



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**OPTIMIZACIÓN DE COSTOS EN PERFORACIÓN Y VOLADURA
DEL BYPASS 510 EN LA EMPRESA MINERA COMISERGE S.A. -
UNIDAD MINERA LAS ÁGUILAS**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. JAVIER HANCCO MARTINEZ

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2022



DEDICATORIA

A Dios, alabad en su santuario; alabadle en la magnificencia de su firmamento. Por tener a mi familia unida, por la sabiduría, perseverancia y fortaleza siendo estas la voluntad de Dios.

A mis Padres, Nicolás Factor y María Martínez, son mi mejor ejemplo; agradecer por su apoyo constante y leal en mi formación profesional, para ustedes es cada triunfo, este es uno más importante en mi vida.

Javier.



AGRADECIMIENTOS

Agradezco a la Universidad Nacional del Altiplano Puno por cubijarme durante los años de mi formación profesional, por darme la oportunidad de estudiar en una institución de prestigio y hacer posible mis sueños de ser un profesional de éxito.

A mi asesor Ing. Juan Mayhua Palomino por ayudarme a concluir mi tesis.

A la Unidad Minera las Águilas, el personal que labora en diferentes áreas, en especial al Ing. Salvador Tuncar Alva, Superintendente General Unidad Minera las Águilas, por el gran apoyo incondicional hacia mi persona con la contribución de experiencias propias.

Javier.



ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTOS

ÍNDICE GENERAL

ÍNDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE TABLAS

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

RESUMEN.....11

ABSTRACT.....12

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA..... 14

1.1.1 Problema general. 14

1.1.2 Problemas específicos..... 14

1.2 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.....14

1.2.1 Hipótesis general..... 14

1.2.2 Hipótesis específica. 14

1.3 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN. 14

1.4 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN. 16

1.4.1 Objetivo general..... 16

1.4.2 Objetivos específicos. 16

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN..... 17

2.2 MARCO TEORICO.....20



2.2.1 Método de Holmberg para diseñar una voladura.....	20
2.2.2 Voladura en labores de desarrollo.	25
2.2.3 Métodos de avance.....	26
2.2.4 Esquema de voladura en túneles.....	27
2.2.5 Trazos de arranque.....	28
2.2.6 Arranque con taladro paralelo.....	29
2.2.7 Ubicación de taladros según Holmberg.....	32
2.2.8 Perforación y voladura.....	35
2.2.9 Constante de la roca C.	36
2.2.10 Factor que se considera en voladura de rocas.....	36
2.2.11 Explosivos y accesorios en minería convencional.....	39
2.2.12 Cálculos del área, longitud del contorno y avance por disparo.	43
2.2.13 Costos en perforación y voladura.	64

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 ZONA DE ESTUDIO.....	72
3.2 ACCESIBILIDAD.....	72
3.3 TIPO DE ESTUDIO.....	72
3.4 DISEÑO METODOLÓGICO.....	73
3.5 POBLACIÓN.....	73
3.6 MUESTRA.....	73
3.7 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.....	74
3.7.1 Variables independientes.	74
3.7.2 Variables dependientes.	74
3.8 TÉCNICAS Y PROCEDIMIENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	75



3.8.1 Instrumentos para la recolección de datos. 75

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 RESULTADO PARA EL PRIMER OBJETIVO ESPECÍFICO..... 77

4.1.1 Cálculo de parámetros de la nueva malla. 78

4.2 RESULTADO PARA EL SEGUNDO OBJETIVO ESPECÍFICO. 101

4.2.1 Factor de avance de explosivos por voladura. 101

4.2.2 Optimización de voladura..... 102

4.3 RESULTADO PARA EL OBJETIVO GENERAL. 105

4.3.1 Costo unitario de aceros de perforación 105

4.3.2 Costo unitario de seguridad. 106

4.3.3 Costos unitario de explosivos y accesorios..... 106

4.3.4 Costo unitario de mano de obra. 107

4.3.5 Optimización de costos en perforación y voladura..... 110

4.4 DISCUSIONES DE LOS RESULTADOS..... 111

V. CONCLUSIONES.....113

VI. RECOMENDACIONES.....114

VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS..... 115

ANEXOS.....118

Área: Ingeniería de minas.

Tema: Análisis de costos mineros y comercialización de minerales.

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 07 DE JUNIO DEL 2022



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Partes frente de perforación establecidas por Holmberg.....	21
Figura 2. Cuadrantes del frente de perforación.....	22
Figura 3. Diseño de taladros de alivio.....	24
Figura 4. Nombres específicos de los taladros en un frente.	26
Figura 5. Método de avance en labores de desarrollo.....	27
Figura 6. Taladros de contorno para mantener el perfil.....	28
Figura 7. Clasificación de cortes, arranques.	29
Figura 8. Tabla de cálculo de Burden.....	30
Figura 9. Diagrama de disparo de frente con corte quemado.	30
Figura 10. Burden del corte cilíndrico.....	31
Figura 11. PPVc Vs Factor Holmberg & Persson.	35
Figura 12. Fulminante número 8.....	41
Figura 13. Mecha de seguridad.....	42
Figura 14. Conector de ignición.....	43
Figura 15. Diseño del área del frente.....	44
Figura 16. Diámetro equivalente de taladro de alivio.....	46
Figura 17. Arranque de cuatro secciones.....	48
Figura 18. Ancho de la abertura en el primer cuadrante.....	55
Figura 19. Fragmentación óptima.....	65
Figura 20. Diseño de sección sec.2.50mx2.50m con el software jk simblast.....	80
Figura 21. Modelo de Holmberg en AutoCAD.	98
Figura 22. Diferencia de taladros perforados malla anterior y nueva malla.....	100
Figura 23. Diferencia de factor de avance.	101
Figura 24. Diferencia de consumo de explosivo.....	102
Figura 25. Análisis de VPP de la nueva malla con el software jk simblast.....	103
Figura 26. Análisis de VPP de malla anterior con el software jk simblast.....	103
Figura 27. Leyenda de fragmentación en la malla.....	104
Figura 28. Diferencia de costos nueva malla vs malla anterior.	110
Figura 29. Diferencia de avance por disparo (m).	111



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Propiedades de granodiorita.....	33
Tabla 2. Propiedades de macizo rocoso.	33
Tabla 3. Determinación de PPVc.....	34
Tabla 4. Propiedades de físico-químico de la emulsión.....	40
Tabla 5. Espaciamiento de taladros según la dureza de la roca.	45
Tabla 6. Factor de roca.....	45
Tabla 7. Constante de fijación.....	57
Tabla 8. Valores de fijación.....	57
Tabla 9. Accesibilidad a la Unidad Minera las Águilas.....	72
Tabla 10. Operacionalización de variables.	74
Tabla 11. Parámetros de perforación voladura.	78
Tabla 12. Taladros de la nueva malla de perforación.	99
Tabla 13. Número de taladros perforados malla anterior.....	99
Tabla 14. Taladros perforados malla nueva.	100
Tabla 15. Taladros perforados malla nueva.	101
Tabla 16. Costo unitario máquina perforadora	105
Tabla 17. Costo unitario de aceros de perforación.....	105
Tabla 18. Costo unitario implementos de seguridad.....	106
Tabla 19. Costo unitario del explosivo y accesorios.....	107
Tabla 20. Costo unitario por hora del recurso humano.....	108
Tabla 21. Costo unitario de herramientas.	108
Tabla 22. Resumen de costo total de perforación voladura	109
Tabla 23. Diferencia de costos de la malla anterior vs nueva malla.....	110



ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1. Plano del proyecto Bay Pass 510.	119
Anexo 2. Programa de ejecución del Bay Pass 510.....	120
Anexo 3. Pintado de malla del Bay Pass 510.	121
Anexo 4. Control de sobreroturas del techo con la nueva malla.	122
Anexo 5. Sobreroturas del techo con la malla anterior.....	123
Anexo 6. Control de avances del Bay Pass 510.....	124
Anexo 7. Resumen general de taladros y explosivos de la malla nueva.	125



ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

S	: Área de la sección del túnel.
A	: Ancho del túnel.
H	: Alto del túnel.
r	: Radio del arco de la bóveda
P	: Perímetro de la sección del túnel.
<i>dt</i>	: Espaciamiento entre taladros.
C	: Factor de roca.
$\varnothing e$: Diámetro equivalente.
$\varnothing a$: Diámetro de broca.
N	: Cantidad de taladros de alivio.
L	: Profundidad de perforación.
HT	: Profundidad de perforación efectiva.
Ψ	: Error de perforación.
α	: Desviación de ángulo.
e	: Error de emboquille.
A_{h0}	: Distancia de abertura de los taladros de arranque.
Xa	: Distancia medido desde el eje del taladro de alivio.
Xb	: Distancia medido desde el eje del taladro de alivio.
B_{Max}	: Burden máximo.
Bp	: Burden práctico.
P.U.	: Precio unitario.
Cpm	: Costos de perforación por metro de avance.
Tcp	: Total costo horario de posesión.
Ec.	: Ecuación.
CE	: Consumo específico de explosivos.
RQD	: Rock quality designation.
R.M. R:	Rock mass rating.
G.S. I	: Índice de resistencia geológica.
VPP	: Velocidad pico partícula.
IGV	: Impuesto general de ventas.



RESUMEN

El presente trabajo de investigación se enfoca en la construcción del Bay Pass 510 en la Empresa Minera Comiserge S.A. presentándose problemas de sobrecostos en perforación y voladura de 27.19US\$/m por el uso de la malla de perforación de 43 taladros en una sección de 2.50mx2.50m. Razón por la que realicé el presente tesis titulado “optimización de costos en perforación y voladura del Bay Pass 510 en la Empresa Minera Comiserge S.A - Unidad Minera Las Águilas” donde se tuvo como objetivo general optimización de costos en perforación y voladura del Bay Pass 510 en la Empresa Minera Comiserge S.A. La metodología de investigación corresponde al enfoque cuantitativo, en donde se usaron cuaderno de perforación y voladura de rocas, reporte diario de operación, informes semanales y mensuales, cámara fotográfica, un distanciómetro y cronómetro para medir los tiempos de perforación. Teniendo como resultado una nueva malla de perforación basado en modelo de Holmberg & Persson y optimización de costos en perforación y voladura del Bay Pass 510. Finalmente se concluyó optimizando el costo total de perforación y voladura por metro lineal en un 27.19US\$/m, reduciendo de 43 a 37 taladros perforados, además de ello se mejoró el factor de avance de 23.5 kg/m a 18.7 kg/m, y logrando la eficiencia en avance lineal promedio de 1.47 metros a 1.58 metros.

Palabras Clave: Costos, optimización, perforación, voladura.



ABSTRACT

The objective of this research work was to optimize costs in drilling and blasting of Bypass 510 at Empress Minera Comiserge S.A - Unidad Minera Las Águilas. The type of research was experimental, since it was applied to a group of the sample, carrying out an intentional manipulation to analyze possible results, based on the principles of the scientific method. The research corresponds to the quantitative approach, the instruments used were, rock blasting drilling log sheet, daily operation report, weekly and monthly reports, photographic camera, a distance meter and timer to measure drilling times and collecting information through of the technique of observation. With the determination of a new design of drilling mesh and the proper use, distribution of energy of the explosive and meticulous analysis of the total cost of the blasting performance, it was possible to reduce the drilled holes from 43 to 37, in addition, the linear factor of explosives per blast from 23.5 kg / m to 18.7 kg / m, achieving an optimization of the cost of drilling and blasting per linear meter of 191.19US\$ / m to 163.99US \$ / m in the face of the work with a section of 2.50 mx 2.50 m Reducing the costs of drilling and blasting the Bypass by US \$ 27.19, which represents 14%, improving the efficiency in terms of linear advances from 1.47 meters to 1.58 meters, improving the linear advance of the Bypass 510.

Keywords: Blasting, costs, drilling, optimization.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

La Empresa Minera Comiserge S.A. venía ejecutando el Bay Pass 510 con una programación de avance lineal de 65 metros. En la ejecución de su etapa inicial se encontró sobrecosto de 27.19US\$/m en perforación y voladura por el uso de malla de perforación de 43 taladros en un sección de 2.50mx2.50m, además de tener un avance de 1.47m por disparo, lo cual significaba la presencia de tiros cortados debido a la densidad crítica del explosivo por sobrecompresión, asimismo el burden y el espaciamiento eran inadecuados que no tenían la similitud de perforación o el paralelismo, también se observó otro problema fue que el capataz de perforación voladura empleaba 34.5 kg de explosivo para asegurarse el disparo y así lograr un mayor avance por disparo en el Bay Pass 510, que solo conseguía como resultado excesiva distribución de explosivo.

En perforación y voladura se generó un sobrecosto de 1631.4US\$ en el primer mes de ejecución del Bay Pass 510, además de ello en el primer mes no se cumplió con el programa mensual de 30 metros, ya que solo se tuvo un avance de 22 metros, teniendo así 8 metros de retraso del programa mensual, por esa razón se plantea realizar un trabajo de investigación para diseñar una nueva malla de perforación y voladura utilizando el modelo matemático de Holmberg & Persson con la finalidad de optimizar costos en perforación y voladura, logrando eficientes resultados de 1.58m por disparo y reducir 6 taladros en cada disparo.



1.1 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.

1.1.1 Problema general.

¿Cómo se puede optimizar los costos en perforación y voladura en el Bay Pass 510 en la Empresa Minera Comiserge S.A.?

1.1.2 Problemas específicos.

a) ¿Cómo se puede optimizar los costos en perforación en el Bay Pass 510 en la Empresa Minera Comiserge S.A.?

b) ¿Cómo se puede optimizar los costos en voladura en el Bay Pass 510 en la Empresa Minera Comiserge S.A.?

1.2 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

1.2.1 Hipótesis general.

Con el diseño de malla de perforación y voladura se optimiza los costos en perforación y voladura en el Bay Pass 510 en la Empresa Minera Comiserge S.A.

1.2.2 Hipótesis específica.

a) Diseño de malla de perforación con el modelo matemático de Holmberg optimiza el costo en perforación en el Bay Pass 510 en la Empresa Minera Comiserge S.A.

b) Adecuado uso de explosivo optimiza el costo en voladura en el Bay Pass 510 en la Empresa Minera Comiserge S.A.

1.3 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.

La Unidad Minera Las Águilas posee gran cantidad de reservas de mineral polimetálico con potencias de 2.50 m. hasta 4.00 m, para continuar la explotación del



yacimiento mineral es necesario realizar labores de preparación, por lo tanto, es importante realizar el Bay Pass 510 ya que el ore pass es proyectado a través del Bay Pass 510, mismo que servirá como acceso al tajo 480 A además de dar circuito de ventilación y preparación de nuevos tajos cercanos al tajo 480; de acuerdo al programa de producción de mineral de la Unidad Minera Las Águilas la ejecución del proyecto del Bay Pass 510 es de alta prioridad y su ejecución en menor tiempo posible.

Actualmente la Contrata Minera Comiserge S.A - Unidad Minera Las Águilas, se realiza muchos bay passes como acceso a tajos de explotación, por lo tanto, el presente proyecto de investigación es muy importante para la gerencia, reducir costos en perforación y voladura diseñando una nueva malla de perforación ya que nos sirve como base fundamental para ejecutar otros proyectos de acceso a otros tajos cercanos al tajo 480 y poder optimizar costos en perforación y voladura en una sección de 2.50mx2.50m y obtener más beneficios económicos.

El diseño de malla de perforación era empírico y era para un tipo de roca más competente con una distribución de carga explosiva excesiva de 5.03 kg/disparo que en consecuencia quedaban constantemente tiros cortados por la densidad crítica del explosivo, además de ello en ciertos tramos había sobre excavación en la parte de la corona por lo que retrasaba el avance y generaba sobre costo en la ejecución del Bay Pass 510 y entonces nació una idea de optimizar los costos en perforación y voladura usando parámetros de Holmberg & Persson reduciendo daños en la parte de la corona del Bay

Pass logrando reducir el factor de carga de explosivo y aprovechando al máximo la energía entregada del explosivo.



1.4 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.

1.4.1 Objetivo general.

Optimizar los costos en perforación y voladura en el Bay Pass 510 en la Empresa Minera Comiserge S.A.

1.4.2 Objetivos específicos.

a) Optimizar los costos en perforación con el modelo de Holmberg en el Bay Pass 510 en la Empresa Minera Comiserge S.A.

b) Optimizar los costos en voladura en el Bay Pass 510 en la Empresa Minera Comiserge S.A.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Javier (2020) diseñó nueva malla para el frente de perforación en una roca andesita logrando aumentar la efectividad en voladura de 94.84% a 97% lo que significó un aumento de tonelada roto de 144.84 toneladas a 194.69 toneladas y un avance efectivo de 4.29 metro en perforaciones de 16 pies.

Reyes (2019) concluyó que las principales causas más graves de los sobrecostos en la perforación y voladura es el diseño de malla de perforación inadecuada, que como consecuencia llevan a pérdidas económicas monstruosas, precisando estadísticamente en un mes se tuvo el siguiente dato: nueve tiros fallados, cinco tiros sopladados, un tiro cortado y dos tiros anillados.

Bolaños (2017) logró ahorrar 104.170 S/. en la ejecución del Crucero 500 diseñando una nueva malla de perforación ya que el costo anterior fue de 845.90 S/. por cada metro de avance y el costo actual es de 637.56 S/. por cada metro de avance, reduciendo a 208.34 S/. por metro de avance, con el resultado obtenido ejecutó 500 metros programados del Crucero.

Choque (2017) diseñó una nueva malla de perforación con el método de Holmberg logrando un avance lineal de 2.97 metros por disparo, ya que el avance anterior solo fue de 2.33 metros por cada disparo.

Rojas & Flores (2017) redujeron la cantidad de taladros perforados de 33 taladros a 26 taladros en una perforación de 8 pies, basándose en Holmberg, en donde el diámetro del taladro de alivio fue rimado con ello se logra reducir 7 perforaciones en el frente, lo



que significa una reducción de 181.11 US\$ por metro lineal a 157.97 US\$ por metro lineal, además de ello se logró disminuir las sobreroturas en los contornos del Crucero 520. Por otro lado, se redujo la cantidad de uso de explosivo con el nuevo diseño de malla en costos significó un ahorro de 78.92 US\$ a 62.92 US\$ por cada metro de avance lineal con una diferencia de 15.76 US\$. Finalmente optimizando los costos en perforación y voladura en un total de 12.78%.

Mamani (2015) redujo de 311.98 S\$ por metro de avance a 278.61 S\$ diseñando una nueva malla de perforación basándose en Holmberg.

Taipe & Marcañupa (2015) demostró los resultados por cada metro de avance de 2.4 a 2.8 pudiendo mejorar la eficiencia de voladura de 70.78% a 85.9% por otro lado logró cumplir con las metas de avance lineal y controlar las sobreroturas en la parte de corona y los hastiales.

Chipana (2015) indicó como resultado que con un diseño de malla con el método de Holmberg se reduce los costos de perforación de 98.48 S\$ a 87.25 S\$ por cada voladura logrando distribuir adecuadamente la carga explosiva en donde se redujo el costo de voladura de 196.42 S\$ a 148,39 S\$. En la galería Progreso inicialmente se realizaba 45 perforaciones reduciéndose a 42, como consecuencia se optimizó los costos tanto en perforación como en voladura un total de 59.26 S\$.

Cháhuares (2012) propuso un diseño de nueva malla de perforación para reducir el número de taladros con el modelo Holmberg logrando disminuir el uso de explosivo en cada voladura de 18kg a 15 kg lo que significa en costos una reducción 57.89 dólares a 50.1 dólares.



Chambi (2011) ejecutó la rampa 740 optimizando costos en perforación y voladura con a la aplicación de la teoría de Holmberg, así mismo redujo la cantidad taladros perforados ahorrando 8 kilos de explosivo en cada disparo.

Jáuregui (2009) realizó un trabajo de investigación llevando un control minucioso en la perforación y voladura realizando varias pruebas en el campo según el tipo de rocas que consistió el pintado de la malla y su punto de dirección, simetría de perforación, cálculo de profundidad e perforación burden y espaciamiento dando el uso adecuado de explosivo para cada tipo de roca, también realizo el control de tiempos en las salidas de los cuadrantes en el arranque, ayudas y taladros de contorno logrando resultados positivos como la distribución de carga explosiva para cada taladro y el control de la sobre rotura en la corona y los hastiales aprovechando la energía del explosivo al máximo.

López (2003) aseguró que las empresas fabricantes de explosivos se basan bastante en la energía que entrega un explosivo, lo que los usuarios deberían entender es aprovechar al máximo la energía entregada al momento de detonar un explosivo, para lograr sus expectativas como es el mayor avance y menor uso de explosivo de esa manera evitarse los costos elevados en perforación y voladura.

Carreón (2001) mencionó que la cantidad mínima de perforaciones se podría lograr en las labores de desarrollo realizando una nueva malla de perforación a partir de del modelo de Holmberg, logrando reducir considerablemente la cantidad de perforaciones en un frente de 60 lo redujo a 48 taladros, así como también se ahorró el uso excesivo de explosivo de 132.72 kilogramos por cada disparo a 103.70 kilos en cada disparo.



2.2 MARCO TEORICO

2.2.1 Método de Holmberg para diseñar una voladura.

Holmberg (1979) a partir de los estudios realizados por los escritores como Langeforss y Kihilstrom (1963) y Gustafsson (1973), muestra la forma matemática para trazar nueva malla de perforación y voladura para frentes y galerías en minas subterráneas utilizando muchos trazos de malla de perforación y voladura haciendo estudio en mecánica, físicas y químicas de la roca en aumento a los requerimientos estimados por el área de planeamiento mina. Esta investigación busca optimizar los costos en perforación y voladura usando método de Holmberg, las estimaciones se realizan de acuerdo a la evaluación de geomecánica, para dar solución a los problemas de perforación y voladura (Rivera 2019).

La forma de calcular del Holmberg se basa en las a las teorías suecas en perforación y voladura para trazar y apreciar de los cálculos de burden y espaciamiento y taladros de contorno en perforación en labores de desarrollo minero (Carrasco 2015).

En la perforación y voladura algunos parámetros son controlables como el cálculo de la carga explosiva, el tipo de emulsión, longitud de cartucho, y las distancias de perforación en el frente etc. por otro lado, los parámetros que no son controlables como por ejemplo geomecánica de la roca, la presencia de agua, dureza de la roca, así entre varios.

Holmberg plantea una nueva malla de perforación optimizado, no solo reduciendo los problemas de voladura más bien los problemas de diseño de malla y la perforación mínima de número de taladro en el frente, logrando así un mayor avance por cada disparo y consiguiendo una fragmentación de roca deseada. Además, dado el modelo matemático de Holmberg se sigue dando algunas modificaciones en el campo y de acuerdo a las

condiciones que ofrece la roca in situ, seleccionando el explosivo adecuado, para evitar las sobre excavaciones en galerías que como consecuencia nos trae costos muy altos en sostenimiento y avances pésimos en labores de desarrollo. Para el cálculo de la energía del explosivo se utiliza el software de jksimblast para estimar correctamente que cantidad de explosivo cargar en las perforaciones para finalmente se obtener la voladura deseada y controlada que permita obtener un contorno de la labor bien definida (Camac 2008).

Las infraestructuras subterráneas en los últimos años son de mucha importancia ya que nos permite llegar a los yacimientos mineros más profundos de la corteza terrestre realizando tareas de perforación y voladura rocas cada vez más mecanizada con mayor avance por disparo y con explosivos más actualizados. Lo que significa la constante modificación de diseño en perforación, Holmberg divide en 5 partes diferentes (A-E); asignándoles a cada uno nombres (López 2001).

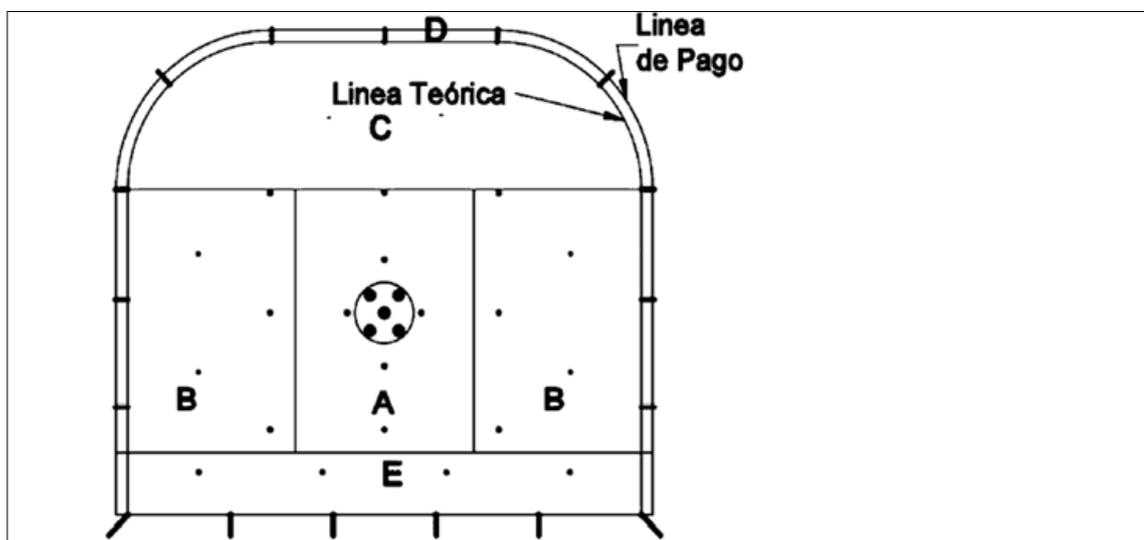


Figura 1. Partes frente de perforación establecidas por Holmberg.

Fuente: López (2001).

A: Sección de corte.

B: Sección de tajeo.

C: Sección de alza.

D: Línea de pago.

E: Línea de piso.

a) Teoría de Holmberg.

Para el diseño de la malla de perforación y voladura se calcula el área del frente de perforación considerando la parte de la corona de forma baúl, luego con los parámetros de diseño del arranque para crear un mínimo de dos caras libres, y continuar con el diseño de los siguientes cuadrantes (Chávez 2018).

La secuencia de generar las caras libres en el corte debe ser en tiempos de milisegundos iniciando de primer cuadrante, segundo cuadrante etc. hasta lograr el disparo completo del frente. El tipo de corte se elegirá de acuerdo a las condiciones de la roca que presenta in situ y el ancho de cada abertura será calculado de acuerdo a área del frente (López 2001).

El modelo geométrico de los cuadrantes en cuatro secciones con corte quemado que se indica en figura 2.

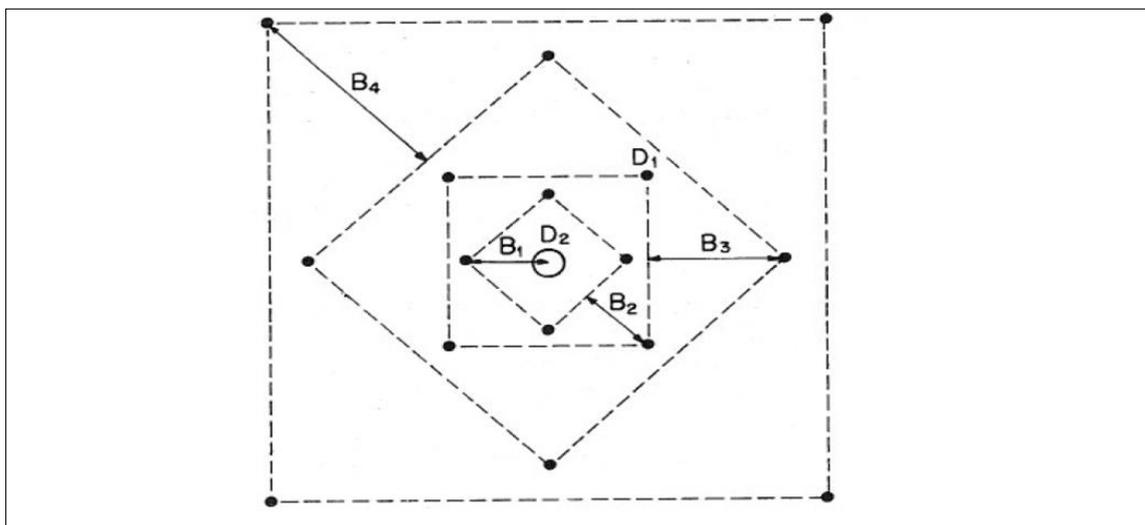


Figura 2. Cuadrantes del frente de perforación.

Fuente: Chipana (2015).

De acuerdo a la estimación de López el diámetro equivalente de los taladros de alivio son los principales responsables del máximo avance por disparo. El avance máximo se



logra usando tacos y selección de explosivo adecuado, a pesar de ello solo se logra un avance total de 95% esto debido a errores en perforación y paralelismo (López 2001).

$$x = 0,95 \times L$$

Para el cálculo del burden se deben considerar ciertos parámetros de distancia del segmento entre el taladro de alivio y el taladro cargado, ya que el arranque pretende aprovechar la energía del explosivo para generar caras libres progresivas, logrando fragmentar la roca, se presenta algunos errores de cálculo en perforación y voladura generalmente obviando parámetros dependientes e independientes como por ejemplo: diseño de malla de perforación y la selección del explosivo por otro lado la evaluación de geomecánica y la densidad de la roca.

Para burden que supera en 2 veces el diámetro equivalente, la arista de salidas es muy estrecho y produciéndose una alteración de propiedades físicas de la roca entre las perforaciones cercanas. Si el burden es menor a esta distancia del diámetro equivalente del taladro de alivio, la concentración de carga es muy alta como consecuencia tiros cortados por la densidad crítica del explosivo, es por eso que se recomienda la distancia sea dentro del rango (López 2001).

$$B = 1,5 \alpha^2.$$

α^2 : Diámetro equivalente a partir de los taladros de alivio.

En el frente se observa una sola cara libre lo que nos obliga crear una segunda cara libre esto se logra realizando los taladros de alivio, las perforaciones de alivio pueden ser de un diámetro mayor a los otros taladros de diseño.

Es importante contar con la segunda cara libre en labores de desarrollo, ya que es la única manera de lograr dos caras libres, para lograr una voladura óptima.

Cálculo de taladro de alivio

Holmberg (1979) cálculo de diámetro del taladro de alivio ver figura 3.

$$\Phi_e = \Phi_a * \sqrt{N} \quad \text{Ec. 01}$$

Φ_e : Diámetro equivalente.

Φ_a : Diámetro de taladros de alivio.

N: Número de taladros de alivio.

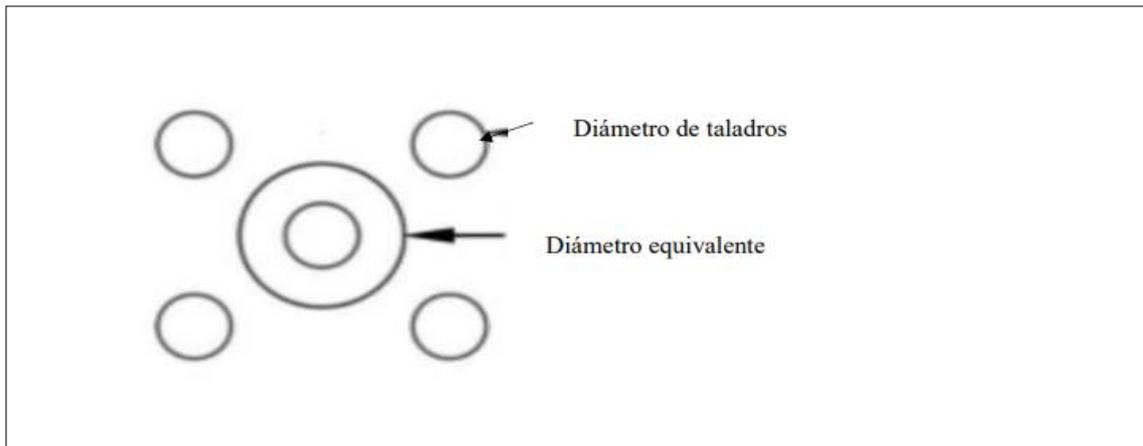


Figura 3. Diseño de taladros de alivio.

Fuente: Chipana (2015).

a) Cálculos en avances y error de perforación.

Según Holmberg la longitud de perforación se calcula de acuerdo a la siguiente relación.

$$H = 0.15 + 34.1 * \Phi_e - 39.4 * (\Phi_e)^2 \quad \text{Ec. 02}$$

H= Profundidad de perforación.

Φ_e : Diámetro equivalente de los taladros de alivio.

$$\text{Avance} * \text{Disparo (L)} = 0.95H \text{ Profundidad de perforación.} \quad \text{Ec. 03}$$

L: Avance por disparo

0.95: Factor de voladura al 95%.



H: Longitud de taladro.

b) Error de perforación.

Según Holmberg para calcular el error de perforación se usa la siguiente relación:

$$\omega = (\alpha * H) + e \quad \text{Ec. 04}$$

ω : Error de perforación.

H: Longitud de taladro.

e: Error de empate.

2.2.2 Voladura en labores de desarrollo.

En los últimos años la excavación subterránea ha tenido mucha importancia por los impresionantes avances en labores subterráneos donde se encontró rocas que resistieron hasta 250 mega pascales, voladura controlada sin daños en el contorno lo que significa menor uso de sostenimiento de la galería, aprovechando adecuadamente la energía del explosivo adecuadamente, menor cantidad de personal para realizar trabajo de limpieza y sostenimiento, etc. (Clash 2017).

Las voladuras en desarrollo y en túneles se caracterizan por la falta inicial de una cara libre disponible hacia la cual pueda hacerse una rotura. La mayoría de los túneles en desarrollo minero son extraídas en un sólo paso. Los disparos de túneles, que son demasiado grandes para ser perforados en un sólo paso como es visto en muchas aplicaciones de ingeniería de minas, se pueden desarrollar en fases múltiples (Choque 2017).

Las distintas perforaciones en diseños de voladura para túneles usualmente tienen nombres específicos, ya que ellos tienen distintas tareas que llevar a cabo; estos términos usados comúnmente ver figura 4.

Corte quemado: Son perforaciones paralelas con el mismo diámetro de perforación en el frente. Large Hole Cut: Cuando el taladro de alivio es rimado (López 2001).

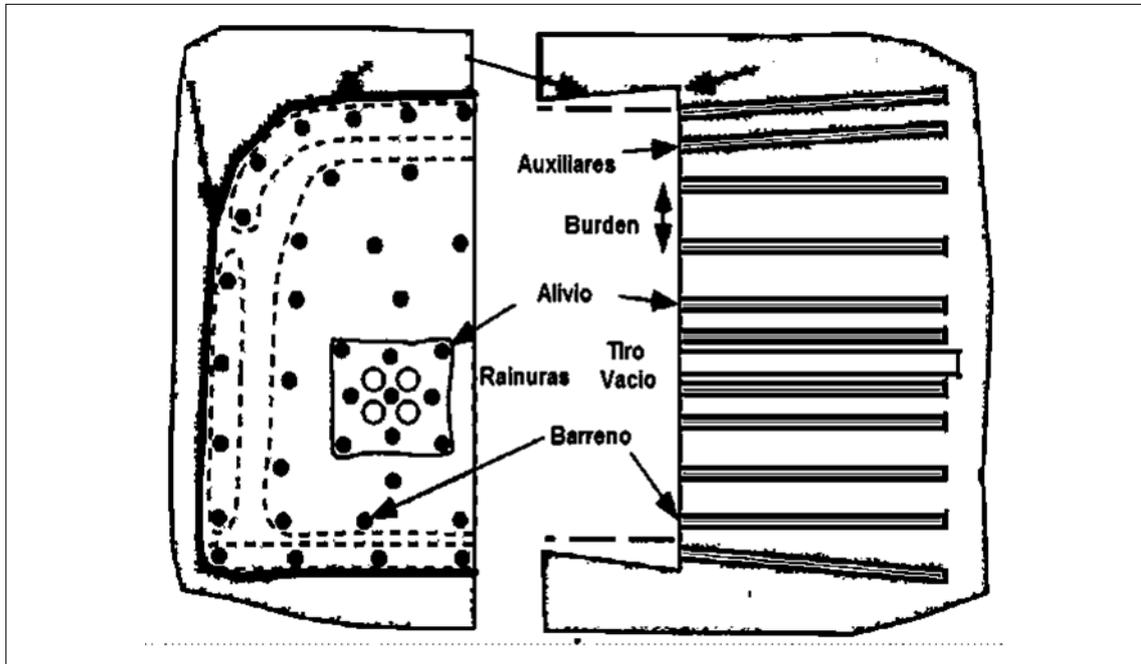


Figura 4. Nombres específicos de los taladros en un frente.

Fuente: Muñoz (2019).

2.2.3 Métodos de avance.

Métodos de bypass y avance de galería depende del equipo de perforación utilizado, tipo de roca, tipo de soporte y circuito de ventilación (Clemente 2015).

Debido al mayor compromiso de tiempo y de dinero necesario para establecer la mayoría de los sistemas mecánicos para excavación de bay pass habrá una longitud mínima (diferente para distintos tipos de roca y dependiente de lo remoto y de la accesibilidad) que podría ser viable económica o prácticamente (Condori 2010).

El objetivo en una excavación de túneles que usa el método de perforación y voladura es desarrollar un ciclo de operaciones específicamente de acuerdo a los recursos y condiciones del trabajo, de tal forma de obtener la máxima velocidad de avance. Esto

incluirá hacer corresponder el tiempo de perforación (número y longitud de tiros) con el tiempo de apilamiento (tipo de cargadores y equipo de transporte) y requerimientos de soporte para el techo (tiempo de instalación y longitud de los segmentos de soporte del túnel). En años recientes todos los intentos de eliminar la naturaleza cíclica del método de perforación y voladuras han tenido poco éxito (Cruz 2007).

En los proyectos de labores de avance, las empresas exigen un avance máximo en un tiempo menor posible por lo que se debe considerar que el avance máximo es equivalente al ancho de la labor si es menor, se realiza desquinche para obtener el resultado deseado (López 2001).

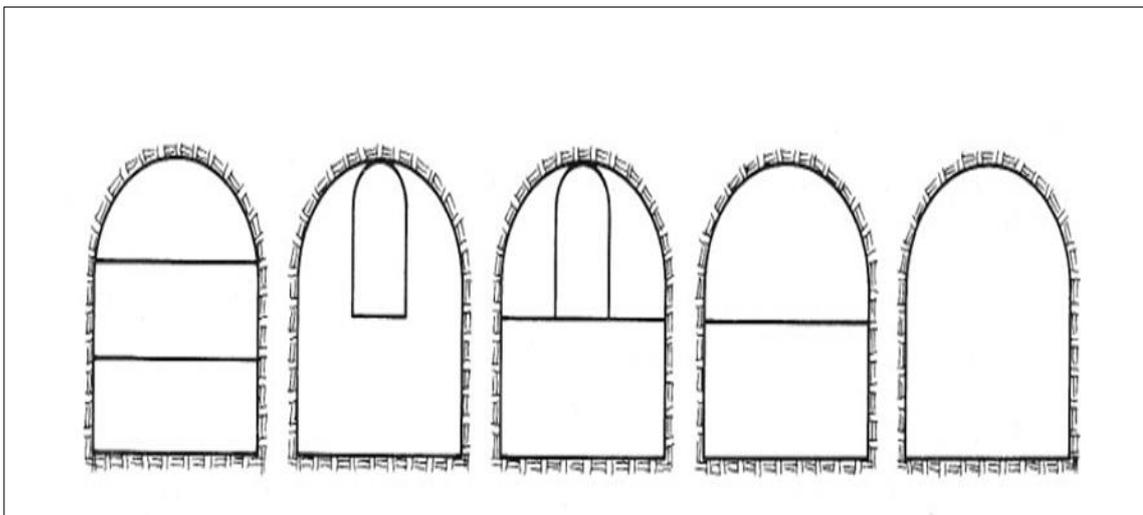


Figura 5. Método de avance en labores de desarrollo.

Fuente: López (2001).

2.2.4 Esquema de voladura en túneles.

La voladura subterránea es única porque se identifica por tener una sola cara libre, inicialmente, no existe un frente de salida libre excepto el mismo frente. El principio de generar una segunda cara libre se basa en crear un taladro de alivio, desde donde se empieza secuencialmente la rotura a través de los cuadrantes cargados. Las perforaciones

se realizan en un rango de área de 2 metros cuadrados, aunque en labores mecanizadas la perforación puede llegar hasta los 4 metros cuadrados (Exsa 2006).

Los taladros de techo, hastiales y piso son los que dan forma final del túnel, y tienen un espacio reducido que se tiene orientación al macizo rocoso para dar un poco de condición en espacio para la siguiente perforación, ver figura 6.

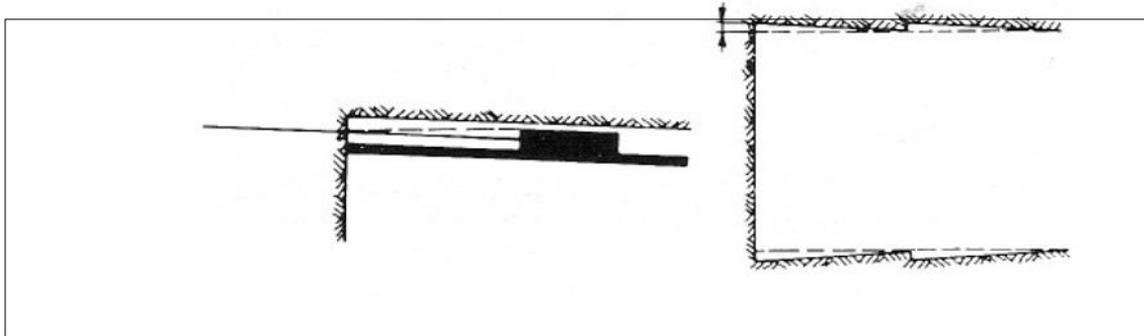


Figura 6. Taladros de contorno para mantener el perfil.

Fuente: López (2001).

2.2.5 Trazos de arranque.

En la minería subterránea, la voladura es más compleja en comparación con la voladura a cielo abierto, debido a las limitaciones extremas del número de caras libres. Por otro lado, la longitud del segmento del burden es pequeña, por lo que se eligen explosivos insensibles para evitar la detonación por simpatía, pero también disponer de explosivos con una alta velocidad de detonación, superior a 3000 m/s, para evitar tiros cortados por explosivos confinados densidad crítica (Carrasco 2015).

En cuanto a la perforación, se ha mecanizado en los últimos años, como el empleo de jumbos con sistema hidráulico, con varios brazos, automáticos son más adaptabilidad, los jumbos realizan perforaciones paralelas lo que hace los últimos años se usa bastante los cortes en paralelo, y los corte con ángulos no se usan generalmente salvo en casos especiales (Calvin 2001).

Así pues, los arranques pueden clasificarse en dos grandes grupos:

- Corte quemado.
- Corte de barrenos en ángulo

El corte quemado es el que se usa más en labores de avance con perforación con jumbos, mientras que el corte en ángulo se usa en métodos de explotación taladros largos y en perforaciones en realce en tajeos convencionales ver figura 7.

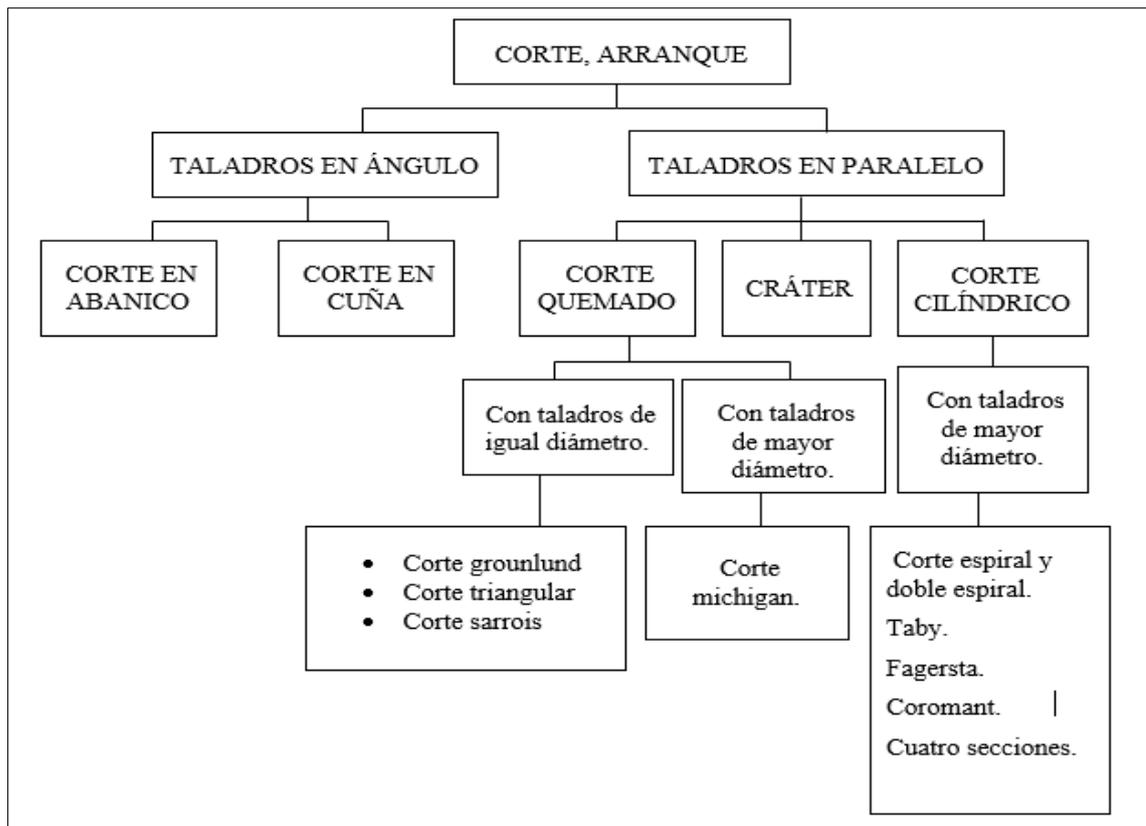


Figura 7. Clasificación de cortes, arranques.

Fuente: Chipana (2015).

2.2.6 Arranque con taladro paralelo.

Para un cálculo más sencillo en voladura de túneles con arranques de cuatro secciones, se recomienda aplicar las siguientes formulas: ver figura 8.

SECCION DEL CUELE	VALOR DE LA PIEDRA	LADO DE LA SECCION
Primera	$B_1 = 1,5 D_2$	$B_1 \sqrt{2}$
Segunda	$B_2 = B_1 \sqrt{2}$	$1,5 B_2 \sqrt{2}$
Tercera	$B_3 = 1,5 B_2 \sqrt{2}$	$1,5 B_3 \sqrt{2}$
Cuarta	$B_4 = 1,5 B_3 \sqrt{2}$	$1,5 B_4 \sqrt{2}$

Figura 8. Tabla de cálculo de Burden.

Fuente: López (2001).

a) Corte quemado.

En el corte quemado, todas las perforaciones son paralelos y con el mismo diámetro. Los taladros de producción alojan explosivos y los cuadrantes excepto los taladros de alivio que no alojan explosivo ver figura 9 (Muñoz 2019).

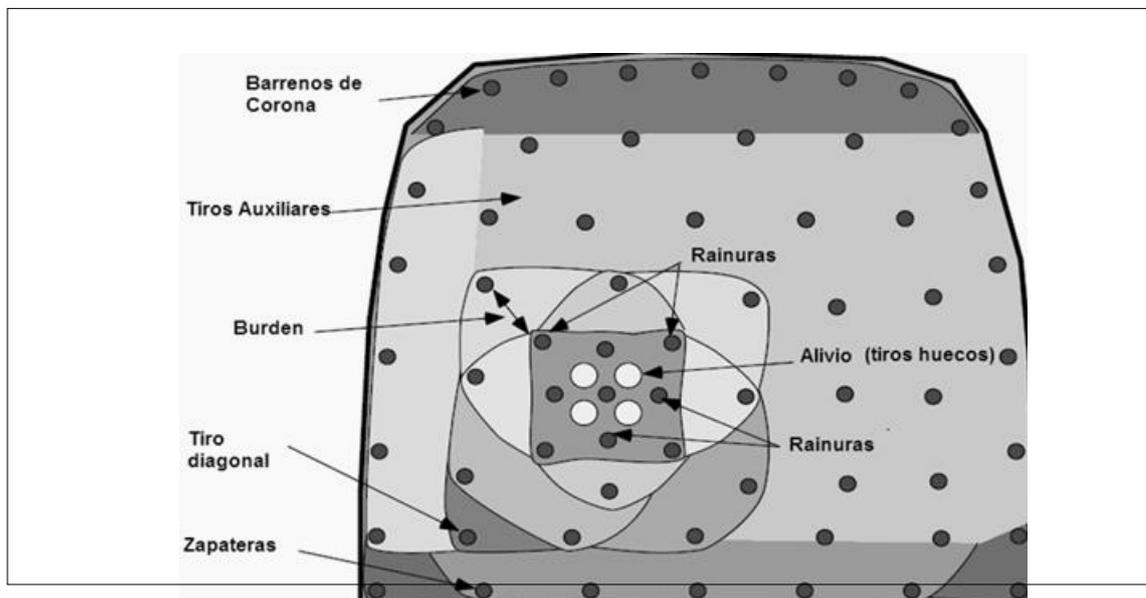


Figura 9. Diagrama de disparo de frente con corte quemado.

Fuente: Muñoz (2019).

b) Corte cilíndrico.

Corte cilíndrico mantiene una distribución casi igual al corte quemado, pero con una diferencia de que los taladros centrales (taladros de alivio) son de mayor diámetro, ver figura 10. Sin embargo, el corte cilíndrico ofrece un avance por disparo por (Carrasco 2015).

La distancia entre el taladro central de mayor diámetro y los taladros cargados están dados con la siguiente relación $B = 0,7 \times \text{diámetro del taladro central}$ el burden no debe confundirse con las distancias entre taladros centrales (Ames 2008).

Si solo se emplea un solo taladro de un diámetro mucho mayor:

$$B = 0,7 \times 2 \text{ diámetro central.}$$

El corte cilíndrico también es planteado por Holmberg, que consta de cuatro secciones, ya que es el más fácil de rediseñar y ejecutar. La forma del trazo para este arranque se basa en teorías suecas (Carrasco 2015).

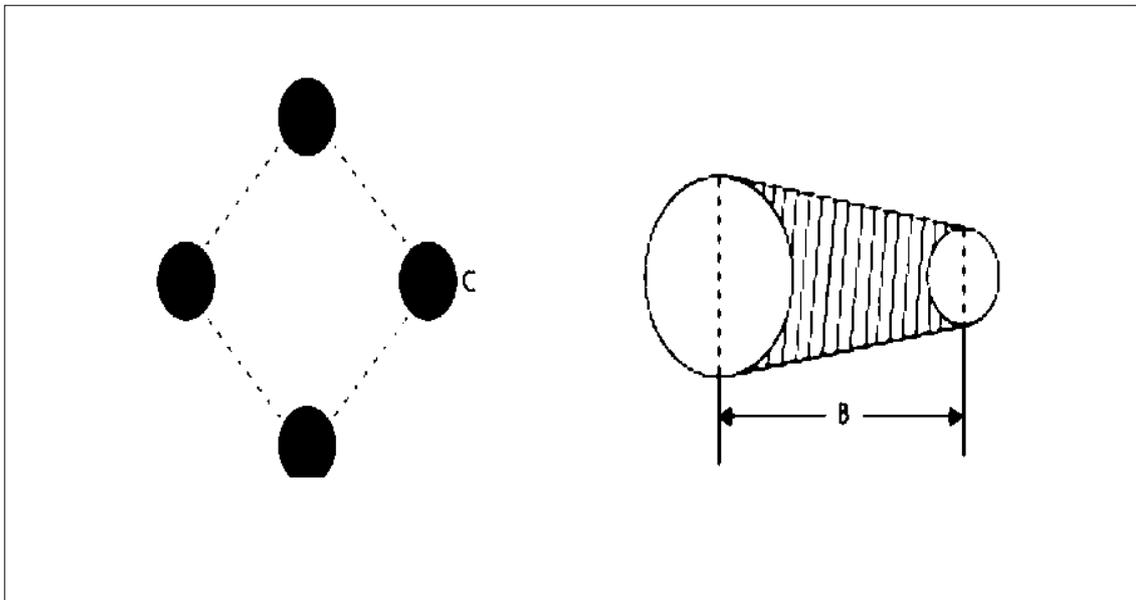


Figura 10. Burden del corte cilíndrico.

Fuente: López (2001)



2.2.7 Ubicación de taladros según Holmberg.

Las perforaciones se distribuyen de manera central, empezando de taladros de alivio luego el arranque de cuatro secciones.

- **Ayudas.**

Son los taladros que están ubicados en la parte de dirección del frente entre la gradiente. Por lo general el arranque tiene incluido taladros de alivio.

- **Ayudas.**

Son los taladros que salen secuencialmente después del arranque que generalmente el número de taladros de ayuda se calcula de acuerdo al área de la sección del frente.

- **Cuadradores.**

Los taladros cuadradores son los que definen la forma del túnel en la parte de los hastiales.

- **Alzas o techos.**

Son taladros que dan la forma de baúl a la sección del túnel con el propósito de auto soporte López (2001).

- **Arrastre o pisos.**

Son los taladros que están ubicados en la parte del piso del túnel que detonan después de todos los taladros de corona.

Modelo de daño Holmberg y Persson.

Se basa en aprovechar la energía máxima de explosivo en la voladura usando los criterios de velocidad pico partícula de Persson.

Tabla 1. Propiedades de granodiorita.

Parámetros de la roca granodiorita			
Roca intacta	Resistencia	σ Mpa	150
		Mi	26
	Deformalidad	E (Gpa)	60
		Razón Poisson	0.2
	Rock mass rating	RMR	61-67
	Geological strength index	GSI	60-70
Macizo rocoso	Resistencia	Mb	8,01
		S	0.0256
	σ Mpa	56.42	
	Deformalidad	Erm	30.07
		Vrm	0.25

Fuente: Blastronics (2001).

De la tabla E= 60 GPa.

E= 60000 Mpa.

Tabla 2. Propiedades de macizo rocoso.

Parámetros	Roca	
	GDRB	BXMGD
Velocidad de propagación m/s	4979	4695
Resistencia a la tracción Pa	17.55x10 ⁶	17.76x10 ⁶
Densidad del medio kg/m ³	2650	2650
Razón de poisson	0.26	0.25
Velocidad critica de partícula mm/s	1628	1714

Fuente: Blastronics (2001).

Según Holmberg, R. & Persson, P.A. 1994 se deduce:



$$PPV = (\sigma \cdot V_p) / E \quad \text{Ec. 05}$$

$$PPV = (17,6 \text{MPa} \cdot 4979 \text{m/s}) / 60000 \text{MPa} = 1,461 \text{m/s} = 1461 \text{mm/s}$$

Tabla 3. Determinación de PPVc.

Resistencia a la tracción (Mpa)	Velocidad onda (m/s)	Modulo Young (Gpa)	PPVc (mm/s)
17,6	4.979	60	1461

Fuente: Blastronics (2001).

Si se comparan los resultados de mediciones de vibración obtenidas del Informe Blastronics (1628 mm/s) y los que se han calculado basado en Modelo de Holmberg & Persson, se aprecia una diferencia del 11%.

De acuerdo al resultado Blastronics (2001), con las mediciones realizadas con el ajuste del Modelo de Holmberg & Persson da valores de $K=502$ y $\alpha=0.4$, figura 11. Se tiene los parámetros utilizándolos en software de simulación, es evidente que el resultado no es real para un VPP crítico de 1461mm/s (Blastronics 2001).

En los últimos años en el modelo de Holmberg y Persson, existen parámetros utilizados en ingeniería de minas que permite calcular las zonas de daño o sobrerotura de acuerdo al valor del PPVc (máximo).

$\frac{1}{4}$ de PPVc es dilatación de fracturas, 1 PPVc es aparición de grietas, 4PPVc es fragmentación de roca y 8PPVc trituración (Blastronics 2001).

PPVc Y Factor H&P

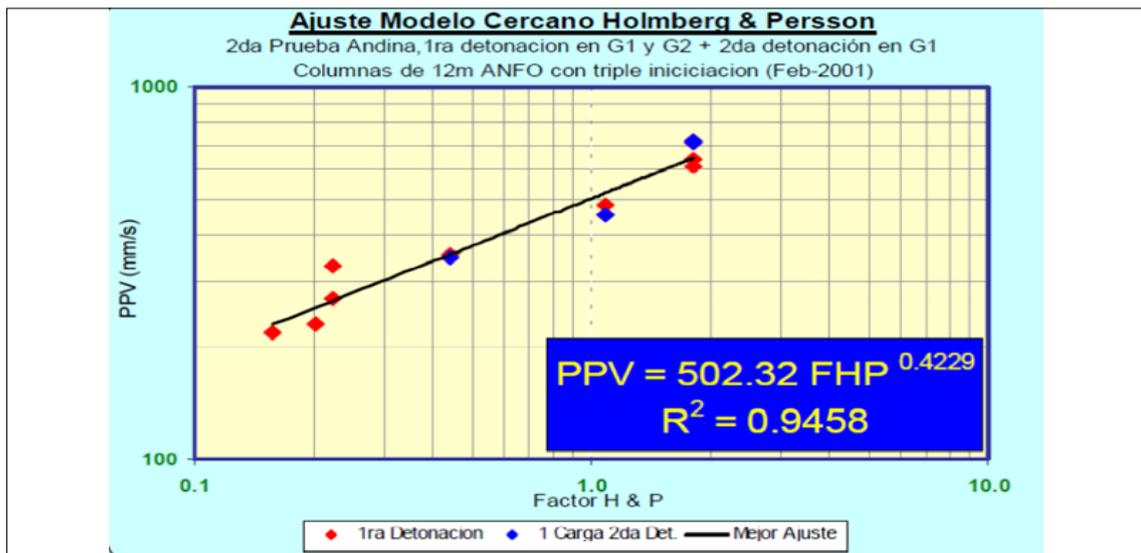


Figura 11. PPVc Vs Factor Holmberg & Persson.

Fuente: Blastronics (2001).

Con los resultados presentados anteriormente, se decide repetir con el software de simulación de voladuras para encontrar algunas diferencias de Holmberg & Persson utilizando el valor calculado de $PPV_c = 1461$ mm/s. A partir del valor de PPV_c se determina el criterio de daño (Holmberg & Persson), que según la revisión bibliográfica estudiada se define por la siguiente condición:

- $1PPV_c$ = Se considera zona perturbada = 1461 mm/s.
- $4PPV_c$ = Se considera zona de fractura = 5844 mm/s.

2.2.8 Perforación y voladura

La perfección y la voladura son operaciones que se aplican en la extracción de minerales, donde la condición de trabajo es muy limitante, por lo tanto, en base a esta definición, la perforación y voladura es aplicable en minería u obra civil, donde se requieran realizar infraestructuras subterráneas de roca (Herrera 2013).

De esta manera se diferencia la tecnología de voladura y por lado la tecnología de perforación.



2.2.9 Constante de la roca C.

La constante de roca C es un valor estimado de acuerdo al explosivo requerido para fragmentar un 1 metro cubico de roca que tiene como origen en voladuras superficiales y que actualmente se usa en minería subterránea. La voladura para el granito se usa un factor de $c= 0.2$, pero en la práctica los valores de constante C fueron encontrados en un rango de 0.3 a 0.4 kg/m³ (Agreda 1993).

2.2.10 Factor que se considera en voladura de rocas.

Los factores que intervienen en perforación y voladura se dividen en dos partes importantes el primero son factores controlables y el segundo no controlable por la ingeniería (Artigas 2011).

Parámetros de la roca

- **Propiedades físicas:**

- **Dureza:** La dureza de la roca es la resistencia al momento de perforar.
- **Tenacidad:** Es la resistencia que ofrece la roca a ser sometido a las fuerzas de tensión y compresión o también golpeado con el martillo de geólogo.
- **Densidad:** La densidad de la roca está dentro del rango entre 1.0 a 4.5 g/cm³ las rocas con densidad alta necesitan un explosivo de mayor potencia para fragmentarse, se estima con la siguiente relación.

$$\text{Peso específico} = \text{Masa de roca} / \text{Volumen de roca.}$$

- **Textura:** Forma de relacionarse intergranulares, tamaño de grano y forma de los granos.
- **Porosidad:** Es la capacidad de almacenar agua.



- **Grado de alteración:** Es la alteración de la roca original por el efecto del medio ambiente o fenómenos geológicos que realizan su alteración.
- **Propiedades elásticas de la roca**
 - **Módulo de Young:** Grado de resistencia elástica de la roca.
 - **Impedancia:** La velocidad pico partícula con la densidad de roca más la velocidad de detonación y la densidad del explosivo.
- **Condiciones geológicas:**
 - **Estructura:** Es la roca in situ y está relacionado con sus formaciones magmáticas o sedimentarias formación geológica.
 - **Agrietamiento de la roca:** Es la concentración de las fracturas de la misma roca.
 - **Presencia de agua:** La cantidad de agua que presenta la roca en su s fracturas y poros.
- a) **Parámetros de explosivos (propiedades físico - químicas).**
 - **Densidad:** Es la relación de peso y su volumen del mismo explosivo expresado en g/cm³ que están en rangos de 0.7 a 1.6 g/cm³.
 - **Simpatía:** Es la capacidad de transmitir ondas de explosivo en una distancia máxima para producir detonación por simpatía.
 - **Resistencia al agua:** Se recomienda la emulsión que tiene alto grado de resistencia al agua.
 - **Energía del explosivo:** Capacidad de entregar la cantidad de energía al momento de detonar.
 - **Sensibilidad a la iniciación:** Los explosivos requieren un iniciador como por ejemplo el fulminante número 8.



- **Presión de taladro:** Presión que ejerce los explosivos a las paredes de cada taladro al momento de detonar.

b) Categoría de humos: Grado de entrega de gases después de la voladura como por ejemplo CO.

c) Planificación de perforación voladura.

Los factores mostrados anteriormente, nos ayuda apreciar con claridad los criterios que se deben tomar en cuenta en el diseño de perforación y voladura.

- Diámetro de broca y rimadora.
- Máquina perforadora.
- Emulsión encartuchada y sus accesorios.
- Pintado de malla en el frente.
- Salida de arranque y los cuadradores.
- Fragmentación de roca
- Gradiente y punto de dirección.

d) Criterios de selección del explosivo.

Los explosivos deben ser seleccionados de acuerdo a las exigencias de las propiedades físicas y químicas de la roca.

- **Precio de los explosivos.**

El criterio de seleccionar un explosivo consiste en encontrar un punto de equilibrio entre el precio del explosivo y la selección de explosivo adecuado.



- **Diámetro de carga.**

Los explosivos que se usan en minería subterránea son generalmente de diámetro pequeño son los emulsiones, para los diámetros de mayor longitud se emplea los hidrogeles en minería superficial (Chipana 2015).

- **Volumen de roca a volar.**

El volumen de roca volar se calcula tomando en cuenta el avance por disparo por el área de la sección obteniendo un valor cuantitativo en metros cúbicos (Rodríguez 2011).

- **Condiciones de seguridad.**

Los explosivos tienen un alto grado de sensibilidad especialmente con fulminante número 8, lo que significa que se debe tener bastante cuidado al momento de manipular los explosivos pero si por algún motivo se presenta tiros cortados o tiros sopladados es necesario el empleo de procedimiento escrito de trabajo seguro para su respectiva eliminación, los explosivos presentan un nivel de peligro alto y en consecuencia en los últimos años se emplea explosivos menos sensibles a los golpes fricción e inducción eléctrica.

2.2.11 Explosivos y accesorios en minería convencional.

En la Empresa Contratista Minero Comiserge S.A, los explosivos usados son: emulsión de 1000, emulsión de 3000, como sensibilizador el fulminante 8, mecha de seguridad, carmex, mecha rápida.

Los explosivos que se usan en la empresa es de la empresa FAMESA y sus especificaciones fisico-químicas se observan en la siguiente tabla 4.

Tabla 4. Propiedades de físico-químico de la emulsión.

Emulsiones características	Unidad	Emulnor	Emulnor	Emulnor
Técnicas		1000	3000	5000
Densidad relativa	g/cm ³	1.13	1.14	1.16
Velocidad de detonación	m/s	5800	5700	5500
Presión de detonación	Kbar	95	93	88
Energía	Kcal/kg	785	920	1010
Volumen normal de gases	L/kg	920	880	870
Potencia relativa en peso	%	85	100	105
Potencia relativa en volumen	%	120	145	155
Sensibilidad al fulminante		N°8	N°8	N°8
Resistencia al agua		Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos		Primera	Primera	Primera

Fuente: Famesa (2018).

a) Accesorios de voladura usados en el proyecto.

Fulminante.

Es un sensibilizador de explosivo, que tiene la forma de un casquillo de aluminio que en su interior aloja altos explosivos: Mezcla de ignición que recibe la flama que proviene de la mecha lenta, carga que convierte de combustión a detonación y la tercera, es la carga que da inicio a los altos explosivos, fulminato de mercurio con 6,8 y 12 gramos o azida de plomo (Famesa 2018).

El fulminante número 8 tiene la forma cilíndrica cubierta de plomo, que una vez transmitida la flama detona inmediatamente.

Se utiliza como sensibilizador y hacer detonar a la emulsión o dinamita.

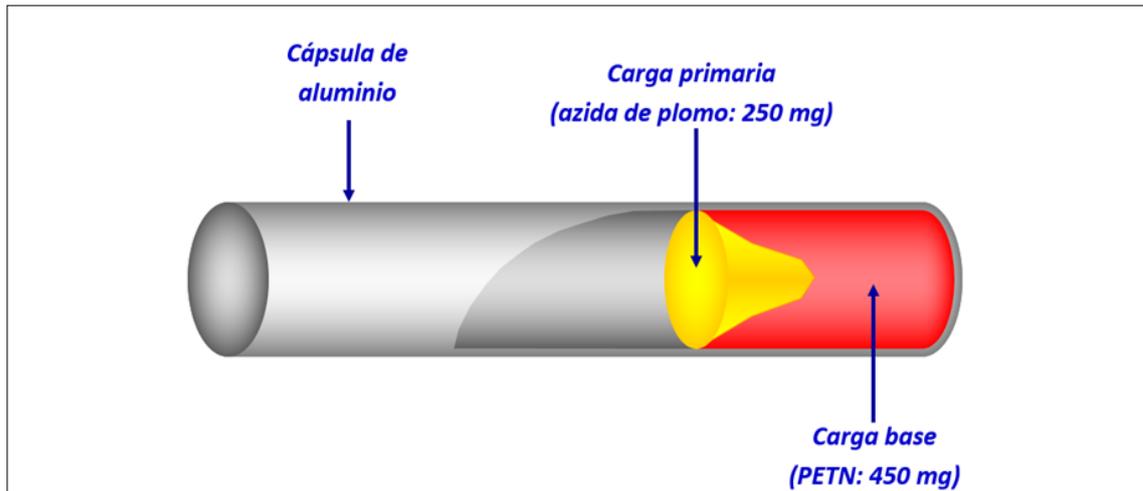


Figura 12. Fulminante número 8.

Fuente: Famesa (2018).

- **Mecha rápida.**

Es un accesorio de voladura conocido como cordón de ignición que lo largo de los años se usa como iniciador de voladura convencional que compone de masa pirotécnica, dos alambres y una cubierta exterior de plástico (Famesa 2018).

- **Mecha de seguridad.**

Es un cordón de combustión lenta de 51 a 52 segundos por pie, compuesto de pólvora negra encubierta con hilos de algodón, brea y un revestimiento de plástico. Transmite flama al fulminante, utilizar mecha de seguridad es la forma más segura de iniciar la voladura, partes de mecha de seguridad se puede ver en la figura 13 (Famesa 2018).

Según las normas nacionales el tiempo de combustión debe variar en rango de 45 a 60 segundos por cada pie medida o 150 a 200 segundos de tiempo por cada metro, esto puede variar por cada 100 metros de altitud un segundo.

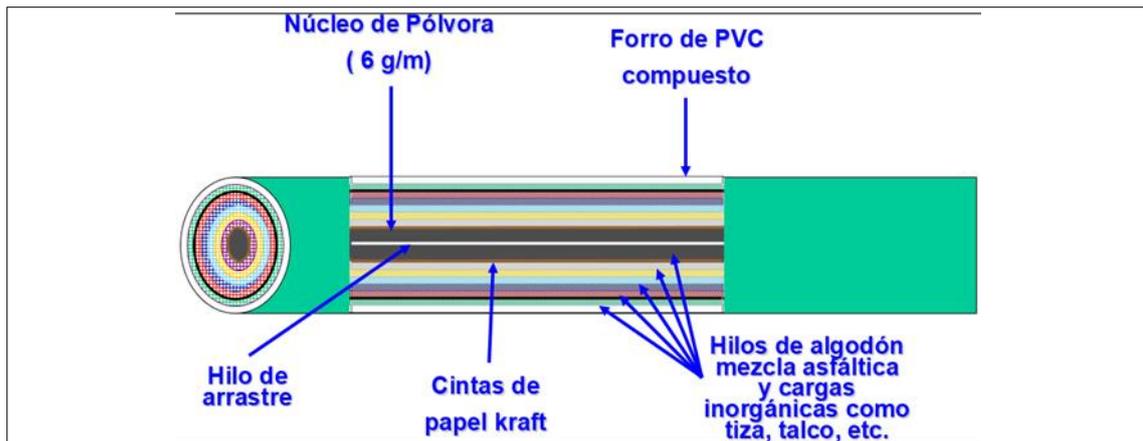


Figura 13. Mecha de seguridad.

Fuente: Famesa (2018).

- **Conector para mecha rápida.**

Es una tapa de aluminio con un pequeño abertura o corte lateral para acomodar el cordón de ignición o mecha rápida. Posee una pequeña masa de pólvora que depreciona la flama proveniente de la mecha para después transmitir al carmex y de esa forma se realiza el encendido de voladura (Famesa 2018).

Para una conexión mejor y más segura cuenta con un dispositivo que permite asegurar el carmex con la mecha rápida.

El uso correcto de accesorios de voladura nos brinda seguridad en la manipulación de explosivos, asimismo juega un papel importante los accesorios de voladura para obtener una conexión segura de todo un sistema de conexiones empezando del cordón de ignición hasta la detonación del explosivo.

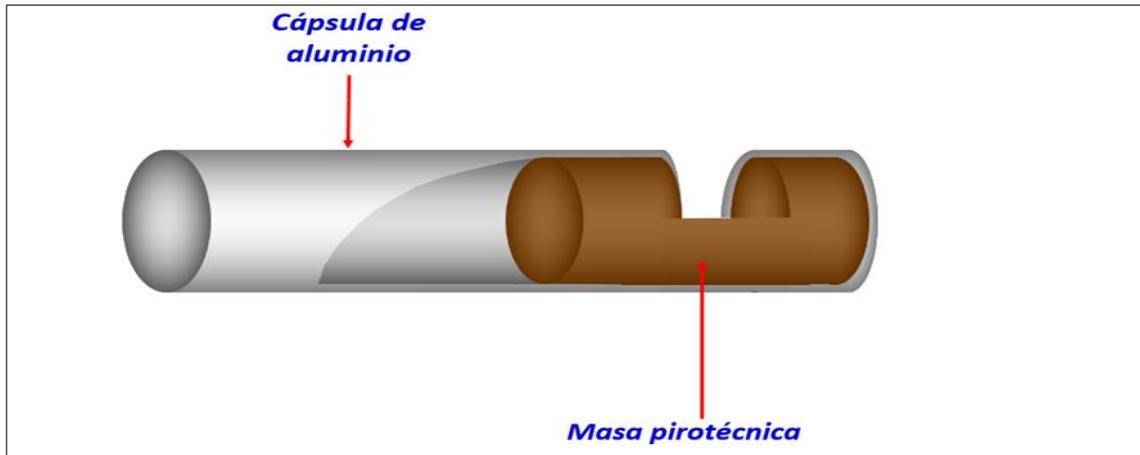


Figura 14. Conector de ignición.

Fuente: Famesa (2018).

2.2.12 Cálculos del área, longitud del contorno y avance por disparo.

Área del bay pass en metros cuadrados.

Para efectuar el cálculo de Holmberg en perforación y voladura, primero se debe definir el área total del frente, ya que este dato nos servirá para calcular los parámetros faltantes.

$$\text{Área } S = \frac{\pi * r^2}{2} + A * H - 2r^2 \quad \text{Ec. 08}$$

S = Área total del frente.

A = Ancho de la labor.

H = Altura de la labor medido en el punto de dirección.

r = Radio de la semicircunferencia de la corona.

$\pi = 3.141592$

Longitud del contorno del bay pass en metros.

Luego del cálculo del área del bay pass se calcula la longitud del contorno del túnel o perímetro ya que con estos cálculos se podrá calcular el número de perforaciones que se debe realizar en el frente y otros parámetros, para ver el ancho, alto y el radio de la bóveda, ver en la figura 15.

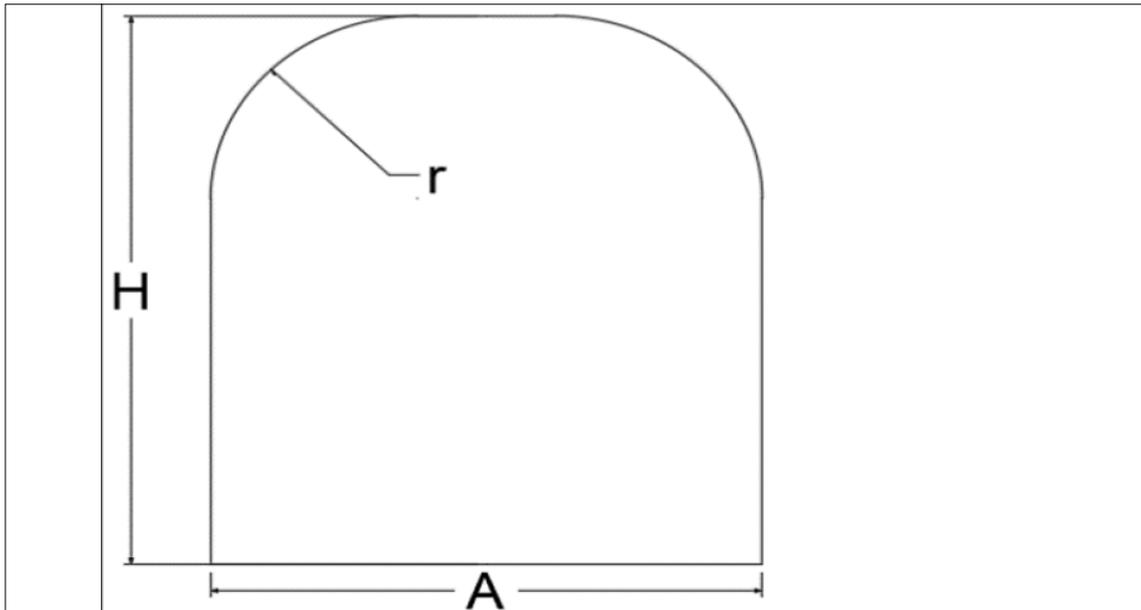


Figura 15. Diseño del área del frente.

$$P_{\text{Perímetro}} = (\pi * r) + 2(H_{\text{Túnel}} - r) + 2(A_{\text{Túnel}} - r) \quad \text{Ec. 09}$$

P = Longitud de contorno de la labor.

A = Ancho de la labor.

H = Altura de la labor medido en el punto de dirección.

r = Radio de la semicircunferencia de la corona.

$$\pi = 3.141592$$

Número de perforaciones en el frente del bay pass.

Luego de calcular los parámetros como el área y el perímetro del bay pass se calcula el número de perforaciones que se debe realizar en el frente, siempre considerando una constante que varía según el tipo de roca que se va a perforar, este dato es evaluado por el área de geomecánica que corresponde a la caracterización del macizo rocoso, para rocas duras se debe considerar un constante de 0.50 a 0.55, para rocas de tipo intermedio 0.60 a 0.65 y para rocas suaves de 0.70 a 0.75, para su mejor detalle utilizaremos la siguiente tabla 5.

Tabla 5. Espaciamiento de taladros según la dureza de la roca.

	Distancia entre taladros		
Roca dura (m)	0.5	0.55	0.53
Roca intermedia (m)	0.6	0.65	0.63
Roca suave (m)	0.7	0.75	0.73

Fuente: Exsa (2018).

En la tabla se observa los valores del constante C, que nos sirve en los cálculos de distancia de entre taladros de manera general, en caso nuestro se considera roca intermedia ya que la evaluación geomecánica nos da un dato de 0.62 como constante C, estos parámetros nos ayudan a calcular el número total de perforaciones en el frente ver tabla 6.

Tabla 6. Factor de roca.

	Coefficiente (C)
Rocas muy duras	2
Rocas duras	1.5
Rocas muy blandas	1

Fuente: Exsa (2018).

$$N_{\text{Taladros}} = \left(\frac{P}{dt}\right) + (S * C) \quad \text{Ec. 10}$$

P = Longitud de contorno de la labor.

S = Área total del frente.

dt = Longitud de taladro a taladro.

C = Coeficiente

Taladro equivalente.

El diámetro del taladro equivalente es el resultado de la suma de los diámetros de taladro de alivio, el valor equivalente es imaginario que se emplea solo para cálculos matemáticos utilizando la ecuación número 11, el diámetro equivalente se muestra en la figura 16.

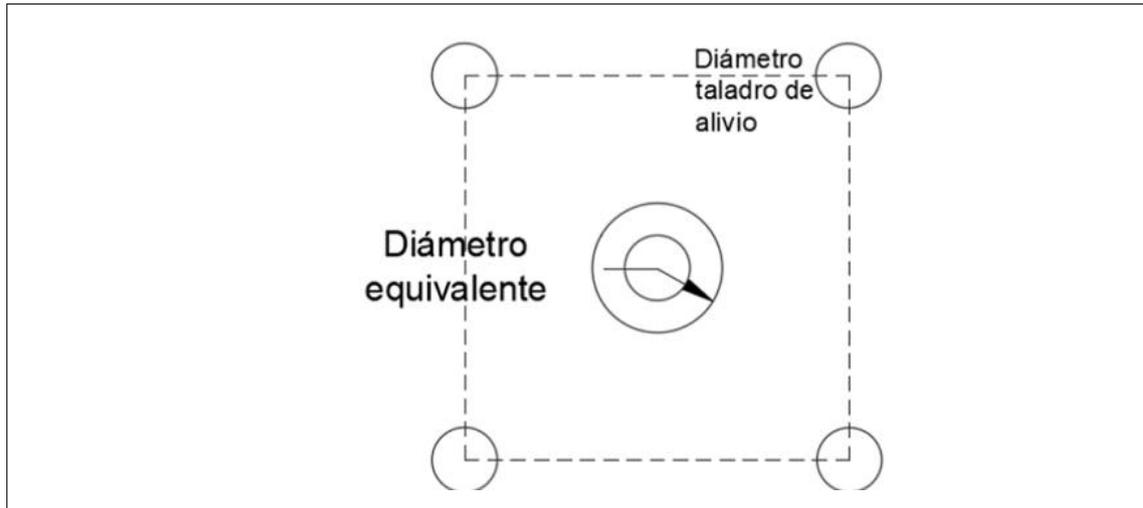


Figura 16. Diámetro equivalente de taladro de alivio.

Fuente: Muñoz (2019).

$$\phi_e = \phi_a * \sqrt{N} \quad \text{Ec. 11}$$

ϕ_e = Diámetro equivalente.

ϕ_a = Diámetro de los taladros de alivio.

N = Numero de taladros de alivio.

Una vez calculado la cantidad de número de taladros de alivio se calcula el diámetro equivalente y con este se calcula la profundidad máxima de perforación con eficiencia de 95% por el Roger Holmberg.

$$L = 0.15 + 34.1(\phi_e) - 39.4(\phi_e)^2 \quad \text{Ec. 12}$$

L = Profundidad de perforación máxima con 95% de eficiencia.

ϕ_e = Diámetro equivalente.



Avance real por disparo.

El avance máximo por cada disparo se limita por el diámetro de la perforación y la desviación angular, es recomendable que la desviación angular sea menor a 2% para lograr una efectividad de 95%, según Roger Holmberg el avance real por disparo se demuestra con la siguiente relación matemática:

$$L=0.95*H \quad \text{Ec. 13}$$

L= longitud de avance real.

H_p = Profundidad de perforación.

Error de perforación.

Los errores de perforación generalmente son angulares, que afecta notablemente en la simetría de los taladros en el fondo de la perforación, que varía considerablemente el espaciamiento y el burden, como consecuencia tenemos un avance por disparo menor a 95% y una fragmentación de roca no deseada.

A mayor desviación de taladro es menor la eficiencia de avance y con menor desviación de taladro es mayor la eficiencia de avance, se demuestra con la relación matemática.

$$\Psi = e + (\alpha * L) \quad \text{Ec. 14}$$

Ψ = Error de perforación.

H = Profundidad de perforación.

α = Ángulo de desviación de taladro.

e = Error de empate de barreno.

Diseño de arranque.

En la siguiente figura se muestra un arranque de cuatro secciones con el mismo diámetro de perforación López (2001).

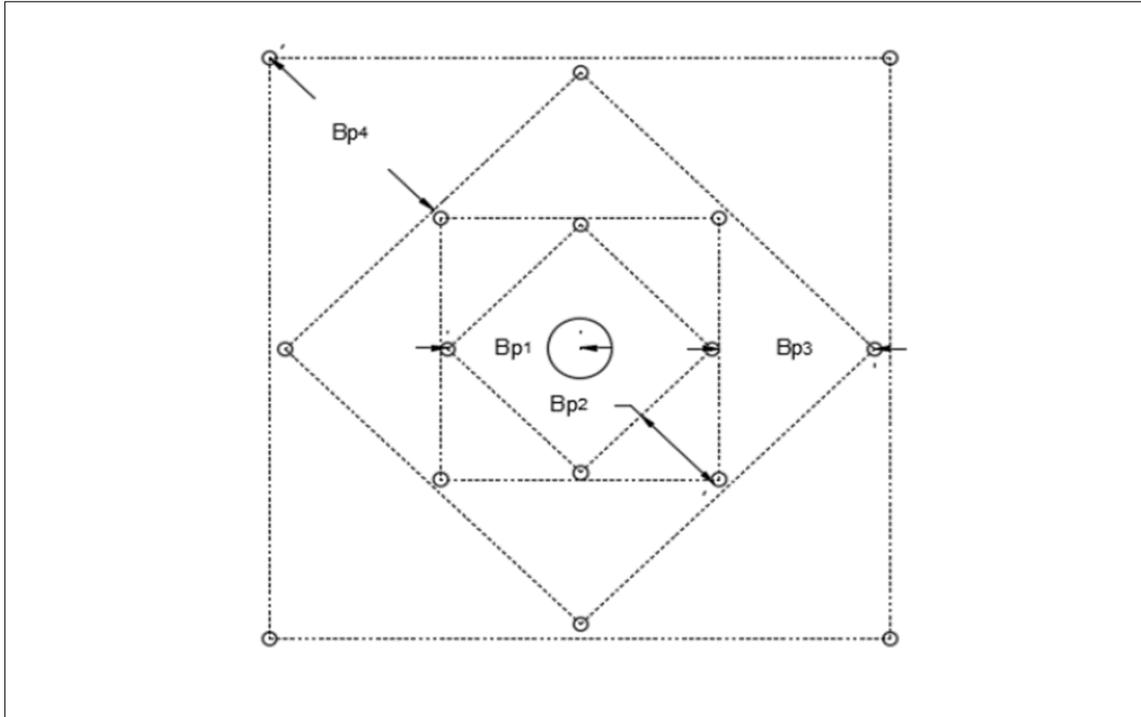


Figura 17. Arranque de cuatro secciones.

Fuente: López (2001).

La distancia entre el diámetro equivalente y los taladros cargados en el primer cuadrante no debe exceder una relación de 1.7 veces del diámetro equivalente, según Langefors y Kilhstrom (1963) la fragmentación de roca depende de la selección de explosivos y la distancia entre el taladro cargado y el taladro de alivio (López 2001).

Burden equivalente por longitud de arco.

La media de la distancia desde el centro del diámetro equivalente de los taladros de alivio y el centro del taladro cargado en el primer cuadrante se llama burden equivalente y es demostrado en la siguiente relación matemática:

$$B_{e \text{ Max}} = \pi * \frac{\phi_e}{2} = 1.5 * \phi_e \quad \text{Ec. 15}$$



$B_{e-máx}$ = Burden equivalente.

$\pi = 3.141592$

\emptyset_e = Diámetro equivalente de los taladros de alivio.

Burden práctico B_p .

$$B_p = B_{e \text{ Máx}} - \Psi \quad \text{Ec. 16}$$

B_p = Burden práctico.

$B_{e \text{ Máx}}$ = Burden máximo.

Ψ = Error de perforación.

Distancia X_a y X_b de la abertura.

$$X_a = \frac{\emptyset_e}{2} + B_p \quad \text{Ec. 17}$$

$X_a = X_b$ = Valor numérico.

\emptyset_e = Diámetro equivalente de los taladros de alivio.

B_p = Burden práctico.

Ancho de abertura A_{h0} .

$$A_{h0} = \sqrt{X_a^2 + X_b^2} \quad \text{Ec. 18}$$

A_{h0} = Ancho de abertura en el primer cuadrante.

X_a = Segmento medido desde el centro del diámetro equivalente.

X_b = Segmento medido desde el centro del diámetro equivalente.



Los cuadrantes salen de forma gradual, la medida del ancho de la abertura que genera el primer cuadrante quedara vacía, para luego salir el siguiente cuadrante hasta que se culmina con el proceso de la voladura (Rivera 2019).

Consumo específico de explosivo.

$$CE = \frac{0.56 * \rho r * \text{TAN}\left(\frac{GSI+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115+RQD}{3.3}}} \quad \text{Ec. 19}$$

CE = Consumo específico de explosivos.

ρr = Peso específico de la roca.

GSI = Índice geológico.

RQD = Índice geológico.

Constante de roca sueco.

$$C = 0.8784(CE) + 0.052 \quad \text{Ec. 20}$$

C = Constante de roca sueco.

CE = Consumo específico de explosivos

Factor de roca.

Para la predicción de fragmentación de roca se utiliza factor de roca (AFroc) donde el valor más bajo de A = 8 su valor más alto es A = 12. (Cunningham 1983).

Con la siguiente ecuación se calcula el valor de A.

$$A_{\text{frag}} = 96.667(CE)^3 - 138.5(CE)^2 + 75.883CE - 4.41 \quad \text{Ec. 21}$$

A_{frag} = Factor de roca.

CE = Consumo específico de explosivos.



Índice de volabilidad de Lilly.

$$0.004 = \frac{CE}{B.I} \quad \text{Ec. 22}$$

B.I = Índice de Lilly.

CE = Consumo específico de explosivo.

0.004 = Constante.

Factor de energía:

$$F.E. = 30 * CE \quad \text{Ec. 23}$$

F.E. = Factor de energía.

C.E. = Consumo específico de explosivo.

Densidad de carga para el arranque.

La cantidad de explosivo que aloja los taladros con un factor de acoplamiento al 100% se considera un llenado perfecto sin dejar espacios vacíos en el taladro, el valor de la densidad de carga será igual a 1.

$$q_0 = 55 * \phi a * \left(\frac{B_e}{\phi_e}\right)^{1.5} * \left(B_e - \frac{\phi_e}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{RWS_{Explosivo}}\right) \quad \text{Ec. 24}$$

q_0 = Densidad de carga.

ϕa = Diámetro de taladros cargados.

B_e = Burden equivalente.

ϕ_e = Diámetro equivalente.

C = Constante de roca.

$RWS_{Explosivo}$ = Potencia relativa.



Longitud de taco.

$$L_{Taco} = 10\phi p \quad \text{Ec. 25}$$

L_{Taco} = Longitud del material inerte que se coloca como taco.

ϕp = Diámetro de taladros de producción.

Longitud de carga para el arranque.

La longitud de carga es calculada a partir de la longitud total de perforación menos la longitud de taco, la longitud de carga explosivo considera el factor de acoplamiento del mismo y podemos demostrar con la relación matemática:

$$LC = L - LTaco \quad \text{Ec. 26}$$

LC = Longitud de carga explosivo.

L = Longitud de perforación.

LTaco = Longitud de taco.

Cantidad de cartuchos por taladro en el arranque.

El número de cartuchos que se debe emplear en el arranque depende de los parámetros del explosivo que se emplea (longitud de cartucho, factor de acoplamiento, potencia relativa), los parámetros de perforación (profundidad de perforación, diámetro de taladro, burden) y tipo de roca.

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5 * Be)}{L_{cartucho}} \quad \text{Ec. 27}$$

N° = Número total de cartuchos en arranque.

L = Profundidad de la perforación.

Be = Burden equivalente.



L_{Cartucho} = Longitud de cada cartucho.

Cantidad en kg de explosivo por taladro en el arranque.

Cantidad de kilogramos de explosivo que se emplea en cada taladro en el arranque es calculada con la siguiente formula.

$$Qe = q_0 * L_{\text{Cartucho}} * N^{\circ} \quad \text{Ec. 28}$$

Qe = Cantidad en kg de explosivo empleado en cada taladro en el arranque.

q_0 = Densidad de carga.

L_{Cartucho} = Longitud de cada cartucho.

N = Cantidad de cartucho usado por cada taladro.

Fragmentación de roca.

Una buena fragmentación de roca se considera de 8 pulgadas a 12 pulgadas de longitud de roca fragmentada, debido a la abertura de la parrilla que tiene como medida máxima de 20 cm, aunque es muy difícil de predecir los tamaños de roca que se va obtener después de la voladura, sin embargo, se puede calcular con la siguiente ecuación 29.

$$X = AF_{\text{roc}} * (CE)^{4/5} * (Qe)^{1/6} * \left(\frac{115}{RWS_{\text{explosivo}}} \right)^{19/39} \quad \text{Ec. 29}$$

X = Tamaño de la roca fragmentada.

AF_{roc} = Factor de roca.

Qe = Cantidad en kg de explosivo empleado en cada taladro en el arranque.

$RWS_{\text{Explosivo}}$ = Potencia relativa en peso.

$K = C.E$ = Factor triturante.

Ayudas para el arranque.

Burden máximo en el primer cuadrante.

Para calcular el burden en el primer cuadrante se debe tener una abertura de un ancho A_{h0} , factor de carga en el arranque y algunos parámetros que se han calculado en el arranque q_0 , a partir del ello se calcula el burden en el primer cuadrante con la siguiente relación:

$$B_{\text{Máximo } 1} = 0.088 \sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{\text{Explosivo}}}{\phi_p * C}} \quad \text{Ec. 30}$$

$B_{\text{Max } 1}$ = Burden máximo del primer cuadrante.

A_{h0} = Distancia de abertura del arranque.

q_0 = Densidad de carga.

$RWS_{\text{Explosivo}}$ = Potencia relativa.

ϕ_p = Diámetro de la perforación.

C = Constante de roca.

Burden práctico en el cuadrante uno.

El burden práctico en el primer cuadrante es medido desde el origen de abertura del arranque A_{h0} .

$$B_{p1} = (B_{\text{max}1} - \Psi) \quad \text{Ec. 31}$$

B_{p1} = Burden práctico en el cuadrante uno.

$B_{\text{max}1}$ = Burden máximo.

Ψ = Error de perforación.

Distancia de X_c y X_d .

$$X_c = X_d = \frac{A_{h0}}{2} + B_{p1} \quad \text{Ec. 32}$$

$X_c = X_d$ = Distancia horizontal del cuadrante uno de A h 1.

A_{h0} = Distancia de abertura del arranque.

B_{p1} = Burden práctico en el cuadrante uno.

Longitud de abertura en el cuadrante uno.

La longitud de la abertura A_{h1} en el cuadrante uno es medido horizontalmente y verticalmente utilizando la ecuación número 33 que corresponde a teorema de Pitágoras aplicado en el triángulo rectángulo, desde el centro del diámetro equivalente calculado en arranque, como se aprecia en la figura 18.

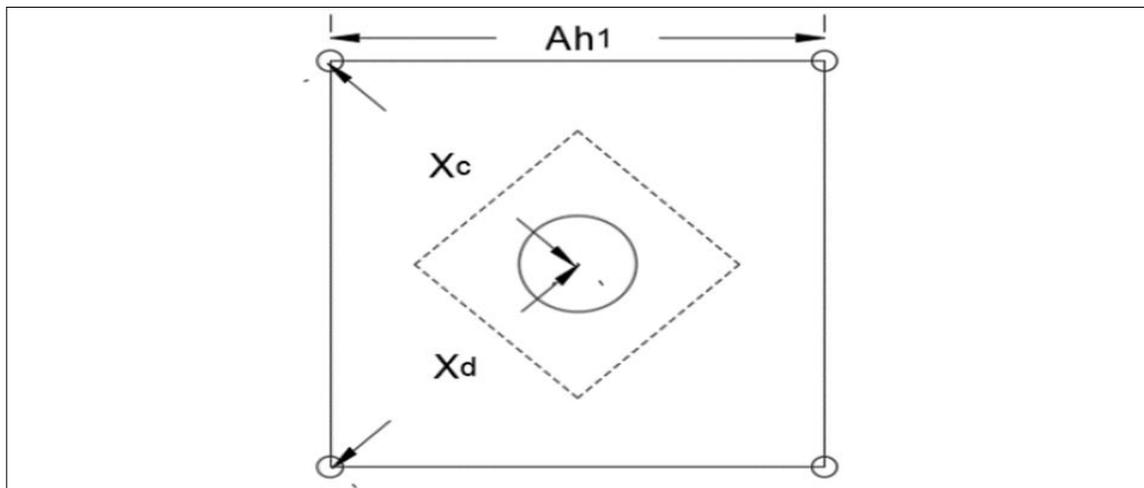


Figura 18. Ancho de la abertura en el primer cuadrante.

Fuente: López (2001).

$$A_{h1} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2} \quad \text{Ec. 33}$$

A_{h1} = Longitud horizontal.

$X_c = X_d$ = Distancia desde el centro del arranque a los taladros de esquina.

Cantidad de cartuchos en taladros del cuadrante uno.

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5 * B_{Max})}{L_{Cartucho}} \quad \text{Ec. 34}$$



N° = Número de cartuchos para taladros en el cuadrante uno.

L = Profundidad de perforación.

B Max = Burden máximo.

L Cartucho = Longitud de cada cartucho.

Ecuación para calcular el máximo número de cuadrantes.

Con la siguiente ecuación se calcula el número máximo de cuadrantes.

$$A_{h1} \leq \sqrt{L} \quad \text{Ec. 35}$$

A_{h1} = Longitud horizontal de la abertura del primer cuadrante.

L = Profundidad de perforación.

La longitud horizontal de la abertura del último cuadrante, no tiene por qué ser mayor a la raíz cuadrada de la longitud de la profundidad de perforación. De ser así, no será necesario diseñar más cuadrantes en el frente (Revira 2019).

Taladros laterales

Para calcular los espaciamientos de los taladros después de los cuadrantes, se debe considerar la constante o factor de roca C según la orientación de los taladros en salida, para lo cual el burden máximo se demuestra con la siguiente relación:

$$B \leq 0.6 * L \quad \text{Ec. 36}$$

L = Profundidad de perforación.

Este dato nos da el rango en el que vamos a realizar la modificación del factor de roca C:

$$B \geq 1.4 \text{ m} \Rightarrow C' = C + 0.05$$

En el siguiente caso:



$$B < 1.4 \text{ m} \Rightarrow C' = C + 0.07/b$$

Se supone que ya existe un espacio vacío que se ha generado desde el primero hasta el último cuadrante, entonces los taladros de tajeo considera el factor de relación de fijación mostrado en las tablas 7 y 8. Datos que nos sirve para obtener resultados con más precisión para el diseño de perforación y voladura.

Tabla 7. Constante de fijación.

Orientación de salida de los taladros	Factor de relación fijación	
Orientado para arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Orientado para abajo	1.20	1.25

Fuente: Exsa (2006).

Tabla 8. Valores de fijación.

En la corona	0.8
En el arrastre	1.0

Fuente: Exsa (2006).

Burden máximo laterales.

$$B_{\text{Max laterales}} = 0.9 \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{Explosivo}}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ec. 37}$$

$B_{\text{Max laterales}}$ = Burden máximo laterales.

q_0 = Densidad de carga en el arranque.

$RWS_{\text{explosivo}}$ = Potencia relativa en peso.



f = Factor de fijación.

S/B = Factor de fijación.

Burden práctico laterales.

Para encontrar el burden práctico para taladros laterales se demuestra en la relación matemática:

$$B_{\text{Práctico laterales}} = \frac{0.2755 * A_{TUNEL}}{2 \text{ Flancos}} \quad \text{Ec. 38}$$

$B_{\text{Prác. Laterales}}$ = Burden práctico.

$A_{\text{Túnel}}$ = Ancho del bay pass

Altura para ubicar los taladros de los laterales.

Altura disponible es la medida de los laterales del bay pass donde se distribuirán los taladros de laterales de acuerdo a sus espaciamentos, se demuestra por la relación matemática:

$$H_{\text{Dispon. Laterales}} = H_{\text{Túnel}} - r \quad \text{Ec. 39}$$

$H_{\text{Dispon. Laterales}}$ = Medida vertical laterales

$H_{\text{Túnel}}$ = Altura de la labor medido en el punto de dirección.

r = Radio de la parte superior de la galería.

Espaciamiento de taladros en laterales.

Los taladros que se perforan en los dos hastiales del bay pass tienen un espaciamiento se demuestra por la relación:

$$S_{\text{Taladro lateral}} = 0.3345 * H_{\text{Dispon. lateral}} \quad \text{Ec. 40}$$

$S_{\text{Laterales}}$ = Distancia de taladro a taladro.



$H_{\text{Dispon. Laterales}} = \text{Altura de los laterales.}$

Número de taladros en laterales.

La cantidad de perforaciones que se va perforar en los hastiales debe ser calculada con la siguiente ecuación:

$$N_{\text{Taladros hastial}} = \left(\frac{H_{\text{Dispon.Hastial}}}{\frac{S}{B}} \right) \quad \text{Ec. 41}$$

$N_{\text{Taladros laterales}} = \text{Cantidad de taladros en laterales.}$

$H_{\text{Laterales}} = \text{Altura de los laterales.}$

$SB = \text{Factor de fijación.}$

Ancho de abertura de los taladros laterales.

Es la abertura que genera la voladura es igual al ancho del bay pass en su aproximación mínima según la siguiente ecuación:

$$A_{\text{Ancho del bay pass}} = A_{\text{Ancho de abertura.}} \quad \text{Ec. 42}$$

$A_{\text{Ancho de abertura}} = \text{Ancho de los taladros laterales.}$

$A_{\text{Bay pass}} = \text{Ancho del bay pass.}$

Cantidad de cartuchos en taladros laterales.

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5 * B_{\text{max hast.}})}{L_{\text{Cartucho}}} \quad \text{Ec. 43}$$

$N^{\circ} = \text{Número de cartuchos de los taladros laterales.}$

$L = \text{Profundidad de la perforación.}$

$B_{\text{max hast.}} = \text{Burden máximo de los hastiales.}$

$L_{\text{Cartucho}} = \text{Longitud de cada cartucho.}$



Taladros de corona.

En los taladros de corona se recomienda realizar pre corte o voladura controlada, ya que esta técnica nos permite controlar las sobreroturas y minimizar las perturbaciones de la zona (Pearson 1973).

Espaciamiento de taladros en corona.

El espaciamiento de los taladros depende de la longitud de arco de la corona, para realizar voladura controlada se considera la siguiente ecuación:

$$S_{\text{Corona}} = K * \varnothing_p \quad \text{Ec. 44}$$

S_{Corona} = Espaciamientos de los taladros en las coronas.

K = Valor constante entre 15 y 16.

\varnothing_p = Diámetro de taladro.

Burden máximo en taladros de corona.

En los últimos años se aplica pre corte en la voladura subterránea, con fin de controlar las sobreroturas especialmente en la corona para aumentar el factor de seguridad de las cuñas evaluadas según geomecánica, entonces el espaciamiento de los taladros de la corona se calcula con la ecuación $s/b = 0.80$, donde s/b debe ser menor que 1.

$$\frac{S}{B} = 0.80 \quad \text{Ec. 45}$$

$$B_{\text{max.cor}} = \frac{S}{0.80}$$

$B_{\text{Max. Coro}}$ = Burden máximo en la corona.

Burden práctico.

$$B_{\text{Práct. Cor}} = B_{\text{Máx. Cor}} - L * \text{sen} \gamma - \psi \quad \text{Ec. 46}$$

$B_{\text{Práct. Cor}}$ = Burden práctico.



L = Profundidad de la perforación.

Υ = Desviación angular en la corona.

Ψ = Error de perforación.

Número de taladros.

Para calcular la cantidad total de perforaciones en la corona es ilustrado por la siguiente relación:

$$N^{\circ}Tal\ Cor = \left(\frac{A_{Tunel}}{S * B_{max.cor}}\right) + 2 \quad Ec. 47$$

$N^{\circ}Tal\ Cor$ = Numero de taladros en la corona.

A_{Tunel} = Ancho del bay pass.

$B_{Max. Corona}$ = Burden máximo en los taladros de corona.

$S/ (B)$ = Relación para taladros de corona.

Densidad de carga.

Densidad de carga en los taladros de corona según la ecuación:

$$q_{Cor} = 90 * \phi_p^2 \quad Ec. 48$$

q_{Cor} = Densidad de carga.

ϕ_p = Diámetro de taladro.

Cantidad de cartuchos.

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5 * B_{max.cor.})}{L_{Cartucho}} \quad Ec. 49$$

N° de cartuchos = Cantidad de cartuchos por taladro en la corona.



L = Profundidad de la perforación.

$B_{Max. cor}$ = Burden máximo para taladros de corona.

$L_{Cartucho}$ = Longitud de cada cartucho.

Taladros de arrastre.

Para la determinación de los parámetros en los taladros de arrastre se considera siguientes valores $f = 1.45$, $S/B = 1$ y debe ser aplicado en la siguiente ecuación:

$$B_{Max\ arrastre.} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * (\frac{S}{B})}} \quad Ec. 50$$

$B_{Max\ arrastre}$ = Burden máximo.

q_0 = Densidad de carga.

$RWS_{Explosivo}$ = Potencia relativa en peso

f = Factor de fijación.

S/B = Espaciamiento.

C = Factor de roca.

Burden práctico en arrastre.

$$B_{Práct. Arra} = B_{Máx. Arra} - L * \text{sen} \Upsilon - \Psi \quad Ec. 51$$

$B_{Prac. Arra}$ = Burden práctico.

$B_{Prac. Arra}$ = Burden máximo.

L = Profundidad de la perforación.

Υ = Desviación angular en taladros de arrastre.

Ψ = Error de perforación.



Número de taladros.

$$N^{\circ} \text{ Tal. de piso} = \frac{A_{\text{Túnel}} + 2 * \text{sen}(\gamma)}{B_{\text{Max.arr}} * S/B} \quad \text{Ec. 52}$$

$N^{\circ} \text{ Tal. de piso}$ = Número de taladros.

$A_{\text{Túnel}}$ = Ancho del bay pass.

L = Profundidad de la perforación.

γ = Desviación angular.

$B_{\text{Máx. Arrastre}}$ = Burden máximo de los taladros de arrastre.

B/S = Relación en rastre.

Espaciamiento en arrastre.

$$S_{\text{Tal. de piso}} = \frac{A_{\text{Túnel}} + 2 * L * \text{sen}(\gamma)}{(N_{\text{Tal.piso}})^{-1}} \quad \text{Ec. 53}$$

$S_{\text{Tal de piso}}$ = Espaciamiento.

$A_{\text{Túnel}}$ = Ancho del bay pass.

L = Profundidad de la perforación.

γ = Desviación angular de taladros de arrastre parte central.

$N^{\circ} \text{ Tal. de piso}$ = Numero de taladros centrales en arrastre.

Espaciamiento para taladros de esquina.

$$S_{\text{Tal. Arra Esq}} = 0.97 * (A_{\text{Túnel}} * \text{sen}(\gamma)) \quad \text{Ec. 54}$$

$S_{\text{Tal. Arra Esq}}$ = Espaciamiento para taladros de esquina arrastre.

$A_{\text{Túnel}}$ = Ancho del bay pass.

γ = Desviación angular de taladros de esquina.

Longitud de abertura en arrastre

$$A_{\text{Piso.}} = A_{\text{Túnel}} \quad \text{Ec. 55}$$

$A_{\text{h arras.}}$ = Ancho de piso

$A_{\text{Túnel}}$ = Ancho del bay pass.

Cantidad de cartuchos en taladros de arrastre.

$$N = \frac{L - (0.5 * B_{\text{max arr.}})}{L_{\text{Cartucho}}} \quad \text{Ec. 56}$$

N = Cantidad de cartuchos para taladros de arrastre.

L = Profundidad de la perforación.

$B_{\text{Max arrast.}}$ = Burden máximo de los taladros de arrastre.

L_{Cartucho} = Longitud de cada cartucho.

2.2.13 Costos en perforación y voladura.

Los costos en perforación voladura son muy importantes que se deben realizar con cálculos de mucha precisión y detalle, para obtener los costos unitarios en perforación y voladura se considera desde la logística hasta los trabajos de operación tales como: Comprar de aceros de perforación, combustible, aire comprimido, mantenimiento, explosivos y mano de obra.

Todas las minas de metal subterráneas son únicas respecto a sus cuerpos de mineral, geometría espacial, reserva o vida útil, y condiciones específicas de la mina. Sin embargo, todas ellas tendrán implementados métodos de perforación y voladura para desarrollar acceso y obtener mineral para beneficio (Ponce 2014).

La perforación y voladura es la etapa inicial en el proceso de extracción, o de laboreo, y por lo tanto influirán los costos y productividades de otras actividades

derivadas tales como carguío y transporte, sostenimiento, voladura secundaria, transporte, chancado y en algunos casos el enriquecimiento del mineral. Debido a esto, los efectos de las actividades derivadas de cambios en el diseño de una voladura deben ser evaluadas para que sean una contribución lo más baja posible al costo operativo total mina.

Las relaciones entre perforación y voladura, carguío y transporte, chancado y chancado secundaria variarán considerablemente entre las minas y métodos, pero las tendencias generales serán predecibles, ver figura 19, representa estas tendencias. Contiene curvas del componente costo y una curva combinada de costo total con incremento en tamaño del fragmento.

La curva está dividida en tres zonas, A, B, y C. La Zona B es donde los costos totales son minimizados. En las zonas A y C los costos unitarios de una o más actividades hacen algo excesivo el costo global de producción (Magnafrac 2019).

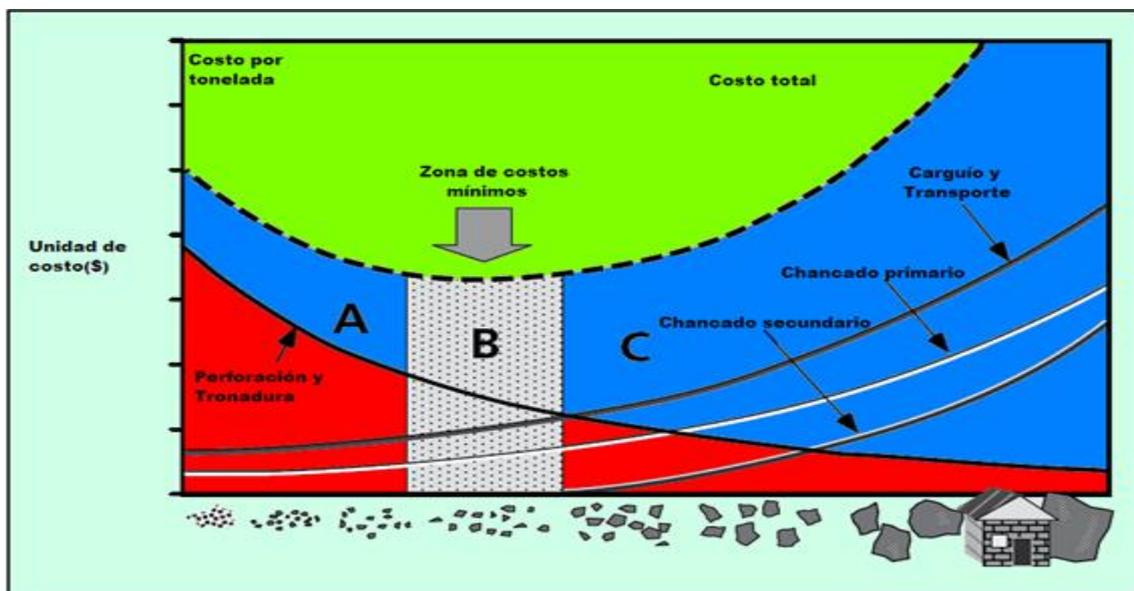


Figura 19. Fragmentación óptima.

Fuente: Magnafrac (2001).

Costos fijos y variables.



Es de consideración clasificar los costos para realizar estudios para planeamiento y programación de avances en mina, especialmente para gerentes. Se refiere a los costos unitarios, en perforación y voladura en labores de avance (Ponce 2014).

Costos fijos.

Son costos fijos que no dependen de la producción Ejemplo: Mano de obra, alquiler de equipos, sueldo de personal empleado supervisión (Ponce 2014).

Por otro lado, son aquellos desembolsos que se realizan independientemente de la cantidad de producción, es decir, no dependen de la producción, si el concentrado de mineral sube o baja los costos fijos permanecen. Los costos fijos no tienen una influencia directa con la producción, pero pueden influir de manera indirecta (Rivera 2019).

Por ejemplo:

- Alquiler de equipos.
- Salarios de empleados.
- Pagos por servicio de energía.
- Amortización y depreciación.

a) Costos variables.

Son costos que dependen directamente con la producción o también conocido como costos operativos que varían directamente con el volumen de la producción. Por otro lado, los costos variables tienen una relación directa con la producción, por ejemplo: El precio de mineral, ley de mineral en gramos por tonelada, compra de explosivos, herramientas manuales y mano obra directa (Rivera 2019).

En el sector minero los costos variables han dependido bastante por el precio de mineral y cantidad de reserva de mineral en volumen, ya que de esto depende la planificación de desarrollo minero o planeamiento mina, empezando de labores de



desarrollo, preparación de tajos de explotación, labores de ventilación y servicios (Gutiérrez 2001).

- Precio de mineral.
- Remuneración de personal directa.
- Precio de combustible.
- Precio de explosivos.
- Aceros de perforación.
- Máquina perforadora.
- Aire comprimido
- Energía

b) Costos según su asignación.

Costos directos.

Son costos que se asocian directamente a la producción y costo de los servicios que se relacionan plenamente con la producción en general se puede considerar como costos de origen de consumo de materiales utilizados y servicios requeridos de forma obligatoria tales como: Costos de aceros de perforación, costo de explosivos y accesorios, mano de obra directa, servicio de aire comprimido, servicio de agua y servicio de ventilación (Rivera 2019).

Son aquellos costos que tiene cierta similitud a los costos variables.

Costos indirectos.

Son costos que corresponden de manera general a la ejecución de la producción o costos que no se incluyen en contos directos, sin embargo, son necesarios para la producción como, por ejemplo: Costos de comisión, costos de alimentación y alojamiento



de personal, costos relacionados a las normativas nacionales, costos de muestreo y laboratorio, etc. (Clemente 2009).

Costos según su comportamiento.

Costos variables unitario.

Costo variable unitario son similares a los costos variables, pero con una asignación de medida unitaria de cada materia prima o materiales utilizados en la producción como, por ejemplo: Costo de aceros de perforación por cada pie perforado, costo de explosivo por cada metro avanzado, costo horario de cada trabajador en el bay pass, etc. (Hernández 2007).

Costo variable total.

Costo variable total es el resultado del producto o multiplicación del costo variable unitario por la cantidad total del mismo, por ejemplo: Costo de aceros de perforación por cada pie perforado en una perforación completa del frente, costo horario de cada trabajador acumulado en un mes, etc. (Clemente 2009).

Costo fijo total

Es la suma costos de todos los costos fijos, por ejemplo: La suma de costo total de salarios del personal empleado en un mes (Chipana 2015).

Costo fijo unitario.

Es el costo fijo total dividido por la cantidad total producido o servicio prestado (Chipana 2015).



Costo total.

Costo total es el valor de la suma de los costos de inversión, costos de operación, costos de servicio, costos de operación, etc. Por otro lado, es el resultado de la suma de costos directos e indirectos (Rivera 2019).

$$C = CI + CO + CF + CC \quad \text{Ec. 57}$$

Dónde:

C = Costo total.

CI = Costos de inversión.

CO = Costos de operación.

CF = Costos financieros.

CC = Costos de cierre.

c) Unidad de costos en bay pass 510.

En el presente trabajo de investigación específicamente en los costos de perforación y voladura se tomó en cuenta el área de excavación para calcular la cantidad de perforaciones que ha realizado en el frente del bay pass 510, cantidad de explosivo empleado en cada voladura, pago del personal, máquinas neumáticas y accesorios, servicios de aire comprimido y agua, evaluando cada uno de ellos para lograr nuestro objetivo de optimizar los costos en perforación y voladura. Perforación US\$/pie.

- Explosivo US\$/kilo.
- Máquina de perforación US\$/hora.
- Mano de obra US\$/hora.
- Servicios US\$/disparo.



d) Índice de productividad y costos.

Mano de obra:

Es el costo de mano de obra directa del personal que ejecuta la perforación y voladura en el bay pass 510.

Disponibilidad mecánica.

- Se considera aceptable con 85% de disponibilidad.
- Si la disponibilidad esté alrededor del 50%, se debe considerar el reemplazo del equipo.
- Cuando la disponibilidad mecánica del equipo es debajo del 50% genera pérdidas considerables en la empresa (Producción de mineral, avance de desarrollo minero, etc.)

Material directo

Todos estos elementos físicos son esenciales para el desgaste durante el proceso de minería; y esto se puede medir y cortar a costa de este servicio.

- Aceros de perforación.
- Explosivo.
- Herramientas manuales.

Costos en perforación.

Accesorios de máquinas de perforación:

- Brocas descartables.
- Barreno de 6 pies.
- Barreno de 4 pies.
- Aceite de perforación.



- Aire comprimido.
- Agua.

Costo en voladura.

- Costo de emulsión de 1000, de 3000 y 5000 de potencia.
- Costos de accesorios de voladura.
- Costo de supervisión.



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 ZONA DE ESTUDIO

La Unidad Minera las Águilas, se encuentra ubicado en el paraje denominado Koriapuna, distrito de Ocuvi, provincia de Lampa en el departamento de Puno, aproximadamente a 14 Km. al SE del poblado de Ocuvi. La altitud promedio sobre el nivel del mar de la zona de trabajos mineros es de 4,300 metros y sus coordenadas de la veta de Úrsula son:

- 8°312,041 N
- 309,908 E

3.2 ACCESIBILIDAD

La vía principal más corta desde la ciudad de Juliaca:

Tabla 9. Accesibilidad a la Unidad Minera las Águilas.

Juliaca – Ayaviri	104km.	Vía asfaltada
Ayaviri- Chuquibambilla	18km.	Vía asfaltada
Chuquibambilla-Llalli	25km.	Vía afirmada
Llalli- Mina Las Águilas	35km.	Vía afirmada

3.3 TIPO DE ESTUDIO

La presente investigación es del tipo descriptiva, cuantitativa y experimental, de causa y efecto, porque existe problema en perforación y voladura, efecto es la optimización de costos en perforación resultados que se obtienen después de la voladura, determinando así el diseño de la malla de perforación y el cálculo de los costos de voladura; y su efecto es el resultado después de la explosión, por lo que



Precisar si el trazo de la malla de perforación se estandariza en el bay pass 510 para ejecutar otras labores similares Empresa Minera Comiserge S.A.

Es cuantitativa debido que se utiliza sistema de medidas en metros para medir los avances lineales en el Bay Pass 510, por otro lado, porque se mide la distancia por disparo con la malla actual con la carga explosiva calculada a través de un análisis de costos para el cumplimiento del proyecto Bay Pass 510, trabajos de preparación de Empresa Minera Comiserge S.A.

3.4 DISEÑO METODOLÓGICO

Es descriptiva, debido a que se describió cada perforación del frente calculando la cantidad de carga explosiva para cada taladro en el Bay Pass 510, donde se ha tenido en consideración la malla de perforación anterior. En el presente trabajo de investigación se ha calculado los parámetros de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg y con los resultados de cálculo, se ha rediseñado la malla de perforación y se ha reducido el uso de explosivo para cada disparo para después analizar y comparar los costos en perforación voladura en la Empresa Minera Comiserge S.A. Choque (2017).

3.5 POBLACIÓN

La población para el presente trabajo de investigación está conformada por 2 labores en nivel 4630 m.s.n.m. Bay Pass 485 y CX 510 de Empresa Minera Comiserge S.A. (Rivera 2019).

3.6 MUESTRA

La muestra la constituye el Bay Pass 510 con una sección de 2,5m x 2,50m y un total de 65 metros lineales en la cota 4630 zona Marisol de Empresa Minera Comiserge S.A. (Chipana 2015).



El plano topográfico referencial y el programa de avance de ejecución del Bay Pass 510, se observa en el Anexo 1 y Anexo 2.

3.7 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

Se operacionaliza las variables de perforación y voladura de acuerdo al sisma de medidas y valoración.

3.7.1 Variables independientes.

Diseño de malla de perforación y voladura en el Bay Pass 510 de Empresa Minera Comiserge S.A.

3.7.2 Variables dependientes.

Optimización de costos en el Bay Pass 510 de la Empresa Minera Comiserge S.A.

Tabla 10. Operacionalización de variables.

Variables	Indicadores	Escala de dimensión
Independientes (VI). Diseño de malla de perforación y voladura del Bay Pass 510 de la Empresa Minera Comiserge S.A.	- Número de taladros.	- Pies perforados.
	- Burden	- Metros.
	- Espaciamiento.	- Metros.
	- Fragmentación de Roca.	- VPP (mm/s)
Dependientes (VD). Optimización de costos en el Bay Pass 510 de la Empresa Minera Comiserge S.A.	- Factor de avance.	- Kg/m
	- Perforadora.	- \$ por disparo.
	- Barreno.	- \$ por disparo.
	- Broca.	- \$ por disparo.
	- Explosivos.	- \$ por disparo.
	- Fulminantes.	- \$ por disparo.
- Mecha lenta.	- \$ por disparo.	



3.8 TÉCNICAS Y PROCEDIMIENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

El método de observación directa es un método de recolección de datos que básicamente consiste en observar el objeto de estudio dentro de una situación particular. Todo esto se hace sin necesidad de intervenir o alterar el entorno en el que se desenvuelve el objeto. En caso contrario, los datos obtenidos no serán válidos (Grudemi 2019).

Los datos de perforación y voladura de Bay Pass 510 se obtienen por la técnica de observación directa para registrar y evaluar los datos de perforación y voladura (informe diario de perforación, avances semanales y mensuales). En el tratamiento de los datos de perforación y voladura es analizado en Exel:

Importación de los datos

Primeramente, se ha elaborado un base de datos en Exel para luego compararlas cada una de ellos a nivel de costos en perforación y voladura, luego se ha elaborado cuadros estadísticos.

3.8.1 Instrumentos para la recolección de datos.

Se han utilizado los siguientes instrumentos: Cuaderno de registro de perforación y voladura, libreta de campo, informes de perforación y voladura, cámara de fotos, distanciómetro y un cronómetro para medir el tiempo de cada perforación.

Ratios de reporte de operación donde se registran información del:

- Cantidad de cartuchos utilizados
- Accesorios de voladura
- Factor lineal
- Tonelaje movido por la voladura
- Avance por disparo



Ficha de reporte de operación, donde se registra lo siguiente:

- Trabajos diarios de avances en perforación
- Trabajos diarios en la producción
- trabajos diarios en el ciclo de minado.

Informes semanales y mensuales, donde se registra lo siguiente:

- Planeamiento donde se analiza los costos en perforación y voladura.
- Es la recolección de datos de avance diarios en la perforación

Fichas de reporte de ingeniería, para el registro de resultados del planeamiento de corto plazo:

- Diseño del plan de minado semanal
- Diseño del plan de minado mensual
- Movimiento de equipos de izaje y perforación
- Simulación de ley y tonelaje a cumplir día-mensual



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 RESULTADO PARA EL PRIMER OBJETIVO ESPECÍFICO.

Diseñar una nueva malla de disparos aplicando el modelo de Holmberg y Persson que optimizó los costos de perforación y voladura del Bay Pass 510 en Empresa Minera Comiserge S.A.

Para el cálculo del número de perforaciones se realizó de acuerdo a la distribución de energía con el software jksimblast correlacionándose con las fórmulas utilizadas en el modelo de Roger Holmberg y Persson, los parámetros de la roca son obtenidos en campo por el departamento de geomecánica, geología, mina y En cuanto a la planificación de costos, se tomaron los datos de logística, la productividad y el área contable para analizar y comparar los nuevos datos. La tabla 11 muestra los datos disponibles para la perforación.

La nueva malla de perforación está calculada de acuerdo el modelo de Roger Holmberg, con ciertos reajustes en el campo para prevenir algunas imprecisiones y efectos negativos en las voladuras.

Finalmente, se obtuvo la distribución adecuada de los taladros según el Burden y espaciamiento óptimo, cada uno con sus respectivos análisis que contribuyeron a verificar la hipótesis de que, si se aplica el modelo matemático de Roger Holmberg para el diseño de la malla de perforación, entonces se optimiza costos en perforación como también en voladura en la Mina Las Águilas-Ciemsas S.A. Todo este trabajo permitió optimizar los costos de perforación y voladura y concluir satisfactoriamente la ejecución del proyecto Bay Pass 510.

Tabla 11. Parámetros de perforación voladura.

Descripción del proyecto		
Labor	Labor	Bypass 510
	Ancho	2.50m
	Alto	2.50m
	Radio	1.25
Datos del campo	Propiedad de la roca	
	RMR	55
	GSI	47
	RQD	53
	Peso específico.	2.7Tn/m3
	Parámetros de perforación	
	Máquina de Jack leg	Jack leg
	Barreno de 4 y 6 pies	6 pies
	Diámetro taladros de alivio	0.0381m
	Diámetro de taladros de producción	0.0381m
Variación angular	0.001m	
Perforación	Resistencia al agua	Excelente
	Eficiencia de perforación	95%
	Parámetro de explosivo	
	Densidad relativa	1.14 g/cm3
Explosivo	Velocidad de detonación	5700 m/s
	Diámetro de explosivo	1 pul
	Longitud del explosivo	12 pul
	Resistencia al agua	Excelente
	Presión de detonación	93 Kbar
	Energía	920 kcal /kg
	Volumen de gases	880 L/kg
	Sensibilidad al Fulminante	N°8
	Categoría de humos	Primera
	Potencia relativa en peso	100%
Potencia relativa en Volumen	145%	

4.1.1 Cálculo de parámetros de la nueva malla.

Área del frente del bay pass 510 (m²).

$$Area (S) = \left(\frac{\pi * r^2}{2}\right) + (r * (A - (2 * r))) + (A * (H - r))$$



$$Area (S) = \left(\frac{3.1416*(1.25m)^2}{2}\right) + (1.25m*(2.50m - (2*1.25m))) + (2.50m*(2.50m - 1.25m))$$

$$Area (S) = (2.45m^2) + (2.50m*(2.50m - 1.25m))$$

$$Area (S) = (2.45m^2) + (3.125m^2)$$

$$Area (S) = 5.57 m^2$$

Cálculo del perímetro del Bypass 510 (m²).

$$P_{Perímetro} = \pi*r + 2(H+A) - 4r$$

$$P_{Perímetro} = (3.1416*1.25m) + 2*(2.50m - 1.25m) + 2*(2.50 - 1.25)$$

$$P_{Perímetro} = (3.927m) + 2*(1.25m) + 2*(1.25m)$$

$$P_{Perímetro} = 3.927m + 5m$$

$$P_{Perímetro} = 8.93m$$

Cálculo del número total de taladros.

$$N_{Taladros} = \left(\frac{8.93m}{0.6m}\right) + (5.57m^2 * 1.50/m^2)$$

$$N_{Taladros} = (14.88) + (8.4)$$

$$N_{Taladros} = 24$$

Diámetro equivalente.

$$\phi_e = \phi_a * \sqrt{N}$$

$$\phi_e = 0.0381m * \sqrt{4}$$

$$\phi_e = 0.076m$$

Diseño de sección del Bypass 510.

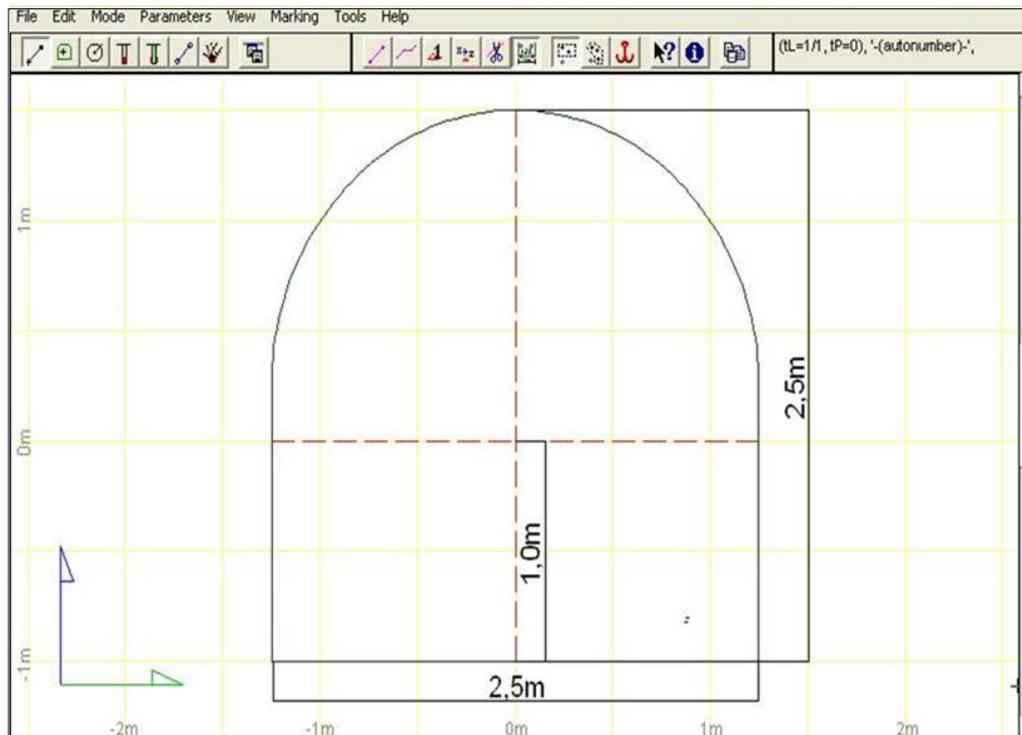


Figura 20. Diseño de sección sec.2.50mx2.50m con el software jk simblast.

Cálculo de la profundidad de perforación en función al diámetro de la broca planteado por Holmberg.

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

$$L = 0.15 + 34.1 * (0.076\text{m}) - 39.4 * (0.076\text{m})^2$$

$$L = 2.74\text{m} - 0.23\text{m}$$

$$L = 2.74\text{m} - 0.23\text{m}$$

$$L = 2.50\text{m}$$

$$L = 8 \text{ pies}$$

$$L = 6 \text{ pies}$$

Fines prácticos en mina perforación 6 pies

Avance por disparo.



$$H = 0.95 * L$$

$$H = 0.95 * (6 * 0.3048)$$

$$H = 0.95 * 1.82 \text{m}$$

$$\mathbf{H = 1.73m}$$

Error de perforación.

$$\Psi = (\alpha * L) + e$$

$$\Psi = (0.01 * 1.82) + 0.02$$

$$\mathbf{\Psi = 0.04}$$

Diseño de arranque.

Burden máximo.

$$B_{e \text{ Max}} = \pi * \frac{\emptyset e}{2} = 1.5 * \emptyset e$$

$$B_{e \text{ Max}} = \pi * \frac{0.076}{2} = 1.5 * 0.076$$

$$B_{e \text{ Max}} = \pi * \frac{0.076}{2} = 1.5 * 0.076$$

$$\mathbf{B_{e \text{ Max}} = 0.11m}$$

Burden práctico.

$$B_p = B_{e \text{ Max}} - \Psi$$

$$B_p = 0.11\text{m} - 0.04\text{m}$$

$$\mathbf{B_p = 0.07m}$$

Ancho máximo de apertura según la relación:

$$A_{h0} = \emptyset_p + \emptyset_a + (2 * B_p)$$

$$A_{h0} = 0.038\text{m} + 0.038\text{m} + (2 * 0.07\text{m})$$



$$A_{h0} = 0.038m + 0.038m + (2 * 0.07m)$$

$$A_{h0} = \mathbf{0.22m}$$

Cálculo de consumos específicos de explosivos.

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

$$CE = \frac{0.56 * 2.7 \text{ TN/m}^3 * \text{TAN}\left(\frac{47+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-53}{3.3}}}$$

$$CE = \frac{0.91 \text{ TN/m}^3}{2.65}$$

$$CE = \mathbf{0.34 \frac{kg}{m^3}}$$

Constante de sueco C.

$$C = 0.8784(0.34) + 0.052$$

$$C = 0.8784(0.34) + 0.052$$

$$C = \mathbf{0.35 \text{ Kg/m}^3}$$

Para predecir el grado de fragmentación de la roca calculamos el factor de roca (***A_{Froc}***).

$$A_{Froc} = 96.667(CE)^3 - 138.5(CE)^2 + 75.883CE - 4.41$$

$$A_{Froc} = 96.667(0.34)^3 - 138.5(0.34)^2 + 75.883 * 0.34 - 4.41$$

$$A_{Froc} = 3.79 - 16.01 + 25.8 - 4.41$$

$$A_{Froc} = \mathbf{9.17}$$

Índice de volabilidad Lilly.

$$B.I. = \frac{CE}{0.004}$$

$$B.I. = \frac{0.34}{0.004}$$



$$B.I. = 85$$

Factor de energía F.E.

$$F.E. = 30CE$$

$$F.E. = 30 \times 0.34$$

$$F.E. = 30 \times 0.34$$

$$F.E. = 10.2 \text{ MJ/Ton}$$

Densidad de carga en arranque.

$$q_0 = 55 * 0.038 * \left(\frac{0.11}{0.076}\right)^{1.5} * \left(0.11 - \frac{0.076}{2}\right) * \left(\frac{0.34}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{0.95}\right)$$

$$q_0 = 3.64 * (0.072) * (0.85)^{2.22}$$

$$q_0 = 3.64 * (0.072) * (0.85)^{2.22}$$

$$q_0 = 0.49 \text{ kg/m}$$

Longitud de taco.

$$L_{Taco} = 10 * \phi p$$

$$L_{Taco} = 10 * 0.038 \text{ m}$$

$$L_{Taco} = 0.38 \text{ m}$$

$$L_{Taco} = 0.38 \text{ m} \approx 0.40 \text{ m}.$$

Longitud de carga en arranque.

$$L_{Carga} = L - L_{Taco}$$

$$L_{Carga} = 1.82 \text{ m} - 0.40 \text{ m}$$

$$L_{Carga} = 1.42 \text{ m}$$

Quiere decir que con el corte debes tener un máximo de 1,42m

Número de cartuchos por perforación en el arranque.



El número de cartuchos por perforación que se utilizará para cargar perforaciones al inicio. Se calcula con la siguiente fórmula:

$$N = \frac{1.82m - (0.5 * Be - \text{maximo})}{\text{Longitud de cartucho del explosivo 12 Pulg.}}$$

$$N = \frac{1.82m - (0.5 * 0.11m)}{0.3048m}$$

$$N = \frac{1.82}{0.3048m}$$

$$N = 5.93$$

N= 6 Cartuchos

Explosivo en kg para arranque.

$$Q_e = q_0 (N) L_{\text{Cartucho}}$$

$$Q_e = 0.49 \text{ kg/m} * 6 * 0.3048m$$

Q_e = 0.89 Kg/Taladro

Predicción de fragmentación.

$$X = 9.17 * (0.34)^{4/5} * (0.59)^{1/6} * (115/RWS_{\text{Emulsión}})^{19/30}$$

$$X = 3.86 * 0.91 * 1.25$$

X= 4.39 cm

Esto nos dice que tendremos una media de X = 5 cm del material roto por la voladura.

Parámetros del cuadrante uno.

Burden máximo.

$$B_{max1} = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{Ah_0 * q_0 * RWS_{exp.}}{\phi p * C}} \right)$$

$$B_{max1} = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{0.22 * 0.49 * 1}{0.038 * 0.35}} \right)$$



$$B_{max1} = 0.25m$$

Burden práctico.

$$B_{p1} = (B_{max1} - \Psi) - 0.1$$

$$B_{p1} = (0.25 - 0.04) - 0.1$$

$$B_{p1} = 0.11m$$

Distancia de X_c y X_d .

$$x_c = x_d = \text{sen } 45^\circ * \left(\frac{\phi_e}{2} + B_p\right) + (B_{p1})$$

$$x_c = x_d = \text{sen } 45^\circ * \left(\frac{0.076}{2} + 0.07\right) + (0.11)$$

$$x_c = x_d = \text{sen } 45^\circ * \left(\frac{0.076}{2} + 0.07\right) + (0.11)$$

$$x_c = x_d = 0.7071 * \left(\frac{0.076}{2} + 0.07\right) + (0.11)$$

$$x_c = x_d = 0.19 \text{ m}$$

$$x_c = x_d = 0.20 \text{ m}$$

Por casos prácticos redondeamos a 0.20 m.

Distancia de abertura en el cuadrante uno.

$$A_{h1} = \sqrt{x_c^2 + x_d^2}$$

$$A_{h1} = \sqrt{(0.20)^2 + (0.20)^2}$$

$$A_{h1} = 0.28m$$

Cantidad de cartuchos en el cuadrante uno.

$$N = \frac{1.82m - (0.5 * B_{max1})}{\text{Longitud de cartucho del explosivo 12 Pulg.}}$$



$$N = \frac{1.82m - (0.5 * 0.25m)}{0.3048m}$$

N= 5.5 entonces

N= 6 Cartuchos.

Parámetros del cuadrante dos.

Burden máximo.

$$B_{max2} = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{Ah2 * q0 * RWS \text{ exp.}}{\phi p * C}} \right)$$

$$B_{max2} = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{0.39 * 0.49 * 1}{0.038 * 0.35}} \right)$$

$$B_{max2} = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{0.39 * 0.49 * 1}{0.038 * 0.35}} \right)$$

$$B_{max2} = \mathbf{0.33m}$$

Burden práctico.

$$B_{p3} = (B_{max3} - \Psi)$$

$$B_{p3} = (0.33 - 0.04)$$

$$B_{p3} = \mathbf{0.29m}$$

Distancia de X_e y X_f .

$$X_e = X_f = \frac{0.39m}{2} + 0.29m$$

$$X_e = X_f = \frac{0.39m}{2} + 0.29m$$

$$X_e = X_f = \mathbf{0.49m}$$

Distancia de abertura en el cuadrante dos.

$$A_{h2} = \sqrt{x_g^2 + x_h^2}$$

$$A_{h2} = \sqrt{(0.49)^2 + (0.49)^2}$$



$$A_{h2} = \sqrt{(0.49)^2 + (0.49)^2}$$

$$A_{h3} = 0.70m$$

Cantidad de cartuchos en el cuadrante dos.

$$N = \frac{1.82m - (0.5 * B_{max3})}{\text{Longitud de cartucho del explosivo 12 Pulg.}}$$

$$N = \frac{1.82m - (0.5 * 0.33)}{0.3048m}$$

$$N = \frac{1.82m - (0.5 * 0.33)}{0.3048m}$$

$$N = 5.42 \text{ Entonces}$$

$$N = 6 \text{ cartuchos.}$$

Parámetros del cuadrante tres.

Burden máximo.

$$B_{max3} = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{A_{h3} * q_0 * RWS \text{ exp.}}{\phi p * C}} \right)$$

$$B_{max3} = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{0.70 * 0.49 * 1}{0.038 * 0.35}} \right)$$

$$B_{max3} = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{0.70 * 0.49 * 1}{0.038 * 0.35}} \right)$$

$$B_{max3} = 0.088 * \left(\sqrt{\frac{0.343}{0.0133}} \right)$$

$$B_{max3} = 0.45m$$

Burden práctico.

$$B_{p3} = (B_{max3} - \Psi)$$

$$B_{p3} = (0.45m - 0.04m)$$

$$B_{p3} = 0.41m$$



Cálculo de longitud de X_i y X_j .

$$X_i = X_j = \frac{0.70m}{2} + 0.41m$$

$$X_i = X_j = 0.76m$$

Distancia de abertura cuadrante tres.

$$A_{h4} = \sqrt{x_i^2 + x_j^2}$$

$$A_{h4} = \sqrt{(0.76)^2 + (0.76)^2}$$

$$A_{h4} = 1.07m$$

Cantidad de cartuchos en cuadrante tres.

$$N = \frac{1.82m - (0.5 * B_{max} 4)}{\text{Longitud de cartucho del explosivo 12 Pulg.}}$$

$$N = \frac{1.82m - (0.5 * 0.45m)}{0.3048m}$$

$$N = 6$$

Comprobación si se requiere diseñar más cuadrantes.

$$A_{h4} \leq \sqrt{L}$$

El valor que hemos obtenido es 1.03, debido al valor ya no será necesario realizar más cuadrantes.

Taladro de ayudas.

Parámetros para taladros de ayudas.

$$B \leq 0.6 * L$$

$$B \leq 0.6 * 1.82m$$

$$B \leq 1.09m$$

B: 1.09 m. Burden en taladros de producción.



En nuestro cálculo utilizaremos los valores de tabla 6, aquí tenemos factor de fijación, relación de carga y espaciamientos para las perforaciones con orientación.

Burden máximo en taladros laterales.

$$B_{max. ay. hast.} = 0.90 * \left(\sqrt{\frac{q0 * RWS exp.}{f * C * S / B}} \right)$$

$$B_{max. ay. hast.} = 0.90 * \left(\sqrt{\frac{0.49 * 1}{1.45 * 0.35 * 1.25}} \right)$$

$$B_{max. ay. hast.} = \mathbf{0.79m}$$

Burden práctico.

$$B_{p ay hast} = \left(\frac{A_{Tunel} - Ah_4}{4} \right)$$

$$B_{p ay hast} = \left(\frac{2.5 m - 1.07m}{4} \right)$$

$$B_{p ay hast} = \mathbf{0.36m}$$

Cantidad de taladros en laterales.

$$N^{\circ} Tal ay hast = \left(\frac{A_{Tunel} - Ah_4}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^{\circ} Tal ay hast = \left(\frac{2.5m - 1.07m}{1.25m} \right) + 2$$

$$N^{\circ} Tal ay hast = \mathbf{4 Taladros}$$

Espaciamiento de los taladros en laterales.

$$S_{Tal ay hast} = \left(\frac{Ah_4}{numero de tal.hast. - 2} \right)$$

$$S_{Tal ay hast} = \left(\frac{1.07}{4 - 2} \right)$$

$$S_{Tal ay hast} = \mathbf{0.53m}$$

Longitud de abertura de los taladros laterales.

$$Ah_{ay hast} = Ah_4 + (2B_{p ay hsd} * S_{h ay hast})$$



$$Ah_{ay\ hast} = 1.07 + (2 * 0.36 * 0.53)$$

$$Ah_{ay\ hast} = 1.45\text{m}$$

Cantidad de cartuchos en taladros de ayuda en laterales.

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5B_{max. ayu})}{Lungitud\ del\ cartucho\ del\ explosivo}$$

$$N^{\circ} = \frac{1.82 - (0.5 * 0.79)}{0.3048}$$

$$N^{\circ} = 4.6$$

$$N^{\circ} = 5\ \text{Cartuchos}$$

Ayuda para taladros de corona.

$$H_{Disp\ Tj} = 0.64 * (H_{t\u00fanel} - Ah_{ulti\ cuad})$$

$$H_{Disp\ Tj} = 0.64 * (2.50\text{m} - 1.07\text{m})$$

$$H_{Disp\ Tj} = 0.92\text{m}$$

Burden m\u00e1ximo para corona.

$$B_{max.\ ay.\ coro.} = 0.90 * \left(\sqrt{\frac{q_0 * RWS\ exp.}{f * C * S / B}} \right)$$

$$B_{max.\ ay.\ coro.} = 0.90 * \left(\sqrt{\frac{0.49 * 1}{1.25 * 0.35 * 1.20}} \right)$$

$$B_{max.\ ay.\ coro.} = 0.87\text{m}$$

Burden pr\u00e1ctico.

$$B_{p\ ay\ cor} = 0.51 * H_{Disp\ tj}$$

$$B_{p\ ay\ cor} = 0.51 * 0.92$$

$$B_{p\ ay\ cor} = 0.47\text{m}$$

Distancia del segmento para taladros de ayuda de corona.

$$L_{seg\ ay\ cor} = 0.6533 * A_{t\u00fanel}$$



$$L_{seg\ ay\ cor} = 0.6533 * 2.50$$

$$L_{seg\ ay\ cor} = \mathbf{1.63\ m}$$

Espaciamiento de taladros de ayuda de corona.

$$S_{ay\ cor} = 0.3333 * L_{seg\ ay\ cor}$$

$$S_{ay\ cor} = 0.3333 * 1.63$$

$$S_{ay\ cor} = \mathbf{0.54\ m}$$

Cantidad de taladros para ayuda de corona

$$N^{\circ}_{Tal\ ay\ cor} = \left(\frac{L_{seg\ ay\ cor}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{Tal\ ay\ cor} = \left(\frac{1.63}{1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{Tal\ ay\ cor} = \mathbf{3\ Taladros}$$

Distancia de abertura de taladros de ayuda de corona

$$N^{\circ}_{h\ ay\ cor} = L_{seg\ ay\ cor}$$

$$N^{\circ}_{h\ ay\ cor} = \mathbf{2.61}$$

Cantidad de cartuchos para taladros de ayuda de corona.

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5B_{max.\ coro})}{Lungitud\ del\ cartucho\ del\ explosivo}$$

$$N^{\circ} = \frac{1.82 - (0.5 * 0.87)}{0.3048}$$

$$N^{\circ} = \mathbf{5\ Unid}$$

Taladros de ayuda en piso.

Altura para taladros de ayuda en piso.

$$H_{Disp\ Tj} = 0.36 * (H_{t\u00fanel} - Ah_{ulti\ cuad})$$

$$H_{Disp\ Tj} = 0.36 * (2.50 - 1.07)$$



$$H_{Disp Tj} = 0.51m$$

Burden máximo.

$$B_{max. ay. arr.} = 0.90 * \left(\sqrt{\frac{q0 * RWS exp.}{f * C * S / B}} \right)$$

$$B_{max. ay. arr.} = 0.90 * \left(\sqrt{\frac{0.49 * 1}{0.35 * 1.45 * 1.25}} \right)$$

$$B_{max. ay. arr.} = 0.79m$$

Burden práctico.

$$B_{prac. ay. arr.} = \left(\frac{H_{Disp tj}}{2} \right)$$

$$B_{prac. ay. arr.} = \left(\frac{0.51}{2} \right)$$

$$B_{prac. ay. arr.} = 0.25m$$

Cálculo de la distancia donde irán las perforaciones auxiliares de arrastre.

$$L_{seg ay arr} = 0.72 * A_{tunnel}$$

$$L_{seg ay arr} = 0.72 * 2.50$$

$$L_{seg ay arr} = 1.80m$$

Cálculo de la distancia de perforaciones de arrastre.

$$S_{ay arr} = 0.33 * L_{Seg ay ar}$$

$$S_{ay arr} = 0.33 * 1.80$$

$$S_{ay arr} = 0.59 m$$

Cálculo de número de perforaciones de ayuda de arrastre.

$$N^{\circ}_{Tal arr} = \left(\frac{L_{seg ay arr}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{Tal arr} = \left(\frac{0.80}{1.25} \right) + 2$$



N° Tal arr = 3 Taladros

Cálculo de distancia de abertura de ayuda de arrastre.

$$A_{h \text{ ay arr}} = L_{\text{seg ay arr}}$$

A_{h ay arr} = 0.80m

Número de cartuchos por cada perforación de ayuda de arrastre.

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5 B_{\text{max. arr}})}{\text{Lungitud del cartucho del explosivo}}$$

$$N^{\circ} = \frac{1.82 - (0.5 * 0.79)}{0.3048}$$

N° = 5 Unid

Cálculo para perforación en laterales.

Burden máximo

$$B_{\text{max.ay. hast.}} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{q_0 * RWS \text{ exp.}}{f * C * S / B}} \right)$$

$$B_{\text{max.ay. hast.}} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{0.49 * 1}{0.35 * 1.45 * 1.25}} \right)$$

B_{max.ay. hast.} = 0.79 m

Burden práctico.

$$B_{\text{prac. hast.}} = \left(\frac{0.2755 * A_{\text{Túnel}}}{2 \text{ flancos}} \right)$$

$$B_{\text{prac. hast.}} = \left(\frac{0.2755 * 2.5}{2} \right)$$

B_{prac. hast.} = 0.34m

Medida de altura para taladros laterales.

$$H_{\text{Disp hast}} = H_{\text{túnel}} - r$$

$$H_{\text{Disp hast}} = 2.5 - 1.25$$



$$H_{Disp\ hast} = 1.25\ m$$

Espaciamiento de taladros laterales.

$$S_{Tal\ hast} = 0.3345 * 1.25$$

$$S_{Tal\ hast} = 0.41\ m$$

Cantidad de taladros en laterales.

$$N^{\circ}_{Tal\ hast} = \left(\frac{H_{Dispon\ hast}}{S} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{Tal\ hast} = \left(\frac{1.25}{0.41} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{Tal\ hast} = 3\ \text{Taladros}$$

Distancia de abertura de laterales.

$$A_{h\ hast} = H_{Disp\ hast}$$

$$A_{h\ hast} = 1.25\ m$$

Cantidad de cartuchos para laterales.

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5B_{max.\ hast})}{Lungitud\ del\ cartucho\ del\ explosivo}$$

$$N^{\circ} = \frac{1.82 - (0.5 * 0.79)}{0.3048}$$

$$N^{\circ} = \frac{1.82 - (0.5 * 0.79)}{0.3048}$$

$$N^{\circ} = 5\ \text{unid}$$

Perforaciones en techo.

Espaciamiento de taladros de techo.

$$S_{Corona} = K * \phi_P$$

$$S_{Corona} = 15 * 0.038$$

$$S_{Corona} = 0.57\ m$$



Burden máximo.

$$\frac{S}{B}=0.80$$

$$B_{\text{Max. Coro}} = \frac{0.68}{0.80}$$

$$B_{\text{Max. Coro}} = 0.85 \text{ m}$$

Burden práctico.

$$B_{\text{prac. Coro}} = B_{\text{max. Coro}} - L \text{sen} \gamma - \Psi$$

$$B_{\text{prac. Coro}} = 0.85 - (1.82 * \text{sen} 3^\circ) - 0.04$$

$$B_{\text{prac. Coro}} = \mathbf{0.55 \text{ m}}$$

Número de perforaciones en corona.

$$N^{\circ}_{\text{Tal corona}} = \left(\frac{A_{\text{tunnel}}}{B_{\text{Max}} * \frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{\text{Tal corona}} = \left(\frac{2.5}{0.85 * 0.80} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{\text{Tal corona}} = \mathbf{5 \text{ Taladros}}$$

Cantidad de cartuchos en techo.

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5B^3)}{\text{Lungitud del cartucho del explosivo}}$$

$$N^{\circ} = \frac{1.82 - (0.5 * 0.79)}{0.3048}$$

$$N^{\circ} = \mathbf{5 \text{ Unid}}$$

Perforaciones de arrastre.

Para piso o arrastre, considere: factores de fijación y relaciones de carga, espaciamientos.

$$f=1.45 \quad \frac{S}{B} = 1$$

Burden máximo.



$$B_{\max \text{ arrastr.}} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{q_0 * RWS \text{ exp.}}{f * C * S / B}} \right)$$

$$B_{\max \text{ arrastr.}} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{0.49 * 1}{0.35 * 1.45 * 1}} \right)$$

$$B_{\max \text{ arrastre}} = \mathbf{0.88m}$$

Burden práctico.

$$B_{\text{prac. arrastr}} = B_{\max \text{ arrastr.}} - L * \text{sen} \gamma - \Psi$$

$$B_{\text{prac. arrastr}} = 0.88 - (1.82 * \text{sen} 3^\circ) - 0.04$$

$$B_{\text{prac. arrastr}} = \mathbf{0.58 \text{ m}}$$

Cantidad de taladros en arrastre.

$$N^{\circ} \text{ Tal piso} = \left(\frac{A_{\text{túnel}} + 2 * L * \text{Sen} \gamma}{B_{\text{Max arrastr}} * B} \right) + 2$$

$$N^{\circ} \text{ Tal piso} = \left(\frac{2.5 + 2 * 1.82 * \text{Sen}(3^\circ)}{0.88 * 1} \right) + 2$$

$$N^{\circ} \text{ Tal piso} = \mathbf{4 \text{ Taladros}}$$

Espaciamientos para de arrastre.

$$S_{\text{Tal piso}} = \left(\frac{A_{\text{túnel}} + 2 * L * \text{Sen} \gamma}{\text{Numero de taladros de arrastre} - 1} \right)$$

$$S_{\text{Tal piso}} = \left(\frac{2.5 + 2 * 1.82 * \text{sen} 3^\circ}{5 - 1} \right)$$

$$S_{\text{Tal piso}} = \mathbf{0.75 \text{ m}}$$

Distancia en esquina.

$$S_{\text{Tal arrastre esquina}} = 0.97 - (A_{\text{túnel}} * \text{sen} \gamma)$$

$$S_{\text{Tal arrastre esquina}} = 0.97 - (2.50 * \text{sen} 3^\circ)$$

$$S_{\text{Tal arrastre esquina}} = \mathbf{0.62 \text{ m}}$$

Distancia de abertura en arrastre.



$$A_{\text{Tal arrastre esquina}} = A_{\text{Túnel}}$$

$$A_{\text{Tal arrastre esquina}} = 2.50 \text{ m}$$

Cantidad de cartuchos en arrastre.

$$N^{\circ} = \frac{L - (0.5 * B_{\text{max. arrastre}})}{\text{Lungitud del cartucho del explosivo}}$$

$$N^{\circ} = \frac{1.82 - (0.5 * 0.88)}{0.3048}$$

$$N^{\circ} = 5 \text{ Unid}$$

Resultado para el primer objetivo específico

Malla de perforación estándar del Bay Pass 510 según Holmberg.

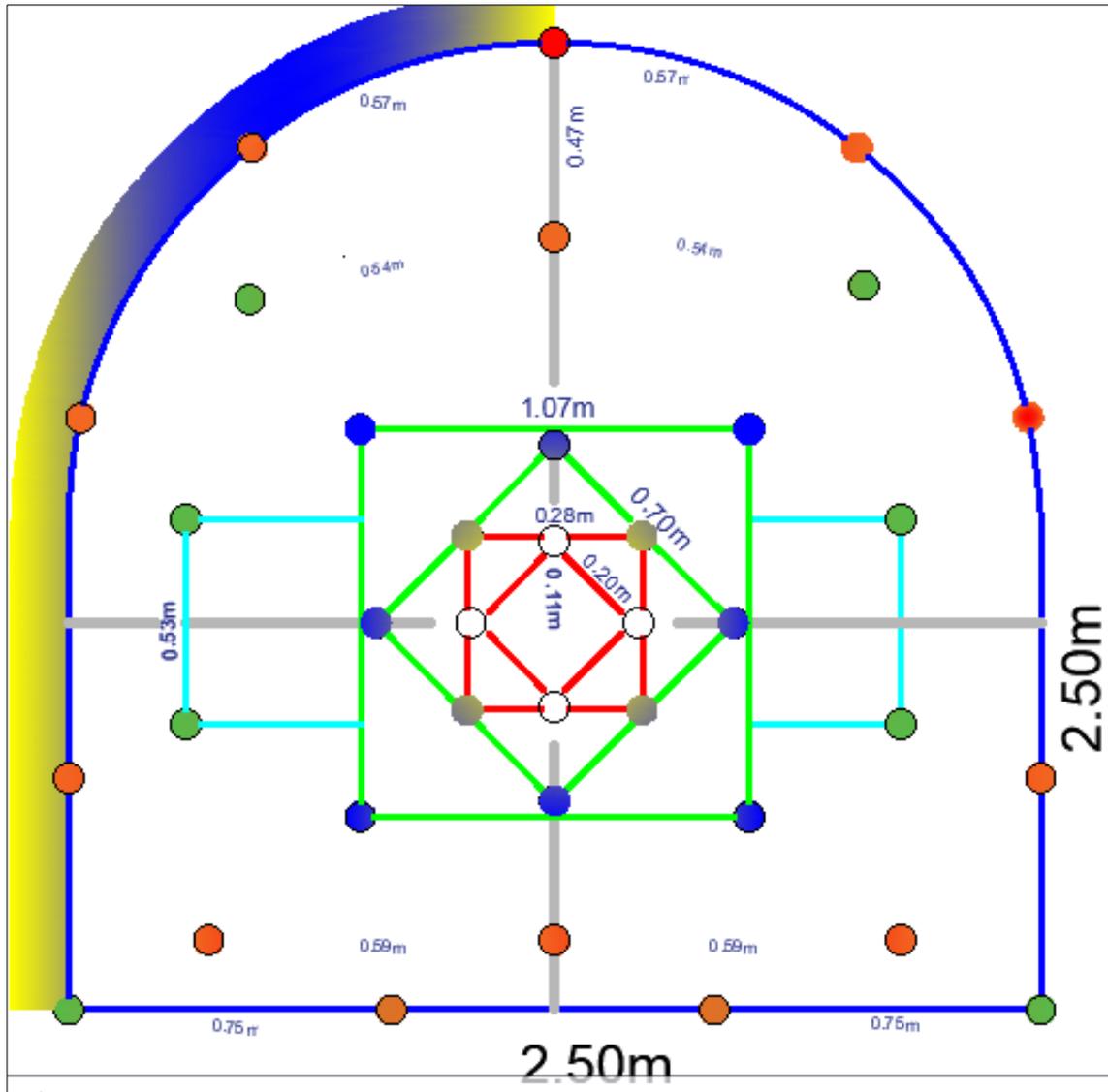


Figura 21. Modelo de Holmberg en AutoCAD.

Tabla 12. Taladros de la nueva malla de perforación.

De taladros	Resumen del nuevo diseño.			
	Burden práctico (m)	Espaciado (m)	Alivio	Producción
Arranque	0.07	0.22	4	
1° cuadrante	0.11	0.28		4
2° cuadrante	0.14	0.39		4
3° cuadrante	0.41	1.07		4
Ayudas hastiales	0.36	0.53		4
Ayudas coronas	0.47	0.54		3
Ayudas arrastre	0.25	0.59		3
Hastiales	0.34	0.41		2
Corona	0.55	0.57		5
Arrastre	0.58	0.75		4
Total taladros				37

En la tabla 12, se muestra el número de taladros perforados en el frente de Bypass 510 con la nueva malla de perforación y voladura, obteniendo un total de 37 taladros perforados y 33 taladros que son cargados con explosivos.

Tabla 13. Número de taladros perforados malla anterior.

Taladros de la malla anterior	
Alivio	4
Arranque	5
Primer cuadrante	4
Segundo cuadrante	4
Tercer cuadrante	4
Ayuda de hastiales	4
Ayuda de corona	4
Ayuda de piso	4
Corona	5
Hastiales	4
Piso	5
Total:	43

Tabla 14. Taladros perforados malla nueva.

Taladros de la nueva malla	
Alivio	4
Arranque	4
Primer cuadrante	4
Segundo cuadrante	4
Tercer cuadrante	4
Ayuda de hastiales	4
Ayuda de corona	3
Ayuda de piso	3
Corona	5
Hastiales	2
Piso	4
Total:	37

En la tabla 13 y tabla 14 se muestra la diferencia de números de taladros de la malla anterior y la nueva malla, donde se observa que los taladros de arranque han disminuido en 1, hastiales en 2, piso en 1, ayuda de corona en 1 y ayudas de piso en 1. Logrando en total disminuir de 43 a 37 con reciente malla de perforación y voladura como se ve en figura 22.

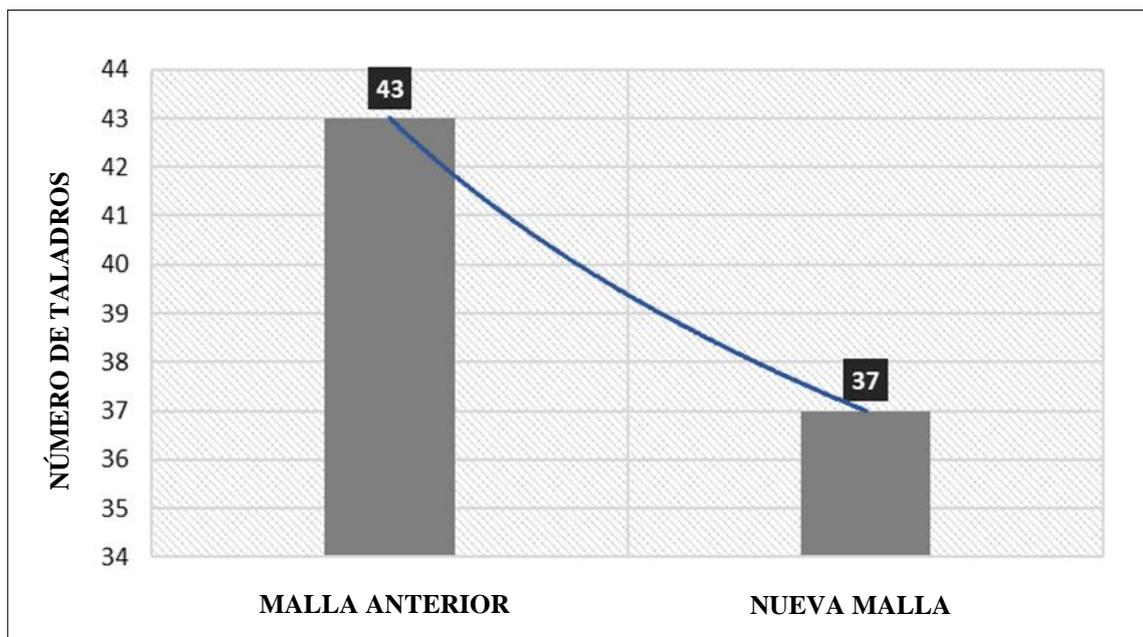


Figura 22. Diferencia de taladros perforados malla anterior y nueva malla.

4.2 RESULTADO PARA EL SEGUNDO OBJETIVO ESPECÍFICO.

Se optimizó la voladura con en diseño de una nueva malla de perforación que permitió el uso adecuado de explosivo, dando como resultado una distribución de energía adecuada que con la ayuda del software jk simblast se evidenció, también se analizó el costo del rendimiento de cada voladura y se promedió para obtener el factor lineal.

4.2.1 Factor de avance de explosivos por voladura.

En la figura 24, se tiene los kilogramos de explosivo usado en cada disparo de la nueva malla y malla anterior dato que nos sirve para obtener factor lineal.

Tabla 15. Taladros perforados malla nueva.

Descripción	Kg/disp.	Avance/disp.	Factor de avance
Malla anterior	34.5	1.47	23.5
Malla actual	29.47	1.58	18.7

Optimización de explosivo por metro.

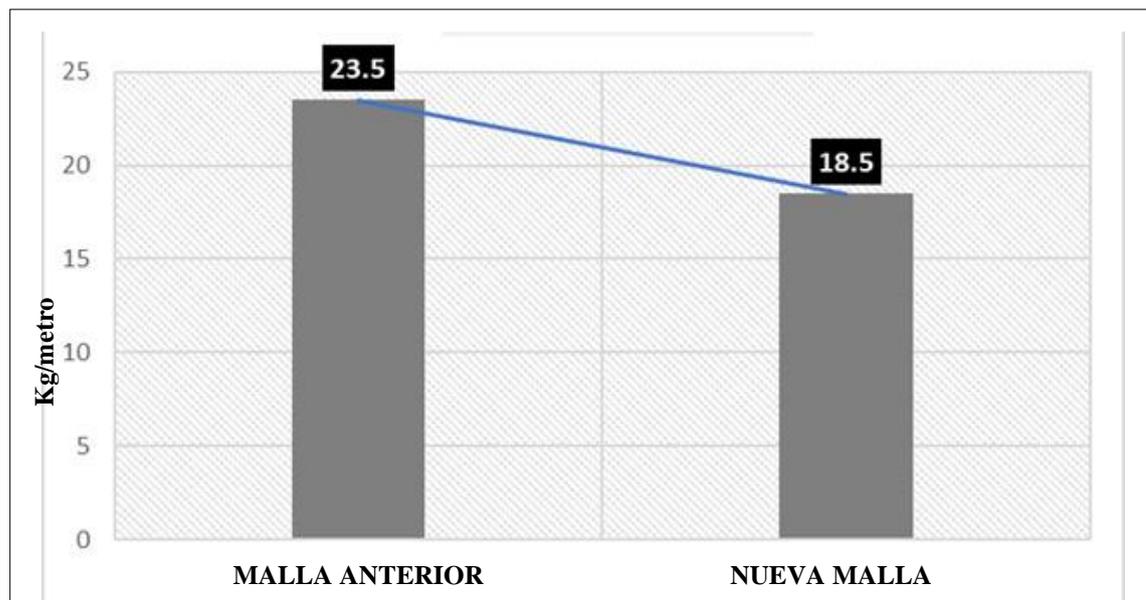


Figura 23. Diferencia de factor de avance.

Optimización de explosivo por disparo.

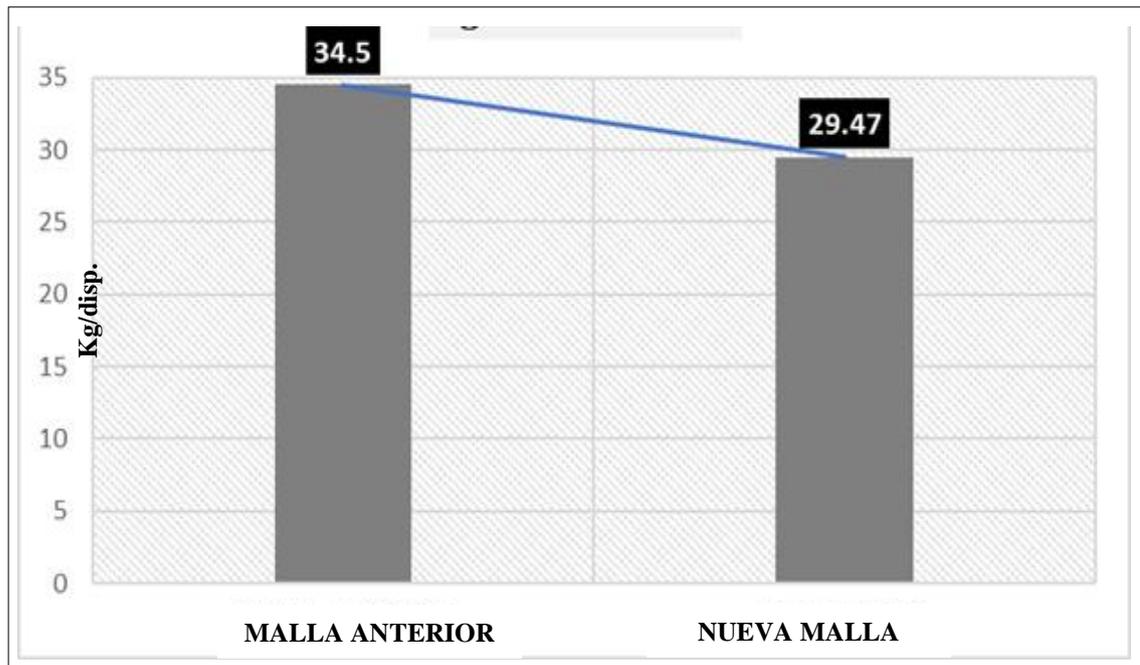


Figura 24. Diferencia de consumo de explosivo.

4.2.2 Optimización de voladura

La figura 25, muestra el resultado de la simulación utilizando $k = 600$ y $\alpha = 0,6$ en donde la zona perturbada es mucho menor de la malla anterior y se lográndose una fragmentación de roca óptima.

Utilizando ley de Hooke, se calculó VPP (Velocidad Pico Partícula) que puede resistir la roca antes que ocurra el fallamiento por tensión, conociendo resistencia a la tensión ϕ , el módulo de Young o módulo de elasticidad longitudinal E y la velocidad de la propagación de la onda V_p ver tabla 15. Velocidad Pico Partícula está planteada por la siguiente ecuación.

$$VPP = \frac{V_P * \phi}{E}$$

Entonces para fragmentar andesita es necesario 4 veces de VPP crítico que es 4405.79 mm/s.

Resultado para el segundo objetivo específico

Análisis de fragmentación de malla nueva

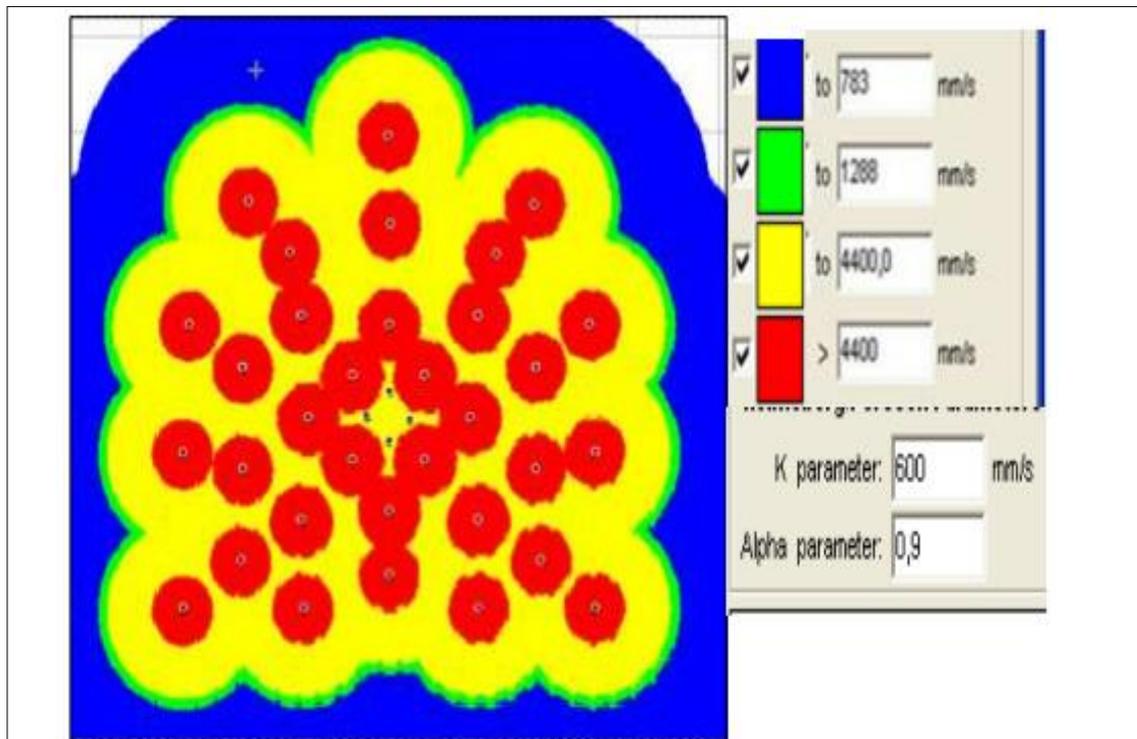


Figura 25. Análisis de VPP de la nueva malla con el software jk simblast.

Análisis de fragmentación de la malla anterior.

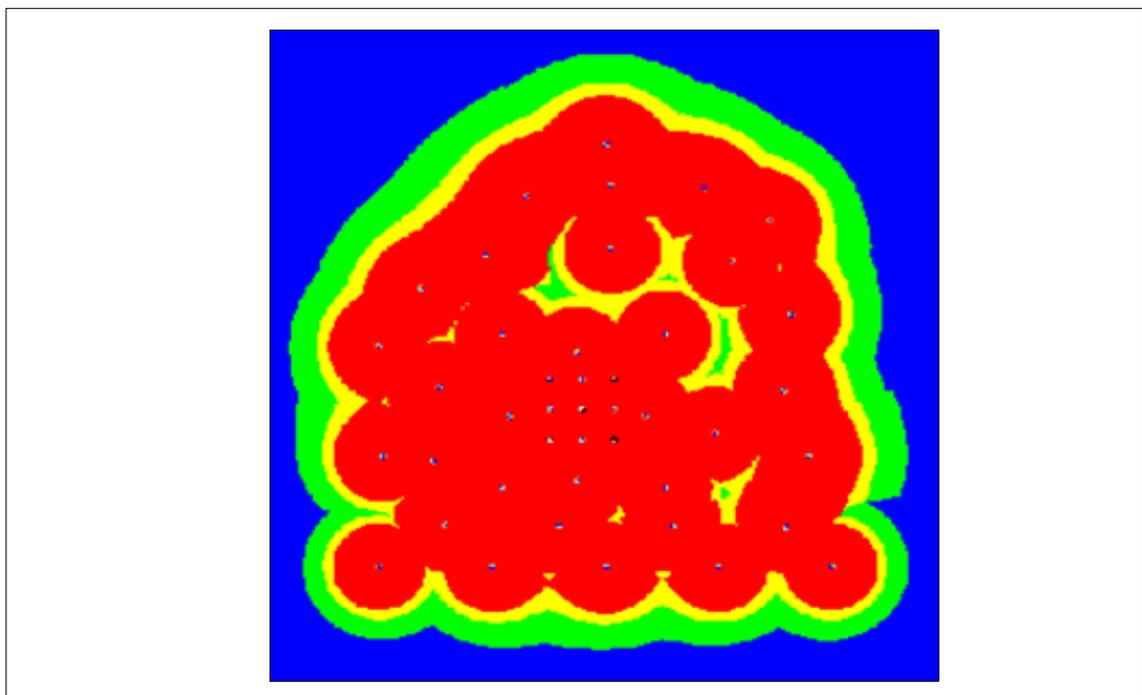


Figura 26. Análisis de VPP de malla anterior con el software jk simblast.

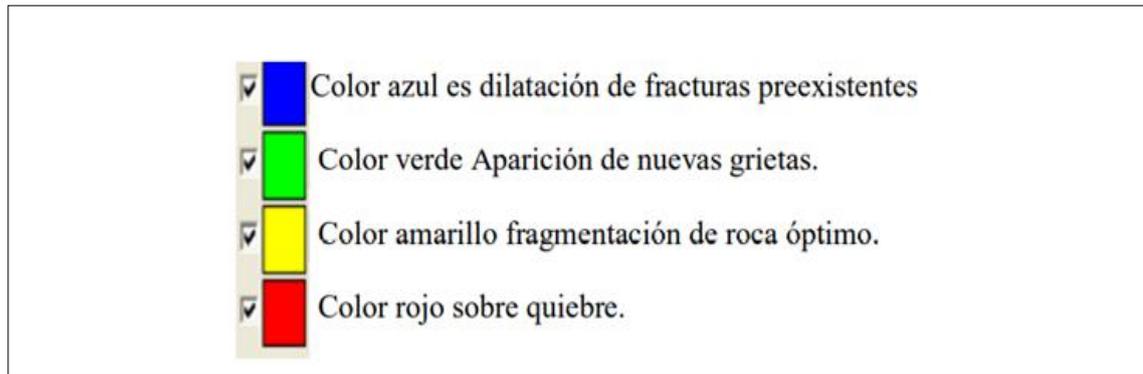


Figura 27. Leyenda de fragmentación en la malla.

Las Figuras 25 y 26 muestran los resultados de la simulación utilizando $k=600$ y $\alpha=0.9$ donde se observa que se logra un buen ajuste de la zona perturbada del Bypass 510. Se supone que la zona perturbada en combinación con la redistribución de energía resultante de las voladuras provoca la fragmentación de la roca. El VPP crítico (1101 mm/s) se usa como límite de daño.

Se supone que el criterio de daño a utilizar será equivalente a 4 PPVc, con un valor de $4*PPVc=4404\text{mm/s}$ (zona de fractura de roca), el criterio se justificó por las observaciones iniciales realizadas por Holmberg & Persson (1994), donde el halo de daño se determinó entre 700 y 1000 mm/s. Posteriormente, para estudios más limitados y específicos en minería, Bogdanhoff (1996) realizó percepción de vibraciones dando un rango de VPP que producía perturbaciones en la roca de 2000 a 2500 mm/s.

Cálculo de VPP crítico en andesita brechada.

Velocidad pico partícula critico	
Tipo de roca	Andesita
Resistencia a la tracción (Mpa)	14.9
Velocidad de la onda P (m/s)	4975
Módulo de Young Gpa	67.3
Velocidad de Pico Partícula (VPP) (mm/s)	1101.45



4.3 RESULTADO PARA EL OBJETIVO GENERAL.

Datos de máquina perforadora:

- Valor de adquisición (Va) : US\$ 4500 (Sin IGV)
- Vida económica útil (Veu) : 20 000 Pies (5 años)
- Valor de rescate (Vr) 20% : US\$ 900
- Inversión media anual (Ima) : US\$ 2700 US\$/año

Tabla 16. Costo unitario máquina perforadora

Descripción	\$/hora
Depreciación	0.66
Costo de intereses	0.07
Total costo horario de posesión	2.20
Total costo horario de operación	15.66
Costo horario total	18.59

4.3.1 Costo unitario de aceros de perforación

$$\text{Costo de barreno} = \frac{\text{Costo por unidad}}{\text{Vida util}}$$

$$\text{Costo de barreno} = 0.04 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

Tabla 17. Costo unitario de aceros de perforación

Descripción	Cantidad	Costo (\$)	vida útil promedio (m)	P.U. (\$/m)
Broca 38 mm	2	30	300	0.10
Barra cónica de 6 pies	1	60	1500	0.04
Barra cónica de 4 pies	1	45	1500	0.03
Total				0.17

4.3.2 Costo unitario de seguridad.

Tabla 18. Costo unitario implementos de seguridad.

Descripción	Unidad	Cantidad	Vida útil (Días)	P.U. (\$)	Costo (\$/día)
Botas de jebe	Par	2	150	15.49	0.10
Casco sombrero	Unidad	2	300	12.68	0.04
Tafilete de casco	Unidad	2	150	3.10	0.02
Barbiquejo	Unidad	2	50	1.99	0.04
Respirado 3M	Unidad	2	300	17.82	0.06
Filtro alta eficiencia	Par	2	15	9.40	0.63
Guantes de neoprene 14	Par	2	30	7.72	0.26
Correa portalámpara	Unidad	2	300	3.85	0.01
Mameluco con cintas refl.	Unidad	2	150	15.70	0.10
Lámpara minera	Unidad	2	300	76.36	0.25
Lentes de seguridad	Unidad	2	30	4.21	0.14
Tapón auditivo	Unidad	2	60	0.65	0.01
Costo total sin ropa de agua					1.67
Saco de jebe		2	75	9.89	0.13
Pantalón de jebe		2	75	9.89	0.13
Costo total con ropa de agua					1.92

4.3.3 Costos unitario de explosivos y accesorios.

Costos de perforación por metro de avance.

$$\text{Emulnor de 1000} = 43.75 \frac{\text{US\$}}{\text{caja}}$$

$$\text{Emulnor de 1000} = 1.75 \frac{\text{US\$}}{\text{kg}}$$

$$\text{Emulnor de 1000} = \frac{1.75 \frac{\text{US\$}}{\text{kg}} * 21.91 \text{kg}}{1.58 \text{m}}$$



$$\text{Emulnor de 1000} = 24.26 \frac{\text{US\$}}{\text{m}}$$

En 1,5 metros de roca fragmentada el costo del explosivo emulsionante 1000 es de 24,7 US\$ por metro de avance y en la tabla 20 se muestran los costos por metro de avance de todos los explosivos y accesorios utilizados.

Tabla 19. Costo unitario del explosivo y accesorios.

Descripción	Unidad	P.U (\$)	Cantidad	Total/m
Emulnor de 1000	Kilógramo	1.75	21.91	24.26
Emulnor de 3000	Kilógramo	1.85	7.56	8.85
Carmex	Unidad	0.55	33	11.48
Mecha rápida	Metro	0.48	6	1.86
Total				46.45

4.3.4 Costo unitario de mano de obra.

Sueldo básico (Sb) : 1200.12 US\$

Asignación familiar : 28 US\$

Leyes y beneficios sociales (Ls) : 97.75%

Cálculo del jornal diario:

$$\text{Jornal diario} = \frac{Sb + Af + Ls}{30}$$

$$\text{Jornal diario} = \frac{1200.12 + 28 + 0.97(1200.12 + 28)}{30}$$

Jornal diario = 80,6 US\$/día.



Costo horario de mano de obra.

$$\text{Jornal/hora} = 80,6 \frac{\text{US\$}}{\text{dia}} * \frac{1\text{dia}}{8\text{h}}$$

$$\text{Jornal/hora} = 10 \frac{\text{US\$}}{\text{hora}}$$

Tabla 20. Costo unitario por hora del recurso humano.

Descripción	% de incidencia (I)	Total (\$)/h	(I*T)
Ing. Residente	3%	18.99	0.57
Ing. Seguridad	3%	14.30	0.43
Jefe de guardia	6%	12.30	0.74
Supervisor	6%	06.09	0.37
Bodeguero	6%	03.98	0.24
Maestro perforista	100%	04.79	4.79
Ayudante de perforista	100%	04.52	4.52
Total			11.65

Tabla 21. Costo unitario de herramientas.

Descripción	Medida	Cantidad	(\$)/Unid.	Vida útil	(\$)/Día
Barretilla	Unidad	2	10.36	60	0.35
Lampa	Unidad	2	12.50	60	0.42
Pico	Unidad	2	12.60	120	0.21
Alambre	Kilógramos	0.25	1.41	1	0.35
Atacadores	Unidad	2	2.60	60	0.09
Llave	Unidad	1	14.70	360	0.04
Costo total					1.45



Tabla 22. Resumen de costo total de perforación voladura

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U (\$/unid)	Costo total
Mano de obra				119.62
Ing. Residente	Hora	0.31	18.99	5.89
Ing. Seguridad	Hora	0.31	14.30	4.43
Jefe de guardia	Hora	0.62	12.30	7.63
Supervisor	Hora	0.62	06.09	3.78
Bodeguero	Hora	0.62	03.98	2.47
Maestro perforista	Hora	10.25	04.79	49.10
Ayudante de perforista	Hora	10.25	04.52	46.33
Aceros de perforación				5.03
Barra cónica de 6 pies	Metro	20.12	0.04	0.80
Broca 38 mm	Metro	20.12	0.05	1.01
Barra cónica de 4 pies	Metro	40.23	0.03	1.21
Broca 38 mm	Metro	40.23	0.05	2.01
Implementos de seguridad				3.84
EPP	Tarea	2.00	1.92	3.84
Equipos en operación				55.77
Máquina perforadora	Hora	3.00	18.59	55.77
Explosivos y accesorios				73.34
Emulnor de 3000	Kilógramo	21.9	1.75	38.33
Emulnor de 1000	Kilógramo	7.56	1.85	13.99
Carmex	Unidad	33.0	0.55	18.15
Mecha rápida	Metro	6.00	0.48	2.88
Herramientas				1.50
Barretillas	Unidad	2.00	0.17	0.35
Lampa	Unidad	2.00	0.21	0.42
Pico	Unidad	2.00	0.11	0.21
Otros			0.52	0.52
Costo total				259.1

4.3.5 Optimización de costos en perforación y voladura.

Optimizar costos en perforación y voladura del Bay Pass 510 en la Empresa Minera Comiserge S.A.

En la tabla 23 se muestra el costo por disparo de 259.1\$/disp. obteniendo así un costo por cada metro de 163.99\$/m.

Tabla 23. Diferencia de costos de la malla anterior vs nueva malla.

Descripción	Costo por disparo	
	Anterior	Actual
Mano de obra	\$120.47	\$119.62
Aceros de perforación	\$9.22	\$5.03
Implementos de seguridad	\$3.84	\$3.84
Equipos en perforación	\$64.15	\$55.77
Explosivos y acc. Voladura	\$80.90	\$73.34
Herramientas	\$2.45	\$1.50

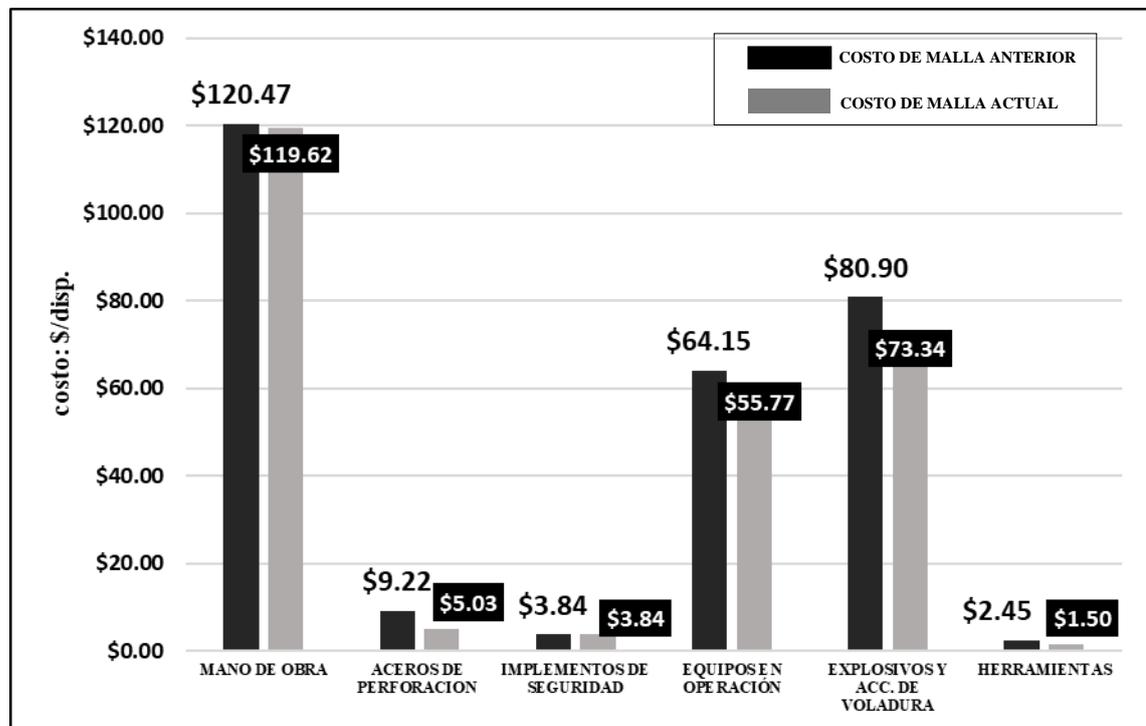


Figura 28. Diferencia de costos nueva malla vs malla anterior.

En la figura 28, se observa la diferencia de costos en mano de obra, aceros de perforación, implementos de seguridad, equipos de perforación y explosivos, accesorios y herramientas.

Eficiente avance lineal por disparo en metros.

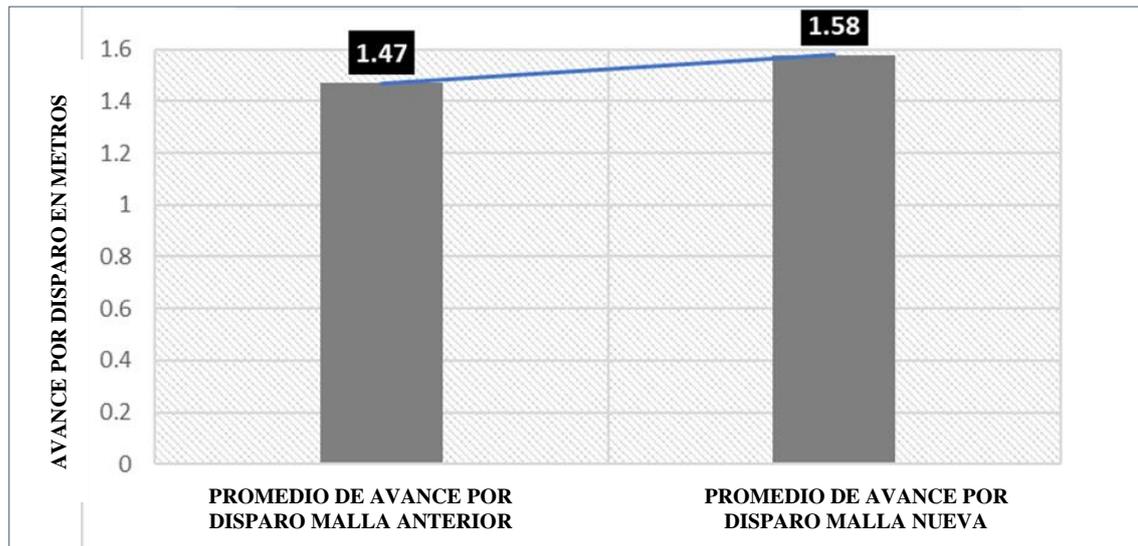


Figura 29. Diferencia de avance por disparo (m).

En la figura 29, se observa el promedio de avance por disparo de la malla anterior y la malla nueva en Bay Pass 510, en donde se logra un avance lineal mayor con la nueva malla de perforación de 1.47m a 1.58m.

4.4 DISCUSIONES DE LOS RESULTADOS

Con el diseño de una nueva malla de perforación con el modelo de Holmberg y Persson se logró reducir el número de taladros de 43 a 37. Chipana (2015) redujo el número de taladros de 45 taladros perforados a 42 taladros perforados según el análisis de cálculos matemáticos y la geología de la roca. También (Rojas Aparco & Flores Solano, 2017). Redujo de 34 perforaciones a 31.

En la distribución de la carga explosiva, se logró reducir de 34.5kg de explosivo a 29.47 kg por disparo en la ejecución del Bay Pass 510 en la Empresa Minera Comiserge



S.A. Carreón (2014) redujo la cantidad de explosivo 132.72 a 103.70 kg en cada disparo. Chipana (2015) en la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis se redujo de 23,16 kg /disparo a 16,2 kg /disparo. También Quispe Arpi (2013). Demostró con el método de Holmberg reduciendo el factor de carga de 1.97 Kg/m³ a 1.91kg/m³ en tan solo 46 días, logrando reducir el consumo de explosivo considerablemente.

Finalmente se logró optimizar el costo en perforación voladura de \$191.18 a \$163.99 por cada metro de disparo. Taipe Obregón & Marcañaupa Chancas (2015) diseñó nueva malla de perforación reduciendo considerablemente el costo por cada metro en una sección de 3m x 3m, ahorrándose 165 S\$/m debido a la distribución de carga explosiva adecuada. Sánchez Villareal (2013), con la aplicación de la malla de perforación, ahorró de US\$ 85,12 en cada voladura, debido a la reducción de la cantidad de sustancias explosivas requeridas y con ello la disminución del costo de explotación. También Chipana (2015), diseñó una malla de perforación y la distribución adecuada de la carga de explosivos se ha ahorrado US\$ 59,26 por costos de perforación y voladura.



V. CONCLUSIONES

Se ha diseñado nueva malla de perforación y se determinó la carga explosiva adecuada en el Bay Pass 510, lográndose superar el problema general de sobre costo en perforación y voladura, optimizando el costo de \$191.18/m a \$163.99/m que representa una optimización de costos de 14% por cada metro de disparo.

Con el diseño de una malla de perforación con el modelo de Holmberg y Persson se estandariza los procesos de perforación y voladura en el Bay Pass 510, se logró superar el primer problema específico el bajo rendimiento de avance por disparo en la ejecución de Bay Pass 510 y galerías, cruceros y se logró incrementar de 1.47 m/disparo a 1.58 m/disparo. También se logró superar el problema de uso de malla de perforación de 43 taladros en una sección de 2.50mx2.50m, en 37 taladros logrando la reducción de taladros.

Con la determinación de la carga explosiva adecuada en el Bay Pass 510 se logró superar el segundo problema específica de distribución de carga explosiva excesiva en un factor de avance de 23.5Kg/m a 18.5 Kg/m, es decir se logró reducir la cantidad de explosivo.



VI. RECOMENDACIONES

Se recomienda para calcular los parámetros de perforación y voladura el modelo matemático de Holmberg, ya que nos facilita un cálculo rápido ordenado y precisa, empezando desde el cálculo del área de la sección y el perímetro hasta los espaciamientos de los taladros de contorno.

Para un trazo y ubicación de arranque se debe considerar la intersección de la línea de punto de dirección con el gradiente y una perforación con simetría y paralelismo para obtener una buena voladura.

En área de seguridad se recomienda el constante desatado de roca al momento de perforar el frente y verificar la ventilación, por otro lado, recibir capacitaciones en temas de perforación y voladura.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Agreda, C. (1993) *Curso de Modelización Matemática de la Voladura de Rocas*.
- Ames, L. (2008) *Diseño de las Mallas de Perforación y Voladura Utilizando la Energía Producida por las Mezclas Explosivas*. Universidad Nacional de Ingeniería.
<http://repositorio.uni.edu.pe/simplesearch?query=Ames2CL.28200829+DiseC3B1odelasMallasdePerforaciC3B3nyVoladuraUtilizandolaEnergC3ADa+ProducidaporlasMezclasExplosivas>
- Apaza, D. (2013) *Mejoramiento del avance lineal en labores de desarrollo contratistas IESA S.A. U.M. Arcata*. Universidad Nacional del Altiplano.
http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/12421/Apaza_Lipa_Waldo.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Artigas, T. (2011). *Diseño de patrones de perforación y voladura, para normalizar la fragmentación del material resultante de la mina choco 10 empresa PMG S.A. el callao, estado bolívar*. Universidad Central de Venezuela.
- Calvin, J. (2001) *Diseño de Voladuras*.
- Camac, T. (2008) *Voladura de rocas*. Texto guía: Universidad Nacional del Altiplano.
- Carrasco, P. (2015) *Aplicación del método holmberg para optimizar la malla de perforación y voladura en la unidad Parcoy- CIA. consorcio minero horizonte s.a. Ayacucho*: Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.
<https://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/24115/Ram%C3%ADrez%20Malca%20Wan%20Seyni%20%20Sandoval%20Rivera%20Juan%20Roberto.pdf?sequence=8&isAllowed=y>
- Chambergo, G. (2011) *Sistema de costos*. Universidad Inca Garcilaso de la Vega.



- Chávez, F. (2018) *Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti - año 2015*. Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo.
- Chipana, T. (2015) *Diseño de perforación y voladura para reducción de costos en el frente de la galería progreso de la contrata minera Cavilquis-Corporación minera Ananea S.A.* Universidad Nacional Del Altiplano.
http://tesis.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/1937/Chipana_Tito_Rudy_Milton.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Choque, E. (2017) *Diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en minera Ares S.A.C.- U.O. Arcata*. Universidad Nacional del Altiplano Puno.
http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/12881/Barrios_Quispe_Gonzalo.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Clemente, I. (2009). *Análisis de costos de operación en minería subterránea y evaluación de proyectos mineros*. Grafica industrial E.I.R.L. Universidad Nacional de Ingeniería.
- Condori, Z. (2010). *Diseño de construcción de rampa subterráneo, para cortar los mantos inferiores del nivel I mina Ana María Rinconada*. Universidad Nacional del Altiplano Puno.
- Cruz, L. (2007) Control de costos para supervisores. Guayana.
- López, J. (2001) *Manual de perforación y voladura de rocas*. España: Instituto Tecnológico Geominero de España.

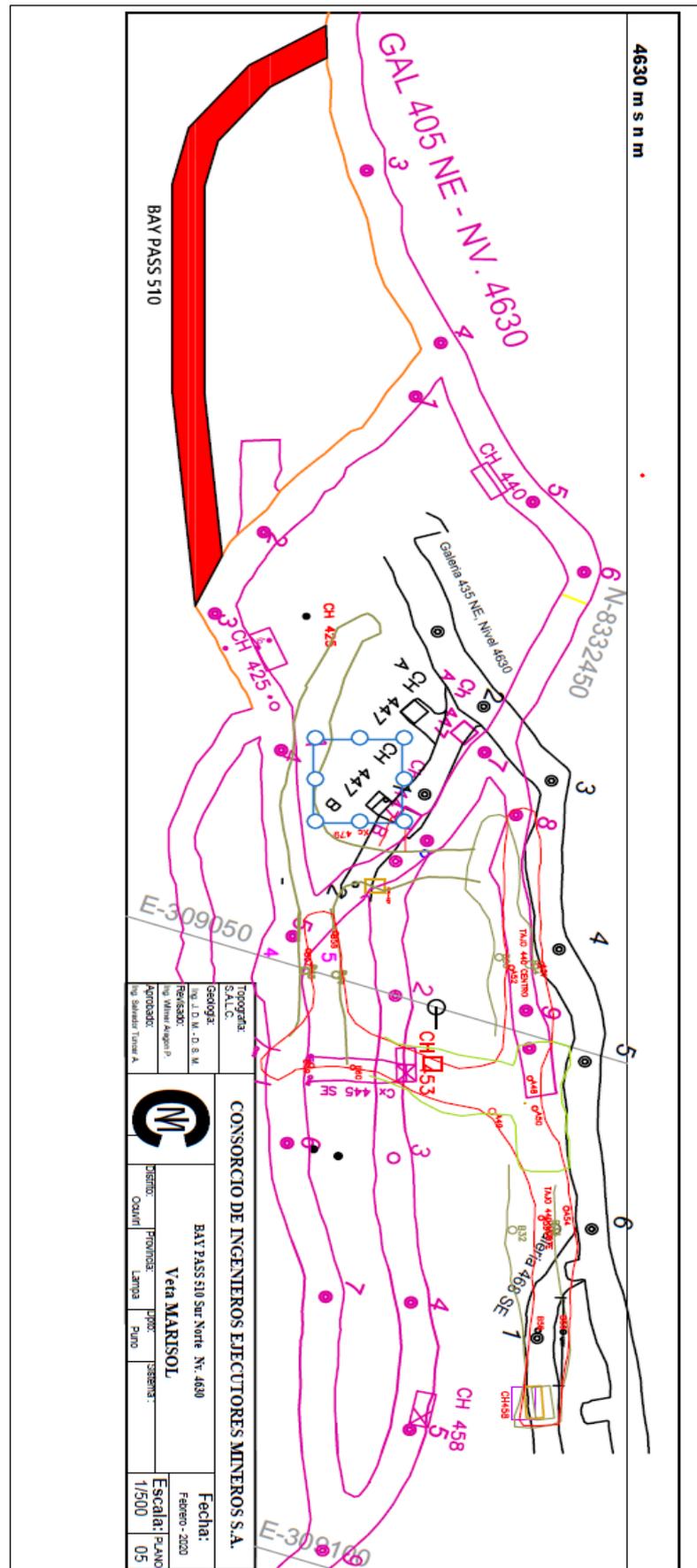


Rivera, H. (2019) Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central hidroeléctrica san gabán iii. Universidad Nacional del Altiplano Puno. http://tesis.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/10556/Rivera_Huirse_Harry_Alex.pdf?sequence=1&isAllowed=y



ANEXOS

Anexo 1. Plano del proyecto Bay Pass 510.



Anexo 2. Programa de ejecución del Bay Pass 510.

PROGRAMA DE AVANCES U.M. LAS AGUILAS - FEBRERO 2020																																	
PREPARACION (M)																																	
Labor	Sesión		Prog. Mies	Febrero																												Proyección de Av (m)	% Mensual
	Avanz	At		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22								
Cx 506	150	180	8	30	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	SEI1	0.0	75%				
	Avances Real		Da	15	15	15	15																				Acumulado	6.0					
	250		30	Acum.	15	30	45	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60	60	SEI1		0.0			
BAY PASS 510	300	150	8	16	15	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	Acumulado	28.33	94%				
	Avances Real		Da	16	31	46	62	78	94	110	125	141	157	173	189	204	220	236	252	268	283	283	283	283	283	283	SEI1	0.0					
	250		30	Acum.	16	31	46	62	78	94	110	125	141	157	173	189	204	220	236	252	268	283	283	283	283	283	283	SEI1		0.0			
CH 516	150	180	3	15	15	15	15			15																	Acumulado	7.7	96%				
	Avances Real		Da	15	15	15	15			15																	SEI1	0.0					
	150		3	Acum.	15	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	SEI1		3.0			
CX 641 S	150	180	3	15	15																						Acumulado	0.0	100%				
	Avances Real		Da	15	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	SEI1	0.0					
	150		3	Acum.	15	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	SEI1		0.0			
CX 641 N	150	150	10	15	15	15	15	15	15	15																	Acumulado	2.9	98%				
	Avances Real		Da	15	15	15	15	15	15	15																	SEI1	0.0					
	150		10	Acum.	15	29	29	29	29	29	29	29	29	29	29	29	29	29	29	29	29	29	29	29	29	29	29	SEI1		0.0			
CH 635	150	150	10	12	15	15	15	15	15	15																	Acumulado	8.7	87%				
	Avances Real		Da	12	15	15	15	15	15	15																	SEI1	0.0					
	150		10	Acum.	12	27	42	57	72	87	87	87	87	87	87	87	87	87	87	87	87	87	87	87	87	87	87	SEI1		0.0			
CH 645	300	150	10	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	Acumulado	0.0	0%				
	Avances Real		Da	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	SEI1	0.0					
	300		10	Acum.	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	SEI1		0.0			
CH 660	300	150	10	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	Acumulado	0.0	0%				
	Avances Real		Da	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	SEI1	0.0					
	300		10	Acum.	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	SEI1		0.0			

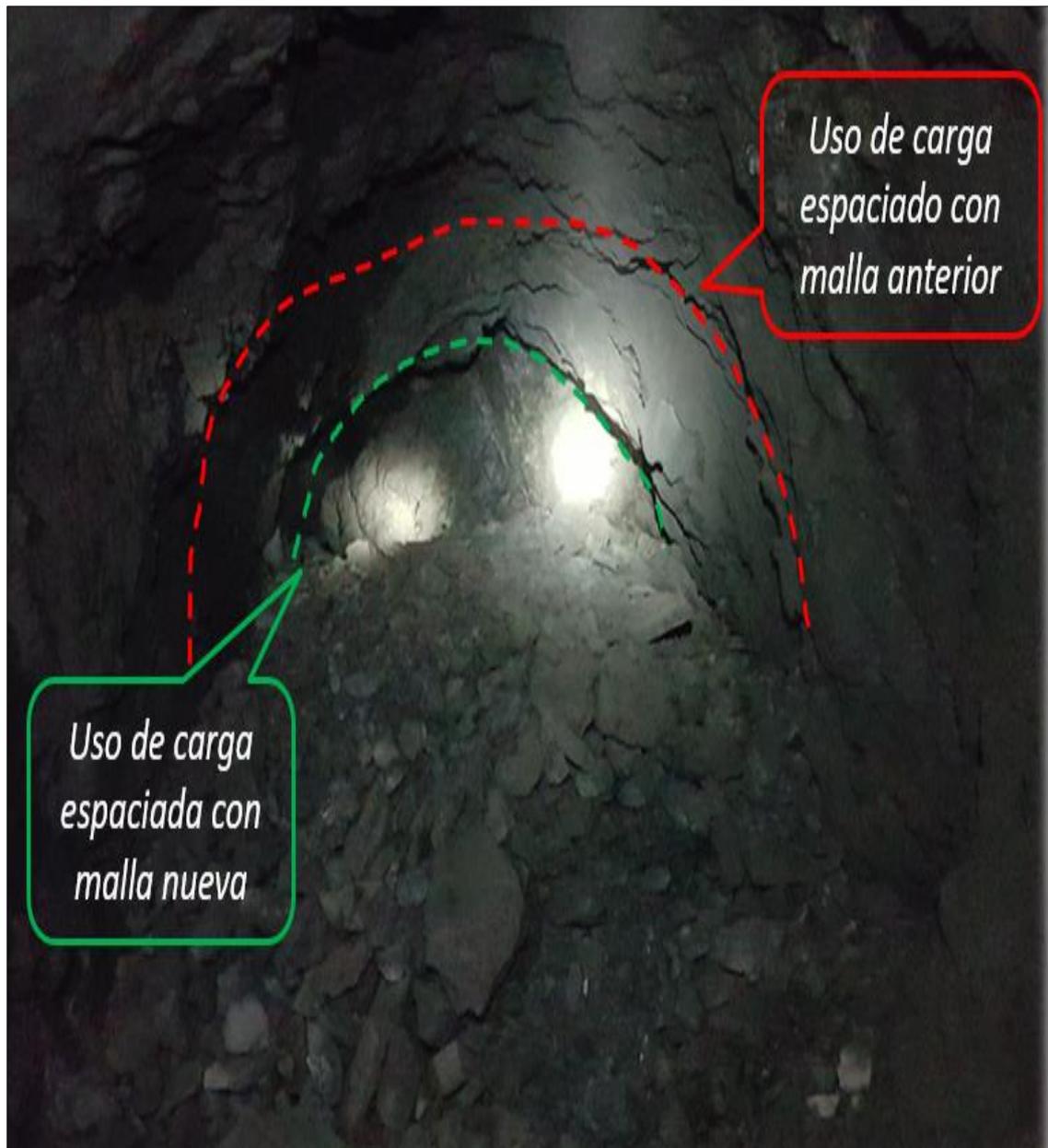
Anexo 3. Pintado de malla del Bay Pass 510.



Anexo 4. Control de sobreroturas del techo con la nueva malla.



Anexo 5. Sobreroturas del techo con la malla anterior.



Anexo 6. Control de avances del Bay Pass 510.

		BAY PASS 510 2020		
TURNO	FECHA	ENERO	FEBRERO	MARZO
DIA	1/03/2020	1.48	1.57	1.58
NOCHE		1.44	1.60	1.58
DIA	2/03/2020	1.43	1.58	1.62
NOCHE		1.45	1.57	1.59
DIA	3/03/2020	1.45	1.62	1.57
NOCHE		1.47	1.57	1.59
DIA	4/03/2020	1.47	1.57	1.55
NOCHE		1.48	1.57	1.58
DIA	5/03/2020	1.52	1.55	1.59
NOCHE		1.47	1.52	1.53
DIA	6/03/2020	1.48	1.59	1.55
NOCHE		1.43	1.59	1.57
DIA	7/03/2020	1.46	1.60	1.60
NOCHE		1.45	1.59	1.57
DIA	8/03/2020	1.43	1.62	1.57
NOCHE		1.43	1.58	1.55
DIA	9/03/2020	1.45	1.59	1.52
NOCHE		1.45	1.59	1.50
DIA	10/03/2020	1.47	1.59	1.65
NOCHE		1.43	1.59	1.53
DIA	11/03/2020	1.45	1.53	1.57
NOCHE		1.45	1.55	1.57
DIA	12/03/2020	1.47	1.57	1.55
NOCHE		1.47	1.60	1.52
DIA	13/03/2020	1.48	1.58	1.50
NOCHE		1.52	1.57	1.65
DIA	14/03/2020	1.47	1.62	1.53
NOCHE		1.43	1.57	1.57
DIA	15/03/2020	1.45	1.57	1.57
NOCHE		1.45	1.57	1.58
DIA	16/03/2020	1.47	1.55	1.52
NOCHE		1.47	1.52	1.50
DIA	17/03/2020	1.48	1.50	1.65
NOCHE		1.52	1.53	1.53
DIA	18/03/2020	1.47	1.55	1.58
NOCHE		1.43	1.57	1.62
DIA	19/03/2020	1.45	1.60	1.62
NOCHE		1.45	1.58	1.57
DIA	20/03/2020	1.47	1.58	1.58
NOCHE		1.47	1.65	1.55
DIA	21/03/2020	1.48	1.57	1.57
NOCHE		1.52	1.57	1.60
DIA	22/03/2020	1.47	1.57	1.58
NOCHE		1.49	1.55	1.57
DIA	23/03/2020	1.44	1.52	1.62
NOCHE		1.46	1.50	1.57
DIA	24/03/2020	1.45	1.63	1.57
NOCHE		1.52	1.64	1.57
DIA	25/03/2020	1.50	1.53	1.55
NOCHE		1.43	1.55	1.59
DIA	26/03/2020	1.45	1.57	1.50
NOCHE		1.45	1.60	1.58
DIA	27/03/2020	1.48	1.58	1.55
NOCHE		1.47	1.57	1.57
DIA	28/03/2020	1.49	1.62	1.60
NOCHE		1.52	1.57	1.58
DIA	29/03/2020	1.47	1.58	1.58
NOCHE		1.43	1.58	1.65
DIA	30/03/2020	1.45		1.59
NOCHE		1.45		1.67
DIA	31/03/2020	1.47		1.68
NOCHE		1.49		1.61
PROMEDIO		1.47	1.58	1.58



Anexo 7. Resumen general de taladros y explosivos de la malla nueva.

Resumen de taladros y explosivos									
Descripción	Número de taladros				Explosivos – Emulnor (12’’*1’’)				
	Burden Práctico (m)	Espaciamiento (m)	Sin carga	Cargados	Cart/tal	Kg Explosivo/ Tal acum.	Kg Explosivo/ Tal acum.	EM 1000	EM 3000
Tal arranque	0.07	0.22	4		6	1.01	4.04	2	4
Tal 1° cuadrante	0.11	0.28		4	6	1.01	4.04	2	4
Tal 2° cuadrante	0.14	0.39		4	6	0.99	4.04	2	4
Tal 3° cuadrante	0.41	1.07		4	6	0.99	3.96	3	3
Tal ay hastiales	0.36	0.53		4	5	0.83	3.32	5	
Tal ay corona	0.47	0.54		3	5	0.83	2.49	5	
Tal ay arrastre	0.25	0.59		3	5	0.83	2.49	5	
Tal. hastiales	0.34	0.41		2	5	0.83	2.49	5	
Tal. corona	0.55	0.57		5	5	0.83	1.66	5	
Tal. arrastre	0.58	0.75		4	5	1.01	4.15	2	3
Total de taladros				37					
Total de explosivo							29.47	Kg	



REPORTE DE TURNITIN REALIZADO POR MI ASESOR:
DR. JUAN MAYHUA PALOMINO

Reporte de similitud

NOMBRE DEL TRABAJO

TESIS JAVIER.docx

RECuento DE PALABRAS

17757 Words

RECuento DE CARACTERES

92020 Characters

RECuento DE PÁGINAS

126 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

7.4MB

FECHA DE ENTREGA

May 5, 2022 11:08 AM GMT-5

FECHA DEL INFORME

May 5, 2022 11:12 AM GMT-5

● 14% de similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base

- 13% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 8% Base de datos de trabajos entregados
- 1% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Cross

● Excluir del Reporte de Similitud

- Material bibliográfico
- Material citado
- Material citado
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 8 palabras)



UNA
PUNO

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
PUNO
REPOSITORIO INSTITUCIONAL