



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



MODELO MATEMÁTICO DE ROGER HOLMBERG PARA LA OPTIMIZACIÓN DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL PROYECTO SANTA ISABELA- GL 600 – UNIDAD MINERA POMASI

TESIS

PRESENTADA POR:

EDISON ROMARIO GUTIERREZ CUTIPA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2024



NOMBRE DEL TRABAJO

MODELO MATEMÁTICO DE ROGER HOLMBERG PARA LA OPTIMIZACIÓN DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL PROYECTO

AUTOR

EDISON ROMARIO GUTIERREZ CUTIPA

RECuento DE PALABRAS

24169 Words

RECuento DE CARACTERES

116042 Characters

RECuento DE PÁGINAS

132 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

3.6MB

FECHA DE ENTREGA

Sep 5, 2024 12:24 AM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Sep 5, 2024 12:26 AM GMT-5

● 8% de similitud general

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

- 7% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 4% Base de datos de trabajos entregados
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● Excluir del Reporte de Similitud

- Material bibliográfico
- Material citado
- Bloques de texto excluidos manualmente
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 12 palabras)



Lucio Quispe Gutierrez
Director de la Unidad de Investigación
Facultad de Ingeniería de Minas



Dr. Americo Arizaca Avalos
Director de la Unidad de Investigación
Facultad de Ingeniería de Minas

Resumen



DEDICATORIA

En primer lugar, doy mi más cordial agradecimiento por culminar esta investigación a nuestro padre celestial por su infinito amor, a mis padres: Saturnina y Leonidas por todo el apoyo que me han brindado, así mismo a quienes agradezco de todo corazón a los ingenieros de la contrata Pomasi, por su guía y consejo en esta etapa de mi vida.

Edison Romario Gutierrez Cutipa



AGRADECIMIENTOS

A la contrata minera Pomasi, por haberme facilitado los datos, así mismo a los ingenieros de dicha contrata, a mi querida Universidad Nacional del Altiplano por brindarme conocimientos durante mis años de estudiante.

A todos mis docentes que me acompañaron en mi crecimiento profesional de la facultad de ingeniería de Minas de los cuales logre grandes enseñanzas y también muchos valores para así poder formarme como profesional.

Particularmente agradezco al Ing., Jaime Choquehuanca y Harry Rivera por su apoyo permanente, enseñanzas y ser una guía para mi persona.

Edison Romario Gutierrez Cutipa



ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE ANEXOS	
ACRÓNIMOS	
RESUMEN	13
ABSTRACT.....	14
CAPÍTULO I	
INTRODUCCIÓN	
1.1. IDENTIFICACIÓN DE LA PROBLEMÁTICA.....	15
1.1.1. Pregunta general.....	16
1.1.2. Preguntas específicas.....	16
1.2. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN.....	16
1.2.1. Hipótesis general.....	16
1.2.2. Hipótesis específicas.....	16
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	17
1.3.1. Objetivo general.....	17
1.3.2. Objetivos específicos.....	17
1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	17



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1.	ANTECEDENTES.....	19
2.2.	BASES TEÓRICAS.....	21
2.2.1.	Explicación del modelo Roger Holmberg.....	21
2.2.2.	Teoría del modelo matemático.....	22
2.2.3.	Aspectos de voladura en galerías y túnel.....	25
2.2.4.	Sistema de avance.....	27
2.2.5.	Sistema de voladura en túnel.....	28
2.2.6.	Clases de arranque y procedimientos de voladura.....	30
2.2.7.	Arranque de taladro en ángulo.....	31
2.2.8.	Arranque de taladro paralelo.....	31
2.2.9.	Denominación y distribución de los taladros.....	36
2.2.10.	Perforación y voladura.....	37
2.2.11.	Coeficiente de roca.....	38
2.2.12.	Agentes relacionados con la voladura.....	38
2.2.13.	Selección de explosivo.....	43
2.2.14.	Procedimiento del área, perímetro, N° taladros, avance lineal.....	48
2.2.15.	Procedimiento del diseño de arranque.....	53
2.2.16.	Procedimiento para las ayudas del arranque.....	58
2.2.17.	Procedimiento para los taladros de las paredes o hastiales.....	61
2.2.18.	Procedimiento de los taladros del techo o corona.....	68
2.2.19.	Procedimiento de los taladros del piso o arrastre.....	70



2.3.	DEFINICIÓN DE CONCEPTOS.....	72
-------------	-------------------------------------	-----------

CAPÍTULO III

MÉTODOS Y MATERIALES

3.1	UBICACIÓN.	76
3.2	TRAYECTO DE ACCESIBILIDAD.	76
3.3	TOPOGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA.	77
	3.3.1. Clima.	77
	3.3.2. Relieve y topografía.	78
	3.3.3. Flora.	78
	3.3.4. Fauna.	79
3.4.	ENFOQUE DE INVESTIGACIÓN.	79
3.5.	METODOLOGÍA.	79
3.6.	POBLACIÓN.	80
3.7.	MUESTRA.....	80
3.8.	VARIABLES.	80
	3.8.1. Variable independiente.	80
	3.8.2. Variable dependiente.....	81
3.9	RECOLECCIÓN DE DATOS.	81
	3.9.1. Instrumentos para la recolección de datos.....	81
	3.9.2. Formato de reporte de operaciones.	82
	3.9.3. Procesamiento de datos.	82

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN



4.1	PERFORACIÓN Y VOLADURA.....	83
4.2	PROCEDIMIENTOS PARA EL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN.....	85
4.3	PROCEDIMIENTO PARA EL DISEÑO DEL ARRANQUE.	87
4.4	PROCEDIMIENTOS DE LOS TALADROS PARA LA AYUDA DE LOS HASTIALES.....	96
4.5	PROCEDIMIENTO PARA EL TALADRO DE LA AYUDA DE LA CORONA.....	98
4.6	PROCEDIMIENTO PARA EL TALADRO DE LAS PAREDES O HASTIALES.....	100
4.7	PROCEDIMIENTO DE LOS TALADROS DEL TECHO O CORONA.	102
4.8	PROCEDIMIENTO DE LOS TALADROS DEL PISO O ARRASTRE..	103
4.9	RESUMEN DEL CÁLCULO DEL DISEÑO.....	105
4.10	ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	105
4.11	DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	110
V.	CONCLUSIONES.....	112
VI.	RECOMENDACIONES.....	113
VII.	REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.....	114
	ANEXOS.....	117

ÁREA: Ingeniería de Minas.

TEMA: Desarrollo de labores mineras y otras excavaciones.

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 06 de Setiembre del 2024



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1 Características del Emulnor FAMESA	45
Tabla 2 Relación entre la distancia y la dureza del macizo rocoso.....	50
Tabla 3 La correlación entre la dureza de la roca y el factor de roca.	50
Tabla 4 Valores y constantes de fijación.....	62
Tabla 5 Ubicación en coordenadas UTM “WGS 84 ZONA 19S”	76
Tabla 6 Distancia de recorrido en tramos hacia la U.M Pomasi.	77
Tabla 7 Operacionalización de variables.	81
Tabla 8 Número de taladros perforados de la malla empírica.	106
Tabla 9 Número de taladros con malla de Holmberg.	106
Tabla 10 Factor de carga.....	109
Tabla 11 Costo beneficio del diseño de malla de perforación.	110



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1 Secciones del túnel.	22
Figura 2 Sistema del avance en túneles y galerías.	28
Figura 3 Categorización de los arranques, cortes o cueles.	31
Figura 4 Tipos de cortes quemados	33
Figura 5 Separación entre taladros con explosivos y taladros vacíos.....	34
Figura 6 Carga lineal de carga(kg/m) vs burden máximo(m).....	35
Figura 7 Zonas de los taladros.	37
Figura 8 Fulminante.....	46
Figura 9 Carmex	47
Figura 10 Mecha rápida.	47
Figura 11 Cálculo del perímetro de la sección del túnel (m).....	49
Figura 12 Diámetro equivalente “ \varnothing_e ”.....	51
Figura 13 Influencia de la desviación de taladros.....	53
Figura 14 Diseño de arranque con 4 secciones.	54
Figura 15 Medida de la abertura del primer cuadrante.	60
Figura 16 Cantidad taladros perforados.....	107
Figura 17 Avance real de marzo y abril.....	108
Figura 18 Comparación de kilogramos / voladura.....	109



ÍNDICE DE ANEXOS

	Pág.
ANEXO 1. Plano de ubicación (escala gráfica).....	118
ANEXO 2. Plano del proyecto Pomasi.	119
ANEXO 3. Malla de perforación anterior.....	120
ANEXO 4. Nueva malla de perforación	121
ANEXO 5. Diseño de malla de perforación en la galería 600 de Isabela.....	122
ANEXO 6. Carguío del frente con emulnor.....	122
ANEXO 7. Control de avance real de la anterior malla.....	123
ANEXO 8. Control de avance con la nueva malla.....	124
ANEXO 9. Precios Unitarios de la contrata Promin.....	125
ANEXO 10. Resumen de taladros y explosivos	126
ANEXO 11. Modelo de reporte de operaciones de la UM Pomasi.....	126
ANEXO 12. Plano topográfico de la galería 600 de Isabela.....	126
ANEXO 13. Plano Geomecánico de la galería 600 de Isabela	126



ACRÓNIMOS

S	: área del túnel
A	: ancho del túnel
H	: altura de túnel
r	: radio de arco de bóveda
Dt	: distancia entre los taladros
C	: factor o coeficiente de roca (C)
\varnothing_e	: diámetro del taladro equivalente
\varnothing_a	: diámetro del taladros de alivio
\varnothing_p	: diámetro de los taladros de producción
N	: número de los taladros de alivio
L	: longitud de taladro
Ψ	: error de perforación
α	: desviación angular
e	: error de empate o emboquille
$B_{e \text{ Máx}}$: burden máximo
B_p	: burden práctico
P. U.	: precio unitario
Ec.	: ecuación



RESUMEN

Con la implementación del modelo matemático de Roger Holmberg se optimiza la eficiencia de perforación y voladura en el proyecto Santa Isabela de la galería 600 de la Unidad Minera Pomasi - CIEMSA. Está ubicado en la región Puno, provincia de Lampa, distrito de Palca, durante las operaciones de perforación y voladura, se han identificado varios problemas como tiros soplados, tacos y tiros anillados debido a deficiencias en el diseño de la malla de perforación. Estos problemas han afectado negativamente el cumplimiento de metas de producción de mineral y avance lineal. Por lo tanto, el objetivo principal es optimizar estas operaciones mediante el diseño adecuado de mallas de perforación y voladura, con el fin de optimizar el número de taladros, eficiencia de los avances lineales y reducir el factor de carga para la galería 600 del proyecto Santa Isabela, este estudio utiliza la metodología de un diseño de investigación cuasi experimental y aplicativo, de nivel descriptivo, el resultado al aplicar del modelo matemático de Roger Holmberg, se estandariza la mallas de perforación y voladura, optimizando la cantidad de taladros de 43 a 39 de igual manera se logra optimizar la eficiencia del avances lineal de 1,46 m a 1,66 m, con una reducción del factor de carga 22,4 kg/m a 18,1 kg/m, en conclusión se logra la optimización de perforación y voladura de la galería 600 al aplicar el modelo matemático de Roger Holmberg.

Palabras clave: Diseño, Modelo Matemático Holmberg, Optimizar, Perforación, Voladura.



ABSTRACT

With the implementation of Roger Holmberg's mathematical model, the drilling and blasting efficiency is optimized at the Santa Isabela project in gallery 600 of the Pomasi Mining Unit - CIEMSA. Located in the Puno region, Lampa province, Palca district, during drilling and blasting operations, several problems have been identified such as blown holes, plugs and ringed holes due to deficiencies in the design of the drilling mesh. These problems have negatively affected the achievement of mineral production and linear advancement goals. Therefore, the main objective is to optimize these operations by proper design of drilling and blasting meshes, in order to optimize the number of drills, efficiency of linear advances and reduce the load factor for gallery 600 of the Santa Isabela project, this study uses the methodology of a quasi-experimental and applicative research design, descriptive level, the result of applying the Roger Holmberg mathematical model, the drilling and blasting meshes are standardized, optimizing the number of drills from 43 to 39 in the same way it is possible to optimize the efficiency of the linear advances from 1.46 m to 1.66 m, with a reduction of the load factor from 22.4 kg / m to 18.1 kg / m, in conclusion, the optimization of drilling and blasting of gallery 600 is achieved by applying the Roger Holmberg mathematical model.

Keywords: Design, Holmberg Mathematical Model, Optimize, Drilling, Blasting.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. IDENTIFICACIÓN DE LA PROBLEMÁTICA.

Actualmente la contrata Pomasi el cual realiza operaciones de preparación y desarrollo en las diferentes vetas que cuenta a una cota 4930 -5140 m.s.n.m, donde compañía conjuntamente con la contrata realizan un planeamiento semanal y mensual sobre las distintas labores establecidas.

Las contratas mineras obtienen ganancias por el trabajo ejecutado, en este caso por el avance lineal obtenido mensualmente, al inicio de cada mes se realiza una planificación semanal y mensual de todas las labores pertenecientes a la contrata, para galerías se considera un avance de 1,5 m por guardia el cual solo representa el 82 % de una perforación de 6 pies.

En la ejecución de la galería se observa varias deficiencias de los trabajadores como la aplicación de una malla empírica inadecuada, falta de control de paralelismo, distribuciones de taladros inadecuados, longitud de taladros perforados menores a 6 pies, el cual genera deficiencias en las voladuras generando tiros cortados, soplados, anillados, tacos más de 0,8 m con un factor de carga elevado, teniendo un avance promedio de 1,2 m con una perforación de 6 pies, lo que provoca el incumplimiento del planeamiento mensual generando perdidas a la contrata minera Promin en sus valorizaciones mensuales.



1.1.1. Pregunta general.

¿Cómo se aplica el modelo matemático de Roger Holmberg para la optimización de las operaciones de perforación y voladura en el proyecto Santa Isabela – galería 600 de la Unidad Minera Pomasi?

1.1.2. Preguntas específicas.

- ¿Cómo es la optimización de la perforación aplicando el modelo matemático de Holmberg en la ejecución de galería 600 de Isabela?
- ¿Cómo es la optimización de la voladura aplicando el modelo matemático de Holmberg en la ejecución de galería 600 de Isabela?

1.2. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN.

1.2.1. Hipótesis general.

La aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg logra la optimización de las operaciones de perforación y voladura en el proyecto Santa Isabela- galería 600 de la Unidad Minera Pomasi.

1.2.2. Hipótesis específicas.

- Aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg se optimiza la perforación en el proyecto Santa Isabela- galería 600 de la Unidad Minera Pomasi.
- Aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg se optimiza la voladura en el proyecto Santa Isabela- galería 600 de la Unidad Minera Pomasi.



1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.

1.3.1. Objetivo general.

Aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg para optimizar las operaciones de perforación y voladura en el proyecto Santa Isabela-galería 600 de la Unidad Minera Pomasi.

1.3.2. Objetivos específicos.

- Optimizar la perforación en la galería 600 de Isabela utilizando los parámetros de Roger Holmberg.
- Optimizar la voladura en la galería 600 de Isabela utilizando los parámetros de Roger Holmberg.

1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.

El diseño de la malla de perforación y voladura aplicada en la galería 600 de Isabela es de tipo empírico, en la unidad minera Pomasi no se tiene un modelo matemático específico para el diseño de labores horizontales, lo cual es de mucha importancia para la contrata Promin.

El proyecto se encuentra en una etapa de desarrollo, donde el avance lineal de la galería 600 de Santa Isabela es de suma importancia para la contrata para tener mejores beneficios cuando se realice la valorización mensual.

Es por ello que se realiza la aplicación de un modelo matemático de Roger Holmberg por las deficiencias que tiene al utilizar una malla empírica inadecuada, al aplicar la nueva malla de perforación y voladura estandarizada para lograr mejorar las



operaciones unitarias realizando un análisis y evaluación para optimizar el avance lineal en la galería 600, el cual es el principal motivo para el desarrollo de esta investigación.

Por lo cual la aplicación de este diseño de malla de perforación y voladura mediante el modelo matemático de Holmberg lograr estandarizar la malla de perforación de la galería 600, mejorando las estadísticas de voladuras eficientes en el frente de laboreo, obteniendo una valorización mensual más óptimo para la contrata.

La implementación de una malla de perforación estandarizada aplicando un modelo matemático de Roger Holmberg es de suma importancia para la contrata Promin para sus operaciones mineras para realizar trabajos óptimos y eficientes y con calidad en el ámbito de la perforación y voladura por lo que justifica su ejecución y aplicación de este modelo matemático.

Académicamente la investigación sobre la implementación de una malla estandarizada con un modelo matemático aportará con información sobre perforación y voladura en la unidad minera Pomasi para la ejecución de labores horizontales, debido al aporte de cómo se desarrolla y construyen labores horizontales con la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg, justificación práctica por la solución de la operación unitaria de perforación y voladura dentro de la unidad minera Pomasi.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES.

Rivera (2019), enfatiza en la necesidad de estandarizar la malla de perforación y voladura para reducir el número de taladros en el diseño de malla, mediante el modelo matemático de Roger Holmberg de 65 taladros a 52 taladros perforados obteniendo una buena distribución de los resultados obtenidos. del cálculo del espaciamiento y burden entre taladros en el área del túnel.

Para Ojeda (2007), muestra que la más importante de las operaciones de las unidades mineras es la perforación y voladura, Se pone más énfasis en todas las empresas mineras del país, ya que sus fallas de voladura han resultado grandes pérdidas y situaciones peligrosas

Carrasco (2015), indica que el método de Holmberg se aplicó a través de un análisis exhaustivo al diseño de la malla perforación y voladura, lo que resultó en una reducción de las voladuras de un promedio de 5,7 a 3,0 disparos por mes para así asegurar mejoras mensuales BP-2601 en el departamento de Parcoy.

Barrios (2019), menciona que es factible la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg para la optimización de los costos, logrando reducir el costo total de 225.06 US\$/m a 197.47 US\$/m, Esto aumenta la eficiencia de ruptura de 1,30 a 1,42 m/disparo o del 85 % al 93 % y también reduce significativamente la ruptura

Quispe (2014), concluyó que el método podía optimizar el 95% por disparo y las operaciones de voladura eran altamente confiables usando un diseño de malla de



perforación con el modelo matemático de Holmberg guiando el trabajo en frentes de avance.

Choque (2017), afirmó que "Usando el método de Roger Holmberg es posible reducir las estadísticas de incidentes de voladuras fallidas de un promedio de: 61 reportes de fallas de voladuras por mes a un promedio de 4 fallas por mes"

Según Churata (2013), diseñar una malla de perforación y voladura es necesario considerar la geomecánica para optimizar, como también dicha malla ayuda en la reducción de costos.

En un diseño de malla de perforación y voladura la data inicial de parámetros geomecánicas como índice GSI, densidad de la roca, el RQD todos estos datos servirán para el cálculo de burden, también utilizando parámetros operativos como diámetros de perforación, longitudes de barras de perforación, sección de la labor a diseñar, son factores que se involucran en el cálculo, esto hace que se tenga mejor distribución de energía para poder controlar el macizo rocoso, permitiendo obtener una mejor fragmentación, mayor avance para lograr los objetivos del área de planeamiento (Cahuaya, 2020).

Rodríguez, D. A., & Rojas, E. E. (2019), indican cuando se analiza K'pis con un método de diseño de malla propuesto la cual considera estándares aplicados en una minería subterránea, el enfoque empírico resulta en un costo de 392,59 dólares americanos por día, mientras que el método propuesto arroja un costo de 351,68 dólares americanos por día, lo que representa una reducción de 40,9 dólares americanos diarios. Para el Crucero NW4 NV 1800, el uso del método empírico implica un costo total diario de 404,03 dólares americanos, mientras que con el método propuesto el costo total diario



se reduce a 362,26 dólares americanos, lo que implica una disminución de 41,77 dólares americanos por día.

Diseñar una malla de perforación y voladura en relación a las clasificaciones geomecánicas, permite optimizar la distribución de energía, con mucha más exactitud que de manera común o realizando otros modelos matemáticos, los resultados mostraron que la mejora de la malla de perforación redujo los errores de voladura en un 20 % y también se redujo 144 disparos fallidos en comparación al año 2009-2010, Por lo tanto, indicamos que el desarrollo del mejoramiento de la malla de perforación y voladura en la mina Marsa permite optimizar la distribución de energía, con mucha más exactitud que de manera común o empleando otros modelos matemáticos (Loza, 2013).

2.2. BASES TEÓRICAS.

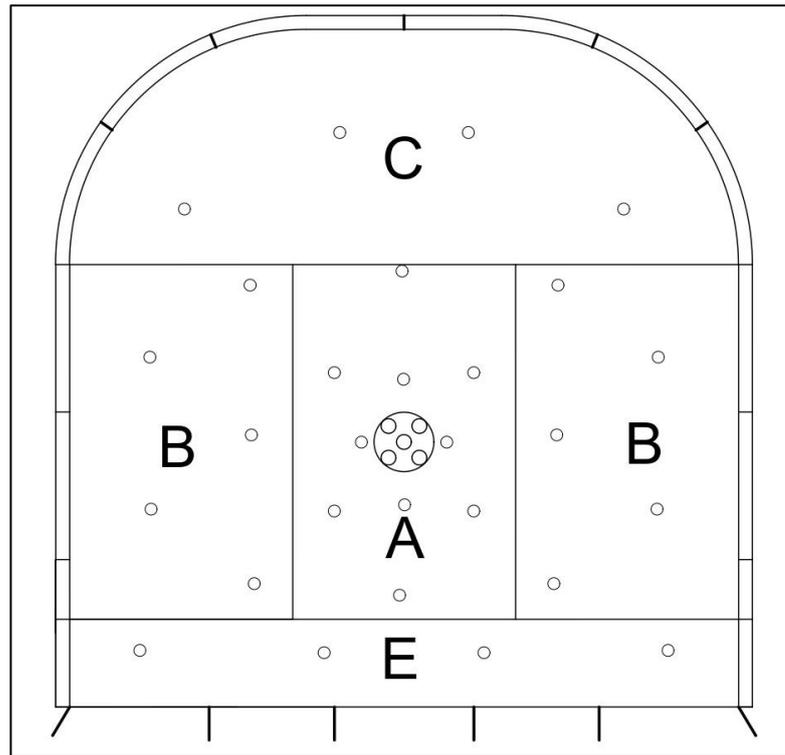
2.2.1. Explicación del modelo Roger Holmberg.

Esta metodología simplifica los cálculos al dividir el frente de operación en cinco secciones distintas, calcula la disposición de la malla de perforación para cada sección, limitando el avance lineal por disparo según el diámetro del taladro y las desviaciones. Se busca alcanzar un avance lineal del 95% de la longitud del taladro. Considera las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, propiedades de las características explosivas y dimensiones de los accesorios de perforación, a medida que se construyen las galerías, se requieren taladros de mayor diámetro y más explosivos. Es esencial verificar que los taladros estén correctamente distribuidos, con la longitud, diámetro y dirección adecuados, y que estén cargados con la cantidad necesaria de explosivos para garantizar que el avance planificado se cumpla durante la detonación (Holmberg R. , 1979).

Para el diseño de túneles de perforación y voladura, Holmberg dividió la superficie de trabajo en cinco secciones: (ABCDE) para cálculos más precisos en el túnel, donde cada sección requiere cálculos especializados, ver figura N°1.

Figura 1

Secciones del túnel.



Nota: Esquema extraído (Holmberg, 1979).

A: superficie de corte.

B: superficie de tajeo.

C: superficie de alza.

D: superficie de contorno.

E: superficie de arrastre.

2.2.2. Teoría del modelo matemático.

Con la dimensión del taladro de alivio y el taladro en el primer "cuadrante" no tiene que ser mayor que $1,7x\phi_a$ esto con el fin de tener



una división y remoción satisfactoria del macizo rocoso. Los coeficientes de fragmentación tienden a variar ampliamente según la clase de carga explosiva, la propiedad de la roca, la distancia (m) del taladro de alivio y los taladros cargados y demás parámetros del modelo matemático.

\emptyset_a : diametro (mm) del taladro de vacio.

Para realizar el cálculo de la voladura, tenemos que considerar el modelo de diseño inicial acerca del tipo arranque o cuele, zapateras o arrastre, hastiales o cuadradores, techo, en una labor subterránea no tienen una cara libre o “salida” para efectuar una voladura, en cambio se tiene cara libre en los bancos a cielo abierto, por ello es necesario una cara libre mediante el arranque el cual tiene taladros, vacíos, huecos, alivio, el cual podrán ser uno o más taladros de un diámetro variable.

Los taladros vacíos podrán ser de igual o mayor diámetro que los taladros de carguío el cual depende de factores como, por ejemplo, la máquina de perforación, características geológicas. Los taladros de alivio se utilizan para formar cara libre, lo que hace que se rompan en secuencia.

Para lograr este objetivo, es necesario considerar los fundamentos teóricos, que se guían principalmente:

Se utilizó la teoría sueca de Langefors y Kihlstrom (1963) para determinar el diseño de arranque. Considere la modificación de Holmberg (1986) de la teoría sueca. En una actualización de Oloffsso (1990).



La experiencia en voladuras nos permite ofrecer el cronograma necesario para cumplir con los avances y objetivos del proyecto porque, se ha observado que los avances realizados en las voladuras están directamente en relación a los taladros de alivio, huecos y con los diámetros de los taladros de carguío. Lo mencionado está en relación de acuerdo al paralelismo que tiene los taladros de alivio con los taladros de carguío al momento de realizar la perforación.

El proceso de la voladura está directamente relacionado con el diámetro tanto del taladro de producción y el de alivio, si el paralelismo no se hace bien y la desviación de perforación es superior al 2%, es difícil lograr el mejor avance de voladura con una eficiencia del 95% a continuación, se muestra una explicación del método de diseño de Roger Holmberg.

Ecuación del taladro alivio.

La siguiente ecuación muestra el diámetro equivalente de alivio calculado según (Holmberg R., 1979).

$$\phi_e: \phi_a x \sqrt{N} \qquad \text{Ec. N}^\circ 01$$

ϕ_e : Diámetro equivalente.

ϕ_a : Diámetro de los taladros vacíos.

N: Cantidad de taladros vacíos.

Procedimiento para el avance lineal y error de perforación.

El cálculo de avance lineal está en relación con el diámetro de los taladros vacíos y también cuando se tiene una desviación del taladro el cual es igual o



menor que el diámetro. Un buen momento económico es hacer la máxima profundidad de perforación.

El cálculo para hallar la longitud de profundidad del taladro se realiza con la siguiente formula:

$$L: 0,15 + 34,1 (\phi_e) - 39,4 (\phi_e)^2 \quad \text{Ec. N° 02}$$

L : Profundidad del taladro en relacion al diámetro equivalente.

ϕ_e : Diámetro equivalente.

Procedimiento para el error de perforación.

Para calcular el error de perforación, utilizamos la fórmula siguiente:

$$\Psi : (\alpha x L) + e \quad \text{Ec. N°03}$$

Ψ : Error de perforación.

L : Longitud de taladro.

α : Desviación angular.

e : Error del empate. emboquille.

2.2.3. Aspectos de voladura en galerías y túnel.

En obras como la minería, el subsuelo se utiliza a diario para construir más galerías y túneles.

Holmberg (2001), presenta los principios físicos y matemáticos de diseño de carga, que se han desarrollado principalmente en minas suecas con



óptimos resultados técnicos y económicos. Se han propuesto principios basados en el uso de taladros vacíos con un diámetro mayor que el taladro de producción.

La operación de excavación, que es realizada mecánicamente por tuneladoras y minadores, ha crecido significativamente recientemente, permitiendo romper rocas hasta 140MPa, sin perforaciones molestas alrededor del túnel, con un resultado del corte continuo regular, el cual reduce la necesidad de sostenimiento (Lopez, 2001).

Hay dos razones para realizar excavaciones subterráneas:

- Utilización de la excavación para (almacenamiento de materiales, acceso al transporte, defensa militar, obras de construcción, etc).
- Para hacer uso del material roto (explotación minera).

En ambos casos, la operación subterránea es una parte importante de la operación: por ejemplo, en la construcción subterránea, en las centrales hidroeléctricas, donde es necesario para poder acceder a las cámaras en minería para acceder al mineral y luego iniciar la explotación.

Incluye operaciones de desarrollo y comunicaciones internas, pero también incluye fines en sí mismo, por ejemplo (túneles carreteros o ferrocarrileros y túneles hidráulicos).

El área de la sección que tienen los túneles varía de 9 m² hasta más de 100 m², en cambio la altura de los bancos tiende a variar desde 5m a 40 m. Con diámetros de perforación que van desde 32 mm a 51 mm en túneles, 51 mm



a 165 mm en bancos e incluso hasta 310 mm, por ello hay una amplia gama de parámetros a considerar (Exsa, 2006).

2.2.4. Sistema de avance.

Los sistemas de avance, así como los galerías y túneles, dependen en gran medida de los equipos de perforación con que cuenta la empresa, el tiempo disponible para las operaciones, el tipo de macizo rocoso, tipo de soporte, el circuito de la ventilación.

En las operaciones subterráneas se tiene una rotura del macizo rocoso se crea inicialmente mediante voladuras iniciadas con la cara libre seguidas de la voladura, el equipo de perforación, carguío y transporte en operaciones subterráneas son esenciales y en la mayoría de los casos en espacios muy reducidos.

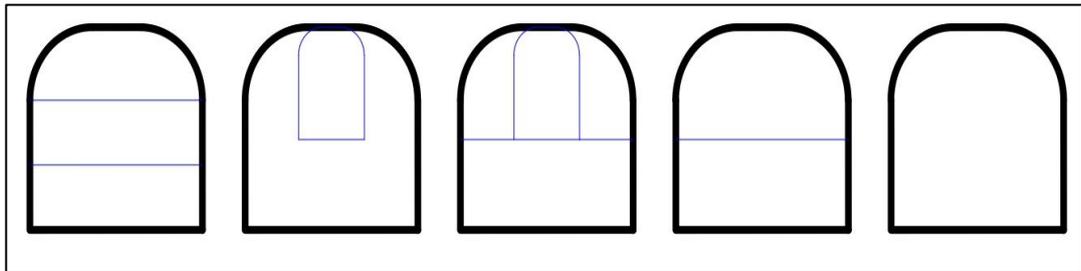
En general, el esquema de voladura para minas subterráneas es pequeño, en primer lugar, porque la voladura suele ser difícil de realizar porque no tienen una salida fácil y en segundo lugar porque se necesita lograr un tamaño de partícula pequeño de acuerdo con el equipo de carguío y transporte propio de la empresa. Otro detalle a considerar cuando se trabaja en minas subterránea y minas a tajo abierto es la toxicidad de los gases producidos por las voladuras, lo cual es muy importante y finalmente conducirá a la elección del tipo de explosivo requerido (Lopez, 2001).

En galerías y túneles, el avance lineal óptimo “máximo” está relacionado con el ancho de la labor, el resultado del avance tiene por lo menos una longitud igual a la distancia de la profundidad del taladro. También de la misma manera el

perímetro de la galería o túnel debe ser el diseñado; si es menos, hay que realizar un dequinche. En el caso si supera un cierto límite, causará problemas de costos y en algunos casos problemas de estabilidad, como se muestra en la Figura 2 (Exsa, 2006)

Figura 2

Sistema del avance en túneles y galerías.



Nota: Esquema extraído (Lopez, 2001).

2.2.5. Sistema de voladura en túnel.

Las operaciones actuales de perforación y voladura implican iniciar una cara libre cerca del centro y a su vez, detonar la roca hacia esta cara libre. La creación de tal cara libre es la etapa más importante de la operación que depende del éxito de la "voladura", ya que los taladros restantes se pueden realizar con éxito a menos que la cavidad inicial esté completamente mal realizada.

La técnica de voladura en frentes subterráneos se distingue por la ausencia que se tiene en el frente el cual es una superficie para la salida, solo se tiene el mismo frente de la operación en sí. Como enfoque nosotros tenemos que realizar un espacio vacío en el frente a consecuencia de los taladros detonados del arranque, posteriormente los demás taladros que hayamos perforado tendrán como direccionamiento en dicho espacio.



Este espacio suele tener una superficie que oscila entre 1 y 2 metros cuadrados, pero con perforaciones de mayor diámetro, esta área puede ampliarse hasta alcanzar los 4 metros cuadrados, en los arranques en abanico, los taladros abarcan la mayor parte de la sección.

La tarea de la voladura en el frente subterráneo se distingue por la ausencia inicial de una superficie de salida en el frente de la operación, a excepción por el propio frente de la labor. La estrategia se fundamenta en generar una apertura de cara libre en el frente e laboreo mediante la detonación de los primeros taladros perforados, donde se dirigen los taladros adicionales. Esta zona mencionada suele tener un área de 1 a 2 m², pudiendo llegar hasta los 4 m² con perforaciones de mayor diámetro.

A pesar de su similitud geométrica con una voladura de tajo abierto, se requiere entre 4 y 10 veces más explosivos debido a errores en la perforación, menor expansión de la roca y una inclinación relativa al eje de avance. Las interacciones entre las cargas son menores en el núcleo. En algunas áreas, se observan los efectos negativos de la gravedad, especialmente en la sección de la zapatera y/o arrastre.

Los agujeros de contorno son agujeros que definen la forma final del túnel el cual tiene un espaciamiento reducido y se realizan con dirección al macizo rocoso esto sirve para luego generar un espacio para el emboquille para la perforación. Estos agujeros se perforan con un ángulo de inclinación establecido en los parámetros de perforación (Lopez, 2001).

2.2.6. Clases de arranque y procedimientos de voladura.

La detonación de explosivos en túneles y galerías presenta mayores desafíos en comparación con las voladuras en superficie, principalmente debido a que el frente de excavación es la única área libre disponible. Esto conlleva consumos específicos elevados y una alta confinación de las cargas explosivas. Además, las dimensiones de las rocas fracturadas son reducidas al inicio, lo que requiere explosivos con una insensibilidad suficiente para prevenir la transmisión de la detonación, que debe ser superior a los 3.000 m/s.

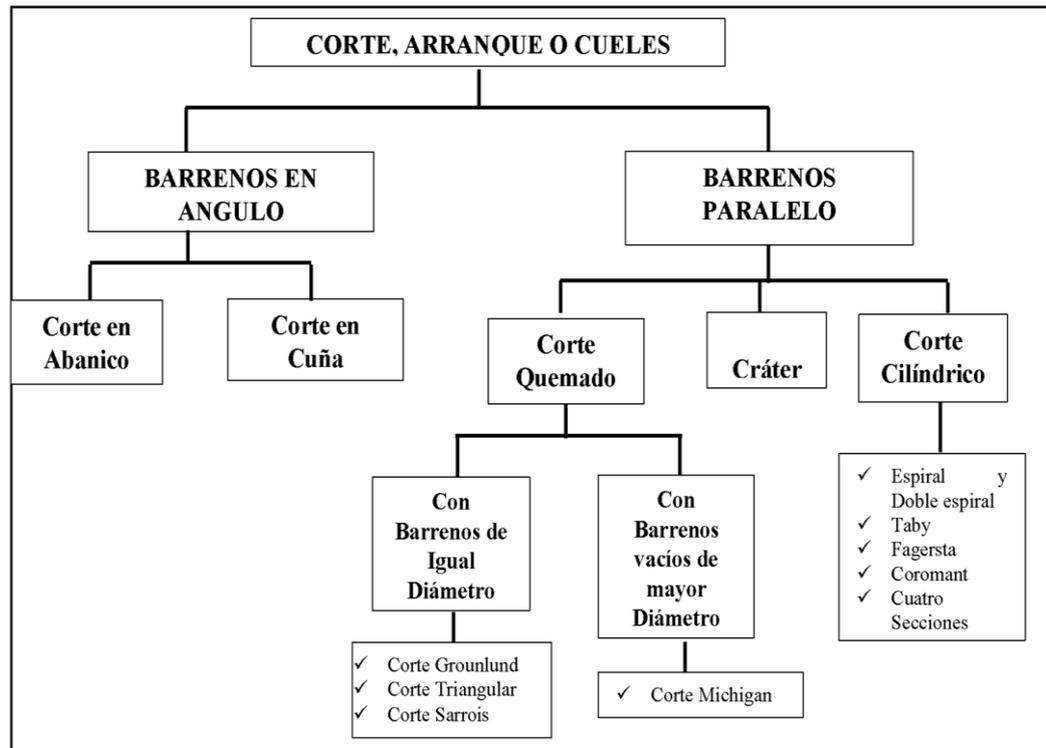
Para lograr la prevención del efecto canal que se tiene en los explosivos contenidos en barrenos con un diámetro amplio, se busca evitar que los gases de la explosión compriman los cartuchos contra la pared del barreno por delante de la onda de choque, lo que podría generar la destrucción de los puntos calientes o un aumento excesivo en la densidad del explosivo.

La voladura en galerías y tuneles es mucho mas dificil que hacerlo en bancos porque la unica superficie libre es el frente de la operación, el consumo de unidades de carga es alto, asi como su confinamiento, ya que el tamaño de las piedras iniciales de la cara libre generada es pequeño, es por ello que se conoce dos tipos de arranque: arranques de taladros paralelos y arranque de taladros en angulo el cual se aprecia en la figura 3,

Los arranques paralelos se emplea en operaciones tipo mecanizada y semi mecanizada, mientras que el arranque en angulo se emplea se emplea en excavaciones pequeñas y esta en desuso por su complejidad.

Figura 3

Categorización de los arranques, cortes o cueles.



Nota: Esquema extraído (Lopez, 2001).

2.2.7. Arranque de taladro en ángulo.

El método de iniciar los taladros en paralelo es el más comúnmente utilizado en proyectos de perforación, mientras que el arranque de taladro en ángulo ha caído en desuso debido a la complejidad de la perforación y se emplea principalmente en excavaciones de menor escala.

2.2.8. Arranque de taladro paralelo.

En nuestro estudio sólo se considerarán el arranque de taladros paralelos, debido a la mayor flexibilidad de su uso.



a) Arranque quemado.

Los taladros iniciales realizados son paralelos y tienen un diámetro perforado uniforme en algunos de ellos contienen grandes cantidades de explosivos para mejorar la eficiencia, mientras que otros están vacíos, con una alta concentración de carga.

La roca triturada se compacta en la parte más interna del arranque, lo que no favorece las condiciones adecuadas para la salida de los explosivos, a diferencia de lo que sucede con el arranque cilíndrico, los avances son reducidos y no superan los 2,5 m como la figura 4 (Lopez, 2001).

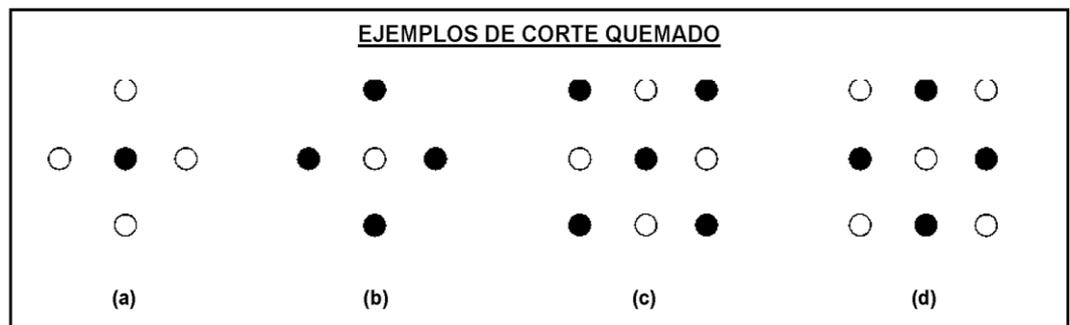
Consiste en realizar una secuencia de taladros colocados en paralelo y con distancia mínima entre sí para formar un espacio inicial, algunos no contienen carga explosiva, lo que proporciona una cara libre que facilita la expansión de la detonación.

Estas ranuras se emplean en túneles de tamaño pequeño y mediano, de hasta 5,5 m de diámetro, debido a la concentración de taladros en el área de la ranura (Enaex, 2014).

El arranque o corte quemado es la aplicación de perforaciones iniciales en el centro de la labor donde se tiene en consideración un diámetro de igual al taladro de alivio con los taladros del arranque, como se aprecia en la figura 4.

Figura 4

Tipos de cortes quemados.



Nota: Esquema extraído (Exsa, 2006).

b) Arranque cilíndrico.

Este método de corte conserva la disposición idéntica al corte quemado, excepto que afecta a uno o más taladros centrales de mayor diámetro que los demás, lo que facilitan una cavidad cilíndrica. Por lo general, proporciona más avance.

El Burden que se tiene con el taladro de alivio con el taladro cargado es crucial para este tipo de arranque, la cual puede ser estimada por la siguiente fórmula B: $0,7 \times \emptyset$ taladro perforado en el centro.

Cuando el Burden es mayor que el doble del diámetro efectivo (\emptyset_e), el ángulo de salida resulta demasiado estrecho, lo que ocasiona una deformación plástica en la roca de los 2 taladros. Por otro lado, si el Burden tiende a ser menor que el diámetro efectivo (\emptyset_e), pero la carga está muy concentrada, se produce una sinterización en el macizo rocoso, lo que conduce a una falla en el arranque.

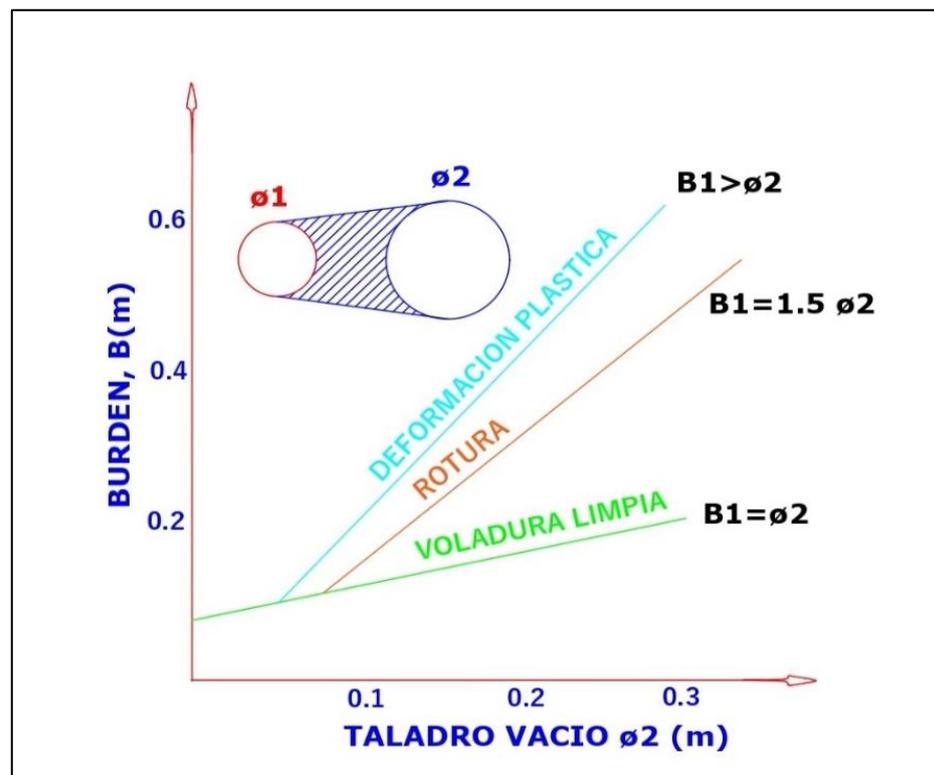
El cálculo de Burden debe basarse en el hecho de si tenemos una desviación del taladro en “0,5% - 1,0%” por ello que el resultado del

Burden tiende a ser " $B_e: 1,5*\phi_e$ " si tiende a ser mayor que o tiende a ser igual a 1,0 % nos da como resultado que el Burden es " $B_e:1,7*\phi_e$ ", lo podemos apreciar en la figura 5.

En la siguiente figura 6 muestra los resultados de las pruebas realizadas a diferentes distancias del taladro cargado con el taladro vacío, Esto simplifica los cálculos de diseño al considerar los resultados de estas pruebas, las cuales se llevan a cabo para determinar el burden adecuado y el diámetro del taladro vacío especificado.

Figura 5

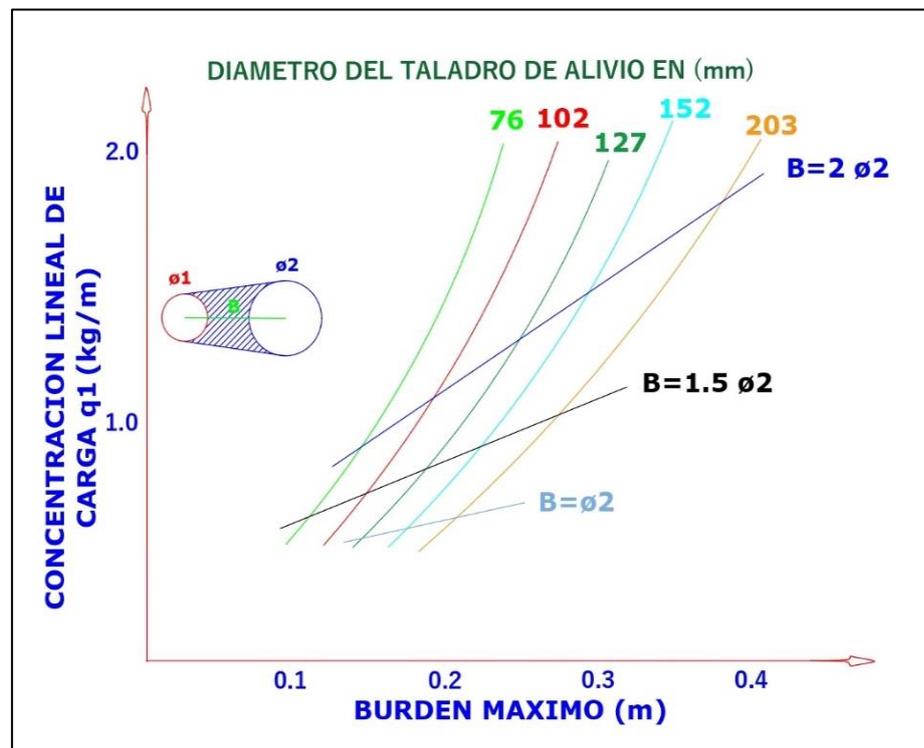
Separación entre taladros con explosivos y taladros vacíos.



Nota: Esquema extraído (Lopez, 2001).

Figura 6

Carga lineal de carga(kg/m) vs burden máximo(m).



Nota: Esquema extraído (Lopez, 2001).

Hoy en día, este tipo de corte es el más utilizado en galerías y túneles, independientemente de su tamaño. Esto se considera un perfeccionamiento, desarrollo del corte “arranque” quemado.

Consiste en uno o dos taladros vacíos las cuales se rompen gradualmente todos los taladros en ese sentido, los taladros de la sección transversal están muy juntos, paralelos, alineados por lo que a menudo se tiene que realizar un control del paralelismo.

El método de corte cilíndrico según el enfoque de Holmberg se divide en cuatro segmentos debido a su simplicidad en el diseño y la ejecución. Los métodos de cálculo de cargas y esquemas para este corte y el resto de las



secciones del túnel corresponden a teorías suecas recientemente actualizadas por (Holmberg R. , 1979).

2.2.9. Denominación y distribución de los taladros.

Los taladros se organizarán concéntricamente, con los situados en el centro del frente de operación, como se muestra en la Figura 7, de la siguiente manera:

- **Los cueles o arranque.**

Son los taladros perforados en el centro, los cuales son detonados primero formando una cavidad inicial, generalmente se cargan con una cantidad de explosivos de 1,3-1,5 veces mayor que los demás.

- **Las ayudas.**

Estos son los taladros perforados que se ubican alrededor de la sección del arranque y tiene una salida en sentido a la rotura inicial de la labor. Según las dimensiones y disposición del frente, el número y disposición de estos varían, al igual que el taladro de 1° ayuda (contra cueles), 2° y 3° ayuda (taladro de franqueo o destrozo).

- **Los cuadradores.**

Son taladros ubicados en los hastiales lo cual conforma los flancos del área de perforación.

- **Los techos o alzas**

Forman la bobeda o techo del frente de operación, también se conoce como los taladros ubicados en la parte superior “corona”. En la detonación de

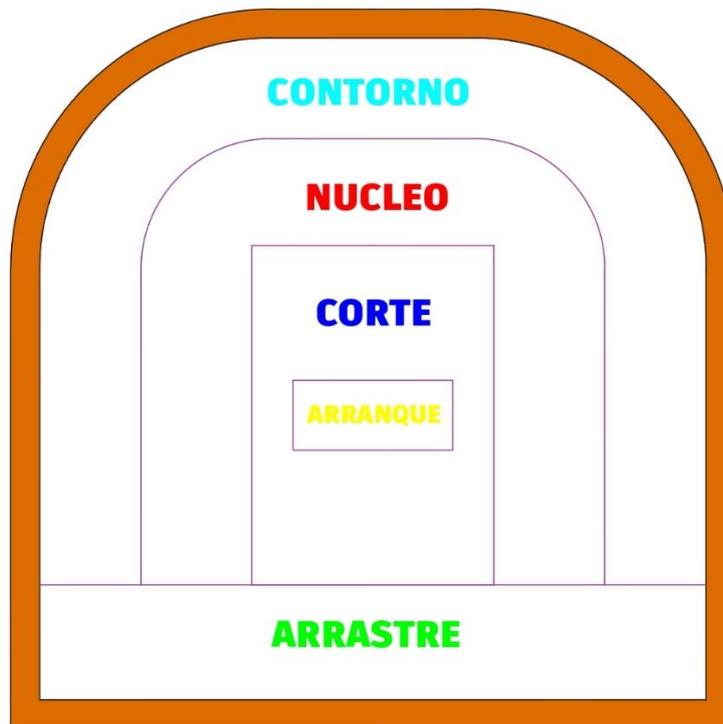
smooth blasting o recorte se detona los cuadradores y alas juntos en forma instantánea, conociéndose como taladros periféricos.

- **El pisos o arrastre.**

Estos taladros son los que ubican en el suelo “piso” de la galería o túnel; activándose al final de toda la detonación. Los nombres de las zonas se muestran en la Figura 7.

Figura 7

Zonas de los taladros.



Nota: Esquema extraído (Holmberg, 1979).

2.2.10. Perforación y voladura.

Bernaola, Castilla, & Herrera, (2013), las operaciones realizadas en diferentes rubros como son la perforación y voladura el cual es una



técnica utilizada para extraer roca de un terreno adecuado y/o competente. Entonces en base a lo mencionado, esta técnica tiende a ser aplicado en cualquier método de desarrollo, ya sea en operaciones mineras o construcción civil donde se requiera realizar el desplazamiento de tierra, se utilizará la técnica de perforación y voladura en roca. Esta técnica implica la colocación estratégica de explosivos para que su detonación produzca la energía requerida para fracturar la roca. Por lo tanto, se diferencian dos etapas distintas en este proceso: el diseño del plan de voladura y la ejecución de la perforación y la voladura.

2.2.11. Coeficiente de roca.

El coeficiente "c" es una forma empírica sobre el número de explosivos necesarios para lograr remover una dimensión de 1 m³ de roca; experimentos de campo donde se determinaron los valores de "c" con la geometría de la explosión de bancos, por lo tanto, la constante se determina de esta manera para la roca en los túneles. Las pruebas de estallido para determinar la constante "c" fluctúan muy poco al realizar voladuras en granito quebradizo con c: 0,2, en la mayoría de las rocas, desde areniscas hasta granitos más homogéneos, se encuentran valores de "c" que oscilan entre 0,3 y 0,4 kg/m³ para condiciones suecas c = 0,4; y se utiliza en la actualidad (Agreda T., 1993).

2.2.12. Agentes relacionados con la voladura.

Existen múltiples factores o variables que inciden directa o indirectamente en la voladura y están interconectados o relacionados entre sí; algunos de ellos pueden ser controlados, como también otros no, como por ejemplo las características geológicas que se tiene en el tipo de roca, así como las propiedades



de los explosivos, se han reconocido diversos elementos que tienen un impacto directo o indirecto en el proceso de voladura.

a) Parámetros del macizo rocoso.

Propiedades físicas:

- Dureza: Describe la dificultad aproximada de realizarle una perforación.
- Tenacidad: Representa de manera cercana la resistencia a la rotura bajo fuerzas de compresión, impacto, tensión que van desde friable (suave), intermedio hasta tenaz (duro).
- Densidad: Proporciona una estimación cercana de lo difícil que es para lograr detonarla y oscila entre 1 g/cm^3 - 4.5 g/cm^3 en promedio. Las rocas densas también demandan explosivos de acción rápida para su fragmentación, y se determina según la Ecuación 4.

$$D: \frac{\text{Peso}}{\text{Volumen}} \left(\frac{\text{g}}{\text{m}^3} \right) \quad \text{Ec. N}^\circ 04$$

- Textura: La configuración constante de los cristales o partículas y su nivel de compactación o adhesión también influyen en su susceptibilidad a la ruptura.
- Porosidad: Se refiere a la relación entre los espacios vacíos o porosidades y la capacidad de retención de agua del material.
- Variabilidad: Es el índice de anisotropía o heterogeneidad por que el macizo rocoso no es homogéneo en la textura y composición.



Grado de alteración: Son las alteraciones provocadas por la acción de las aguas subterráneas, la intemperie y los fenómenos geológicos, que alteran o transforman el material.

Propiedades de resistencia dinámica o elásticas de las rocas:

- Frecuencia sísmica: Se entiende como la velocidad con que las ondas logran atravesar el material rocoso.
- Resistencia mecánica: Se entiende como la resistencia que se tiene de las fuerzas de tensión y compresión.
- Fricción interna: Es la capacidad de las superficies internas para desplazarse cuando se someten a esfuerzos, “rocas estratificadas”.
- Módulo de Young: Se refiere a la resistencia elástica a la deformación.
- Ratio de Poisson: Puede describirse como la longitud de la extensión en la dirección longitudinal del material, cuando se aplica una tensión o concentración en la dirección transversal.
- Impedancia: Se refiere a la comparación entre la densidad de la roca y su velocidad sísmica respecto a la densidad del explosivo y su velocidad de detonación. En general, las rocas con mayor velocidad sísmica suelen necesitar explosivos de mayor velocidad de detonación.

Condiciones geológicas:

- Estructura: Es un método para representar las características y la estructura de las rocas en función de su origen y cómo se formaron, como por ejemplo los estratos y los macizos.



- Grado de fisuramiento: Se refiere a la magnitud de las grietas naturales en las rocas, así como a la dirección (buzamiento y rumbo) de los patrones de fracturas y la separación entre ellos, junto con los diferentes tipos de rellenos de las grietas y discontinuidades, los cuales tienen una gran relevancia.
- Presencia de agua: Esta característica tiene repercusión del explosivo a utilizar.

b) Parámetro de los explosivos físico - químicas.

- **Densidad.**

Se expresa en g/cm^3 y representa el peso específico, donde una mayor densidad implica una mayor potencia explosiva. Esta cifra varía entre 0,7 y 1,6 g/cm^3 , siendo que todos los explosivos tienen una densidad crítica por encima de la cual dejan de explotar.

- **Simpatía o transmisión.**

Transmite la onda de detonación en la columna de carga, para asegurar que la columna de carga explote por completo se debe tener una buena simpatía.

- **Resistencia al agua,**

Se refiere a la habilidad para conservar sus propiedades incluso después de estar expuesto al agua durante largos períodos, y puede variar desde nula hasta excelente.



- **Energía del explosivo.**

Se calcula sobre la base de sus características, aplicada al cálculo de su rendimiento de trabajo.

- **Sensibilidad a la iniciación.**

Los tipos de explosivos requiere un cebo o iniciador para detonar (generalmente se refiere al detonador número 8 para calificar como alto explosivo “sensibles” también a se trata de los explosivos que son poco sensibles, el cual requiere un iniciador de más potencia.

- **Volumen normal del gas.**

La magnitud de gas generada al detonar 1 kg de explosivos a 0 °C y 1 atmósfera de presión, expresada en litros por kilogramo (l/kg), proporciona una estimación de la energía disponible requerida para llevar a cabo el trabajo, y típicamente varía de 600 a 1000 l/kg.

- **Presión de taladro.**

Se expresa en kg/cm², Kbar, Mpa, es la fuerza de empuje del gas a la pared de los taladros.

- **Categoría de humos.**

Para calificar su categoría de toxicidad va en relación al factor de seguridad, todos los explosivos emiten gas CO.



c) Planificación de etapas de excavación.

El análisis de factores presentados anteriormente ayuda a identificar criterios clave para el diseño e implementación de operaciones de perforación y voladura.

- Características de la maquina perforadora.
- Plan de perforación.
- Dimensión de las voladuras.
- Secuencia de encendido y tiempo de retardo.
- Explosivos y accesorios.
- Dirección de avance.
- Diámetro de perforación,
- Entre otros factores.

2.2.13. Selección de explosivo.

La elección del tipo de explosivo es un elemento muy importante en el ámbito de la voladura, las personas que usan explosivos a menudo caen en el hábito y la ilusión de costos bajos y mínimos lo que ocasiona problemas en la voladura (Rodríguez, 2011).

Precio del explosivo.

Naturalmente, el costo de los explosivos es un factor crucial en la selección; en esencia, se debe optar por el explosivo más económico que permita realizar el trabajo.



Diámetro de carga.

En cuanto a la velocidad de detonación, depende mucho del diámetro, los explosivos pulverulentos encartuchados y gelatinosos se siguieron utilizando de pequeño diámetro, pero de mediano calibre hasta siendo reemplazados por emulsión encartuchado e hidrogeles.

Volumen de roca a detonar.

El consumo de explosivos necesario en las operaciones se determina según el volumen de excavación y el ritmo de trabajo.

Condiciones de seguridad.

El equilibrio a veces es difícil de conseguir con los explosivos, los explosivos de gelatinas son muy sensibles, pero si por alguna razón queda restos de explosivo en la pila de escombros y se suele usar equipo pesado como tractores de orugas o máquinas para excavar.

Es posible que se produzca una explosión, representando un peligro para el trabajador, este problema se ha resuelto con hidrogeles y emulsiones que no son sensibles al impacto, la fricción y la estimulación subsónica, pero tienen suficiente sensibilidad para empezar.

Problema de suministro.

Se debe tener en cuenta la disponibilidad real según la ubicación del sitio y los puntos de suministro de explosivos, además siempre que sea posible deben tenerse en cuenta la vida útil y las características de los explosivos de cualquier producto.

a) Especificaciones técnicas de los explosivos utilizados en este estudio.

La empresa Ciemsa, de la contrata Promin, los explosivos usados son: el Emulnor :5000,3000,1000, carmex, fulminante N° 8, mecha rápida.

Las emulsiones adquiridas en el proyecto Pomasi son de los explosivos Famesa en la siguiente tabla 1, se detallan sus características.

Tabla 1

Características del Emulnor FAMESA

Características del Emulnor.	Unid.	Emulsiones de Famesa		
		Emulnor 1000	Emulnor 3000	Emulnor 5000
Densidad relativa	g/cm ³	1,13 +/-	1,14+/- 5%	1,16+/- 5%
Velocidad de detonación	m/s.	5800+/-	5700 +/-	5500 +/-
confinado*		300	300	300
Presión de detonación	KBar	95	93	88
Energía	Kcal/kg	785	920	1010
Potencia relativa en peso	%	87	102	112
Potencia relativa en vol.	%	120	142	159
Resistencia al agua		Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos		Primera	Primera	Primera
Sensibilidad al fulminante		N° 8	N° 8	N° 8

Nota: Esquema extraído (Famesa,2023)

b) Accesorios de voladura.

Fulminante.

Las cápsulas están compuestas por una cubierta de aluminio que contiene tres cargas, siendo la primera una mezcla de ignición diseñada para capturar la llama de la mecha de seguridad, el segundo es la carga que inicia a la que convierte la combustión en explosión y la tercera la carga principal, el cual da inicio al alto

explosivo a su vez en este último se diferencian los números 6, 8 y 12 correspondientes a gramos de asido de plomo o fulminato de mercurio ver en la figura 8.

Figura 8

Fulminante.



Nota: Esquema extraído (Rivera, 2019)

Carmex

Carmex fue concebido como un sistema de iniciación seguro y efectivo para aplicaciones convencionales, el cual incluye las siguientes partes: fulminante N° 8, conector y block de retención, mecha de seguridad.

Es un dispositivo de seguridad fabricado en plástico que tiene la función de asegurar la mecha rápida, el carmex es ensamblado por personal especializado mediante maquinas fijadoras, asegurando el apriete del Fulminante con la mecha de seguridad y el conector.

Figura 9

Carmex.



Nota: Esquema extraído (Rivera, 2019)

Mecha rápida

La mecha rápida forma parte de un método tradicional de detonación de explosivos y está compuesta por material pirotécnico, dos cables y un revestimiento de plástico exterior. Su uso está recomendado en un rango de temperatura de 0 a 35 grados centígrados, el cual tiene la función de iniciar al carmex de la voladura como se muestra en la figura 10.

Figura 10

Mecha rápida.



Nota: Esquema extraído (U.M Pomasi, 2022)



2.2.14. Procedimiento del área, perímetro, N° taladros, avance lineal.

Procedimiento para el área (m²).

Para planificar las actividades de perforación y voladura, es necesario inicialmente establecer una sección transversal de la labor de operación como también establecer el área de perforación. Por ello estos valores constituirán como los primeros parámetros utilizados en el diseño que se emplearán en los posteriores cálculos, los cuales se llevan a cabo mediante la siguiente fórmula:

$$Area (S) = \left(\frac{\pi r^2}{2}\right) + (r(A - (2r))) + (A(H - r)) \quad \text{Ec. N°06}$$

S: Área de la labor.

A: Ancho de la labor.

H: Alto de la labor.

r: Radio del arco de la bóveda de la labor.

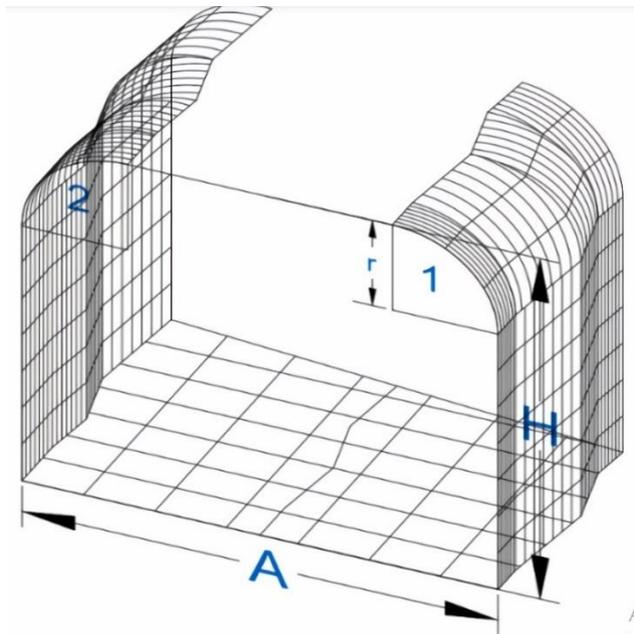
π : Constante

Procedimiento para el perímetro de la labor (m).

El perímetro de la sección de excavación se determina mediante una fórmula específica que se ajusta a la forma del túnel. Este cálculo es fundamental para las siguientes etapas de diseño y se obtiene utilizando la ecuación correspondiente, la cual varía según la configuración de la sección del túnel. La figura 11 ilustra este proceso.

Figura 11

Cálculo del perímetro de la sección del túnel (m).



Nota: Esquema extraído (Choque, 2017)

$$P_{\text{Perímetro}}: (\pi r) + 2x(H_{\text{Túnel}} - r + 2x(A_{\text{Túnel}} - r)) \quad \text{Ec. N}^{\circ}07$$

P: Perímetro de la labor.

A: Ancho de la labor.

H: Alto de la labor.

r: Radio del arco de la labor.

π : Constante.

Procedimiento de la cantidad de taladros.

Determinamos el número de taladros empleando la misma fórmula utilizada previamente en nuestra excavación. Además, se tiene en cuenta una constante que se ajusta según el tipo de roca, por lo que es importante seleccionar los datos apropiados que correspondan a las propiedades de la roca, el cual se indica en la tabla 2.

Tabla 2*Relación entre la distancia y la dureza del macizo rocoso.*

Distancias de los taladros			
Roca dura. (m)	0,5	0,55	0,53
Roca intermedia. (m)	0,6	0,65	0,63
Roca suave.	0,7	0,75	0,73

La Tabla 3 presenta los coeficientes "C" o factores de roca según el tipo de roca presente en el frente de trabajo. En nuestra situación, consideramos una roca de dureza intermedia y utilizamos el valor adecuado para calcular la cantidad de taladros.

Tabla 3*La correlación entre la dureza de la roca y el factor de roca.*

Factor o coeficiente de roca "c"	
Roca dura.	2
Roca intermedia.	1,5
Roca suave.	1

$$N^{\circ}_{Tal.} = \left(\frac{P}{dt}\right) + (S * C) \quad \text{Ec. N}^{\circ}08$$

P: Perímetro de la labor.

S; Área de la labor.

Dt: Distancia entre taladros.

C: Coeficiente o factor de roca.

π : Constante



$$L: 0,15 + 34,1x(\phi_e) - 39,4x(\phi_e)^2$$

Ec. N°10

L: Longitud del taladro en relacion al ϕ_e .

ϕ_e : Diámetro equivalente.

Procedimiento de la longitud de avance "L".

La longitud de avance generado por la voladura se encuentra restringido por dos factores principales: el diámetro del orificio de expansión y la desviación del taladro. Si la desviación del taladro permanece por debajo del 2%, el avance "L" puede aproximarse al 95% de la profundidad "H". Para calcular esta relación, se empleará la fórmula proporcionada en la ecuación N°11.

$$L: 0,95 H$$

Ec. N°11

L: Longitud del taladro .

H: Longitud de la barra efectiva.

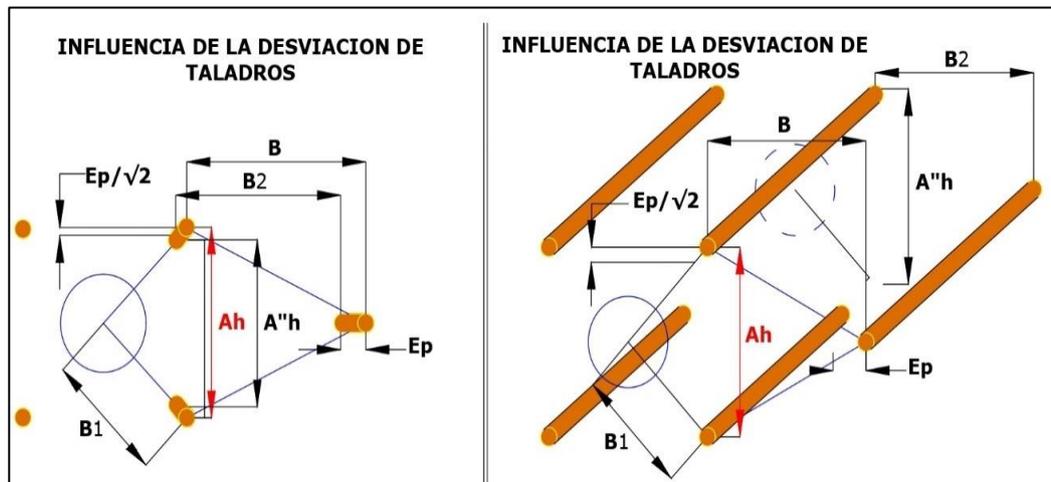
Procedimiento del error de perforación " Ψ ".

El error de perforación afecta al diseño de la malla y se aprecian en variaciones del espaciamiento, burden y que también afectan al tamaño de la fragmentación, avance del disparo y se relacionan directamente con la eficiencia del disparo.

Mientras mayor sea la desviación o error, menor será la eficiencia de del disparo y viceversa, este error se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación, la cual debe ser considerar en el diseño, ver Figura 13.

Figura 13

Influencia de la desviación de taladros.



Nota: Esquema extraído (Choque, 2017)

$$\Psi: (\alpha L) + e$$

Ec. N°12

Ψ : Error de perforación.

L : Profundidad del taladro.

α : Desviación angular.

e : Error de empuje o emboquille.

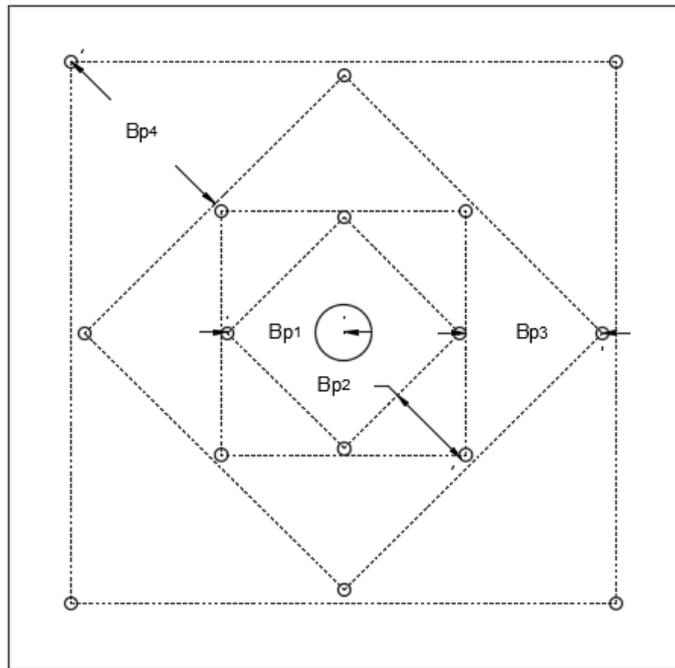
2.2.15. Procedimiento del diseño de arranque.

Lopez (2001), para realizar el diseño nos indica que la disposición general del arranque empleado el cual cuenta con 4 secciones que tienen los taladros paralelos se ilustra en la siguiente figura 14 a continuación.

La distancia desde el taladro central hasta el taladro de la primera sección no debe ser mayor que $1,7 \varnothing e$ para lograr un rendimiento satisfactorio de la voladura y fragmentación del frente. (Langefors y Kihlstrom, 1963).

Figura 14

Diseño de arranque con 4 secciones.



Nota: Esquema extraído (Lopez, 2001).

La fragmentación varía ampliamente según el tipo de explosivo, las propiedades de la roca y la distancia entre los taladros de alivio y los cargados (Lopez, 2001).

Procedimiento del " B_e " mediante el principio de longitud de arco.

El B_{eq} representa la distancia desde el taladro cargado hasta el diámetro equivalente de un centro a otro, y se calcula de acuerdo con las especificaciones de este diseño.

$$B_{e \text{ máx}}: 1,7 \phi_e$$

Ec. N°13

$B_{e \text{ máx}}$: Burden equivalente.

π : Constante.



\emptyset_e : Diámetro equivalente.

Procedimiento para el burden práctico " B_p ".

$$B_p : B_{e \text{ Máx}} - \Psi \quad \text{Ec. N}^\circ 14$$

B_p : Burden práctico "arranque".

$B_{e \text{ Máx}}$: Burden máximo "arranque".

Ψ : Error de perforación.

Procedimiento de la medida " X_a " " X_b " del ancho de abertura " A_{h0} ".

$$A_{h0} : \emptyset_p + \emptyset_a + (2B_p) \quad \text{Ec. N}^\circ 15$$

\emptyset_p : Diámetro taladro de producción.

\emptyset_p : Diámetro de taladro de alivio.

B_p : Burden práctico.

El A_{h0} es el espacio creado por la explosión del taladro de arranque la cavidad quedara vacío después de que los cuatro taladros completen su detonación.

Procedimiento de "C.E" con la ecuación modificada de Ashby.

$$CE : \frac{0,56 * \rho_r * TAN\left(\frac{GSI+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-RQD}{3,3}}} \quad \text{Ec. N}^\circ 16$$

CE: Consumo específico de explosivos.

ρ_r : Densidad de la roca .

GSI: De acuerdo a la caracterización geomecánica.



RQD: De acuerdo a la caracterización geomecánica.

Procedimiento para la constante de roca "C" sueco.

$$C: 0,8784 (CE) + 0,052 \quad \text{Ec.N}^\circ 17$$

C : constante de roca.

CE : Consumo específico de explosivos.

Procedimiento del factor de roca " AF_{roc} "

$$AF_{roc}: 96,667x(CE)^3 - 138,5x(CE)^2 + 75,883xCE - 4,41 \quad \text{Ec. N}^\circ 18$$

AF_{roc} : Factor de la roca.

CE : Consumo específico de explosivos.

Procedimiento factor de energía:

$$F.E : 30xCE \quad \text{Ec. N}^\circ 19$$

$F.E.$: Factor de energía.

CE : Consumo específico de explosivos.

Procedimiento de la longitud de taco.

$$L_{Taco}: 10x\phi_p \quad \text{Ec.N}^\circ 20$$

L_{Taco} : Espacio o Longitud donde se coloca material inerte "taco".

ϕ_p : El diámetro del taladro de producción.

Procedimiento para la " L_c " longitud de carga del arranque.

La longitud del explosivo indica que longitud del taladro " L_c " llevará explosivos, tomando en cuenta el factor de confinamiento de explosivos y se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:



$$L_C: L - L_{Taco}$$

Ec. N°21

L_C : Longitud con explosivo.

L : Profundidad del taladro.

L_{Taco} : Espacio de material inerte "taco" .

Procedimiento de la cantidad de cartuchos por taladro en el arranque.

Se tiene en cuenta el número de cartuchos por taladro que se utilizarán durante el carguío, dependiendo del tipo de explosivo que se utilizará en las primeras etapas del arranque, teniendo en cuenta la potencia relativa del explosivo:

$$N^{\circ}: \frac{L - (0,5B_e)}{L_{Cartucho}}$$

Ec. N°22

N° : Numero de cartuchos..

L : Longitud de profundidad..

B_e : Burden equivalente.

$L_{Cartucho}$: Longitud del cartucho.

Procedimiento para la masa explosiva utilizado en el arranque.

Esta es el número de explosivos utilizados en los taladros de arranque "Kg". Se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$Q_e: q_0 L_{Cart.} N^{\circ}$$

Ec. N°23

Q_e : Masa del explosivo/taladro.

q_0 : La densidad de carga inicial "arranque".

$L_{Cartucho}$: Longitud del cartucho.

N° : Numero de cartuchos/taladro.

Determinación de la fragmentación con el modelo Kuz Ram.

El resultado ilustra el nivel de fragmentación del macizo rocoso tras la explosión, anticipando el tamaño de los fragmentos para evitar complicaciones de banqueo, ya que este material será retirado del frente mediante tolvas y posterior tendrá que atravesar una parrilla de abertura de 20 cm.

$$X: A_{F.roc} x (CE)^{\frac{4}{5}} x (Q_e)^{\frac{1}{6}} x \left(\frac{115}{RWS_{EXPLO}} \right)^{\frac{19}{30}} \quad \text{Ec. N}^{\circ} 24$$

X : El tamaño de la fragmentacion.

$A_{F.roc}$: El factor de roca.

Q_e : La masa del explosivo.

RWS_{ANFO} : PRP del explosivo a emplear

K : C. E: Factor triturante.

2.2.16. Procedimiento para las ayudas del arranque.

Cálculo de " B_{max1} " del 1° cuadrante.

Para calcular las siguientes secciones, considere que ya se tiene la abertura de ancho (A_{h0}). Se tiene la concentración lineal de los explosivos en el arranque (q_0), así que calculamos el valor de burden del primer cuadrante según la fórmula:

$$B_{max1}: 0,088x \left[\sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_p * C}} \right] \quad \text{Ec. N}^{\circ} 25$$

B_{max1} : Burden máximo del primer cuadrante.

A_{h0} : Ancho de abertura del taladro del arranque.



q_0 : Densidad de carga según especificación de explosivo.

RWS_{ANFO} : PRP del explosivo

ϕ_p : El diámetro del taladro de producción.

C: La constante de roca Suecia.

Procedimiento del " B_{p1} " del 1° cuadrante.

El B_{p1} es la medida sobre el cual se plasmara el 1er cuadrante medida desde A(h 0).

$$B_{p1}: (B_{max1} - \Psi) \quad \text{Ec. N°26}$$

B_{p1} : Burden práctico del primer cuadrante.

B_{max1} : Burden práctico del primer cuadrante.

Ψ : El error de perforación.

Procedimiento de la longitud " X_c " y " X_d ":

$$X_c: X_d : \text{sen } 45^\circ \left(\frac{\phi_e}{2} + B_{max} \right) + B_{p1} \quad \text{1er cuadrante.} \quad \text{Ec. N°27}$$

$$X_c: X_d : \frac{A_{h0}}{2} + B_{p1} \quad \text{2do, 3er, 4to cuadrante.}$$

$X_c: X_d$: Distancia de la línea A(ho) hasta el primer cuadrante.

ϕ_e : Diámetro equivalente de la simulación del taladro de alivio.

B_{max} : Burden máximo del primer cuadrante.

B_{p1} : Burden práctico del primer cuadrante.

A_{h0} : El ancho de abertura del taladro de arranque.

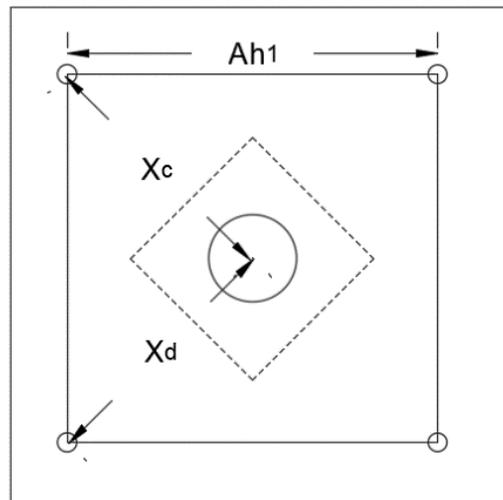
Procedimiento del ancho del 1° cuadrante.

Es la medida del ancho desde una esquina a otra de la sección que resulta de la voladura del arranque, comenzando desde el primer cuadrante y progresando hasta el último.

Para determinar esta apertura, se utiliza el teorema de Pitágoras, como se aplica en la figura 15.

Figura 15

Medida de la abertura del primer cuadrante.



Nota: Esquema extraído de (Rivera, 2019)

$$A_{h1} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2} \quad \text{Ec. N}^\circ 28$$

A_{h1} : Ancho del primer cuadrante.

X_c, X_d : Medida de la línea de (A_{h0}) hacia las esquinas.

Procedimiento para la cantidad de cartuchos/ taladro del 1° cuadrante.

$$N^\circ = \frac{L - (0,5B_{\max})}{L_{\text{Cartucho}}} \quad \text{Ec. N}^\circ 29$$



N° : Numero de cartuchos/taladro.

L : Longitud del taladro.

B_{max} : Burden máx.

$L_{Cartucho}$: Longitud del cartucho.

Comprobación para determinar si se necesita más cuadrantes.

Se establece utilizando la ecuación siguiente:

$$A_h \leq \sqrt{L} \quad \text{Ec. N}^\circ 30$$

A_h : Ancho del ultimo cuadrante.

L : Longitud del taladro.

La dimensión horizontal del último cuadrante, " A_h1 ", es equivalente al ancho de la apertura del primer cuadrante, siempre y cuando no sobrepase la raíz de la longitud del taladro. En caso contrario llegue a sobrepasar por ende no se requiere diseñar cuadrantes adicionales.

2.2.17. Procedimiento para los taladros de las paredes o hastiales.

Se requiere ajustar la constante de roca o coeficiente " C ", para lo cual se determina el valor máximo de B utilizando la siguiente fórmula:

$$B \leq 0,6xL \quad \text{Ec. N}^\circ 31$$

L : Longitud o profundidad del taladro .

Este resultado señala el intervalo dentro del cual se puede ajustar el coeficiente de roca (C)

$$B \geq 1,4m \quad C': C+0,05$$



Si B:

$$B < 1,4m \quad C': C + \frac{0,07}{b}$$

En el taladro de los hastiales, tenemos el agujero que ha sido creado por el arranque hasta el último cuadrante, por lo que para el cálculo contamos con los parámetros listados en la tabla 4. Los datos permiten simplificar y Obtendremos resultados prácticos para el diseño de la disposición de perforación y voladura. Además, emplearemos los datos proporcionados en la tabla 2.3 para realizar los cálculos.

Tabla 4

Valores y constantes de fijación.

Dirección de salida de los taladros	Fact. de fijación	Relación. "S/B"
Hacia arriba y horizontalmente	1,45	1,25
Hacia abajo	1,20	1,25
En taladros de la corona		0,80
En taladros del piso		1,0

Procedimiento para los taladros de ayuda de los taladros de los hastiales.

Procedimiento para el B máx. de la ayuda de hastiales.

$$B_{\text{Max ayuda hastiales}}: 0,9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ec. N}^\circ 32$$

$B_{\text{máxAst}}$: Burdem máximo del tercer cuadrante.

q_0 : Densidad de la carga inicial "arranque".



RWS_{ANFO} : PRP del explosivo a usar.

f: Factor de fijación .

$\frac{S}{B}$: Factor de fijación "tajeo horizontal".

Procedimiento para el B practico de la ayuda de hastiales.

$$B_{p \text{ ay hast}} = \frac{(A_{\text{túnel}} - A_{h3})}{4} \quad \text{Ec. N}^{\circ}33$$

A_{h3} : Ancho de abertura del tercer cuadrante.

$A_{\text{Túnel}}$: Ancho del frente.

Procedimiento para el numero de taladros de la ayuda de hastiales.

$$N^{\circ} \text{ tal ay hast} = \left(\frac{A_{\text{túnel}} - A_{h3}}{\frac{S}{B}} \right) + 2 \quad \text{Ec. N}^{\circ}34$$

$N^{\circ} \text{ tal ay hast}$: Cantidad de taladros de ayuda en los hastiales.

A_{h3} : Ancho de abertura del tercer cuadrante.

$\frac{S}{B}$: Factor de fijación "tajeo horizontal".

Procedimiento para el espaciamento de los taladros de ayuda del hastial.

$$S_{\text{ay hast}} = \left(\frac{A_{h3}}{N^{\circ} \text{ tal ay hast} - 2} \right) \quad \text{Ec. N}^{\circ}35$$

$S_{\text{ay hast}}$: Espaciamento de taladros de ayuda en los hastiales.

A_{h3} : Ancho de abertura del tercer cuadrante.

$N^{\circ} \text{ tal ay hast}$: Numero de taladros de ayuda de los hastiales.



Procedimiento para el numero de cartuchos de los taladros de ayuda de los hastiales.

$$N^{\circ}: \frac{L - (0.5B_{\max \text{ ay hast}})}{L_{\text{Explosivo}}} \quad \text{Ec. N}^{\circ}36$$

$B_{\max \text{ ay hast}}$: Burden maximo de ayuda de los hastiales.

$L_{\text{Explosivo}}$: Longitud del cartucho de explosivo.

Procedimiento para los taladros de ayuda de la corona.

Procedimiento del B máx. de los taladros de la ayuda en la corona.

$$B_{\max \text{ ay cor}} : 0,90 \left[\sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{Explosivo}}}{C * f * S/B}} \right] \quad \text{Ec. N}^{\circ}37$$

$B_{\max \text{ ay corona}}$: Burden máximo de la ayuda en la corona.

q_0 : Densidad de la carga del explosivo.

$RWS_{\text{Explosivo}}$: del explosivo a usar.

f: Factor de fijación .

$\frac{S}{B}$: Factor de fijación "tajeo horizontal".

Procedimiento para el Bp de los taladros para la ayuda de la corona.

$$B_{p \text{ ay cor}}: 0,51 * H_{\text{tunel}} - Ah_{\text{Ultimo cuadrante}} \quad \text{Ec. N}^{\circ}38$$

$B_{p \text{ ay cor}}$: Burden practico de ayuda de la corona

H_{tunel} : Ancho del tunel

$Ah_{3er \text{ cuadrante}}$: Ancho de abertura del tercer cuadrante



Procedimiento para la longitud de los taladros para la ayuda de la corona.

$$L_{\text{seg ay corona}}: 0,6533 * A_{\text{túnel}} \quad \text{Ec. N}^{\circ}39$$

$L_{\text{seg ay corona}}$: Longitud del segmento para la ayuda.

$A_{\text{túnel}}$: ancho del tunel.

Procedimiento para el espaciamiento de las ayudas en la corona.

$$S_{\text{ay corona}} : 0,3333 (L_{\text{seg ay corona}}) \quad \text{Ec. N}^{\circ}40$$

$S_{\text{ay corona}}$: Espaciamiento de las ayudas en la corona.

$L_{\text{seg ay corona}}$: Longitud del segmento para la ayuda.

Procedimiento para la cantidad de taladros de ayuda en la corona.

$$N^{\circ}_{\text{tal ay cor}}: \left(\frac{L_{\text{seg ay cor}}}{\frac{S}{B}} \right) + 2 \quad \text{Ec. N}^{\circ}41$$

$N^{\circ}_{\text{tal ay cor}}$: Numero de taladros de ayudas en la corona

$L_{\text{seg ay corona}}$: Longitud del segmento para la ayuda.

$\frac{S}{B}$: Factor de fijación "tajeo horizontal".

Procedimiento para la cantidad de cartuchos / taladro de la ayuda en la corona.

$$N^{\circ}: \frac{L - (0,5B_{\text{max ay cor}})}{\text{Longitud del cartucho.}} \quad \text{Ec. N}^{\circ}42$$

N° : Numero de cartuchos por taladro perforado.



$B_{\text{max ay cor}}$; Burden máximo de ayuda de la corona.

Procedimiento para el cálculo de los taladros de los hastiales.

Procedimiento del B máx. de los hastiales.

$$B_{\text{Max Astiales}}: 0,9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ec. N}^\circ 43$$

$B_{\text{máx Ast}}$: Burden máximo del tercer cuadrante.

q_0 : Densidad de la carga inicial "arranque".

RWS_{ANFO} : PRP del explosivo a usar.

f : Factor de fijación .

$\frac{S}{B}$: Factor de fijación "tajeo horizontal".

Procedimiento del B prác. de los hastiales.

Se calcula burden práctico para los de hastiales de la perforación con la ecuación:

$$B_{\text{Práctico Hastial}}: \frac{0,2755 * A_{\text{Tunel}}}{2 \text{ Flancos}} \quad \text{Ec. N}^\circ 44$$

$B_{\text{Práctico Hastial}}$: Burden práctico de los hastiales de la perforacion.

A_{Tunel} : Ancho del frente.

Procedimiento de la distancia disponible para los hastiales.

Esta medida representa la extensión vertical donde se colocarán los taladros en el frente de la excavación, determinada por el espaciamiento y el número de taladros obtenidos mediante el cálculo de la fórmula:



$$H_{\text{Dispon. Hastial}}: H_{\text{Túnel}} - r$$

Ec. N°45

$H_{\text{Dispon. Hastial}}$: Altura disponible.

$H_{\text{Túnel}}$: Longitud del frente .

r: Radio del túnel "frente".

Procedimiento del espaciamiento entre taladros de los hastiales.

El espaciado de los taladros se obtiene con la siguiente ecuación:

$$S_{\text{Taladro Hastial}}: 0,3345 \times H_{\text{Dispon. Hastial}}$$

Ec. N°46

$S_{\text{Taladro Hastial}}$: Espaciamiento de las perforaciones de los hastiales.

$H_{\text{Dispon. Hastial}}$: Altura de los tal. de hastiales.

Determinación de la cantidad de taladros en el hastial.

La cantidad de taladros necesarios en los hastiales se determina mediante el siguiente cálculo:

$$N^{\circ}_{\text{Tal. hastial}}: \left(\frac{H_{\text{Dispon. Hastial}}}{\left(\frac{S}{B}\right)} \right)$$

Ec. N°47

$N^{\circ}_{\text{Tal. hastial}}$: Cantidad de taladros en los hastiales.

$H_{\text{Dispon. Hastial}}$: Altura de los tal. de hastiales.

$\frac{S}{B}$: Factor de fijación "tajeo horizontal".



Procedimiento de la abertura en los hastiales.

La medida del ancho de la abertura de los hastiales debe coincidir con la longitud disponible en los hastiales:

$$A_{h \text{ Hastiales}}: H_{\text{Dispon. Hastial}} \quad \text{Ec. N}^{\circ}48$$

$A_{h \text{ Hastiales}}$: Ancho de los tal. hastiales.

$H_{\text{Dispon. Hastial}}$: Altura disponible del hastial.

Procedimiento de la cantidad de cartuchos/ taladro de los hastiales.

$$N^{\circ} : \frac{L - (0,5B_{\text{max hast.}})}{L_{\text{Cartucho}}} \quad \text{Ec. N}^{\circ}49$$

N° : Numero de cartuchos/taladro.

L : Medida de profundidad del taladro.

$B_{\text{max hast.}}$: Burden máximo del hastial.

L_{Cartucho} : Longitud del explosivo.

2.2.18. Procedimiento de los taladros del techo o corona.

En el caso de voladuras de contorno del techo, se tiene que realizar una voladura controlada del techo “smooth blasting” ya que este método minimiza el daño al techo.

Según la experiencia de campo (Pearson 1973) se establece la distancia o espaciamiento en relación como el diámetro del taladro de producción.



Procedimiento para el espaciamiento de los taladros de la corona.

La distancia entre los taladros de la corona al realizar una operación de voladura controlada se calcula según la siguiente ecuación:

$$S_{\text{Corona}}: Kx\phi_p \quad \text{Ec. N}^\circ 50$$

S_{Corona} : Espaciamiento de los taladros del techo o corona.

K: Constante entre (15,16).

ϕ_p : El diámetro del taladro de producción.

Procedimiento del B máx de los taladros de la corona.

El valor B max en los taladros del techo se logra calcular mediante la relación espaciamiento/burden “s/b = 0,80” donde “s/b” < 1. Luego, el cálculo de B máximo se realiza mediante la siguiente ecuación:

$$\frac{s}{B}: 0,80 \quad B_{\text{Max. Cor}}: \frac{s}{0,80} \quad \text{Ec. N}^\circ 51$$

$B_{\text{Max. Coro}}$: burden máximo en la corona.

Procedimiento del burden práctico de la corona.

$$B_{\text{Práct. Cor}}: B_{\text{Máx. Cor}} - L * \text{sen}\gamma - \Psi \quad \text{Ec. N}^\circ 52$$

$B_{\text{Práct. Cor}}$: Burden práctico de la corona.

L: Longitud del taladro.

γ : Angulo del taladro del contorno.

Ψ : El error de perforación.



Procedimiento de la cantidad de taladros de la corona.

La cantidad de taladros perforados en la zona superior de la corona se determina utilizando la siguiente formula:

$$N^{\circ}_{\text{Tal Cor}} : \left(\frac{A_{\text{Tunel}}}{S_{\text{corona}}} \right) + 2 \quad \text{Ec. N}^{\circ}53$$

$N^{\circ}_{\text{Tal Cor}}$: Cantidad de taladros en los hastiales.

A_{Tunel} : Ancho del frente o tunel.

S_{Corona} : Espaciamiento en la corona.

Procedimiento de la cantidad de cartuchos de explosivos/taladro de la corona.

$$N^{\circ} : \frac{L - (0,5 * B_{\text{Max. Corona}})}{L_{\text{cartucho}}} \quad \text{Ec. N}^{\circ}54$$

N° : Numeros de cartuchos/taladro.

L : Medida de la profundidad del taladro.

$B_{\text{Max. Cor}}$: El burden máxima de la corona.

L_{cartucho} : Medida de un cartucho.

2.2.19. Procedimiento de los taladros del piso o arrastre.

Para hallar los cálculos para los taladros del piso o arrastre, tenga en cuenta los valores (f : 1,45), (S/B : 1) y realice cálculos en base a estos datos.

$$B_{\text{Max Arra}} : 0,9x \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ec. N}^{\circ}55$$

$B_{\text{Max Arra}}$: El burden máximo del tal. Arrastre.

q_0 : La densidad de la carga inicial.



RWS_{ANFO} : PRP del explosivo.

f: El factor de fijación del tal. de arrastre.

$\frac{S}{B}$: Relación de espaciamiento y burden del tal. de arrastre.

C: El factor de la roca corregido.

Procedimiento del burden práctico de los taladros de piso o arrastre.

$$B_{Práct. Arra} = B_{Máx. Arra} - L \operatorname{sen} \gamma - \Psi \quad \text{Ec. N}^\circ 56$$

$B_{Práct. Arra}$: Burden práctico del tal. arrastre.

$B_{Máx. Arra}$: Burden máximo del tal. Arrastre.

L: Medida de profundidad del taladro.

γ : Angulo del taladro de contorno.

Ψ : Error de perforación.

Procedimiento de la cantidad de los taladros en el piso o arrastre.

$$N^\circ_{Tal. de piso} = \left(\frac{A_{Túnel} + 2 * L * \operatorname{sen}(\gamma)}{B_{Máx. Arra} * (S/B)} \right) + 2 \quad \text{Ec. N}^\circ 57$$

$N^\circ_{Tal. de piso}$: Cantidad de taladros del arrastre.

$A_{Túnel}$: Ancho del túnel o frente.

L: Medida de profundidad del taladro.

γ : Angulo del taladro de contorno.

$B_{Máx. Arrastre}$: El burden máximo del tal. Arrastre.

$\frac{S}{B}$: Relación espaciamiento y burden.



Procedimiento del espaciamiento de los taladros de arrastre.

$$S_{\text{Tal. Arra Esq}} = 0.97x(A_{\text{Túnel}} \times \text{sen}(Y)) \quad \text{Ec. N}^{\circ}58$$

$S_{\text{Tal. Arra Esq}}$: Espaciamiento en las esquinas de los tal. arrastre.

$A_{\text{Túnel}}$: Ancho del túnel o frente.

Y : Angulo del taladro de contorno.

Procedimiento de la cantidad de cartuchos para los taladros del arrastre.

$$N^{\circ} = \frac{L - (0,5 * B_{\text{max arra}})}{L_{\text{Cartucho}}} \quad \text{Ec. N}^{\circ}59$$

N° : Numero de cartuchos / taladro

L : Medida de la profundidad del taladro

$B_{\text{max arra}}$: El burden máximo del arrastre

L_{Cartucho} : Medida de un cartucho.

2.3. DEFINICIÓN DE CONCEPTOS.

El factor de carga.

Como factor de carga se entiende que es la medida que indica la proporción de explosivos en kilogramos por metro cúbico de roca. Este factor es crucial en términos económicos al planificar un programa de voladuras. A menudo se utiliza como indicador principal de la eficiencia de la voladura.



Distancia entre los taladros.

Está determinada por el número de perforaciones realizadas y el área de voladura, y típicamente oscila entre los valores de 15-30 cm en el arranque, oscila entre 60-90 cm en las ayudas y oscila entre 50-70 cm en los cuadrantes.

Las perforaciones en el perímetro, como los cuadrantes y las perforaciones de elevación, se deben realizar a una distancia de 20-30 cm desde el borde de la pared del túnel. Esto se hace para mejorar la eficiencia de la perforación y minimizar la sobre rotura, se perforan ligeramente desplazados del eje del frente lo que permita que la sección mantenga el mismo ancho del frente en la superficie (Camac, 2001).

Longitud de los taladros.

Esto estará influenciado en cierta medida por el espacio efectivo de la sección del área, Posterior a ello el método de inicio y las especificaciones de las máquinas de perforación. Por ejemplo, con un corte tipo quemado, es posible alcanzar profundidades de 2 a 3 metros, mientras que, en túneles de sección reducida con un corte en V, solo se logran profundidades de 1 a 2 metros. Para el corte en forma de V, de pirámide o cuña, se puede utilizar la siguiente ecuación $L : S \times 0,5$, donde S es el área de la sección transversal del frente en m² (Camac, 2001).

Avance por voladura.

El progreso del avance está vinculado al diámetro del orificio de alivio y a la desviación de las perforaciones. Mientras este último valor llegue a mantenerse por debajo del 2%, tendremos que el avance promedio de "X" puede logra a llegar a un 95% de la profundidad de perforación de "L" (Camac, 2001).



Taladros de producción.

Es la voladura principal en términos de volumen de arranque; su esquema suele ser más amplio que el de arranque y ayuda, y requiere menores cantidades específicas de explosivos (Choque, 2017)

Carguío.

Este término también incluye el carguío de taladros perforados en frentes de avance y en labores de explotación, donde se coloca el explosivo con sus accesorios correspondientes para efectuar la voladura (Rivera, 2019)

Cara libre.

Es área en contacto con el medio circundante hacia la que se mueve el material cuando se realiza la voladura del frente, por lo general si tiene una cara libre por lo que la función del arranque es crear o abrir otra pared libre, es decir, el hueco creado tras la voladura es una nueva cara libre (Camac, 2001).

Burden.

Esta distancia es la medida perpendicular que se tiene del punto del eje del taladro logrando alcanzar a la cara libre o también conocido como taladros de arranque.

Espaciamiento.

Es la medida horizontal que se tiene con los taladros adyacentes los cuales están dentro de un mismo cuadrante en el frente de trabajo.



Explosivo.

Una vez realizada la malla de perforación esta necesita explosivos el cual es un compuesto químico que provoca una liberación repentina de alta temperatura y presión, liberando gases lo que logran ocasionar fragmentación de la roca debido al impacto de ondas de tensión y compresión.

Malla.

Antes de realizar la perforación y voladura se realiza el pintado de la malla de la voladura es un método para disponer las perforaciones para trabajos de voladura, considerando principalmente el espaciamiento y burden y tiene una relación directa con la profundidad de perforación.

Taladro.

Al realizar las operaciones mineras de perforación y voladura, se necesita de un barreno de perforación el cual se utiliza para la perforación, el cual realiza una perforación en el macizo rocoso, se le denomina taladro a esa perforación realizada de una forma de una cámara cilíndrica en la que se colocan los explosivos empleados.

Vibraciones.

Al realizar la voladura de una labor o frente este genera el movimiento oscilatorio de un medio líquido o sólido durante la propagación de ondas en el terreno y durante todo el macizo rocoso cerca a la voladura.



CAPÍTULO III

MÉTODOS Y MATERIALES

3.1. UBICACIÓN.

El proyecto Pomasi se encuentra ubicado en la región de Puno de la provincia de Lampa en el distrito de Palca con una altitud de 4800 msnm el cual se muestra en el plano que indica la ubicación del proyecto Pomasi como se aprecia en el anexo 1 y con coordenadas especificadas en la tabla 6.

Tabla 5

Ubicación en coordenadas UTM "WGS 84 ZONA 19S"

Punto	E	N
01	316 564	8 303 193
02	318 273	9 300 449

3.2. TRAYECTO DE ACCESIBILIDAD.

Al proyecto Pomasi se puede llegar por carretera desde Juliaca hasta la U.M Pomasi, hay alrededor de 20 kilómetros de caminos con trocha carrozable entre el cruce Palca - Vila Vila y la mina Pomasi.

A Juliaca se puede llegar desde Lima en avión, utilizando vuelos diarios de las aerolíneas TACA y LAN, con distancia recorrida el cual se logra apreciarse en la tabla 6 con más detalle.

Tabla 6

Distancia de recorrido en tramos hacia la U.M Pomasi.

Tramo	Distancia	Tiempo
Lima-Juliaca	1300 km	1:30
Juliaca-Lampa	32 km	1:00
Lampa-Palca	45 km	1:20
Palca-Mina Pomasi	20 km	1:00
Total	1397 km	4:50

El anexo N° 2, muestra la delimitación del proyecto Pomasi.

3.3. TOPOGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA.

3.3.1 Clima.

En Pomasi, de mayo a octubre, la temperatura mínima puede alcanzar los -20°C. Se encuentra en el agua del arroyo y filtraciones de la mina se llega a congelar. Entre meses en noviembre y abril se tiene precipitaciones de nieve y lluvia.

a) Temperatura.

Toda esta región donde está ubicada el proyecto minero Pomasi está dominada por temperaturas muy bajas, su temperatura oscila en 10,8 a 15,8°C y llega hasta los - 20 C°.

b) Precipitación.

En el área de estudio, las precipitaciones se distribuyen estacionalmente, alcanzando su mayor valor entre octubre y marzo, generándose la denominada temporada de lluvias, coincidiendo con períodos de inundaciones o altos niveles



de los ríos. El mínimo anual se observa de junio a julio debido a la entrada de aire frío, seco y constante, provocando períodos despejados.

3.3.2 Relieve y topografía.

En la zona del proyecto de la unidad minera, los picos montañosos alcanzan una altitud de 5,500 m sobre el nivel del mar. Durante la temporada de lluvias se cubren de nieve permanente. La morfología está controlada por el retroceso de los glaciares, creando valles típicos en forma de U con lagunas escalonada.

El área del proyecto incluye una serie de riachuelos, quebradas y el río Pumahuasi que nace en la laguna Serusa, ubicada al pie del nevado Mina Punta. Cabe señalar que el río Pumahuasi luego se le conoce como río palca y luego toma el nombre de río lampa.

Finalmente, el río Lampa se une al río Cabanillas, ubicado en la provincia de San Román, para formar el río Coata, que fluye al norte de la ciudad de Puno, cerca de la península de Capachica, en la bahía de Chucuito, formando así un importante afluente del lago Titicaca. (3,810 m sobre el nivel del mar).

3.3.3 Flora.

La flora de Pomasi incluye bofedales, vegetación de los suelos crioturbados, vegetación roquedal, vegetación rivereña y pajonal disturbado, especies arbustivas, Cactiformes y herbáceas.



3.3.4 Fauna.

La fauna silvestre incluye una gran variedad de especies de vertebrados, se observa animales domésticos como ganado vacuno, ganado ovino, alpaca, zorro, vizcacha, lagartos, perdiz.

3.4. ENFOQUE DE INVESTIGACIÓN.

Este estudio tiene un enfoque cuantitativo y aplicativo, con características de tipo cuasi-experimental.

El estudio será de naturaleza aplicada y se centrará en establecer relaciones de causa y efecto, en este marco se considera como la causa está relacionada con el diseño de la malla del frente y la selección del tipo de explosivo para la detonación; y proporcionará un efecto que ayuden a determinar si el diseño es aceptable, optimizando así las operaciones de perforación y voladura en Promin.

Es de naturaleza cuantitativa ya que el estudio utilizará medidas métricas para estimar el costo de la progresión lineal en los frentes al realizar las tareas de preparación, desarrollo con una maquina Jack leg.

Tiene un carácter cuasi-experimental, en el que el progreso del proyecto actual y el nuevo proyecto propuesto se evalúan comparando los resultados de costos de las labores de preparación, desarrollo de la empresa minera Pomasi.

3.5. METODOLOGÍA.

Es de tipo aplicativo, cuantitativo y cuasi experimental, la metodología consiste en el control y evaluación de la operación de perforación y voladura mediante una observación directa de las operaciones mineras en la galería 600 posterior a una



recolección de datos de la operación con los cuales se realiza un trabajo en gabinete utilizando el modelo matemático de Holmberg una vez obtenido los parámetros, se realiza la aplicación en el frente de la operación.

3.6. POBLACIÓN.

La población involucrada en el cual realiza sus operaciones es: veta San cayetano y Cahupaza donde se encuentra la galería 587 SE nivel 4970 y la galería 553 nivel 4970, en la veta Isabela donde se encuentra la galería 600 SE nivel 5140, la veta Rosario Carmen se encuentra la galería 800 NW nivel 4970 y la galería 700 SE nivel 5020, en la veta Magdalena se encuentra la galería 655 NW en el nivel 4970.

3.7. MUESTRA.

Bisquerra (2004), indica que el muestreo no probabilístico, es la selección de la muestra no está basada en probabilidad, sino en criterios relacionados con las características de la investigación o del investigador, esta muestra se eligió utilizando el método no probabilístico, según el criterio del investigador y con la previa autorización por la Contrata Promin de la U.M. Pomasi, la muestra está representada por el desarrollo de la Galería 600 SE ubicado en la veta Isabela con una sección de 2,5 m x 2,5 m.

3.8. VARIABLES.

El estudio realizado utiliza las variables operativas de perforación y voladura, cada una en su propia escala.

3.8.1 Variable independiente.

Se considera el diseño de la malla de perforación en la galería 600 S.E de la contrata Promin.

3.8.2 Variable dependiente.

Se considera la perforación y voladura de la galería 600 S.E de la contrata Promin.

Tabla 7

Operacionalización de variables.

Variable	Indicadores	Índice de medición
Variable Independiente: Diseño de malla de perforación y voladura con la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg	Nº taladros Burden Espaciamiento	Unid. m. m.
Variable dependiente: La perforación y voladura en el proyecto Santa Isabela - galería 600	Avance lineal Factor de carga Fragmentación	m. Kg/m. cm.

3.9. RECOLECCIÓN DE DATOS.

Para la recolección de datos se realizó en campo en la galería 600 S.E de la contrata Promin con una observación directa de la operación de perforación y voladura realizando un seguimiento y mediciones diarias así mismo se solicitó apoyo al área de geotecnia para los parámetros del macizo rocoso.

3.9.1 Instrumentos para la recolección de datos.

Los instrumentos utilizados para la recolección de datos son el formato de reporte de operaciones diarios de cada guardia ver anexo 7 y 8 donde se llega a tomar en consideración primordial el número de taladros realizados, la cantidad



de explosivos empleados, pies perforados y en la libreta de apuntes de seguimiento de mediciones con contras diarias del avance lineal y su eficiencia.

La progresión del avance lineal obtenido en metros generados por la voladura por cada guardia y el consumo realizado de explosivo de cada guardia se aprecia en los anexo número 7 y 8.

3.9.2 Formato de reporte de operaciones.

- Cantidad de taladros.
- Pies perforados por guardia.
- Cantidad de explosivos empleado.

En el anexo 11 se aprecia el tipo de formato de operación mina empleado por la contrata Promin para el seguimiento de distintas operaciones realizadas en cada guardia.

3.9.3 Procesamiento de datos.

Una vez obtenidos los datos de campo diarios por cada guardia se procede a llenar una base de datos donde se aprecia la cantidad de taladros perforados, uso de explosivo, pies perforados todos estos obtenidos de los reportes de operación mina, se realiza una comparación con tablas estadísticas de los parámetros obtenidos con de la malla empírica y la aplicación de la nueva malla utilizando el modelo matemático de Roger Holmberg se puede apreciar los controles de ambos tipos de malla en el anexo N°7 y N°8.



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. PERFORACIÓN Y VOLADURA.

Aplicando la nueva de malla estandarizada de perforación utilizando una distribución de los taladros perforados, considerando una carga distribuida, los resultados obtenidos de la perforación y voladura están garantizados.

Para la aplicación del modelo matemático de Holmberg se toma en consideración los parámetros de la galería, explosivo y del macizo rocoso, logrando una voladura controlada a continuación se muestra los datos requeridos para realizar el diseño:

Información del frente

- Labor: galería 600
- Alto: 2,5 m
- Ancho: 2,5m
- Radio: 0,9 m

Información de la roca

- R.Q.D: 55
- R.M.R: 56
- G.S.I: 50
- Densidad:2,2

Información de perforación

- El diámetro de rimadora:0,38 mm



- El diámetro de la broca: 0,38 mm
- La longitud del barreno: 6 ft
- La eficiencia de perforación: 95 %
- El ángulo del taladro de contorno: 3°
- El error de emboquille 20 mm:
- La desviación angular: 10 mm

Información del explosivo Emulnor de 5000

- La densidad relativa: 116 g/m³
- La presión de detonación: 88 kbar
- La velocidad de detonación: 5500 m/s
- La potencia relativa en peso: 112%
- La energía: 1010 kcal/kg
- La sensibilidad al fulminante: N°8
- La potencia relativa en volumen: 159%
- La sensibilidad al agua: excelente

Emulnor de 3000

- La densidad relativa: 114 g/m³
- La presión de detonación: 93 kbar
- La velocidad de detonación: 5700 m/s
- La potencia relativa en peso: 102 %
- La energía: 920 kcal/kg
- La sensibilidad al fulminante; N°8
- La potencia relativa en volumen: 142 %
- La sensibilidad al agua: excelente



Emulnor de 1000

- La densidad relativa: 113 g/m³
- La presión de detonación: 95 kbar
- La velocidad de detonación: 5800 m/s
- La potencia relativa en peso: 87 %
- La energía: 785 kcal/kg
- La sensibilidad al fulminante; N°8
- La potencia relativa en volumen: 120 %
- La sensibilidad al agua: excelente

4.2. PROCEDIMIENTOS PARA EL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN.

Procedimiento para el área del frente de minado se aplica la ecuación N°06:

$$\text{Area (S): } \left(\frac{3,1416 * 0,9^2}{2} \right) + (0,9(2,5 - (2 * 0,9))) + (2,5(2,5 - 0,9))$$

$$\text{Area (S): } 5,9 \text{ m}^2$$

Se determina el área de la galería para luego emplear en la ecuación N°08.

Procedimiento para el perímetro del frente de minado se aplica la ecuación N°07:

$$P_{\text{Perimetro}}: (3,1416 * 0,9) + 2(2,5 - 0,9) + 2(2,5 - 0,9)$$

$$P_{\text{Perimetro}}: 9,23 \text{ m}$$

Se determina el perímetro de la galería para luego emplear en la ecuación N°08

Procedimiento para el número total de taladros se aplica la ecuación N°08:

$$N^{\circ}_{\text{Tal}}: \left(\frac{9,23}{0,6} \right) + (5,9 * 1,5)$$



$N^{\circ}_{Tal}: 25$ taladros

Empleamos los resultados de las ecuaciones N°6 y N°7 y las constantes establecidas en la tabla 2 y 3 obteniendo la cantidad de taladros empírica.

Procedimiento para el diámetro equivalente del taladro de alivio se aplica la ecuación N°09:

$$\phi_e: 0,038 \sqrt{2}$$

$$\phi_e: 0,0537m.$$

Se obtiene el diámetro equivalente del taladro de alivio simulando como si fueran uno, luego se empleará este resultado en la ecuación N°10 y N°13.

Simulación en función del diámetro para la longitud del taladro según Holmberg se aplica la ecuación N°10:

$$L: 0,15 + 34,1(0,0537) - 39,4(0,0537)^2$$

$$L: 1,87m.$$

Empleamos el resultado de ecuación N°9 y se obtiene un resultado de longitud de perforación de 1,87m lo que nos da a entender que con la simulación de dos taladros de alivio es suficiente, porque $1,87m > 1,8m$ el cual se puede perforar con un barreno de $\phi = 1,8$ m.

Procedimiento para la longitud de avance efectivo se aplica la ecuación N°11:

$$L: 0,95(6 * 0,3048)$$

$$L: 1,74m.$$



Nos indica que con la voladura se debe tener un avance optimo de 1,74 m este resultado se aplica en la ecuación N°22, N°29.

Procedimiento para el error de perforación se aplica la ecuación N°12:

$$\Psi: (0,01 \times 1,74) + 0,02$$

$$\Psi: 0,0374$$

Este resultado será aplicado en la ecuación N°14, N°26.

4.3. PROCEDIMIENTO PARA EL DISEÑO DEL ARRANQUE.

Realizamos el cálculo del burden equivalente usando la regla de longitud de arco (B_e) para una roca de R.M.R de 50 a 60:

Procedimiento para el burden equivalente máximo se aplica la ecuación N°13:

$$B_{e-\text{máx}}: 1,7 * 0,0537$$

$$B_{e-\text{máx}}: 0,091 \text{ m.}$$

Burden máximo del arranque del diseño de la perforación y voladura de Roger Holmberg este resultado se aplica en la ecuación N°14 y N°22.

Procedimiento para el burden práctico se aplica la ecuación N°14:

$$B_p : 0,091 - 0,037$$

$$B_p : 0,05 \text{ m.}$$

Burden práctico del diseño de arranque de perforación y voladura el resultado es aplicado en la ecuación N°15.

Procedimiento para el ancho de abertura del arranque se aplica la ecuación N°15:



$$A_{h0}: 0,038 + 0,038 + (2 \times 0,05)$$

$$A_{h0}: 0,18 \text{ m.}$$

Este resultado se aplica en la ecuación N°25 y se aprecia el diseño en el anexo 4.

Procedimiento del consumo específico de explosivos se aplica la ecuación N°16:

$$CE: \frac{0,56 * 2,2 * \text{TAN}\left(\frac{50 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 55}{3,3}}}$$

$$CE: 0,298 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

Se aplica el siguiente resultado en la ecuación N°17, N°18, N°19 y N°26.

Procedimiento para la constante de roca sueco se aplica la ecuación N°17:

$$C: 0,8784 (0,298) + \frac{52}{1000}$$

$$C: 0,267 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$$

El resultado de la constante de roca sueco se aplica en la ecuación N°21 y N°25.

Procedimiento para el grado de fragmentación, se calcula el factor de roca se aplica la ecuación N°18:

$$AF_{roc}: 96,667(0,298)^3 - 138,5(0,298)^2 + 75,883(0,298) - 4,41$$

$$AF_{roc}: 8,47$$

El resultado se aplica en la ecuación N°26.

Procedimiento para el cálculo del factor de energía se aplica la ecuación N°19:



$$F. E : 30 (0,298)$$

$$F. E : 8,95 \text{ MJ/ton.}$$

Es el factor de energía generado en relación con el consumo específico de explosivos según Roger Holmberg.

Procedimiento para la longitud de taco se aplica la ecuación N°20:

$$L_{\text{Taco}}: 10 \phi_p$$

$$L_{\text{Taco}}: 10 * 0,038$$

$$L_{\text{Taco}}: 0,38 \text{ m} \approx 0,40\text{m}$$

Longitud de taco según el diseño de Holmberg se aplica en la ecuación N°21.

Procedimiento para la determinación de longitud de carga del arranque se aplica la ecuación N°21:

$$L_{\text{Carga}}: 1,74 - 0,40$$

$$L_{\text{Carga}}: 1,36 \text{ m.}$$

Indica la longitud con carga explosiva en el arranque.

Procedimiento para la cantidad de cartuchos / taladro para el arranque se aplica la ecuación N°22:

$$N^{\circ}: \frac{1,74 - (0,5 * 0,09)}{0,3048}$$

$$N^{\circ}: 5,5 = 5 \text{ Unidades}$$



Se determina la cantidad de cartuchos necesarios para cargar los taladros de arranque.

Procedimiento para el cálculo de masa explosiva para el arranque se aplica la ecuación N°23:

$$Q_e: 0,59 * 5 * 0,3048$$

$$Q_e: 0,9 \frac{\text{Kg}}{\text{Taladro}}$$

Este resultado se aplica en la ecuación N°24 para la simulación de la fragmentación de la roca.

Procedimiento para la fragmentación “X “con el método kuz ram se aplica la ecuación N°24:

$$X: 8,47(0,298)^{\frac{4}{5}} (0,9)^{\frac{1}{6}} \left(\frac{115}{112}\right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X: 3,21 \text{ cm.}$$

La fragmentación del material resultante del disparo del arranque tendrá un diámetro promedio de 3,21 cm.

4.3.1. Procedimiento para el 1er cuadrante.

Procedimiento del burden máximo del 1° cuadrante se aplica la ecuación N°25:

$$B_{\max 1}: 0,088 \left[\sqrt{\frac{0,18 * 0,58 * 1,02}{0,038 * 0,267}} \right]$$



$$B_{\max 1}: 0,29 \text{ m.}$$

Este resultado se aplica en la ecuación N°26, N°29 del diseño del primer cuadrante.

Procedimiento del burden práctico del 1° cuadrante se aplica la ecuación N°26:

$$B_{p1}: (0,29 - 0,037) - 0,1$$

$$B_{p1}: 0,15 \text{ m.}$$

Burden práctico del primer cuadrante del diseño de malla de perforación se aprecia en el anexo 4.

Procedimiento de longitud de X_c y X_d se aplica la ecuación N°27:

$$X_c: X_d : \text{sen } 45^\circ \left(\frac{\phi_e}{2} + B_{\max} \right) + B_{p1}$$

$$X_c: X_d : \text{sen } 45^\circ \left(\frac{0,054}{2} + 0,09 \right) + 0,15$$

$$X_c: X_d: 0,23$$

Este resultado se aplica en la ecuación N°28.

Procedimiento para el ancho de la abertura en el 1^{er} cuadrante se aplica la ecuación N°28:

$$A_{h1}: \sqrt{0,23^2 + 0,23^2}$$

$$A_{h1}: 0,33 \text{ m.}$$

Diseño del ancho de abertura del primer cuadrante según Roger Holmberg se aprecia en el anexo 4.



Procedimiento para la cantidad de cartuchos del **1^{er}** cuadrante se aplica la ecuación N°29:

$$N^{\circ}: \frac{1,74 - (0,5 * 0,29)}{0.3048}$$

$$N^{\circ}: 5,2 = 5 \frac{\text{Cartuchos}}{\text{Taladro}}$$

Cantidad de cartuchos necesarios en el primer cuadrante por taladro perforado.

4.3.2. Procedimiento para el 2° cuadrante.

Procedimiento para el burden máximo en el 2° cuadrante se aplica la ecuación N°25:

$$B_{\max 2}: 0,088 \left[\sqrt{\frac{0,33 * 0,58 * 1,02}{0,038 * 0,267}} \right]$$

$$B_{\max 2}: 0,38\text{m}$$

Este resultado se aplica en la ecuación N°26, N°29 del diseño del segundo cuadrante.

Procedimiento para el burden práctico en el 2° cuadrante se aplica la ecuación N°26:

$$B_{p2}: 0,38 - 0,037$$

$$B_{p2}: 0,35\text{m}$$

Burden práctico del segundo cuadrante según el diseño de malla de perforación se aprecia en el anexo 4.



Procedimiento para el cálculo de longitud de “ X_e ” y “ X_f ” se aplica la ecuación N°27:

$$X_e: X_f = \frac{0,33}{2} + 0,35$$

$$X_e: X_f = 0,51$$

Este resultado se aplica en la ecuación N°28.

Procedimiento para el ancho de la abertura del 2^{do} cuadrante se aplica la ecuación N°28:

$$A_{h2}: \sqrt{0,51^2 + 0,51^2}$$

$$A_{h2}: 0,72\text{m}$$

Diseño del ancho de abertura del segundo cuadrante según Roger Holmberg se aprecia en el anexo 4.

Procedimiento para el número de cartuchos por taladro del 2° cuadrante se aplica la ecuación N°29:

$$N: \frac{1,74 - (0,5 * 0,38)}{0,3048}$$

$$N°: 5,1 = 5 \text{ cartuchos/taladro}$$

Cantidad de cartuchos necesarios del segundo cuadrante por taladro perforado.



4.3.3. Procedimiento para el 3° cuadrante.

Procedimiento para el burden máximo para el 3° cuadrante se aplica la ecuación N°25:

$$B_{\max 3} : 0,088 \left[\sqrt{\frac{0,72 * 0,58 * 1,02}{0,038 * 0,267}} \right]$$

$$B_{\max 3} : 0,57 \text{ m.}$$

Este resultado se aplica en la ecuación N°26, N°29 del diseño del tercer cuadrante.

Procedimiento para el burden práctico (B_{p3}) para el 3° cuadrante se aplica la ecuación N°26:

$$B_{p3} : 0,57 - 0,037$$

$$B_{p3} : 0,53 \text{ m}$$

Burden práctico del tercer cuadrante según el diseño de malla de perforación se aprecia en el anexo 4.

Procedimiento para el cálculo de longitud de " X_g " y " X_h " se aplica la ecuación N°27:

$$X_g: X_h : \frac{0,72}{2} + 0,53$$

$$X_g: X_h : 0,89 \text{ m.}$$

Este resultado se aplica en la ecuación N°28.



Procedimiento para el ancho de abertura del 3° cuadrante se aplica la ecuación N°28:

$$A_{h3}: \sqrt{0,89^2 + 0,89^2}$$

$$A_{h3}: 1,26m.$$

Diseño del ancho de abertura del tercer cuadrante según Roger Holmberg se aprecia en el anexo 4.

Procedimiento para el número de cartuchos por taladro del 3° cuadrante se aplica la ecuación N°29:

$$N^{\circ}: \frac{1,74 - (0,5 * 0,57)}{0,3048}$$

$$N^{\circ}: 4,8 = 5 \frac{\text{Cartuchos}}{\text{Taladro}}$$

Cantidad de cartuchos necesarios del tercer cuadrante por taladro perforado.

Procedimiento si se requiere diseñar otros cuadrantes se aplica la ecuación N°30:

$$1,26 \leq \sqrt{1,74}$$

$$1,26m \leq 1,32m$$

El valor indica que estamos en el límite, lo que implica que no es necesario más cuadrantes en el diseño de la malla de perforación por ello solo se considera 3 cuadrantes.



4.4. PROCEDIMIENTOS DE LOS TALADROS PARA LA AYUDA DE LOS HASTIALES.

Aplicando la ecuación N°31:

$$B \leq 0,6 * 1,74$$

$$B \leq 1,044 \text{ m.}$$

Este resultado determina cuánto se debe ajustar el coeficiente de roca “C”, ya que como resultado se obtuvo 1,04 m.

Luego usaremos la siguiente ecuación de corrección:

$$B \geq 1,4 \Rightarrow C' = C + 0,05$$

$$B < 1,4 \Rightarrow C' = C + 0,07/B$$

$$1,04 < 1,4 \Rightarrow C' = 0,267 + 0,07/1,04$$

$$C' = 0,335 \text{ kg/m}^3$$

Este resultado se aplica en la ecuación N°32

También emplearemos los datos proporcionados en la tabla 4 para realizar los cálculos necesarios, donde tenemos los factores como la fijación y la relación espaciamiento y burden para taladros de tajeo de arriba hacia abajo y viceversa, horizontales y para el arrastre.

Procedimiento para el B máx. para los taladros de ayuda de paredes o hastiales se aplica la ecuación N°32:

$$B_{\text{max ay hast}} : 0,90 \left[\frac{0,59 * 1,02}{\sqrt{0,335 * 1,45 * 1,25}} \right] \\ 96$$



$$B_{\text{max ay hast}}: 0,89 \text{ m.}$$

Este resultado se aplica en la ecuación N°36.

Procedimiento para el burden practico para la ayuda de los hastiales se aplica la ecuación N°33:

$$B_{\text{p ay hast}}: \frac{2,5 - 1,26}{4}$$

$$B_{\text{p ay hast}}: 0,31\text{m}$$

Diseño del burden práctico del taladro de ayuda de los hastiales según Roger Holmberg se aprecia en el anexo 4.

Procedimiento para el número de taladros de la ayuda de hastiales se aplica la ecuación N°34:

$$N^{\circ}_{\text{tal ay hast}}: \left(\frac{2,5 - 1,26}{1,25} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{\text{tal ay hast}}: 4\text{unid}$$

Se considera 4 taladros perforados según el diseño de Roger para los taladros de ayuda de hastiales ver anexo 4.

Procedimiento para el espaciamiento de los taladros de la ayuda del hastial se aplica la ecuación N°35:

$$S_{\text{ay hast}}: \left(\frac{1,26}{4 - 2} \right)$$

$$S_{\text{ay hast}}: 0,63 \text{ m.}$$



Espaciamiento entre los taladros de ayuda de los hastiales según Roger Holmberg se aprecia en el anexo 4.

Procedimiento para el número de cartuchos por taladro en la ayuda de los hastiales se aplica la ecuación N°36:

$$N^{\circ}: \frac{1,74 - (0,5 * 0,89)}{0,3048}$$

$$N^{\circ}: 4,2 = 4 \frac{\text{Cartuchos}}{\text{Taladro}}$$

Cantidad de cartuchos por taladro perforado para los taladros de ayuda de los hastiales.

4.5. PROCEDIMIENTO PARA EL TALADRO DE LA AYUDA DE LA CORONA.

Procedimiento del B máx. de los taladros de la ayuda en la corona se aplica la ecuación N°37:

$$B_{\text{max ay cor}} : 0,90 \left[\sqrt{\frac{0,58 * 1,02}{0,335 * 1,20 * 1,25}} \right]$$

$$B_{\text{max ay cor}}: 0,98 \text{ m.}$$

Este resultado se aplica en la ecuación N°42.

Procedimiento para el burden practico para los taladros de la ayuda de la corona se aplica la ecuación N°38:

$$B_{\text{p ay cor}}: 0,51 * (2,5 - 1,26)$$



$$B_{\text{p ay cor}}: 0,4\text{m}$$

Es el burden practico de la ayuda de la corona según el modelo matemático de Roger Holmberg se aprecia en el anexo 4.

Procedimiento para la longitud de los taladros para la ayuda de la corona se aplica la ecuación N°39:

$$L_{\text{seg ay corona}}: 0,6533 * 2,5$$

$$L_{\text{seg ay corona}}: 1,63\text{m}$$

Este resultado se aplica en la ecuación N°40.

Procedimiento para el espaciamiento de las ayudas en la corona se aplica la ecuación N°40:

$$S_{\text{ay corona}} : 0,3333 * (1,63\text{m})$$

$$S_{\text{ay corona}} : 0,54\text{m}.$$

Es el espaciamiento entre taladros de la ayuda de la corona según el modelo matemático de Roger Holmberg se aprecia en el anexo 4.

Procedimiento para la cantidad de taladros de ayuda en la corona se aplica la ecuación N°41:

$$N^{\circ}_{\text{tal ay cor}}: \left(\frac{21,63}{1,25} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{\text{tal ay cor}}: 3,2 \text{ unid} = 3 \text{ unid}$$

Es la cantidad de perforaciones que se va a realizar en las ayudas de la corona según Roger Holmberg.



Procedimiento para la cantidad de cartuchos / taladro de la ayuda en la corona se aplica la ecuación N°42:

$$N^{\circ}: \frac{1,74 - (0,5 * 0,98)}{0,3048}$$

$$N^{\circ}: 4,1 = 4 \frac{\text{Cartuchos}}{\text{Taladro}}$$

Nos indica la cantidad de cartuchos por taladro para las ayudas de los taladros.

4.6. PROCEDIMIENTO PARA EL TALADRO DE LAS PAREDES O HASTIALES.

Procedimiento para el burden máximo de los taladros del hastial se aplica la ecuación N°43:

$$B_{\text{Max hast}} : 0,9 \sqrt{\frac{0,57 * 0,87}{0,335 * 1,45 (1,25)}}$$

$$B_{\text{Max hast}} : 0,82 \text{ m.}$$

Este resultado se aplica en la ecuación N°49.

Procedimiento para el burden práctico de los taladros del hastial se aplica la ecuación N°44:

$$B_{\text{P Hast}}: \frac{0,2755 * 2,5}{2}$$

$$B_{\text{P Hast}}: 0,34$$

Burden practico de los taladros perforados en el hastial.

Procedimiento para la altura donde ira los taladros del hastial se aplica la ecuación N°45:



$$H_{\text{disp hast}}: 2,50 - 0,9$$

$$H_{\text{disp hast}}: 1,6 \text{ m.}$$

Este resultado se emplea en la ecuación N°46.

Procedimiento para el espaciamiento de los taladros del hastial se aplica la ecuación N°46:

$$S_{\text{tal hast}}: 0,3345 * 1,6$$

$$S_{\text{tal hast}}: 0,53 \text{ m.}$$

Espaciamiento de los taladros de los hastiales según Roger Holmberg se aprecia en el anexo 4.

Procedimiento para el número de los taladros requeridos en los hastiales se aplica la ecuación N°47:

$$N^{\circ}_{\text{Tal Hast}}: \left(\frac{1,6}{1,25} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{\text{Tal Hast}}: 3,3 = 3 \text{ Taladros}$$

Se considera 3 taladros perforados por cada hastial en total se tendría 6 taladros en la galería se aprecia en el anexo 4.

Procedimiento para el ancho de abertura del hastial se aplica la ecuación N°48:

$$A_{\text{h Hast}}: H_{\text{Dispon. Hast}}$$

$$A_{\text{h Hast}}: 1,6 \text{ m.}$$

Se aprecia que si se cumple esa igualdad.



Procedimiento para el número de cartuchos por taladro para los hastiales se aplica la ecuación N°49:

$$N^{\circ}: \frac{1,74 - (0,5 * 0,82)}{0,3048}$$

$$N^{\circ}: 4,4 = 4 \frac{\text{Cartuchos}}{\text{Taladro}}$$

Cantidad de cartuchos de explosivo por cada taladro perforado en los hastiales.

4.7. PROCEDIMIENTO DE LOS TALADROS DEL TECHO O CORONA.

Procedimiento para el espaciamiento de los taladros de la corona se aplica la ecuación N°50:

$$S_{\text{Corona}}: 16 * 0,038$$

$$S_{\text{Corona}}: 0,62\text{m} : 0,7 \text{ m}$$

Es el resultado se redondea por temas practico de los aspectos geológicos y curvatura irregular del frente de la corona, el espaciamiento de los taladros de la corona en cual se aprecia en el anexo 4.

Procedimiento del burden máximo de los taladros en la corona se aplica la ecuación N°51:

$$\frac{S}{B} : 0,80$$

$$B_{\text{Max. Corona}}: \frac{S}{0,80}$$

$$B_{\text{Max. Corona}}: \frac{0,7}{0,80}$$



$$B_{\text{Max. Corona}}: 0.88\text{m}$$

Este resultado se aplica en la ecuación N°52.

Procedimiento del burden práctico de los taladros de la corona se aplica la ecuación N°52:

$$B_{\text{Práct. Corona}}: B_{\text{Máx. Corona}} - L * \text{sen}\gamma - \Psi$$

$$B_{\text{Práct. Corona}}: 0,88 - (1,74 * \text{sen}3^\circ) - 0,037$$

$$B_{\text{Práct. Corona}}: 0,75\text{m.}$$

Nos indica el burden practico de las perforaciones en la corona.

Procedimiento del número de los taladros de la corona se aplica la ecuación N°53:

$$N^{\circ}_{\text{Tal cor}}: \left(\frac{2,5}{0,7}\right) + 1$$

$$N^{\circ}_{\text{Tal cor}}: 4,5 = 4 \text{ Taladros}$$

En la práctica se consideró 4 taladros perforados en el techo de la corona se aprecia en el anexo 4.

Procedimiento del número de cartuchos de explosivo por taladro de la corona se aplica la ecuación N°54:

$$N^{\circ}: \frac{1,74 - (0,5 * 0,88)}{0,3048}$$

$$N^{\circ}: 4,3 = 4 \text{ Cartuchos}$$

4.8. PROCEDIMIENTO DE LOS TALADROS DEL PISO O ARRASTRE.

Se toma en cuenta los siguientes datos para los taladros del arrastre: la relación existente entre el burden, espaciamento y el factor de fijación constante.



$$f: 1,45$$

$$\frac{S}{B}: 1$$

Procedimiento del burden máximo de los taladros del arrastre o piso se aplica la ecuación N°55:

$$B_{\text{Max Piso}} : 0,9 \sqrt{\frac{0,59 * 1,12}{0,335 * 1,45(1)}}$$

$$B_{\text{Max Piso}} : 1,05 \text{ m}$$

Este resultado se aplica en la ecuación N°56.

Procedimiento para el B práctico del taladro del piso o arrastre se aplica la ecuación N°56:

$$B_{\text{Práct. Arrastre}}: 1,05 - 1,74 * \text{sen}3^\circ - 0,037$$

$$B_{\text{Práct. Arrastre}}: 0,92\text{m}$$

Procedimiento del número de taladros del arrastre o piso se aplica la ecuación N°57:

$$N^\circ_{\text{Taladros de piso}} : \left(\frac{2,5 + 2 * 1,74 * \text{sen}(3)}{1,05 * (1)} \right) + 1$$

$$N^\circ_{\text{Taladros de piso}}: 3,56 = 4 \text{ Taladros}$$

Representa la cantidad de taladros perforados en el piso según el diseño de Roger Holmberg ver anexo 4.

Procedimiento para el espaciamiento de los taladros de arrastre se aplica la ecuación N°58:



$$S_{\text{Tal. Arrastre Esquinas}}: 0,97 - (2,5 * \text{sen}(3^\circ))$$

$$S_{\text{Tal. Arrastre Esquinas}}: 0,83 \text{ m}$$

En el anexo 4 se aprecia el diseño del espaciamiento entre taladros del arrastre.

Procedimiento de la cantidad de cartuchos de explosivos por taladro del arrastre se aplica la ecuación N°59:

$$N^\circ: \frac{1,74 - (0,5 * 1,05)}{0,3048}$$

$$N^\circ: 4 \frac{\text{Cartuchos}}{\text{taladro}}$$

Cantidad de explosivos necesarios para el carguío de los taladros del arrastre.

4.9. RESUMEN DEL CÁLCULO DEL DISEÑO.

los resultados calculados del nuevo diseño de malla de perforación se presentan en el anexo 10 y su diseño en el anexo 4.

4.10. ANÁLISIS DE RESULTADOS.

Cantidad de taladros / disparo.

En las tablas 8 y 9 se muestran los taladros utilizados en la malla de perforación empírica anterior. En el anexo 3 se detalla esta malla empírica, mientras que en el anexo 4 se presenta el diseño de la malla según el método de Roger Holmberg. La diferencia en el número de taladros se analiza en la figura 17.



Tabla 8

Número de taladros perforados de la malla empírica.

Taladros	Cantidad
Tal. Alivio.	4
Tal. Arranque.	5
Tal. ayuda del arranque.	8
Tal. ayuda del hastial.	4
Tal. ayuda del arrastre.	4
Tal. ayuda de la corona.	3
Tal. Hastiales.	4
Tal. Arrastre.	5
Tal. Corona.	6
Total	43

En la galería 600 se realizaba una malla empírica con la siguiente distribución de la tabla 8 con un total de 43 taladros perforados lo que genera mayor tiempo de perforación por ende menos eficiencia por la falta de tiempo.

Tabla 9

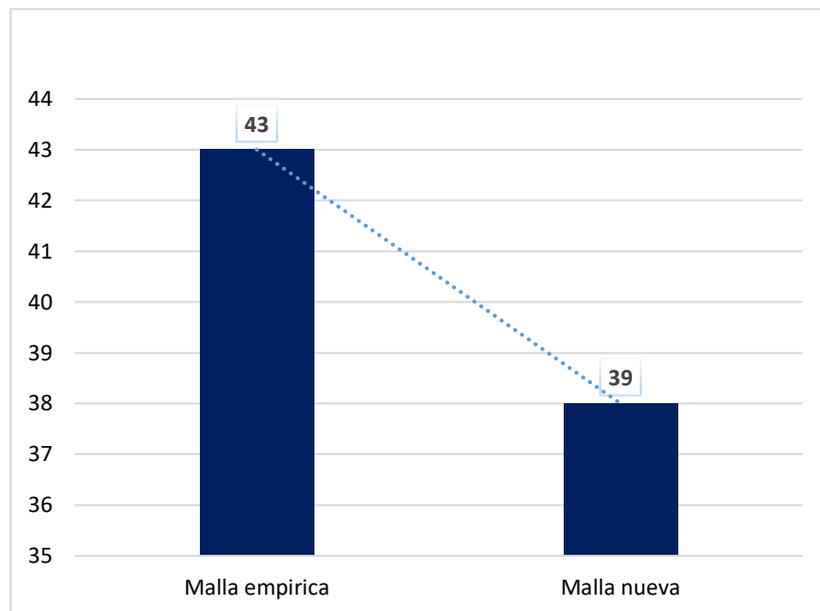
Número de taladros con malla de Holmberg.

Taladros	Cantidad
Tal. Alivio	2
Tal. Arranque	4
Tal. ayuda del arranque	12
Tal. ayuda del hastial	4
Tal. ayuda del arrastre	0
Tal. ayuda de la corona	3
Tal. Hastial	6
Tal. Arrastre	4
Tal. Corona	4
Total	39

Con la aplicación de las ecuaciones de modelo matemático de Roger Holmberg desde la ecuación N°1 hasta la N°52 se obtiene los resultados de la tabla 9 donde se tiene un total de 39 taladros perforados así reduciendo el tiempo de perforación y mejorando la eficiencia.

Figura 16

Cantidad taladros perforados.



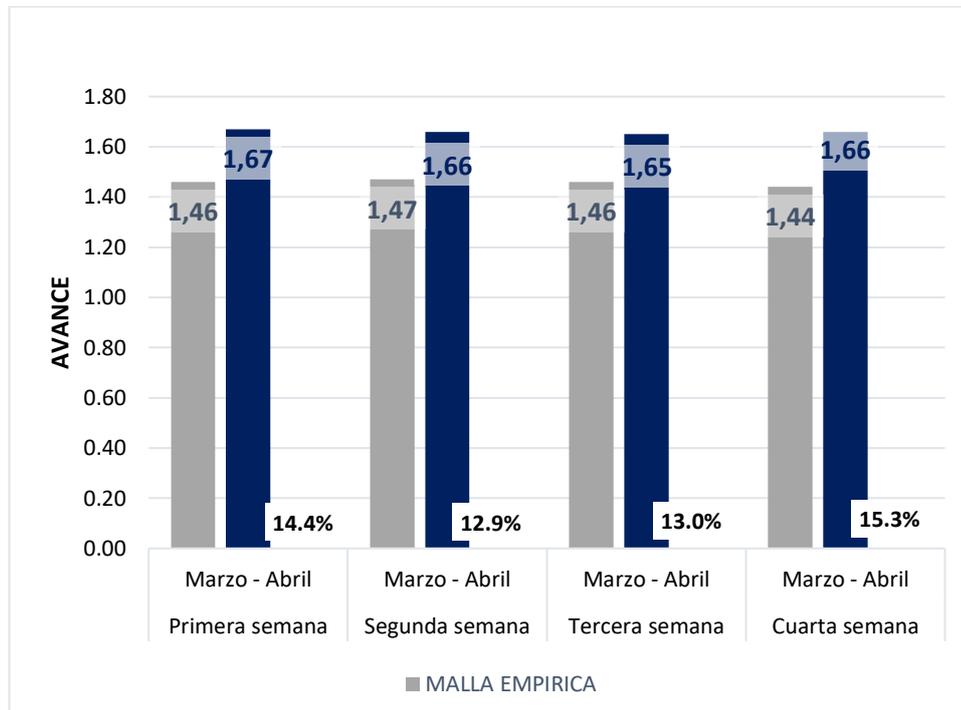
Al realizar el diseño de la nueva malla de perforación aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg, se realiza una comparación de la tabla 8 y tabla 9 y se tiene una optimización de taladros perforados de 43 taladros a 39 taladros esto optimiza el tiempo de perforación así logrando realizar perforaciones más eficientes.

Avance lineal / disparo.

La Figura 17 se ilustra la comparación de los avances promedio que se tomaron control entre los meses de marzo y abril.

Figura 17

Avance real de marzo y abril.



En la figura 17 se aprecia la comparación estadística de los controles de avance lineal del mes de marzo por semanas donde se empleaba una malla empírica teniendo así un avance promedio por mes de 1,46 m el siguiente mes de abril se pone en práctica la malla diseñada por Roger Holmberg optimizando nuestro avance lineal a un promedio de 1,66 m.

Factor de carga por disparo.

En la tabla 10 muestra la cantidad de kilogramos por metro lineal en el frente los cuales son usados por disparo al emplear el nuevo diseño de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg.

Tabla 10

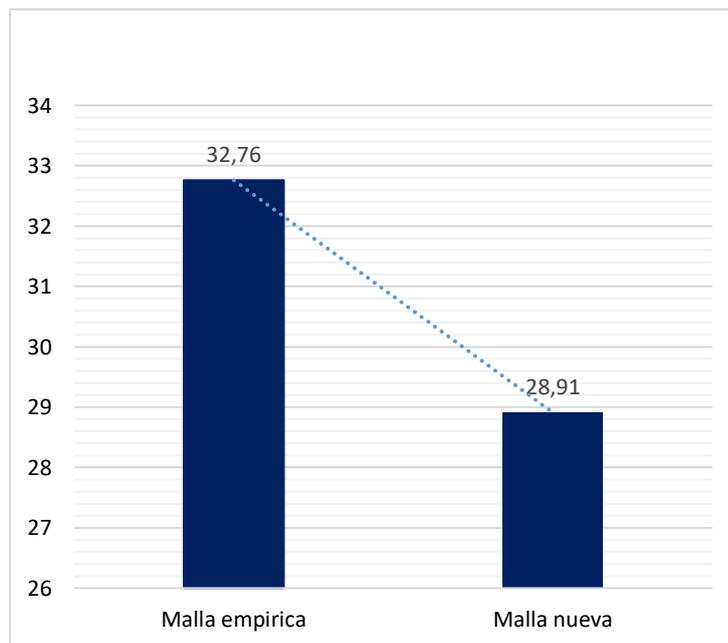
Factor de carga.

Descripción	Kg	Avance	F. de carga
Malla anterior	32,76	1,46	22,4
Malla Actual	28,91	1,66	18,1

En la tabla 10 se aprecia el factor de carga empleada tanto de la malla empírica y de la malla de Roger Holmberg logrando una optimización en el factor de carga de 22,4 kg/m a 18,1 kg/m.

Figura 18

Comparación de kilogramos / voladura.



La figura 18 representa la diferencia en la cantidad de explosivos en Kg utilizados según el tipo de malla de perforación donde se aprecia una optimización en el uso de explosivos.

Optimización de costos por avance lineal.

En la tabla 11 se aprecia los datos de costo por metro según el precio unitario es de 285,2 dólares, con el cual realizando el nuevo diseño se tiene un beneficio de 4563,2 dólares en promedio.

Tabla 11

Costo beneficio del diseño de malla de perforación.

Costo beneficio promedio generado por el diseño de Holmberg					
Malla	Avance	Costo "\$"	Diferencia "\$"	Programa promedio "m"	Beneficio tota "\$"
Empírica	1,46	\$416,39	\$57,04	80	\$4,563.20
Holmberg	1,66	\$473,43			

En la contrata Promin según el P.U el cual se aprecia en el anexo 9 el cual es establecido por CIEMSA realiza un pago de 285.2 dólares por metro de avance realizado al realizar la multiplicación del avance por el P.U se observa una diferencia de 57,04 dólares por metro así logrando una optimización de 4,563.2 dólares por mes.

4.11. DISCUSIÓN DE RESULTADOS.

En este estudio, al realizar un nuevo diseño de malla de perforación y voladura mediante la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg permite mejorar la perforación y voladura en la galería 600 de la contrata Promin esto nos permite entender que las operaciones de perforación y voladura han mejorado, según el autor Rojas Aparco & Flores Solano (2017), en su tesis, "Diseño de perforación y voladura para reducir costos del nivel 1590, cruce 520 de la U.E.A. Capitana - Corporación Laces S.A.C. minería y construcción - Caraveli - Arequipa" ha reducido de 34 a 31 taladros perforados en relación



con la geomecánica del macizo rocozo y con el método matemático de Roger Holmberg. De igual manera Chipana (2015), en la tesis “Diseño de malla perforación y voladura para reducir costo en la Galeria progreso de la contrata Cavilquis-Corporación minera Ananea S.A” Con base en el análisis de cálculos matemáticos y geología de la roca, redujo el número de perforaciones de 45 a 42 taladros El autor Larijo (2019), también al realizar una evaluación de los parámetros de diseño, el trazo de perforación, cantidad y tipo de explosivos a emplear para después realizar una comparación con nuevo diseño de malla se reduce el número de taladros perforados de 39 a 35, lo que influyo directamente en la optimización de las operaciones de perforación.

Quezada (2017), al aplicar el modelo matemático de Holmberg para realizar un diseño la malla de perforación y distribuir el explosivo incrementó el avance de 1.43 m a 1.70 m por disparo en los frentes de Mina Poderosa. De igual manera Barrios (2019), menciona que es factible la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg aumenta la eficiencia de ruptura de 1,30 a 1,42 m/disparo o del 85 % al 93 % y también reduce significativamente la ruptura.

Quispe (2013), de acuerdo con el modelo matemático de Holmberg, se redujo el factor de carga de 3.47 kg/m^3 a 2.52 kg/m^3 en el túnel ventana 01 del proyecto hidroeléctrico San Gabán III. La aplicación de este modelo matemático permite reducir el factor de carga de manera efectiva, como se evidencia en los resultados obtenidos, por lo que se recomienda su uso en futuros proyectos. Así mismo Rivera (2019 con el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto hidroeléctrico se logra reducir el factor de carga explosiva de 3.47 Kg/m^3 a 2.52 Kg/m^3 , obteniendo una voladura controlada.



V. CONCLUSIONES

- La aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg logro la optimización de la perforación y voladura realizando un diseño de una nueva malla estandarizada de perforación y voladura en la galería 600 de Isabela, donde se considera los distintos parámetros de Holmberg logrando una optimización de 43 a 38 taladros.
- La implementación del diseño de la nueva malla de perforación en el desarrollo de galería 600 de Isabela aplicando un modelo matemático de Roger Holmberg ha resultado una optimización del avance lineal, pasando de un 1,46 m a 1,66 m. Como resultado, se ha mejorado el ritmo de avance lineal y se han logrado cumplir las metas de progreso mensualmente.
- Con este nuevo diseño de malla empleado en la galería 600 de Isabela ha resultado en la optimización del factor de carga de la voladura de 22,4 kg/m a 18,2 kg/m. Este cambio ha permitido alcanzar un nivel de voladura más controlado.



VI. RECOMENDACIONES

- Al realizar los cálculos con el espaciamiento y burden practico durante el diseño, para obtener resultados confiables, es necesario tomar en cuenta la geomecánica para obtener el tipo de roca, en esta investigación trabajamos con un RMR de 50 – 60, en el cálculo del número de taladros, es necesario tener en cuenta el perímetro de la sección del túnel, el área de la sección, el factor de roca, la distancia entre taladros, el valor π .
- Se debe planificar el avance diario del trabajo para alcanzar el objetivo fijado, seguimiento continuo de la perforación y voladura, trazado de la malla en el frente, manteniendo el paralelismo, perforación efectiva del barreno y la comunicación constante entre el maestro y el ayudante.
- Planificar capacitación continua en perforación y voladura para todos los trabajadores, aplicar voladura controlada para minimizar el consumo de explosivos y evitar la sobre excavación, se calculó la cantidad de explosivos en función del burden y la longitud efectiva de perforación.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Agreda T., C. (1993). *Modelización Matemática de la Voladura de Rocas*. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Apaza, D. (2013). *Mejoramiento del avance lineal en labores de desarrollo contratistas IESA S.A. U.M. Arcata. Puno*: Tesis, Universidad Nacional del Altiplano. https://biblioteca.unap.edu.pe/opac_css/index.php?lvl=notice_display&id=77543
- Apaza, E. (2020). *Mejora de la perforación y voladura mediante el rediseño de malla y aplicación del corte cilíndrico en labores de avance unidad de producción Alpacay, Minera Yanaquihua*. Arequipa: Tesis, Universidad de San Agustín de Arequipa. <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12773/11673/MIapmoey.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Barrios, G. (2019). *Optimización del diseño de mallas de perforación y voladura defrentes aplicando el modelo matemático de roger holmberg*. Puno: Tesis, Universidad Nacional del Altiplano. <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/12881>
- Bernaola, A., Castilla, G., & Herrera, H. (2013). *Movimiento de Tierras*. Madrid. https://oa.upm.es/21848/8/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.
- Bisquerra, R. (2004). *Metodología de la investigación educativa*. la muralla. https://books.google.com.pe/books/about/Metodolog%C3%ADa_de_la_investigaci%C3%B3n_educat.html?id=VSb4_cVukkcC&redir_esc=y
- Cahuaya, Y., & Jaime, A. (2020). *Implementación de una malla de perforación y voladura aplicando el Método de áreas de influencia para la reducción de costos en una Unidad Minera en el distrito de Yarabamba - Arequipa*. Tesis, Universidad Continental. <https://hdl.handle.net/20.500.12394/9440>
- Camac, A. (2001). *Tecnología de explosivos*. Puno: Facultad de ingeniería de minas.
- Carrasco, R., & Paulo, V. (2015). *Aplicación del Método Holmberg para Optimizar la Malla de Perforación y Voladura en la Unidad Parcoy - Cia Consorcio Minero Horizonte S.A. Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga*. Tesis, <https://repositorio.unsch.edu.pe/items/f8e0f691-5b4a-44ba-b62e-522184f99902>
- Chavez, Y. (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*. Huaraz: Tesis, Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo.



https://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2240/T033_7083_9229_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y

- Chipana, R. (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.* Puno, Tesis, Universidad Nacional Del Altiplano: Universidad Nacional Del Altiplano.
<http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/1937>
- Choque, E. (2017). *Diseño de perforación y voladura por el método roger holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en Cía minera Ares S.A.C. – U.O. Arcata.* Puno: Tesis, Universidad nacional del altiplano.
<http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/4654>
- Churata, J. (2013). *Diseño de malla de perforacion y voladura aplicando el modelo matematico de areas de influencia en la empresa minera marsa.* Arequipa: Tesis, Universidad Nacional de San Agustin de Arequipa.
<http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/3850>
- Enaex. (2014). *Manual de Perforación y Voladura.* Puno.
<https://es.slideshare.net/slideshow/manual-de-tronadura-enaex/31828552>
- Exsa. (2006). *Diseño de voladuras subterráneas, túneles y galerías.* Lima: Exsa.
- Holmberg, R. (1979). *Desing of Tunnel Perimeter Blast-hole Patterns to Prevent Rock Damage.*
- Holmberg, R. (2001). *Rock Blasting and Explosives Engineering.* Estados Unidos: CRC Press.
- Instituto Geológico y Ministerio de España. (s.f.). (s.f.). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas.* España.
- Larijo, R. (2019). *Minimización de costos de perforación y voladura mediante el nuevo diseño de malla en el desarrollo del Crucero 627 de la minera Yanaquihua S.A.C.* Puno: Tesis, Universidad Nacional del Altiplano.
<http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/11171>
- Lopez, C. (2001). *Manual de perforación y voladura de rocas. España: instituto Tecnologico Geominero de España.*
<https://www.geologiaviva.info/wp-content/uploads/2021/07/Manual-de-Perforacion-y-Voladura-de-Rocas.pdf>
- Loza, R. (2013). *Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento de la malla de voladura en la empresa minera Aurífera Retamas S.A.* Tacna: Tesis, Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann.
<https://repositorio.unjbg.edu.pe/handle/20.500.12510/1780>

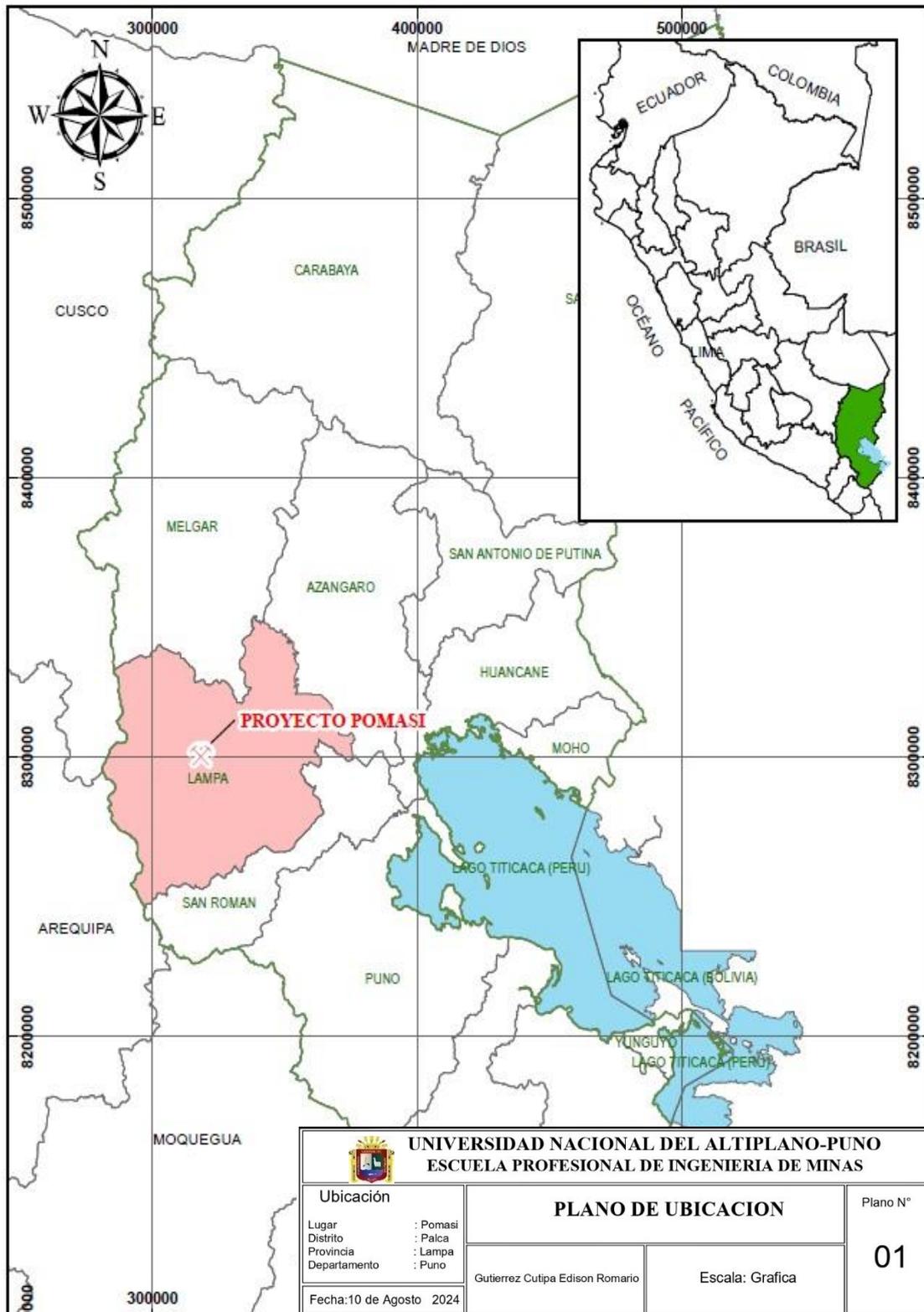


- Ojeda, W. (2007). *Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de Áreas de Influencia*. Perú. Tesis, <https://www.studocu.com/pe/document/universidad-nacional-del-altiplano-de-puno/mineria-general/disenomallas-perforacion-y-voladura-subterranea/46067382>
- Quezada, J. (2017). *Optimización De Perforación Y Voladura Aplicando El Modelo Matemático De Roger Holmberg En Frentes De 3.5m*3m En Roca Tipo Ii Veta Papagayo. Mina Poderosa*. Trujillo. Tesis, <https://dspace.unitru.edu.pe/handle/UNITRU/10020>
- Quispe, C. (2013). *Planeamiento en la construcción del túnel 4 y diseño de malla de perforación con jumbo en la roca I, II, y III, En La Cia. Minera Arcata S.A.* Tesis, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/3912>
- Quispe, J. (2014). *El modelo matemático de Holmberg como alternativa en el diseño de mallas de perforación para optimizar las operaciones de voladura subterránea en la Cia. minera Casapalca S.A.* Huancavelica, Tesis, Universidad Nacional de Huancavelica. <http://repositorio.unh.edu.pe/handle/UNH/599>
- Rivera, H. (2019). *Optimización de Perforación y Voladura Aplicando el Modelo Matemático de Roger Holmberg en el Proyecto Central Hidroeléctrica San Gabán III*. Puno: Tesis, Universidad Nacional del Altiplano. <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/10556>
- Rodríguez, D., & Rojas, E. (2019). *Propuesta de malla de perforación y voladura en el cruce NW 4 y el tajo 8000 para reducción de costos en mina subterránea en La Libertad*. la libertad. Tesis, <https://hdl.handle.net/11537/21032>
- Rojas, K., & Flores, Y. (2017). *Diseño de malla de perforación y voladura para la reducción de costos en el nivel 1590 cruce 520 de la U.E.A. Capitana - Corporación Laces S.A.C. minería y construcción - Caraveli - Arequipa*. Huancavelica: Tesis, Universidad Nacional de Huancavelica. <http://repositorio.unh.edu.pe/handle/UNH/1080>

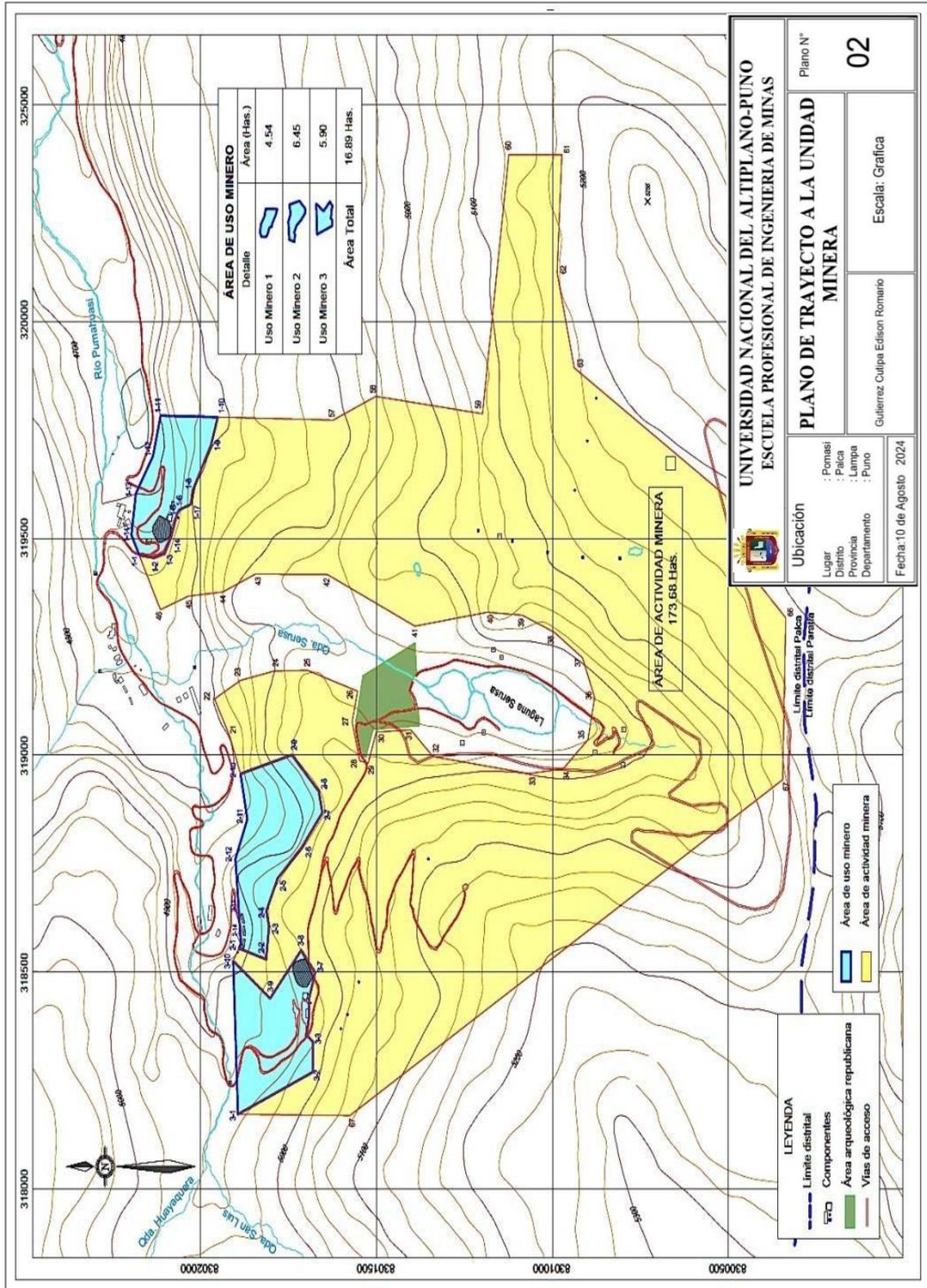


ANEXOS

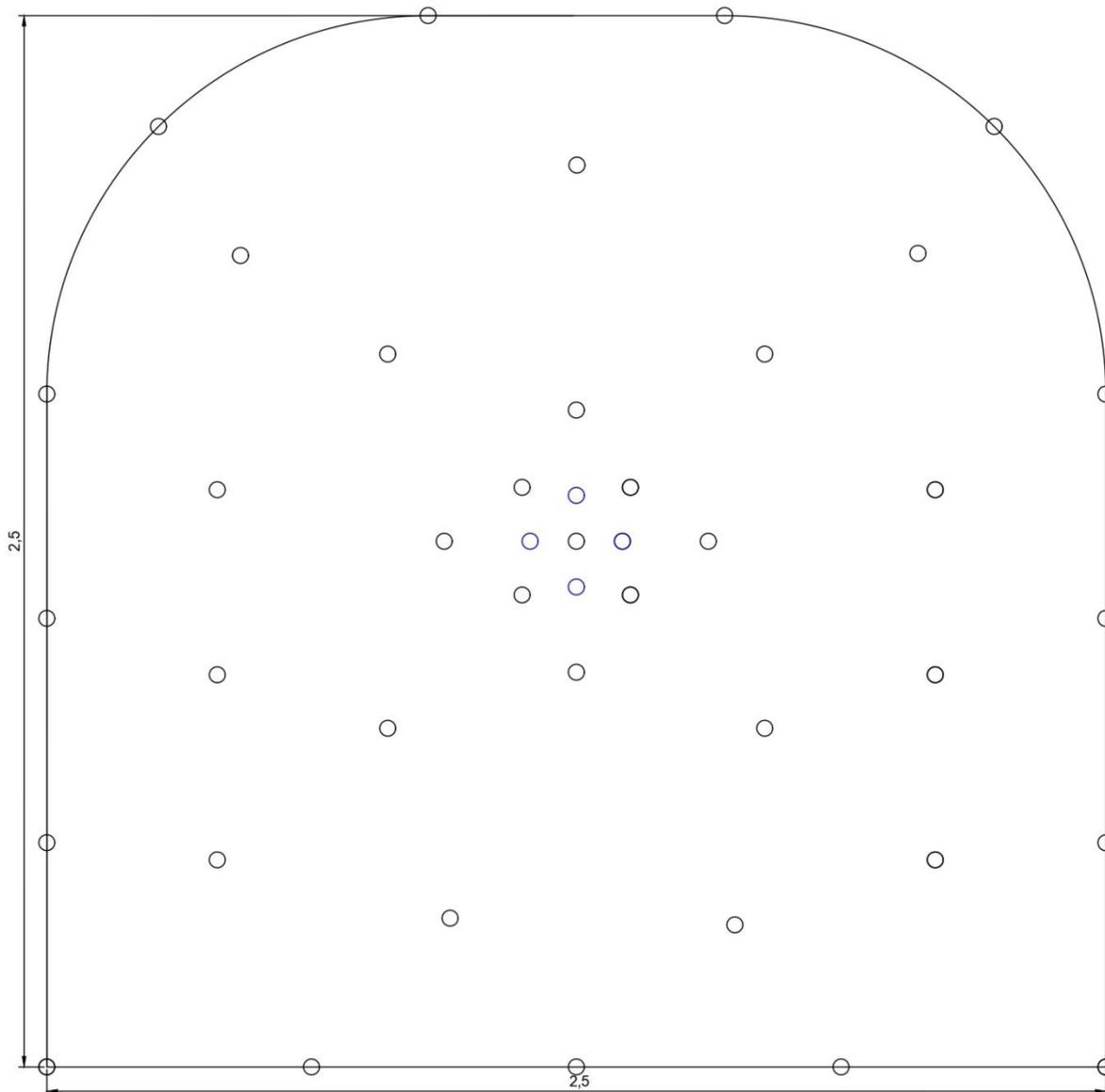
ANEXO 1. Plano de ubicación (escala gráfica).



ANEXO 2. Plano del proyecto Pomasi.

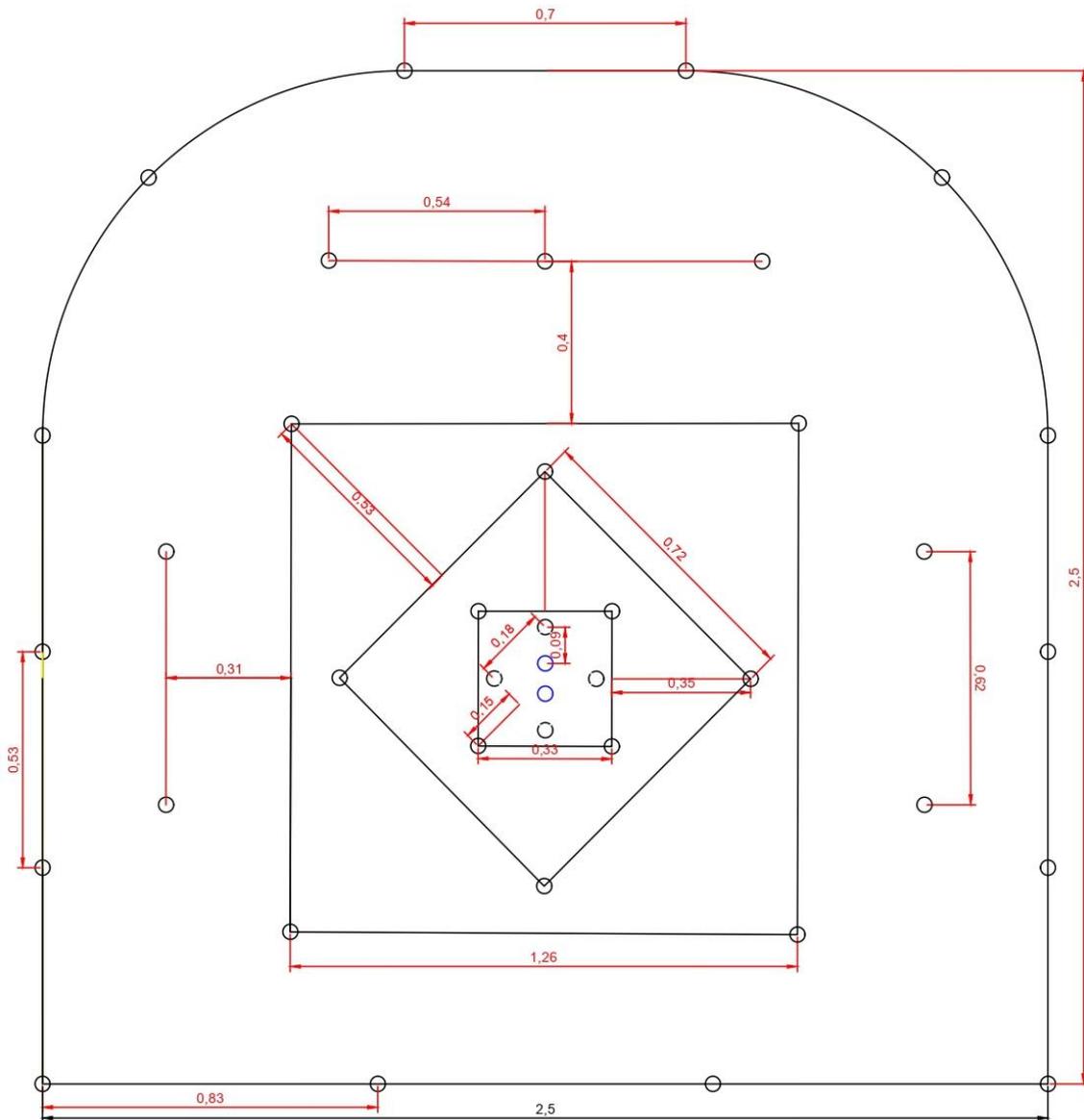


ANEXO 3. Malla de perforación anterior.



Descripción	N° taladros
Tal. Alivio	4
Tal. Arranque	5
Tal. ayuda del arranque	8
Tal. ayuda del hastial	4
Tal. ayuda del arrastre	4
Tal. ayuda de la corona	3
Tal. Hastiales	4
Tal. Arrastre	5
Tal. Corona	6
Total	43

ANEXO 4. Nueva malla de perforación



Descripción	N° taladros
Tal. Alivio	2
Tal. Arranque	4
Tal. ayuda del arranque	12
Tal. ayuda del hastial	4
Tal. ayuda del arrastre	0
Tal. ayuda de la corona	3
Tal. Hastial	6
Tal. Arrastre	4
Tal. Corona	4
Total	39

ANEXO 5. Diseño de malla de perforación en la galería 600 de Isabela



ANEXO 6. Carguío del frente con emulnor.



Emulnor y
Carmex



ANEXO 7. Control de avance real de la anterior malla.

CONTROL DE AVANCES DIARIOS EN LA GL 600 -CONTRATA PROMIN													
SUPERVISOR		EDISON GUTIERREZ		LONG. DEL BARRENO		6 ft		PROGRAMACION MENSUAL		80.6			
MAQUINA		JACK LEG		DENSIDAD DE LA ROCA		2.2		CUMPLIMIENTO MENSUAL		75.89			
PROM. AVANCE REAL "m"		1.46		(gr./cm3)				% CUMPLIDO		94.2%			
FECHA	TURNO	VETA	LABOR	SECCION "m"	Av. Prog "m"	Tal. Perf "unid"	Tal. Carg "unid"	Perf. Efec "m"	Avance Real "m"	Efic. Disparo "%"	ROTURA "m3"	TM	COMPLIMIENTO "%"
1/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.51	92%	8.909	19.5998	97.4%
1/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.48	90%	8.732	19.2104	95.5%
2/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.5	91%	8.85	19.47	96.8%
2/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.4	85%	8.26	18.172	90.3%
3/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.45	88%	8.555	18.821	93.5%
3/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.47	89%	8.673	19.0806	94.8%
4/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.4	85%	8.26	18.172	90.3%
4/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.48	90%	8.732	19.2104	95.5%
6/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.54	93%	9.086	19.9892	99.4%
6/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.45	88%	8.555	18.821	93.5%
7/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.48	90%	8.732	19.2104	95.5%
7/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.33	81%	7.847	17.2634	85.8%
8/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.5	91%	8.85	19.47	96.8%
8/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.4	85%	8.26	18.172	90.3%
9/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.48	90%	8.732	19.2104	95.5%
9/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.52	92%	8.968	19.7296	98.1%
10/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.51	92%	8.909	19.5998	97.4%
10/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.5	91%	8.85	19.47	96.8%
13/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.53	93%	9.027	19.8594	98.7%
13/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.46	88%	8.614	18.9508	94.2%
14/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.4	85%	8.26	18.172	90.3%
14/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.42	86%	8.378	18.4316	91.6%
16/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.45	88%	8.555	18.821	93.5%
16/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.5	91%	8.85	19.47	96.8%
17/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.53	93%	9.027	19.8594	98.7%
17/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.48	90%	8.732	19.2104	95.5%
18/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.46	88%	8.614	18.9508	94.2%
18/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.45	88%	8.555	18.821	93.5%
19/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.52	92%	8.968	19.7296	98.1%
19/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.49	90%	8.791	19.3402	96.1%
20/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.51	92%	8.909	19.5998	97.4%
20/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.46	88%	8.614	18.9508	94.2%
21/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.52	92%	8.968	19.7296	98.1%
21/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.54	93%	9.086	19.9892	99.4%
22/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.25	76%	7.375	16.225	80.6%
22/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.38	84%	8.142	17.9124	89.0%
23/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.45	88%	8.555	18.821	93.5%
23/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.45	88%	8.555	18.821	93.5%
24/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.25	76%	7.375	16.225	80.6%
24/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.53	93%	9.027	19.8594	98.7%
25/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.48	90%	8.732	19.2104	95.5%
25/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.54	93%	9.086	19.9892	99.4%
26/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.46	88%	8.614	18.9508	94.2%
26/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.52	92%	8.968	19.7296	98.1%
28/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.3	79%	7.67	16.874	83.9%
28/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.46	88%	8.614	18.9508	94.2%
29/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.43	87%	8.437	18.5614	92.3%
29/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.38	84%	8.142	17.9124	89.0%
30/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.47	89%	8.673	19.0806	94.8%
30/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.42	86%	8.378	18.4316	91.6%
31/03/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.54	93%	9.086	19.9892	99.4%
31/03/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	43	39	1.65	1.46	88%	8.614	18.9508	94.2%



ANEXO 8. Control de avance con la nueva malla.

CONTROL DE AVANCES DIARIOS EN LA GL 600 -CONTRATA PROMIN													
SUPERVISOR		EDISON GUTIERREZ		LONG. DEL BARRENO		6ft		PROGRAMACION MENSUAL		83.7			
MAQUINA		JACK LEG		DENSIDAD DE LA ROCA		2.2		CUMPLIMIENTO MENSUAL		89.69			
PROM. AVANCE REAL "m"		1.66		(gr./cm3)				% CUMPLIDO		107.2%			
FECHA	TURNO	VETA	LABOR	SECCION "m"	Av. Prog "m"	Tal. Perf "unid"	Tal. Carg "unid"	Perf. Efec "m"	Avance Real "m"	Efic. Disparo "%"	ROTURA "m3"	TM	COMPLIMIENTO "%"
1/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.65	95%	9.735	21.417	106.5%
1/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.68	97%	9.912	21.8064	108.4%
2/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.65	95%	9.735	21.417	106.5%
2/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.67	96%	9.853	21.6766	107.7%
3/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.65	95%	9.735	21.417	106.5%
3/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.7	98%	10.03	22.066	109.7%
5/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.7	98%	10.03	22.066	109.7%
5/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.65	95%	9.735	21.417	106.5%
6/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.69	97%	9.971	21.9362	109.0%
6/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.65	95%	9.735	21.417	106.5%
7/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.67	96%	9.853	21.6766	107.7%
7/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.65	95%	9.735	21.417	106.5%
8/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.63	94%	9.617	21.1574	105.2%
8/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.68	97%	9.912	21.8064	108.4%
9/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.72	99%	10.148	22.3256	111.0%
9/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.65	95%	9.735	21.417	106.5%
10/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.7	98%	10.03	22.066	109.7%
10/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.65	95%	9.735	21.417	106.5%
11/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.7	98%	10.03	22.066	109.7%
11/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.63	94%	9.617	21.1574	105.2%
12/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.61	93%	9.499	20.8978	103.9%
12/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.67	96%	9.853	21.6766	107.7%
13/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.62	93%	9.558	21.0276	104.5%
13/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.68	97%	9.912	21.8064	108.4%
15/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.68	97%	9.912	21.8064	108.4%
15/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.6	92%	9.44	20.768	103.2%
16/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.68	97%	9.912	21.8064	108.4%
16/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.65	95%	9.735	21.417	106.5%
17/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.61	93%	9.499	20.8978	103.9%
17/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.73	99%	10.207	22.4554	111.6%
18/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.7	98%	10.03	22.066	109.7%
18/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.66	95%	9.794	21.5468	107.1%
19/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.65	95%	9.735	21.417	106.5%
19/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.6	92%	9.44	20.768	103.2%
20/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.72	99%	10.148	22.3256	111.0%
20/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.68	97%	9.912	21.8064	108.4%
21/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.62	93%	9.558	21.0276	104.5%
21/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.65	95%	9.735	21.417	106.5%
22/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.67	96%	9.853	21.6766	107.7%
22/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.6	92%	9.44	20.768	103.2%
23/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.69	97%	9.971	21.9362	109.0%
23/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.65	95%	9.735	21.417	106.5%
24/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.64	94%	9.676	21.2872	105.8%
24/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.7	98%	10.03	22.066	109.7%
25/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.68	97%	9.912	21.8064	108.4%
25/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.65	95%	9.735	21.417	106.5%
26/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.63	94%	9.617	21.1574	105.2%
26/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.68	97%	9.912	21.8064	108.4%
27/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.65	95%	9.735	21.417	106.5%
27/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.68	97%	9.912	21.8064	108.4%
29/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.66	95%	9.794	21.5468	107.1%
29/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.62	93%	9.558	21.0276	104.5%
30/04/2023	DIA	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.67	96%	9.853	21.6766	107.7%
30/04/2023	NOCHE	ISABELA	GL. 600	2.5 X 2.5	1.6	39	37	1.74	1.64	94%	9.676	21.2872	105.8%



ANEXO 9. Precios Unitarios de la contrata Promin.

GALERIAS 2.50 X 2.50				
DETALLE	LIMPIEZA CON PALA			
AVANCE			1.40	mts.
T. CAMBIO			S/. 3.80	
Nº TALADROS CARGADOS			38.00	
Nº TALADROS DE ALIVIO				
Nº TALADROS DE ALIVIO (2.5)			2.00	
EFICIENCIA DE PERFORACION			90%	
EFICIENCIA DE DISPARO			85%	
LONGITUD DE PERFORACION			6.00	pies.
COSTOS DIRECTOS				
MANO DE OBRA				
	CANT		S/ TAREA	TOTAL
PERFORISTA	1.00		70.0	70.00
AYUDANTE	1.00		66.0	66.00
PEON	0.00		60.0	0.00
CARRILANO - TUBERO	0.00		70.0	0.00
				136.00
L. B. SOCIALES :			110.46%	150.22
				286.22
TOTAL : \$				75.32
TOTAL MANO OBRA DIRECTA				53.84
SUPERVISION	CANT.	INCID.	S/DIA	TOTAL
ING. RESIDENTE	1	6.67%	216.67	14.45
ING. SEGURIDAD	1	6.67%	166.67	11.12
ING. JEFE GUARDIA	1	6.67%	133.33	8.89
ADMINISTRADOR	1	6.67%	66.67	4.45
ALMACENERO	1	6.67%	70.00	4.67
				43.58
			71.93%	31.35
			S/.	74.92
BODEGUERO	1	6.67%	66.00	4.40
MECANICO	1	6.67%	70.00	4.67
CAPATAZ	1	6.67%	75.00	5.00
				14.07
			110.46%	15.55
				29.62
IMPLEMETOS DE SEGURIDAD		53.36%	2.92	27.51
				1.56
				29.07
TOTAL SUPERVISION				20.78
IMPLEMENTOS SEGURIDAD	CANT.	V.UTIL	PRECIO	COSTO
MAMELUCO	2.00	180.00	28.20	0.31
BOTAS DE JEBE	2.00	180.00	21.30	0.24
GUANTES DE CUERO	2.00	20.00	9.50	0.95
PANTALÓN DE JEBE	2.00	150.00	20.44	0.27
SACOS DE JEBE	2.00	150.00	21.05	0.28
CORREA PORTA LAMPARA	2.00	180.00	8.42	0.09
CASCO PROTECTOR	2.00	360.00	16.50	0.09
REPIRADORES	2.00	360.00	36.94	0.21
FILTROS	4.00	20.00	15.80	3.16
TAPA PROTECTOR DE CARTUCHO	4.00	90.00	4.50	0.20
TAPÓN DE OIDO	2.00	180.00	23.00	0.26
LAMPARAS ELÉCTRICAS	2.00	360.00	111.27	0.62
LENTES DE SEGURIDAD	2.00	90.00	9.03	0.20
BARBIQUEJOS	2.00	90.00	2.44	0.05
TAFILETE PARA CASCO	2.00	180.00	10.50	0.12
				7.05
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD				5.04

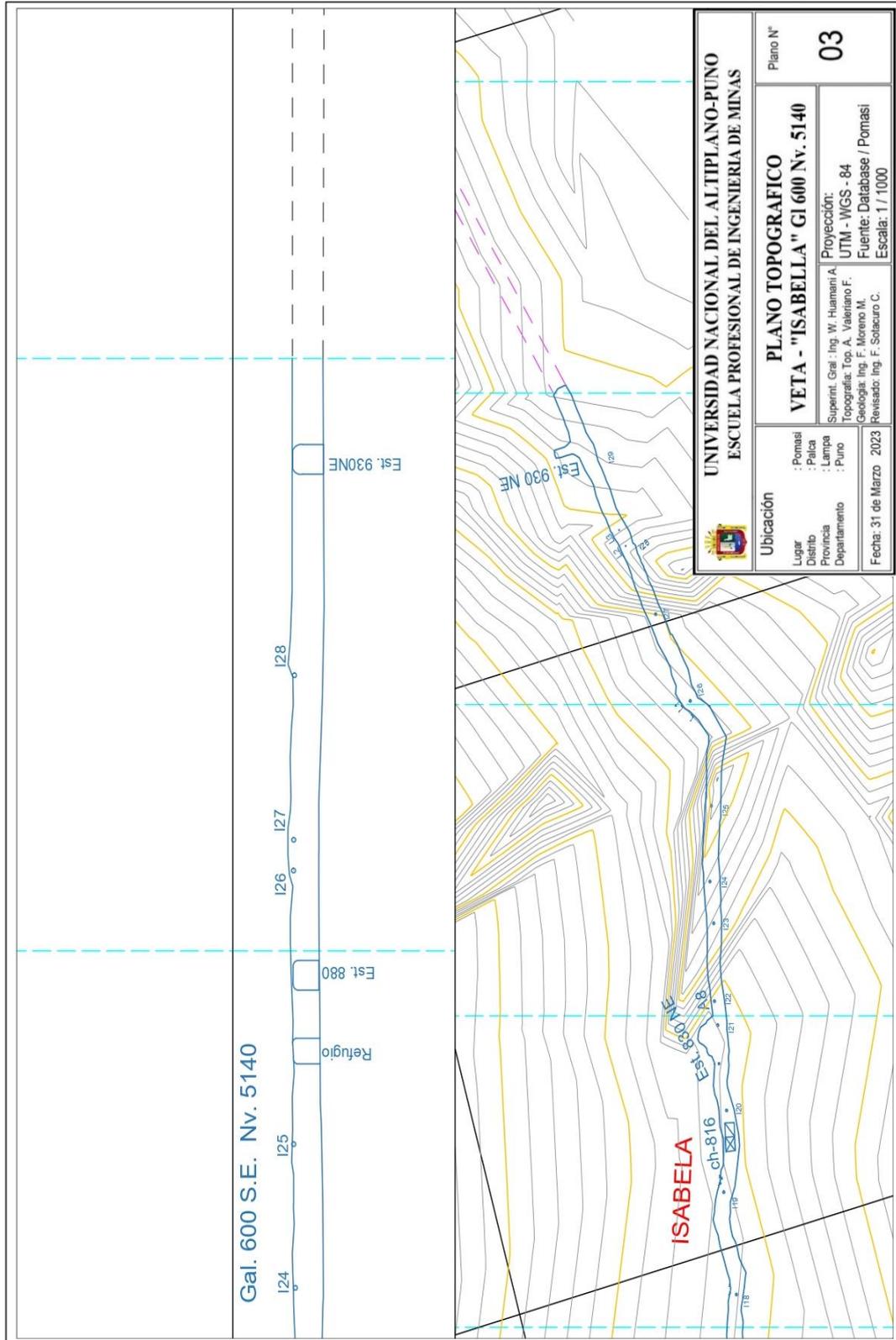


PERFORACION	CANT.	V.UTIL	PRECIO	US\$ / P.P.
PERFORADORA	1.00	100000	4905.58	0.05
REPUESTOS			100%	0.05
				0.10
PIES PERFORADOS				242.00
			\$:	23.74
ACEITE DE PERFORACION	1	3.00	12.96	4.32
BARRA CONICA DE PERFORACION	1.00	1000.00	120.20	27.65
BROCA 38MM	1.00	250.00	35.54	32.70
BARRA ESCARIADORA	1.00	850.00	249.39	3.52
BROCA DE 60MM	1.00	400.00	200.85	6.03
				69.89
ALAMBRE Nº 16 Y ACCESORIOS				1.32
MANGUERA DE 1"	30.00	90.00	8.70	2.90
MANGUERA DE ½"	30.00	90.00	6.62	2.21
				6.43
POR DISPARO				104.38
TOTAL PERFORACION :				74.61
VOLADURA				
EMULNOR 5000	19.72		1.77	34.90
EMULNOR 3000	6.61		1.59	10.51
EMULNOR 1000				0.00
EMULNOR 500				0.00
CARMEX	38.00		0.77	29.26
MECHA RAPIDA	10.00		0.45	4.50
				79.17
TOTAL VOLADURA :				56.59
HERRAMIENTAS	CANT	V. UTIL	PRECIO	COSTO
LAMPA	2	30.00	13.38	0.89
PICO	2	30.00	18.00	1.20
LLAVE STILSON 14"	1	270.00	27.98	0.10
LLAVE FRANCESA 24"	1	270.00	26.07	0.10
BARRETILLA 8'	1	120.00	43.36	0.36
BARRETILLA 6'	2	120.00	35.78	0.60
BARRETILLA 4'	2	120.00	22.25	0.37
CUCHARILLA	1	60.00	5.01	0.08
ATACADOR	2	15.00	5.56	0.74
GUIADORES	3	20.00	5.56	0.83
PUNZON DE COBRE	1	150.00	7.09	0.05
FLEXOMETRO	1	20.00	5.72	0.29
PINTURA	1	4.00	3.81	0.95
LLAVE SACA BARRENO	1	90.00	10.17	0.11
ARCO DE SIERRA	1	90.00	13.00	0.14
HOJA DE SIERRA	1	10.00	1.91	0.19
MOCHILA	1	90.00	27.02	0.30
SOPLETE	1	120.00	11.13	0.09
ACEITERA	1	160.00	13.35	0.08
COMBA DE 6LB	1	120.00	27.02	0.23
COMBA DE 24LB	1	160.00	45.00	0.28
SANTIAGO	1	720.00	1335.19	1.85
				9.85
TOTAL HERRAMIENTAS				7.04
EQUIPOS VARIOS				\$ / DISP
PALA NEUMATICA	2.94	\$/m3		18.12
CAMION DE SERVICIOS	180.75	0.00%		0.00
CAMIONETA	143.02	6.67%		9.54
TOTAL :				27.66
TOTAL EQUIPOS :				19.77
COSTO POR METRO :				237.67
PRECIO POR METRO DE AVANCE				
GASTOS GENERALES			10.00%	23.77
UTILIDAD			10.00%	23.77
TOTAL COSTO POR METRO :				285.20

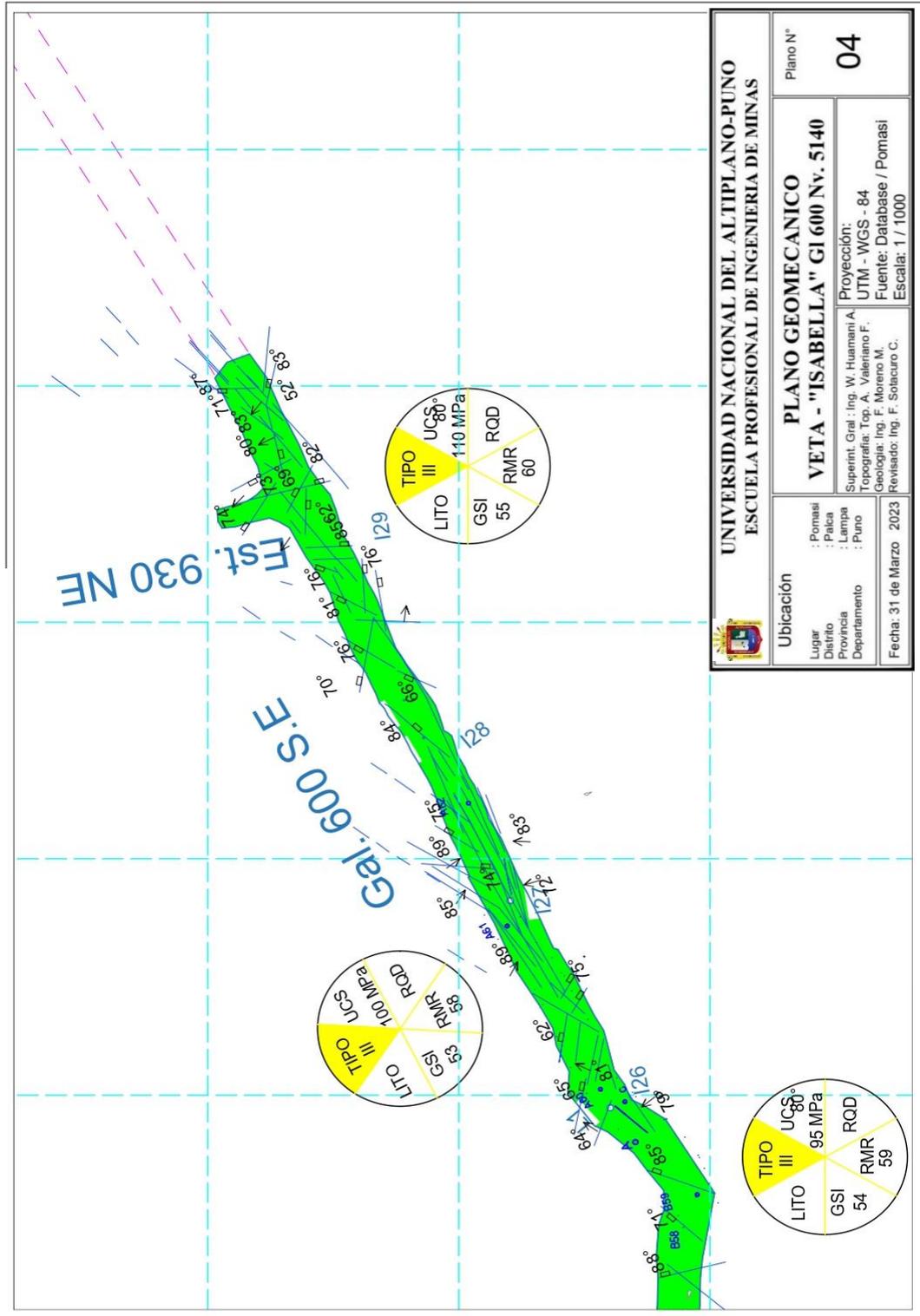
ANEXO 10. Resumen de taladros y explosivos

Descripción	B practico	E	Sin carga	N° tal Cargados	Kg/tal	Cart/tal	Kg/tal	Explosivos - Emulnor (1/12)					
								EM 1000 (unid)	EM 3000 (unid)	EM 5000 (unid)	EM 5000 (Kg)		
Tal arranque	0,09	0,18	2	4	5	5	0,90	EM 1000 (Kg) 0,175	EM 3000 (unid) 0,176	EM 5000 (unid) 20	EM 5000 (Kg) 3000 (Kg) 5000 (Kg)	kg/Cartucho 0,179	kg/Cartucho 3,58
Tal. 1° cuadrante	0,15	0,33		4	5	5	0,88		20		3,52		
Tal. 2° cuadrante	0,35	0,72		4	5	5	0,88		20		3,52		
Tal. 3° cuadrante	0,53	1,26		4	5	5	0,88		20		3,52		
Tal. ay hastiales	0,31	0,62		4	4	4	0,70		16		2,82		
Tal. ay corona	0,40	0,54		3	4	4	0,70		12		2,11		
Tal. ay arrastre	0	0		0	0	0	0						
Tal. Hastiales	0,34	0,53		6	4	4	0,70	4,19		24			
Tal. Corona	0,75	0,7		4	4	4	0,70	2,79		16			
Tal. Arrastre	0,92	0,83		4	4	4	0,72			16		2,86	
Total, tal. Perfo.			2	37	40	40		6,98	88,00	40,00	15,49	36,00	6,44
Total, explosivos				39				Unidades	164	Kilogramos	28.91		

ANEXO 12. Plano topográfico de la galería 600 de Isabela



ANEXO 13. Plano Geomecánico de la galería 600 de Isabela



		UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO-PUNO ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		Plano N°	04
PLANO GEOMECANICO VETA - "ISABELLA" GI 600 Nv. 5140		Proyección: UTM - WGS - 84 Fuente: Database / Pomasi Escala: 1 / 1000			
Ubicación Lugar : Pomasi Distrito : Palca Provincia : Lampa Departamento : Puno		Superint. Gral : Ing. W. Huamani A. Topografía: Top. A. Valeriano F. Geología: Ing. F. Moreno M. Revisado: Ing. F. Solacuro C.			
Fecha: 31 de Marzo 2023					



AUTORIZACIÓN PARA EL DEPÓSITO DE TESIS O TRABAJO DE INVESTIGACIÓN EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

Por el presente documento, Yo Edison Romario Gutierrez Gupta
identificado con DNI 70182576 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado

Ingeniería de Minas

informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación denominada:

“ Modelo matemático de Roger Holmberg para la optimización de la perforación y voladura en el proyecto Santa Isabela - Gt 600 - Unidad Minera Pomasi. ”

para la obtención de Grado, Título Profesional o Segunda Especialidad.

Por medio del presente documento, afirmo y garantizo ser el legítimo, único y exclusivo titular de todos los derechos de propiedad intelectual sobre los documentos arriba mencionados, las obras, los contenidos, los productos y/o las creaciones en general (en adelante, los “Contenidos”) que serán incluidos en el repositorio institucional de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno.

También, doy seguridad de que los contenidos entregados se encuentran libres de toda contraseña, restricción o medida tecnológica de protección, con la finalidad de permitir que se puedan leer, descargar, reproducir, distribuir, imprimir, buscar y enlazar los textos completos, sin limitación alguna.

Autorizo a la Universidad Nacional del Altiplano de Puno a publicar los Contenidos en el Repositorio Institucional y, en consecuencia, en el Repositorio Nacional Digital de Ciencia, Tecnología e Innovación de Acceso Abierto, sobre la base de lo establecido en la Ley N° 30035, sus normas reglamentarias, modificatorias, sustitutorias y conexas, y de acuerdo con las políticas de acceso abierto que la Universidad aplique en relación con sus Repositorios Institucionales. Autorizo expresamente toda consulta y uso de los Contenidos, por parte de cualquier persona, por el tiempo de duración de los derechos patrimoniales de autor y derechos conexos, a título gratuito y a nivel mundial.

En consecuencia, la Universidad tendrá la posibilidad de divulgar y difundir los Contenidos, de manera total o parcial, sin limitación alguna y sin derecho a pago de contraprestación, remuneración ni regalía alguna a favor mío; en los medios, canales y plataformas que la Universidad y/o el Estado de la República del Perú determinen, a nivel mundial, sin restricción geográfica alguna y de manera indefinida, pudiendo crear y/o extraer los metadatos sobre los Contenidos, e incluir los Contenidos en los índices y buscadores que estimen necesarios para promover su difusión.

Autorizo que los Contenidos sean puestos a disposición del público a través de la siguiente licencia:

Creative Commons Reconocimiento-NoComercial-CompartirIgual 4.0 Internacional. Para ver una copia de esta licencia, visita: <https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

En señal de conformidad, suscribo el presente documento.

Puno 02 de Setiembre del 20 24

FIRMA (obligatoria)



Huella



DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD DE TESIS

Por el presente documento, Yo Edison Romario Gutierrez Gutierrez
identificado con DNI 70182576 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado
Ingeniería de Minas

informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación denominada:
" Modelo matemático de Roger Holmberg para la optimización de la
perforación y voladura en el proyecto Santa Isabela - G-2 600 - Unidad
minera Pomasi. "

Es un tema original.

Declaro que el presente trabajo de tesis es elaborado por mi persona y **no existe plagio/copia** de ninguna naturaleza, en especial de otro documento de investigación (tesis, revista, texto, congreso, o similar) presentado por persona natural o jurídica alguna ante instituciones académicas, profesionales, de investigación o similares, en el país o en el extranjero.

Dejo constancia que las citas de otros autores han sido debidamente identificadas en el trabajo de investigación, por lo que no asumiré como tuyas las opiniones vertidas por terceros, ya sea de fuentes encontradas en medios escritos, digitales o Internet.

Asimismo, ratifico que soy plenamente consciente de todo el contenido de la tesis y asumo la responsabilidad de cualquier error u omisión en el documento, así como de las connotaciones éticas y legales involucradas.

En caso de incumplimiento de esta declaración, me someto a las disposiciones legales vigentes y a las sanciones correspondientes de igual forma me someto a las sanciones establecidas en las Directivas y otras normas internas, así como las que me alcancen del Código Civil y Normas Legales conexas por el incumplimiento del presente compromiso

Puno 02 de septiembre del 2024

FIRMA (obligatoria)



Huella