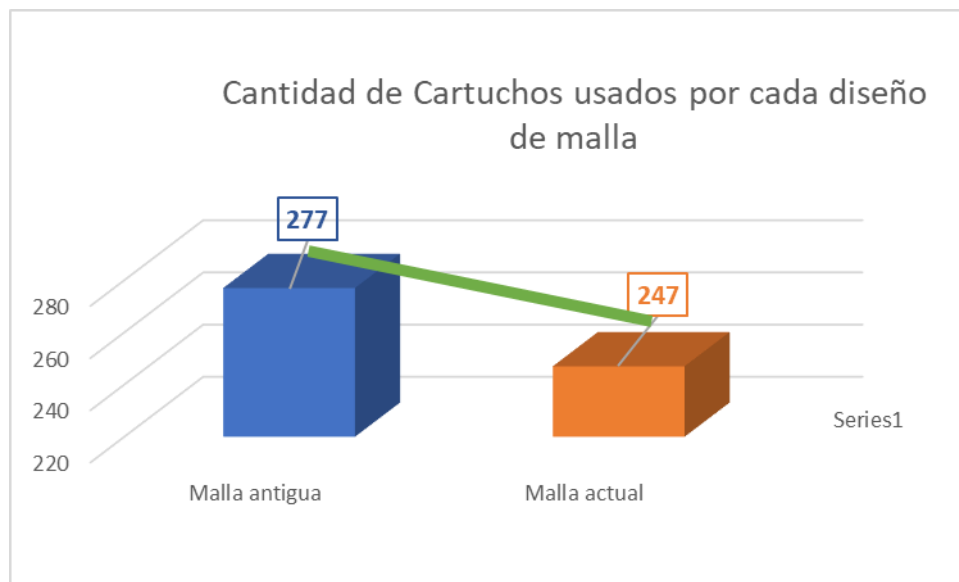


Figura 38: Comparación en cantidad de cartuchos totales
Fuente: propia

Tabla 60
Comparación de malla antigua versus malla actual

	Malla Antigua	Malla nueva
Tiempo de perforación promedio hrs	2.47	1.41
Numero de taladros und	42	39
Rendimiento Tal/hr	17.92	27.89

El tiempo de perforación de la malla actual con la malla antigua difiere en aproximadamente una hora.
Elaboración Propia

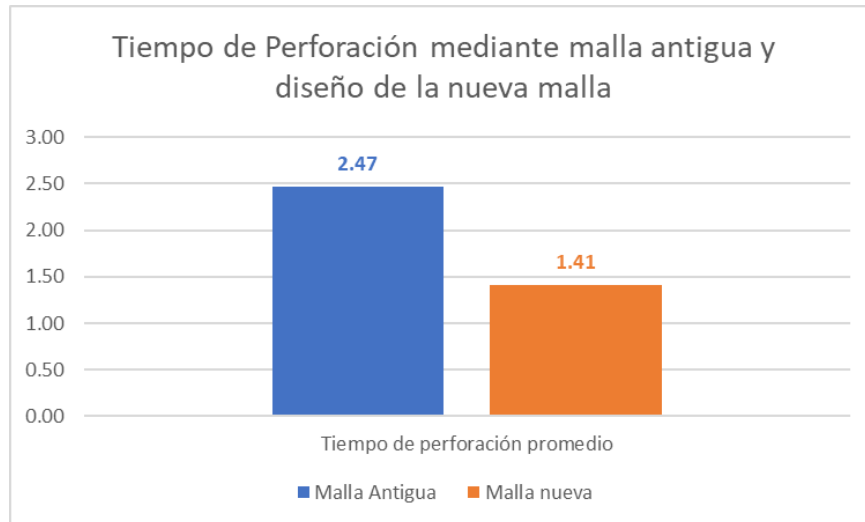


Figura 39: Comparación entre el tiempo de perforación, malla antigua y malla nueva
Fuente: Elaboración propia

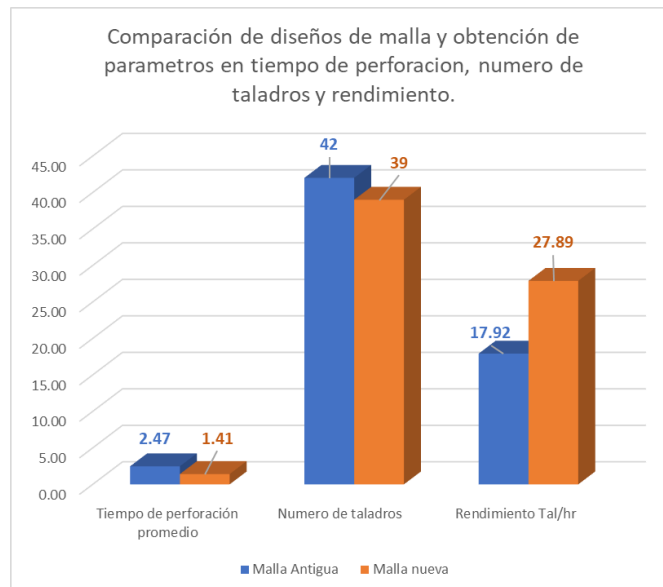


Figura 40: Comparación de perforación entre malla. Tiempos de perforación, número de taladros, rendimiento por hora.
Fuente: Elaboración Propia

Tabla 61
Avance real con la nueva malla de perforación

Indicadores	medidas	Real		Esperado		Alcanzado
		Por disparo	Obtenido	Por disparo	Obtenido	
Promedio de perforación	m	3.28	39.31	3.35	40.23	97.7%
Promedio de la eficiencia de perforación	%	97.70 %		95.00		
Avance real	m	3.08	36.97	3.19	38.22	96.72%
Eficiencia de voladura	%	96.72 %		95.00		

El avance real con respecto a lo esperado es de 96.72 %

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 62
Avance obtenido usando mallas empírica vs el diseño de la nueva malla

	Muestra obtenida de 12 tomas de datos		
	avance		
	Esperado	Real	Alcanzado
Malla Antigua	38.22	33.38	87.33%
Malla Nueva	38.22	36.96	96.72%

El avance obtenido en 12 disparos usando la malla empírica es de 33.38m, mientras que la misma cantidad de disparos con el nuevo diseño es de 36.96m de lo proyectado que sería de 38.22m. es decir que con el nuevo diseño se obtuvo un 96.72 % de avance.

Fuente: Elaboración Propia

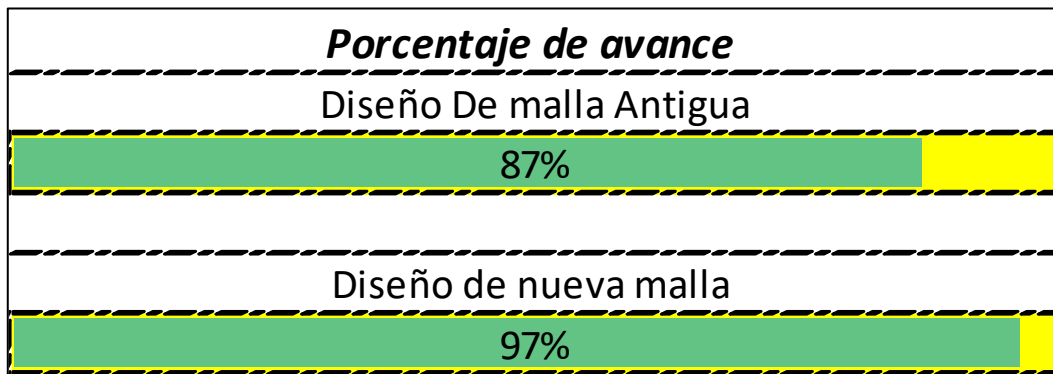


Figura 41 : Avance Real y Esperado

Fuente: Elaboración propia

Tabla 63
Kilogramos totales por malla

	Malla Anterior	Kg de explosivo Malla Antigua	Malla actual	Kg Explosivo Malla Nueva
Taladros De Alivios	0	0.00	0	0.00
Arranque	36	15.00	45	18.75
I Cuadrante	36	15.00	36	15.00
II Cuadrante	36	15.00	36	15.00
III Cuadrante	0	0.00	28	11.67
Arrastre	45	18.75	40	16.67
Corona	30	12.50	30	12.50
Recorte En Corona	0	0.00	0	0.00
Hastial	30	12.50	20	8.33
Ayuda Corona	24	10.00	12	5.00
Ayuda Hastiales	16	6.67	0	0.00
Ayuda Arrastre	24	10.00	0	0.00
Total		115.42		102.92

Los kilogramos totales usados por cada malla hacen a 115.42 kg para la malla antigua y a 102.92 kg para la malla actual. Con el nuevo diseño se logra reducir el consumo de explosivo en 12.5 kg

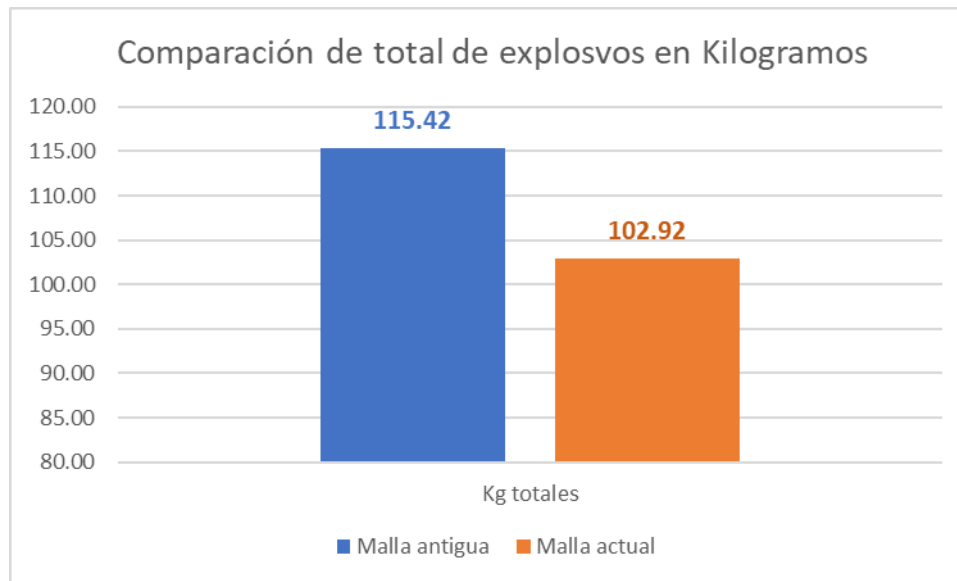


Figura 42: Cantidad total de explosivos como malla antigua es de 115.42kg mientras que con el nuevo diseño es de 102.9kg. Reduciendo en 12.5kg el consumo

Los equipos de perforación Jumbo, en su gran mayoría usan combustible para trasladarse de un lugar a otro. Pero para la actividad de perforación utilizan energía eléctrica (jumbos electrohidráulicos) de 440V. Para generar esta energía eléctrica se requiere de grupos electrógenos, los mismos que para su funcionamiento necesitan combustible. Estos grupos electrógenos consumen por hora 30 galones de combustible. En cuanto a los explosivos la caja de Senatel Ultrex tiene un costo aproximado de S/. 250, la caja de 25kg, el cual contiene 60 unidades de cartuchos de explosivo.

Tabla 64
Consumo de explosivo, y combustible

	consumos	Malla Antigua	Malla Nueva
Consumo de explosivos kg		115.42	102.92
Tiempo de perforación hrs		2.47	1.41
Costo de explosivos \$	250	S/. 1,154.17	S/. 1,029.17
Combustible galones "gl"	30	74.1	42.3
Precio de combustible S/. Por gl	15	S/. 1,111.5	S/. 634.5

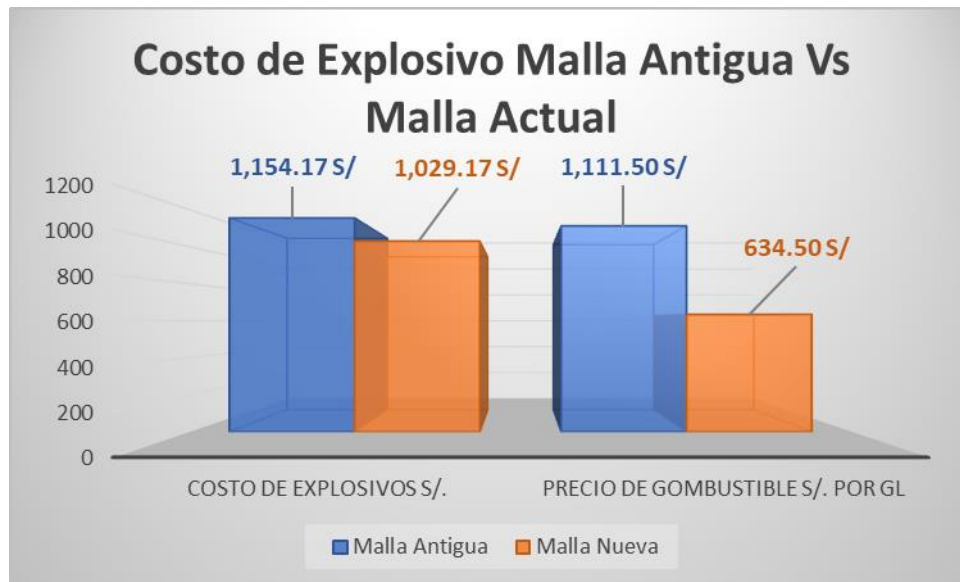


Figura 43: Comparativa entre consumo por disparo de explosivos y consumo de combustible para el tiempo de perforación

Fuente: Elaboración propia

Tabla 65
Costos totales por mes y ahorro en explosivo y combustible

	Costo mensual de explosivos	Costo Mensual de combustible
Malla Antigua	S/ 69,250	S/ 66,690
Malla Nueva	S/ 61,750	S/ 38,070
Ahorro	S/ 7,500	S/ 28,620
% de reducción de costos	10.83%	42.91%

En una proyección mensual los costos de reducción en uso de explosivos ascenderían a 69250 soles, y los de combustible disminuirán en 66690 soles. Respectivamente se tendría una disminución en 10.83% y 42.91% para costo en explosivo y combustible respectivamente.

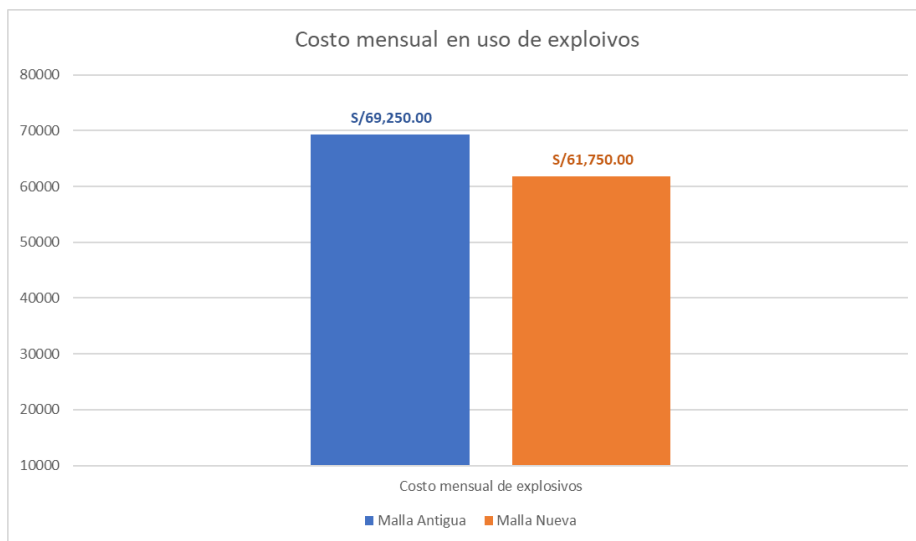


Figura 44: Costo mensual en uso de explosivos. Utilizando malla antigua y malla actual

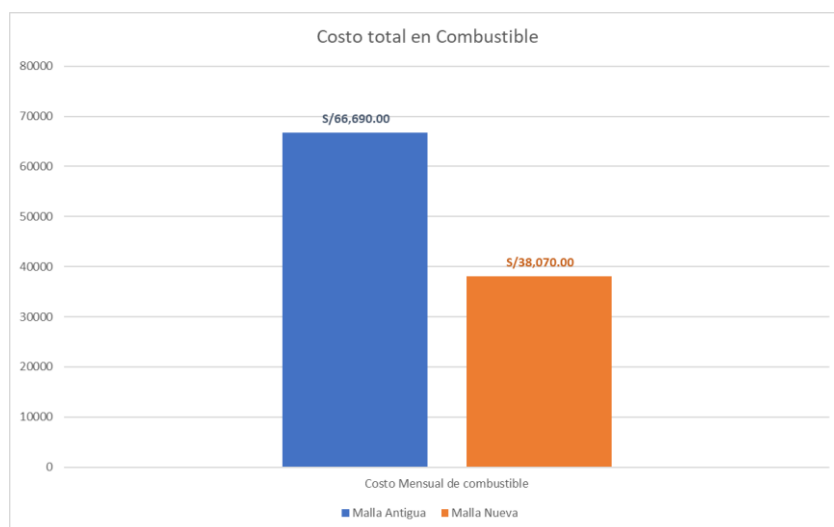


Figura 45: Costo mensual en uso de Combustible. Utilizando malla antigua y malla actual

CAPÍTULO IV: DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

DISCUSIÓN

El objetivo principal de esta tesis es realizar el diseño de una malla de perforación que permita mejorar el avance en la Rampa Brenda, de la unidad minera Santa Bárbara. De acuerdo a los resultados obtenidos en este estudio de diseño de malla para el frente de trabajo en la Rp Brenda se usó la metodología propuesta por Holmberg que permite estimar y calcular los valores correspondientes para el diseño de malla. Cabe resaltar que la malla que se obtenga con el formulismo no es un indicativo para que la malla se tenga que usar tal cual se haya obtenido. Sino que, con el tiempo, se puede modificando, adaptando y mejorando de acuerdo con las condiciones de la roca.

El factor de carga es la representación numérica entre el consumo necesario de explosivo en kg para obtener un metro cubico de material. Este factor de carga se representa en Kg/m. (Marin, 2021) en su publicación demuestra que, con la nueva estructura de perforación, obtiene una reducción del factor de carga. Para nuestro estudio en un inicio, de acuerdo a los datos obtenidos, se poseía un factor de carga de 1.96 Kg/m^3 como lo indica en la tabla 55. Luego de realizar el diseño de la nueva malla, estos factores se redujeron a 1.63 Kg/m^3 . Es decir, se redujo en 0.36 kilogramos por metro cubico a usar. Todo ello debido a la optimización del diseño, pasando de tener en un principio 42 taladros a 37 taladros, reduciéndose en 5 unidades. (Ramírez y Sandoval 2020) en su estudio concluye que con el diseño de una nueva malla de perforación logra alcanzar una eficiencia de un 95 %. Asimismo, logran incrementar el avance en un 16%. Para este estudio la eficiencia en perforación en un inicio era de 92.29 % con el rediseño de la malla, se logra llegar a un 97.7% de eficiencia de perforación. Con respecto al avance lineal (Cerna, 2022) en su

investigación logra aumentar de un 85% a 93% de avance efectivo. Por otro lado (Marin, 2021) también hace referencia a que logra incrementar el avance hasta en un 2.6%. Para nuestro trabajo en un principio se tenía un avance efectivo de 87.33%, luego de aplicar el diseño de perforación la eficiencia se incrementa a un 96.72% como se indica en la tabla 61. Por otra parte, con la nueva malla se logra reducir hasta en 95% los disparos fallidos. Este nuevo esquema de perforación permite reducir la cantidad de cartuchos desde 277 unidades a 247 unidades como lo muestra la tabla 58, lo que supone un ahorro de 30 cartuchos por disparo.

Esta nueva malla permite reducir la cantidad de kilogramos de explosivos consumidos anteriormente de 115.42 kg optimizando a 102.92 kg por disparo, como lo muestran las tablas 34 y 65. (Torres y Zavaleta, 2016) llegan a la conclusión de que un buen diseño permite disminuir el uso de explosivos y el uso de maquinaria, evitando el desgaste de los equipos, los autores concluyen que logran reducir los costos asociados a las operaciones unitarias de perforación y voladura hasta en un 13%. Para este caso con el nuevo diseño se logra reducir el tiempo de perforación con jumbo, pasando del promedio de 2.47 horas a 1.41 horas, como lo asevera la tabla 63. Esta reducción de aproximadamente una hora no solo es debido a la disminución de numero de taladros, sino también tiene como responsable al operador del Jumbo. La malla antigua usada, ascendía a un costo de uso de explosivos por disparo de S/. 1,154.17 y en cuanto a uso de combustible se empleaba 74.1 galones de combustible, lo que en términos monetarios representan S/. 1,111.5. Mientras que con el nuevo diseño el consumo de explosivos se reduce a 1029.17 soles, y la cantidad de combustible dedicada a la perforación disminuye hasta 42.3 galones que equivalen a S/. 634.5

LIMITACIONES

Acceso a datos: No es fácil obtener acceso detallado a datos sobre perforaciones anteriores, y perforaciones de las demás guardias, más aún cuando el investigador (mi persona) se encuentra en días libres. Esto podría limitar la capacidad de realizar un análisis profundo y emitir conclusiones más confiables

Recursos económicos: Realizar pruebas de voladura con otro tipo de explosivos. Puesto que solo se cuenta con un solo tipo de explosivo

Limitación geológica: Por la presencia de fallas regionales que se presentan y cortan a la rampa en diferentes puntos. Generando que se tenga realizar disparos con menor longitud, limitando el avance de la rampa

Aspectos ambientales: La unidad minera al estar ubicada a 4100 metros de altura, la única fuente de recolección de agua es mediante las lluvias y cuando estas escasean, se tiene deficiencia de este líquido importante para que los equipos puedan funcionar.

Restricciones Técnicas: Habilidad del operador de jumbo, ya que el operador es el principal responsable de que la voladura sea lo más eficiente posible.

CONCLUSION

- ✓ Se consiguió reducir el factor de carga de 1.96Kg/m³ a 1.63 kg/m³ logrando reducir 0.63kg por cada metro cubico de material a romper.
- ✓ Con la aplicación del diseño de malla elaborado para la perforación se logró reducir la cantidad de taladros por frente de perforación. Optimizando de 42 taladros a 37 taladros. En efecto, esta disminución de taladros permite reducir la cantidad de cartuchos a utilizar, pasando de 277 a 247 cartuchos de explosivo por disparo. Lo

que supone un ahorro de 30 cartuchos por ciclo. En términos de masa en kilogramos se reduce de 115.42 kg a 102.92 kg.

- ✓ Se logro obtener una eficiencia en avance de 96.72% mediante el diseño de malla actual mientras que con el diseño de perforación antigua se tenía un avance del 87.33%. En términos numéricos para la perforación de 12 pies, se pasó de obtener un avance de 2.78 m a obtener 3.08 m por disparo.
- ✓ La cantidad de numero de taladros se optimiza y se ve reflejada en la disminución del tiempo de uso del equipo, de 2.47 horas a 1.41 horas de perforación. Conociendo que una hora de perforación consume 30 galones a 15 soles por galón. Con la nueva distribución se disminuye el consumo de 74.1 galones a 42.3 galones por disparo. Lo que en términos monetarios mensuales equivalen a una diferencia de S/. 66,690, a S/. 38070. Obtenido una reducción del 42.91%. Mientras que para costo de explosivos se pasó de usar 277 cartuchos a usar 247 cartuchos de explosivo. En cuanto a reducción de costos se comprime de S/. 69,250 a S/. 61,750, es decir se obtiene un ahorro de S/. 7500 por mes (10.83%).

RECOMENDACIONES

- Dar seguimiento y supervisión constante al operador de jumbo para realice el diseño de malla que se le solicita.
- En terrenos fracturados, para no dañar el techo de la labor, se recomienda colocar cañas en la columna de perforación de la zona del techo.
- La cantidad de explosivo usado por taladro se puede ir reduciendo de acuerdo al monitoreo que se realice, hasta llegar a un óptimo.

REFERENCIA

- Andres Saucedo Linares Romel Andy, & Zegarra Chavez Asesor, G. (2022). Diseño y aplicación de una nueva malla de perforación y voladura para optimizar los costos en una unidad minera de La Libertad – 2021. En *Universidad Privada del Norte*.
<https://repositorio.upn.edu.pe/handle/11537/31044>
- Bernaola Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). Perforación y voladura de rocas en minería. En *Perforación y voladura de rocas en minería*. Universidad Politécnica de Madrid. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas y Energía.
<https://doi.org/10.20868/upm.book.21848>
- Bernaola Chávez Horinson Gilvert. (2012). *GESTION DE LA PRODUCTIVIDAD TOTAL EN MINERIA SUBTERRANEA*.
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications_ A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil, and Petroleum Engineering*.
- Cabrera Huamaní, M. (2016). “Optimización de estándares de perforación y voladura para mejorar el factor de avance en la mina Santander - Cía. Minera Trevali Perú S.A.C.” En *Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga*.
<http://repositorio.unsch.edu.pe/handle/UNSCH/2210>
- Cconislla Huamani, E., & Villagomez Arenas, W. J. (2012). *Diseño de malla de perforación y voladura en el by pass 976 - e, aplicando el modelo matemático: áreas de influencia, en la unidad minera San Genaro - Castrovirreyna compañía minera s.a. 2012* [Universidad Nacional de Huancavelica].
<http://repositorio.unh.edu.pe/handle/UNH/588>

- Cerna Ibañez, Y. O. (2022). Reducción de la sobrerotura mediante la perforación y voladura controlada en la profundización de la rampa 210 mina Coturcan – 2022. En *Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo*.
<http://repositorio.unasam.edu.pe/handle/UNASAM/5432>
- ChancasanampaGomez Wilber. (2019). Diseño de la malla de perforación y voladura para incrementar la productividad de tajeos en la Compañía Minera Great Panther Coricancha S.A. *Universidad Nacional del Centro del Perú*.
<http://hdl.handle.net/20.500.12894/5431>
- Chilon Huaman, J. A., & Morillo Gil, R. P. (2019). Caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño del sostenimiento de la rampa Karent de la unidad minera María Antonieta - La Libertad [Universidad Privada del Norte]. En *Universidad Privada del Norte*. <https://repositorio.upn.edu.pe/handle/11537/22307>
- Cóndor Araujo, J. E. (2020). *Modelo de voladura controlada para mejorar estabilidad de rampa 3293 en Nivel 2100 Veta Milagros - Mina Parcoy - 2019* [Universidad Nacional del Centro del Perú]. <http://repositorio.uncp.edu.pe/handle/20.500.12894/6756>
- Correa Arroyave, Á., & Rueda Fonseca, J. E. (2021). RMR y tipo de explosivo: incidencia en las voladuras subterráneas. *BISTUA REVISTA DE LA FACULTAD DE CIENCIAS BASICAS*, 19(1), 41-50. <https://doi.org/10.24054/01204211.v1.n1.2021.959>
- Cruz Lucano, J. E., & Tovar Huamán, J. L. (2015). Pérdidas en perforación y voladura en la rampa Carmen, nivel 125 de la unidad Chungar de Compañía Minera Volcan S.A.A. [Universidad Nacional del Centro del Perú]. En *Universidad Nacional del Centro del Perú*. <http://hdl.handle.net/20.500.12894/3847>

- Cuellar Gonzales, J. L., & Valverde Camero, E. (2022). Optimización de los Índices de Perforación y Voladura en el Avance de la Rampa Patrick IV para la Reducción de Costos Operacionales, en la U.M. San Andrés CIA. Minera Marsa 2021 [Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac]. En *Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac*. <http://repositorio.unamba.edu.pe/handle/UNAMBA/1187>
- Davila Candiotti Miguel Angel. (2021). *Optimización del número de taladros mediante la implementación de malla de perforación y voladura en la rampa 440 – Mina Macdesa* [Universidad Continental]. <https://hdl.handle.net/20.500.12394/8723>
- Espinoza Egoavil, C. I. (2021). Mejoramiento de la malla de perforación para reducir costos de voladura, en la zona intermedia del cuerpo Mery de la Compañía Minera Alpayana S.A. En *Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión*. <http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/2316>
- Gomez Gaspar, D. A. (2020). «Optimización de las operaciones mineras mediante la profundización de la rampa mascota del nivel 1170 al 1220 sociedad minera corona S.A.» <http://hdl.handle.net/20.500.12894/6835>
- Lopez Jimeno, C., Lopez Jimeno, E., Pernia Llera Jose Maria, & Ortiz de Urbina, F. P. (2003). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas* (IGME).
- Marin Mallqui, J. (2021). *Perforación y voladura controlada para mejorar avance y sobrerotura en profundización de Rampa Patrick V - Minera Aurífera Retamas S.A.* [Universidad Nacional del Centro del Perú]. oai:repositorio.uncp.edu.pe:20.500.12894/6939
- Méndez Barzola, M. R. (2019). «Mejoramiento de la perforación y voladura en la construcción de la rampa 2705 de la unidad minera Parcoy Consorcio Minero Horizonte

- S.A» [Universidad Nacional de San Cristobal de Huamanga]. En *Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga*. <http://repositorio.unsch.edu.pe/handle/UNSCH/3542>
- Mendoza Muñoz, N. (2014). Optimización de la voladura controlada aplicando un modelo matemático en la unidad minera Paraiso-Ecuador. En *Universidad Nacional del centro del Perú*. <http://hdl.handle.net/20.500.12894/1339>
- Morales Garcia. Alisson Katuska. (2020). Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar el avance en la rampa negativa 940 de Sociedad Minera Austria Duvaz S. A. C. [Universidad Continental]. En *Universidad Continental*. <https://hdl.handle.net/20.500.12394/8429>
- Osorio Yupanqui, M. (2021). Diseño de malla de perforación y voladura en la construcción del Bypass 4250 de la Empresa Administradora Chungar S.A.C [Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]. En *Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión*. <http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/2223>
- Portal Minero Ediciones. (2006). *Manual General de Minería y Metalurgia: Vol. I* (Primera Edición). www.portalminero.com
- Quezada Jacobo, W. U. (2017). Optimización De Perforación Y Voladura Aplicando El Modelo Matemático De Roger Holmberg En Frentes De 3.5m*3m En Roca Tipo II Veta Papagayo. Mina Poderosa. 2017 [Universidad Nacional de Trujillo]. En *Universidad Nacional de Trujillo*. <http://dspace.unitru.edu.pe/handle/UNITRU/10020>
- Ramírez Malca Wan Seyni, & Sandoval Rivera Juan Roberto. (2020). EVALUACIÓN TÉCNICA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA REDUCIR COSTOS OPERATIVOS DE UNA MINA SUBTERRÁNEA EN CAJAMARCA – 2020. *Universidad Privada del Norte*. <https://hdl.handle.net/11537/24115>

Ramírez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. (2004b). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*.

Roger Holmberg, Per-Anders Persson, & Jaimin Lee. (1993). *Rock Blasting and Explosives Engineering*.

https://books.google.com.pe/books?id=sdLO5HESJwgC&printsec=frontcover&redir_esc=y#v=onepage&q&f=false

Hernández, R., Fernández, C., & Baptista, P. (2014). Metodología de la investigación. (6ta ed.). Interamericana editores. S.A.

Palacios Berrospi, L., B., (2019). Diseño de malla de perforación - voladura y extracción de rocas para escolleras - cantera Christopher - Carabayllo - 2019.
https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/5653/T010_44379651_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Romero Cadillo, N. S. (2018). Optimización de la perforación y voladura para minimizar costos en la construcción de la rampa (-) 4640 de la mina Pallca, compañía minera Santa Luisa S.A.C. - 2018 [Universidad Nacional Antúnes de Mayolo]. En *Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo*.
<http://repositorio.unasam.edu.pe/handle/UNASAM/3312>

Salinas Riveros, E. (2018). *Análisis-de-propiedades-geotécnicas-de-algunas-rocas-comunes-en-Chile*.

Calderón Navarro M., A., (2015) “Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (UNIDAD MINERA MACDESA)”

Sulcacondor Misarayme, J. (2018). *Optimización de operaciones unitarias de perforación y voladura mediante voladura controlada en labores horizontales en la CIA Minera Poderosa S.A.* [Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga].
<http://repositorio.unsch.edu.pe/handle/UNSCH/3264>

Torres Sandoval, M. J., & Zavaleta Mariños, W. W. (2016). “ventaja del corte cilíndrico sobre el corte quemado, para el avance lineal en la cortada NW de sección 8’x8’, en roca estructural tipo II, en la mina Charito del proyecto de la compañía minera poderosa S.A.”.

Vega Gonzáles, F. H. (2021). Implementación del diseño de perforación y voladura para optimizar los parámetros de avance en galerías del nivel 3990 de la mina Uchucchacua – 2019. *Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión*.
<http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/2335>

Williams-Jones, A. E., & Heinrich, C. A. (2005). 100th Anniversary Special Paper: Vapor Transport of Metals and the Formation of Magmatic-Hydrothermal Ore Deposits. *Economic Geology*, 100(7), 1287-1312.
<https://doi.org/10.2113/GSECONGEO.100.7.1287>

Ramírez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. (2004a). *Mecánica de rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes*.

ANEXOS

ANEXO N° 1 MATRIZ DE CONSISTENCIA

Problema general	Objetivos	Marco Teórico	Hipótesis	Variables	Metodología
<p>¿Cómo influye el diseño de una malla de perforación en el avance lineal de la rampa Brenda?</p>	<p>Objetivo General: Diseñar una malla de perforación que permita mejorar el avance en la Rampa Brenda, en la unidad minera Santa Bárbara</p> <p>Objetivos Específicos:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Reducir el factor de carga mediante la aplicación de un nuevo diseño de malla de perforación - Reducir el número de taladros y número de cartuchos usados en el frente de perforación en la Rampa Brenda, 	<p>Cabrera Huamaní, M. (2016). En su tesis titulada “Optimización de estándares de perforación y voladura para mejorar el factor de avance en la mina Santander - Cía. Minera Trevali Perú S.A.C.”</p> <p>Osorio Yupanqui, M. (2021) en su estudio “Diseño de malla de perforación y voladura en la construcción del Bypass 4250 de la Empresa Administradora Chungar S.A.C” menciona que se reduce el factor de carga, mediante el nuevo diseño.</p> <p>Davila Candiotti Miguel Angel. (2021). En su estudio “Optimización del número de taladros mediante la implementación de malla de</p>	<p>H. General: Con el diseño de una malla de perforación se logrará mejorar el avance en la rampa Brenda y optimizar recursos, en la unidad minera Santa Bárbara.</p>	<p>V. Independiente: Malla de Perforación</p> <p>V. Dependiente: Avance Lineal</p>	<p>Tipo de investigación: Cualitativa</p> <p>Propósito: Aplicada</p> <p>Diseño de investigación: Experimental</p> <p>Unidad de estudio:</p> <p>Población: La población utilizada para esta investigación está dada por todo el conjunto de malla de perforación, utilizados en el proyecto de Rampas Brenda y Rp Santa Barbara las en las cuales la distribución de taladros varía en cantidad de 42 a 46 taladros con una barra de perforación de 12 pies</p> <p>Muestra:</p>

<p>de la unidad minera Santa Bárbara.</p>	<p>perforación y voladura en la rampa 440 – Mina Macdesa”</p>	
<p>- Aumentar el avance de la Rampa Brenda, mediante la aplicación del diseño de una nueva malla de perforación</p>	<p>Morales García. Alisson Katuska. (2020). En su tesis “Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar el avance en la rampa negativa 940 de Sociedad Minera Austria Duvaz S. A”</p>	<p>La muestra para este estudio se basa en el diseño de malla de perforación con 42 taladros usado para perforación con barra de 12 pies en el frente de trabajo de la Rampa Brenda de 4.5 x 4.5 metros.</p> <p>Técnicas, instrumentos y procedimientos de recolección de datos:</p>
<p>- Reducir costos de perforación y voladura usando el nuevo diseño de malla de perforación</p>	<p>Andres Saucedo Linares Romel Andy, & Zegarra Chavez G. (2022). Diseño y aplicación de una nueva malla de perforación y voladura para optimizar los costos en una unidad minera de La Libertad – 2021</p> <p>Espinoza Egoavil, C. I. (2021). También en su estudio “Mejoramiento de la malla de perforación para reducir costos de voladura, en la zona intermedia del cuerpo Mery de la Compañía Minera Alpayana S.A.”</p>	<p>Técnica:</p> <p>Observación directa</p> <p>Revisión bibliográfica</p> <p>Instrumento:</p> <p>Reportes diarios de perforación y avance por disparo</p> <p>Cámara fotográfica</p> <p>Flexómetro</p> <p>Tablas GSI, RMR, RQD</p> <p>Datos de diseño</p> <p>Parámetros del terreno</p> <p>Parámetros de Perforación y voladura</p>

ANEXO N° 2 MATRIZ DE OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

Variable independiente	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensiones	Indicadores	Escala de medición
Malla de Perforación	(Palacios, 2019). La malla de perforación y voladura se refiere a la distribución de los taladros con carga, en esta distribución se toma las dimensiones del burden por espaciamiento.	La malla de perforación es dibujada en el frente de la labor respetando factores de separación de taladros, dependiendo del tipo de roca, tamaño de broca	-Dimensiones de Barreno y Broca -Número de taladros	-Burden -Espaciamiento	-Razón
Variable dependiente	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensiones	Indicadores	Escala de medición
Avance Lineal	(Calderón, 2015) Es un factor medible que se relaciona con la profundidad máxima de voladura que se puede conseguir en un frente con un solo disparo	En perforación, los costos se encuentran en dólares por metro perforado, en donde se tiene en cuenta la profundidad y diámetro a perforar.	-Metros avanzados	-Eficiencia de perforación -Eficiencia de voladura -Longitud de barra de Perforación	-Razón

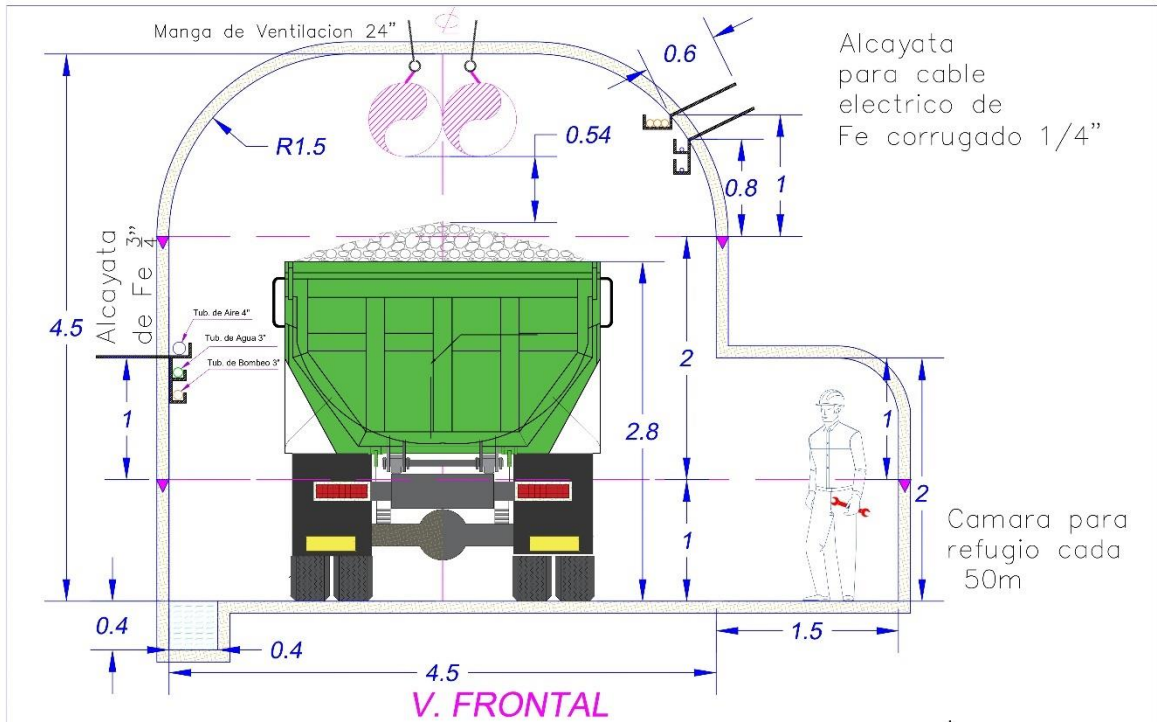
ANEXO N° 3: Parámetros para el cálculo del RMR Bieniawski 1989

A. PARAMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORES									
Parámetros			Rangos de Valores						
1	Resistencia de la roca intacta	Índice de carga puntual	> 10Mpa	4-10Mpa	2-4 Mpa	1-2 Mpa	Para este rango bajo es preferible el ensayo de compresión uniaxial		
		Resistencia compresiva uniaxial	>250Mpa	100-250Mpa	50-100Mpa	25-50 Mpa	5 - 25 Mpa	1- 5Mpa	< 1 Mpa
Valoración			15	12	7	4	2	1	0
2	Calidad testigo de perforación RQD		90% - 100%	75%-90%	50% - 75%	25% - 50%	<25%		
		Valoración	20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de discontinuidades		> 2m	0.6-2 m	0.2 - 0.6 m	60-200 mm	< 60 mm		
		Valoración	20	15	10	8	5		
4	Condición de las discontinuidades		Superficie muy rugosa No continua Cerrada Apertura Paredes rasas	Superficies ligeras rugosas Apertura < 1mm Paredes ligeramente intemperizadas	Superficies ligeras rugosas Apertura < 1mm Paredes altamente intemperizadas	Espejo de falla o panizo <5mm de espesor o apertura de 1-5mm juntas continuas	Parrizo suave >5mm de espesor o apertura > 5mm.Juntas continuas		
		Valoración	30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea	Flujo por 10m de longitud de túnel (lit)	Ninguno	< 10	10-25	25 - 125	> 125		
		Presión de agua principal máxima	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
	Condición general	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo			
	Valoración	15	10	7	4	0			
B. AJUSTE DE LA VALORIZACIÓN POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES (VER F)									
Orientación rumbo y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable			
VALORACIONES	Túneles & minas	0	-2	-5	-10	-12			
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25			
	Taludes	0	-5	-25	-50				
C. CLASES DE MASA ROCOSA DETERMINADAS POR LAS VALORACIONES TOTALES									
Valoración	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21				
Numero de Clase	I	II	III	IV	V				
Descripción	Roca muy buena		Roca buena	Roca Regular	Roca mala	Roca muy mala			
D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCAS									
Numero de clases	I		II	III	IV	V			
Tiempo de auto sostenimiento	20 años span 15m		1 año span 10m	1 semana span 5m	10 Hrs span 2.5m	30 minutos span 1m			
Cohesión de la masa rocosa KPa	> 400		300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100			
Angulo de fricción de masa rocosa	> 48°		38° - 48°	28° - 38°	18° - 28°	< 18°			
E. FAULTS PARA LA CLASIFICACION DE LAS CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES									
Longitud de discontinuidades-persistencia	< 1m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m				
Valoración	6	4	2	1	0				
Separación (apertura)	Cerrada	< 0.1 mm	0.1 - 1 mm	1 - 5 mm	> 5 mm				
Valoración	6	5	4	1	0				
Rugosidad	Muy rugoso	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Espejo de falla				
Valoración	6	5	3	1	0				
Repleno (panizo)	Ninguno	Repleno duro <5mm	Repleno duro > 5mm	Repleno suave <5mm	Repleno suave > 5mm				
Valoración	6	4	2	1	0				
Intemperización	Sana	Ligera	Moderada	Muy intemperizada	Descompuesta				
Valoración	6	5	3	1	0				
F. EFECTO DE LA ORIENTACION RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN TUNELERIA **									
Rumbo perpendicular al eje del túnel					Rumbo paralelo al eje del túnel				
Avance con el buzam. Buzam 45-90°		Avance con el buzam. Buzam. 20 - 45°			Buzamiento 45 - 90°		Buzamiento 20 - 45°		
Muy favorable		Favorable			Muy favorable		Moderado		
Avance contra el buzam. Buzam. 45-90°		Avance contra el buzam. Buzam 20 - 45°			Buzamiento 0 - 20° independiente del rumbo				
Moderado (regular)		Desfavorable			Moderado				

* Algunas condiciones son mutuamente excluyentes. Por ejemplo, si el relleno está presente, la rugosidad de la superficie será dominada por la influencia del panizo. En tales casos usas A4 directamente.

** Modificado por Wickman et. Al (1972)

ANEXO N° 4: Estándar de Labor de Rampa



	ESTANDARES & PROCEDIMIENTOS	S.M.R.L. SANTA BARBARA DE TRUJILLO ESTANDAR DE LABOR RAMPA SECCION 4.5x4.5m				
	DISEÑADO POR: Ing. Marvin Torres Sandoval DIBUJADO POR: Ing. Marvin Torres Sandoval	REVISADO POR: APROVADO POR:	Ing. Jackson Guizabalo Carrea Ing. Jose Santos Baltardo	ESCALA: 1/25 FECHA: 20/06/22	SISTEMA: PLANO N°: 05	

ANEXO N° 5 : Tiro Floreado en arrastre



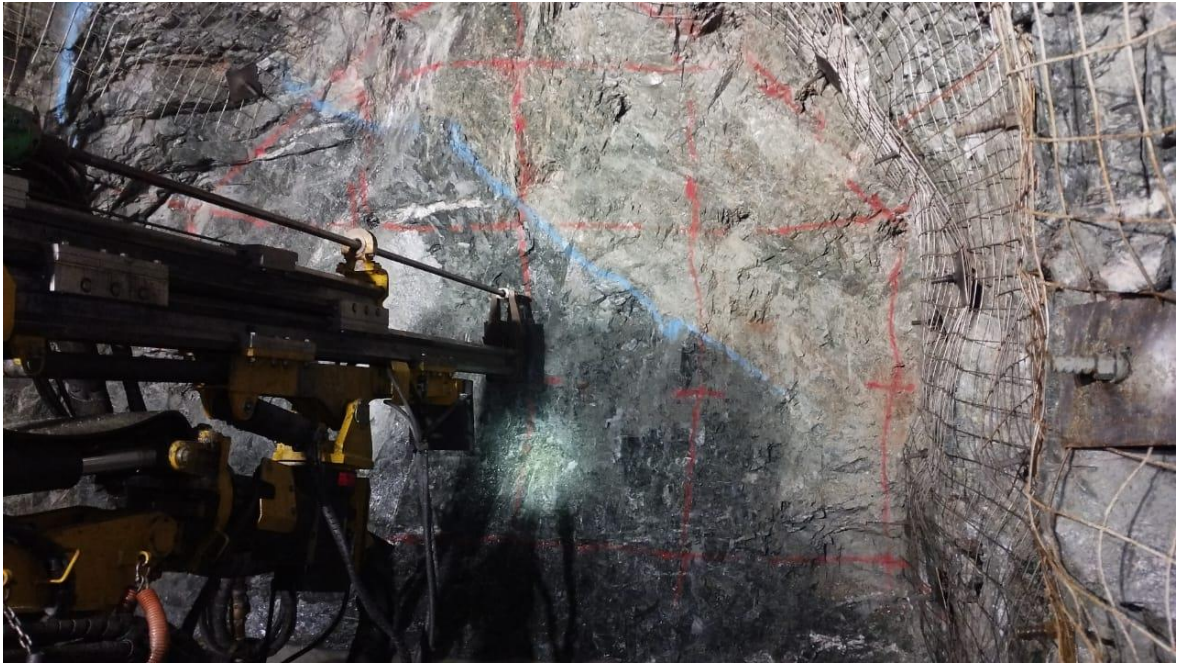
ANEXO N° 6: Voladura ineficiente en corona



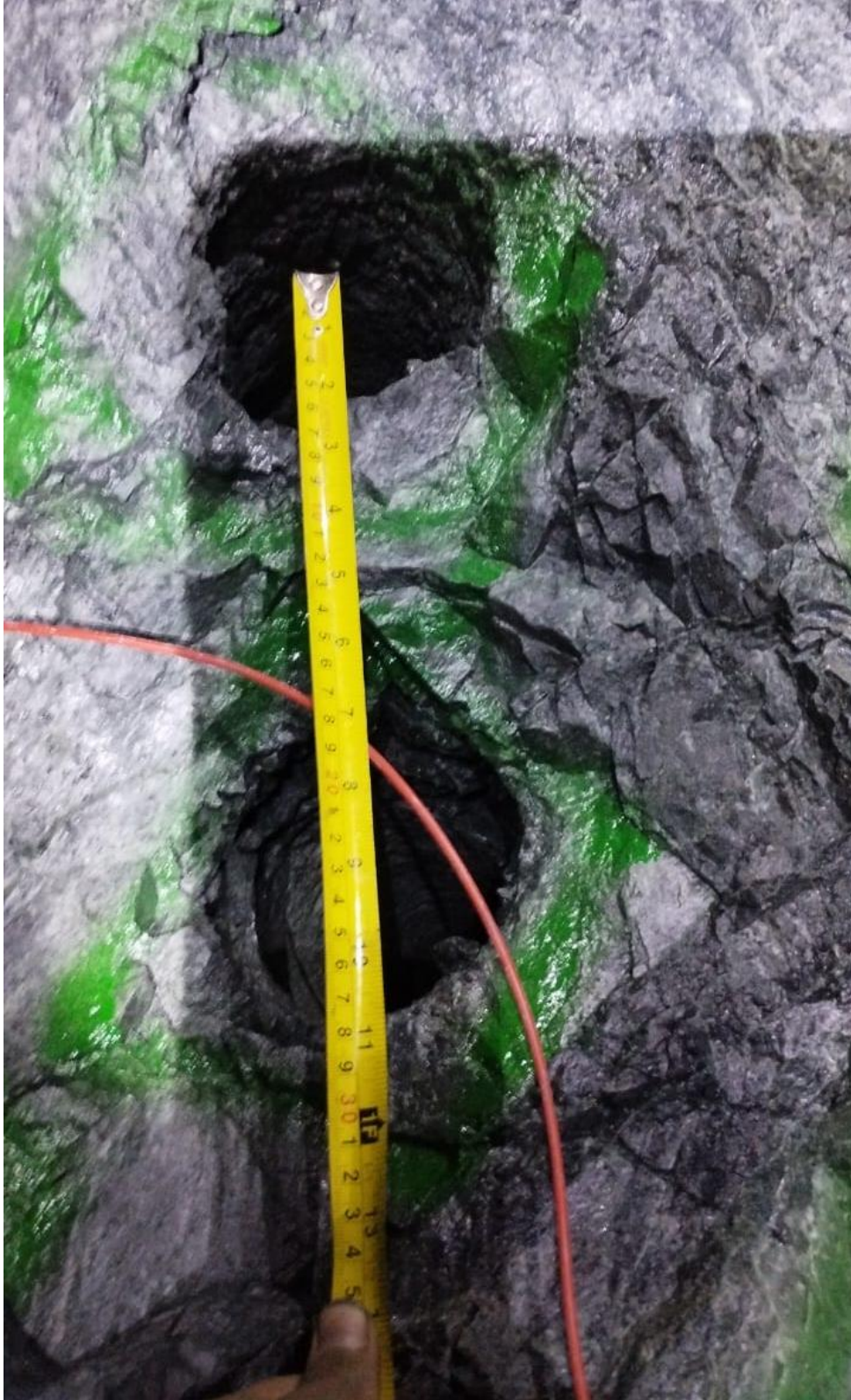
ANEXO N° 7: Perforación del frente en roca Sedimentaria



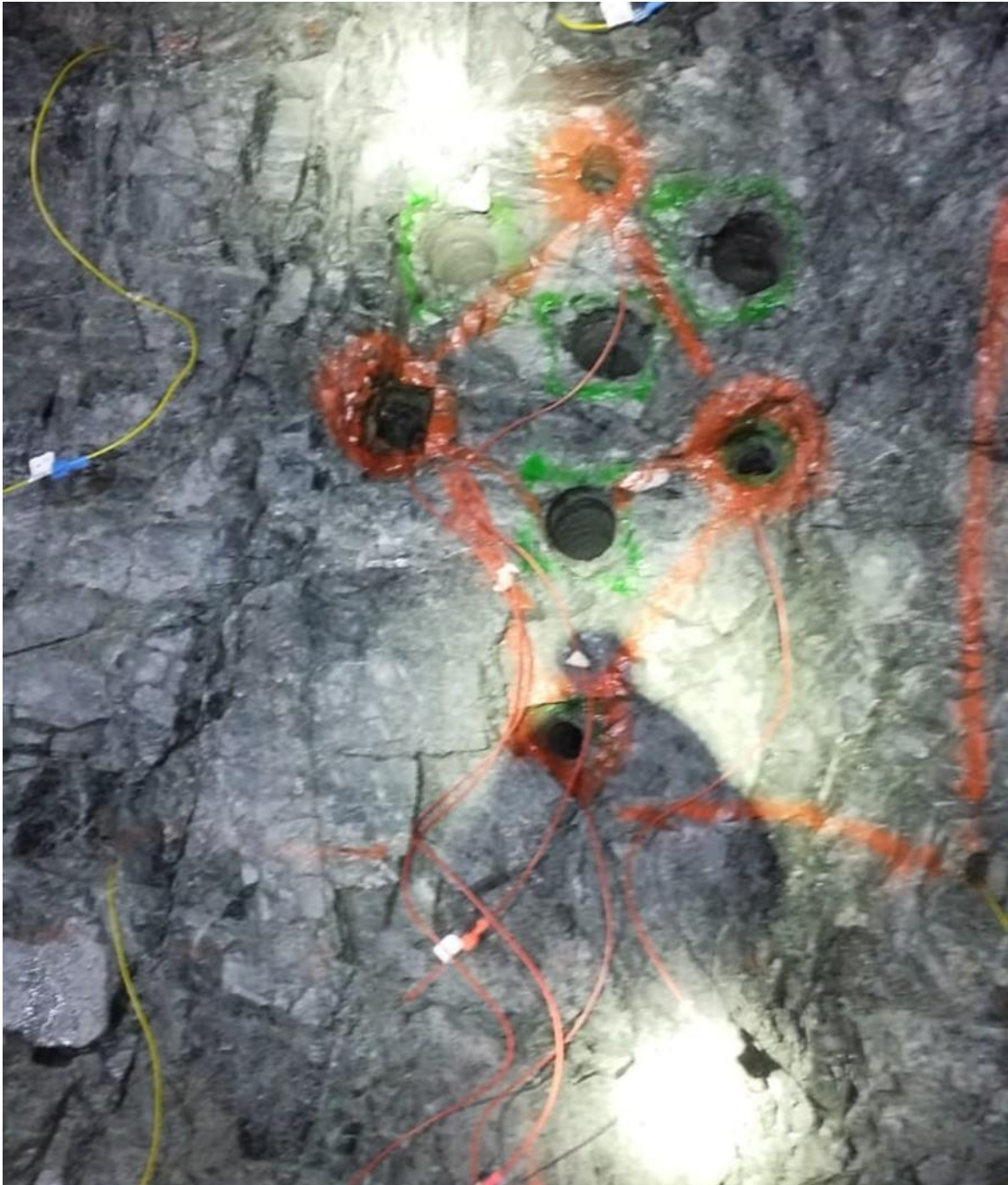
ANEXO N° 8: Perforación en un frente con aparición de roca sedimentaria y metamórfica



ANEXO N° 9: Perforación de Taladros de Alivio con Rimadora



ANEXO N° 10: Perforación del Arranque



ANEXO N° 11: Creación de cañas para reducir el impacto de detonación en la corona

