

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TESIS

**Modelo matemático de Roger Holmberg aplicado a la perforación
y voladura en labores de avances de una mina subterránea en la
costa de Lima**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Luis Alberto Huaira Rondo

 [0000-0001-8051-4367](https://orcid.org/0000-0001-8051-4367)

Asesor

Dr. Jimmy Aurelio Rosales Huamani

 [0000-0002-3737-8694](https://orcid.org/0000-0002-3737-8694)

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Huaira Rondo [1]
Referencia/Reference	[1] L. Huaira Rondo, <i>“Modelo matemático de Roger Holmberg aplicado a la perforación y voladura en labores de avances de una mina subterránea en la costa de Lima”</i> [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Huaira, 2025)
Referencia/Reference	Huaira, L. (2025). <i>Modelo matemático de Roger Holmberg aplicado a la perforación y voladura en labores de avances de una mina subterránea en la costa de Lima</i> . [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

Dedico a mis padres, Leonor Aurelia Rondo y Luis Augusto Chacaltana, por el amor incondicional y el sacrificio que dieron para brindarme las oportunidades que hicieron posible este logro.

A mis mentores y profesores, por su inspiración, guía y sabiduría de las cuales me ayudaron a crecer de forma personal y profesionalmente.

A mis hermanos, Alejandro, Ashly, María Esperanza y María de los Ángeles, y enamorada Maryorith, por sus ánimos, apoyo incondicional y estar siempre en los momentos difíciles.

A todas la demás personas que han contribuido en este proyecto, desearles mi más sincero agradecimiento. Su apoyo fue crucial para la realización de esta tesis.

Este trabajo es dedicado a todos ustedes con mucho cariño y profundo agradecimiento.

Agradecimientos

Quiero expresar mi más sincero y profundo agradecimiento a todas las personas que han colaborado en la ejecución de esta tesis.

En primer lugar expresar mi más grande gratitud al Ing. José Corimanya y al Ing. Jimmy Rosales por su paciencia, dedicación y guía experta durante todo el largo proceso de investigación. Sus observaciones y orientaciones han sido de gran valor para el desarrollo de este plan.

De igual manera agradezco al Ing. Mario Montes quien me apoyo para dar inicio con esta investigación, por compartir su conocimiento e inspirarme a explorar nuevas ideas en este campo de estudio.

Agradezco de forma profunda a mi familia por su constante soporte, su amor incondicional y por creer en mí. Ustedes fueron quienes me alentaron y me dieron mucha motivación.

Resumen

En la Compañía minera Condestable la contrata Opermin SAC se encarga de brindar los trabajos de avance de preparación y desarrollo. Se ubica en el distrito de Mala provincia de Cañete, región de Lima – Perú. Durante las actividades de perforación y voladura se pudieron identificar problemas como los tiros soplados, tiros anillados esto por motivo de un mal diseño de malla de perforación. Estos problemas llegaron a afectar de forma negativa el cumplimiento del programa mensual de avance lineal. El objetivo general es la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar las operaciones de perforación y voladura en labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima con el fin de aumentar el avance lineal, disminuir el número de taladros y el factor de carga. Este método es tipo cuantitativo, aplicativo y con características de tipo cuasi – experimental. El resultado al utilizar el modelo matemático de Roger Holmberg se pudo generar una nueva malla de perforación y voladura, logrando disminuir el número de taladros perforados de 46 a 39 taladros, se logró aumentar el avance lineal de 3.78 m a 4.20 m, se pudo mejorar el factor de carga disminuyendo de 56.53 kg/m a 38.64 kg/m. En conclusión se logró mejorar de las operaciones de perforación y voladura para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima con el modelo matemático de Roger Holmberg.

Palabras clave — Mejorar, Modelo matemático de Roger Holmberg, perforación, voladura.

Abstract

At the Condestable Mining Company, the contractor Opermin SAC is responsible for providing the preparation and development work. The company is located in the Mala district, Cañete province, Lima region, Peru. During drilling and blasting activities, problems such as blow holes and ring holes were identified due to poor drilling pattern design. These problems negatively affected compliance with the monthly linear advance program. The overall objective is to apply Roger Holmberg's mathematical model to improve drilling and blasting operations during the advancement of an underground mine on the coast of Lima, aiming to increase linear advance, reduce the number of drill holes, and reduce the load factor. This method is quantitative, applicative, and has quasi-experimental characteristics. Using Roger Holmberg's mathematical model, a new drilling and blasting grid was generated, reducing the number of holes drilled from 46 to 39, increasing linear advance from 3.78 m to 4.20 m, and improving the load factor from 56.53 kg/m to 38.64 kg/m. In conclusion, drilling and blasting operations for the advancement of an underground mine off the coast of Lima were improved using Roger Holmberg's mathematical model.

Keywords — Improvement, Roger Holmberg's mathematical model, drilling, blasting.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xiv
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1. Generalidades	1
1.1.1. Unidad de estudio	1
1.1.2. Historia	1
1.1.3. Ubicación y accesibilidad	3
1.1.4. Clima	4
1.1.5. Geología regional	4
1.1.6. Geología local	6
1.1.7. Método de explotación Condestable	7
1.1.8. Ciclo de minado	9
1.2. Planteamiento de la realidad problemática	20
1.2.1 Problema general	21
1.2.2 Problemas específicos	21
1.3. Objetivos	21
1.3.1. Objetivo general	21
1.3.2 Objetivos específicos	21
1.4 Hipótesis	21
1.4.1 Hipótesis general	21
1.4.2 Hipótesis específicas	22
1.5. Variables	22
1.5.1 Variables independientes	22
1.5.2 Variables dependientes	22
1.6 Indicadores	22

1.6.1	Indicadores de la variable independiente.....	22
1.6.2	Indicadores de la variable dependiente	22
1.7	Antecedentes referenciales	24
1.7.1	Antecedentes internacionales.....	24
1.7.2	Antecedentes nacionales	24
1.8.	Metodología de investigación	26
1.8.1.	Tipo de investigación.....	26
1.8.2.	Diseño de investigación.....	27
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual.....		28
2.1	Marco teórico.....	28
2.1.1	Perforación y voladura.....	28
2.1.2	Descripción del postulado de Holmberg para una malla de perforación.....	28
2.1.3	Cálculos para el área, perímetro, N° de taladros y avance lineal	32
2.1.4	Procedimiento para el diseño de arranque	37
2.1.5	Cálculo del burden máximo “ $B_{\max 1}$ ” del 1er cuadrante.....	41
2.1.6	Procedimiento para calcular los taladros de hastiales o paredes.....	44
2.1.7	Procedimiento para calcular los taladros de la corona o techo	50
2.1.8	Procedimiento para calcular los taladros del arrastre o piso	52
2.2	Marco conceptual	54
2.2.1	Factor de carga	54
2.2.2	Distancia entre taladros.....	54
2.2.3	Longitud de los taladros	54
2.2.4	Avance por voladura.....	54
2.2.5	Carguío	55
2.2.6	Cara libre.....	55
2.2.7	Burden.....	55
2.2.8	Espaciamiento.....	55
2.2.9	Explosivo	55

2.2.10 Malla	55
2.2.11 Taladro	55
2.2.12 Vibraciones	56
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación	57
3.1 Recolección de datos	57
3.1.1 Perforación de avances con jumbo.....	57
3.1.2 Instrumentos de recolección de datos	57
3.2 Factores que afectan a la eficiencia de perforación y voladura.....	57
3.2.1 Marcado de malla.....	57
3.2.2 Diseño de arranque.....	59
3.2.3 Encebado del explosivo.....	60
3.3 Perforación y voladura.....	60
3.4 Procedimiento para el cálculo para el diseño de la malla de perforación	61
3.5 Procedimiento para el diseño de arranque	63
3.6 Procedimiento para ayudas del arranque	68
3.6.1 Primer cuadrante.....	68
3.6.2 Segundo cuadrante	69
3.6.3 Tercer cuadrante	71
3.7 Procedimiento para calcular los taladros de ayuda.....	73
3.7.1 Procedimiento para calcular los taladros de ayuda de la corona	74
3.8 Procedimiento para calcular los taladros de los hastiales	75
3.9 Procedimiento para calcular los taladros de la corona o techo	77
3.10 Procedimiento para calcular los taladros del arrastre o piso	79
Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados	82
4.1 Número de taladros por disparo	82
4.2 Avance lineal por disparo	83
4.3 Factor de carga	84
4.4 Comparación de costos por avance lineal	85

4.5	Validación de hipótesis.....	85
4.5.1	Comparación de avance lineal	85
4.5.2	Comparación de costos por avance lineal	86
	Conclusiones	88
	Recomendaciones	89
	Referencias bibliográficas.....	90
	Anexos	92

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Vías de comunicación terrestre	3
Tabla 2 : Matriz de consistencia.....	23
Tabla 3 : Relación entre la distancia y la dureza del macizo rocoso.....	33
Tabla 4 : Correlación entre la dureza de la roca y el factor de roca.....	34
Tabla 5 : Constantes y valores de fijación.....	45
Tabla 6 : Reporte de avance promedio, factor de caga y eficiencia	57
Tabla 7 : Resumen de taladros y explosivos	81
Tabla 8 : Cantidad de taladros de la malla anterior	82
Tabla 9 : Cantidad de taladros de la nueva malla	82
Tabla 10: Factor de carga.....	84
Tabla 11: Comparación de costo beneficio entre la antigua y nueva malla	85

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Evolución del tratamiento mineral por día	3
Figura 2 : Mapa de ubicación Mina Condestable	4
Figura 3 : Geología regional - Columna litoestratigráfica.....	5
Figura 4 : Mapa geológico de Mina Raúl y Condestable	6
Figura 5 : Método de explotación Cámaras y Pilares	7
Figura 6 : Método de explotación Shirinkage	8
Figura 7 : Método de explotación Sublevel Stopping	9
Figura 8 : Ventilador auxiliar "El Tigre" de 10KCFM.....	10
Figura 9 : Detector de gases "Drager".....	11
Figura 10: Supervisión de una labor luego del regado	11
Figura 11: Desatado de rocas con barretilla de 6 pies	12
Figura 12: Desatado de rocas con barretilla de 12 pies	13
Figura 13: Equipo scaler para el desatado de rocas mecanizado	13
Figura 14: Scooptram realizando carguío de mineral	14
Figura 15: Robot lanzador	15
Figura 16: Mixer en stand by.....	15
Figura 17: Perforación de un jumbo	16
Figura 18: Perforación de jumbo en L	16
Figura 19: Encebado de emulsión con fanel	17
Figura 20: Pentacord	18
Figura 21: Faneles	18
Figura 22: Carmex	19
Figura 23: Emulsión Senatel "Ultrex"	19
Figura 24: Frente de perforación cargado con explosivo y accesorios de explosivo	20
Figura 25: Secciones establecidas por método de Roger Holmberg	28
Figura 26: Corte de sección cuadrada para arranque en paralelo.....	31

Figura 27: Cálculo del perímetro de la sección del túnel (m).....	33
Figura 28: Diámetro equivalente “ ϕ_e ”.....	35
Figura 29: Influencia de la desviación de los taladros	36
Figura 30: Diseño de arranque de cuatro secciones	37
Figura 31: Ancho de abertura del 1er cuadrante	43
Figura 32: Control de avance.....	58
Figura 33: Marcado de malla incorrecto.....	59
Figura 34: Marcado de malla correcto.....	59
Figura 35: Taladros de alivio correctos e incorrectos	59
Figura 36: Correcto encebado	60
Figura 37: Voladura controlada con cañas.....	79
Figura 38: Comparación de taladros perforados	83
Figura 39: Promedio de avance lineal por mes	83
Figura 40: Avance lineal y factor de carga por mes	84
Figura 41: Distribución de avance lineal por método.....	86
Figura 42: Distribución de costos por avance lineal por método	87

Introducción

Hoy en la actualidad la minería se encuentra en la búsqueda de soluciones mucho más segura e innovadoras. Esto se llevó a cabo con el fin de buscar nuevas formas de mejorar la perforación y voladura.

En el capítulo I, se redactan las generalidades de la unidad de estudio, así como su historia, ubicación y accesibilidad, clima, geología regional como local. Además describe el método de explotación y su ciclo de minado. Como puntos finales se planteó la realidad problemática, con la descripción de problema general y sus problemas específicos, los objetivos, las hipótesis, variables dependientes e independientes con sus respectivos indicadores, esto junto a sus antecedentes referenciales con nivel internacional y nacional. El método es tipo cuantitativo, aplicativo y con características de tipo cuasi – experimental.

En el capítulo II, se desarrolló el marco teórico y conceptual de la investigación. Este incluye teoría de perforación y voladura. Así como también la descripción detallada del postulado de Roger Holmberg para la malla de perforación y voladura. Además se brindan los procedimientos para la construcción de la malla. Procedimientos para el diseño de arranque, ayudas de arranque, hastiales, corona o techo y arrastre. En el marco conceptual se definen términos como factor de carga, longitud de taladros, distancia de taladros, carguío, avance por voladura, cara libre, burden, espaciamiento, malla, explosivo, taladro y vibraciones.

En el capítulo III, se describe como se desarrolló el trabajo de investigación, la cual empieza con la recolección de datos de la perforación de avances con jumbo utilizando instrumentos de recolección de datos. Se detallan los factores que afectan a la eficiencia de la perforación y voladura. Así como también se desarrollan los procedimientos matemáticos de Roger Holmberg guiados del marco teórico.

En el capítulo IV, se realiza el análisis de los resultados obtenidos en el desarrollo del trabajo. Se examina número de taladros ,que se aplica con la antigua y nueva malla de

perforación, el aumento de avance lineal por disparo, la disminución del factor de carga, y la comparación de costos por avance lineal.

La tesis culmina con las conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas y los anexos..

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1. Generalidades

El análisis de esta presente investigación se realizó en Compañía Minería Condestable la cual abarca la unidad de Cañete.

1.1.1. Unidad de estudio

Compañía Minera Condestable S.A. es una compañía minera, que le pertenece 100% a Southern Peaks Mining, la cual se dedica a la explotación de minerales polimetálicos que explota la mina Condestable y Raúl, está ubicada a una altitud de 100 a 400 msnm, en la provincia de Cañete en la región de Lima, Perú.

1.1.2. Historia

En 1961 Nippon Mining Company inicia sus trabajos de reconocimiento geológico en mina Condestable, con la cual quedo firmando un contrato de exploración. El 14 de noviembre del año 1962 quedó constituida como Compañía Minera Condestable S.A. y en 1964 se inició la explotación del yacimiento, llegando a un tratamiento de 600 toneladas por día con una ley de Cu de 2.50%.

En 1976 Nippon Mining Company llega a donar su participación en Condestable, esto fue a través del Ministerio de Energía y Minas, por dar cambio a la deuda que le correspondía al tiempo de servicios del personal.

En 1977 se iniciaron con los trabajos de desbroce la cual se llevó a cabo para el minado de Tajo Abierto llamado “Resurrección”, de los pilares y caja – puentes de la antigua explotación por “Room and pillar”. En 1978 se dio inicio de la extracción del mineral en tajo abierto, hasta el mes de diciembre de 1997. En 1986 la Planta Concentradora alcanzó una capacidad de 1350 tpd.

El 26 de mayo de 1992, Compañía Minera Condestable se llegó a convertir en la primera empresa privatizada del Perú. En 1995 la Planta Concentradora incremento su capacidad, llegando a alcanzar una producción de 1500 tpd.

En el mes de enero de 1997 ingresó Trasfiguro Beheer B.V. durante una Oferta Pública de adquisición (OPA) llegó a obtener el 30.60% de las acciones. Este mismo año, durante el aumento de capital, ingresa otro accionista llamado LG Metals de Corea, hoy en día representado por LSIS, la cual asumió el 20% del capital que se incrementó y dando un préstamo de \$3,000,000 con el fin de poder financiar un intensivo programa de exploración, la cual se inició de inmediato y culminó sin resultados relevantes a mediados de 1998.

El 31 de enero de 1998 se paralizaron las operaciones de producción de Compañía Minera Condestable, esto se dio por la falta de reservas de minerales con las correspondientes leyes económicas consecuencia de la relevante caída del precio del cobre.

En julio de 1998 se dieron reinicio a las operaciones solamente al 50% de su capacidad, con las leyes cabeza de 1.31% de Cu. De forma paralela se negoció un contrato de cesión minera con la compañía.

La Minera Pativilca gracias a los derechos de la cercana mina Raúl, que se firmaron en el mes de octubre del 1998, dieron inicio la rehabilitación de la mina, que fue cerrado por los mismos propietarios. Por último en marzo de 1999 se iniciaron las operaciones de mina en dicha concesión.

Posterior a ello se extendió el contrato de la cesión a 15 años y en enero de 2005 Compañía Minera Condestable formalizó la opción que le permitió explotar la mina Raúl y los denuncios adyacentes hasta el mes de febrero del año 2014.

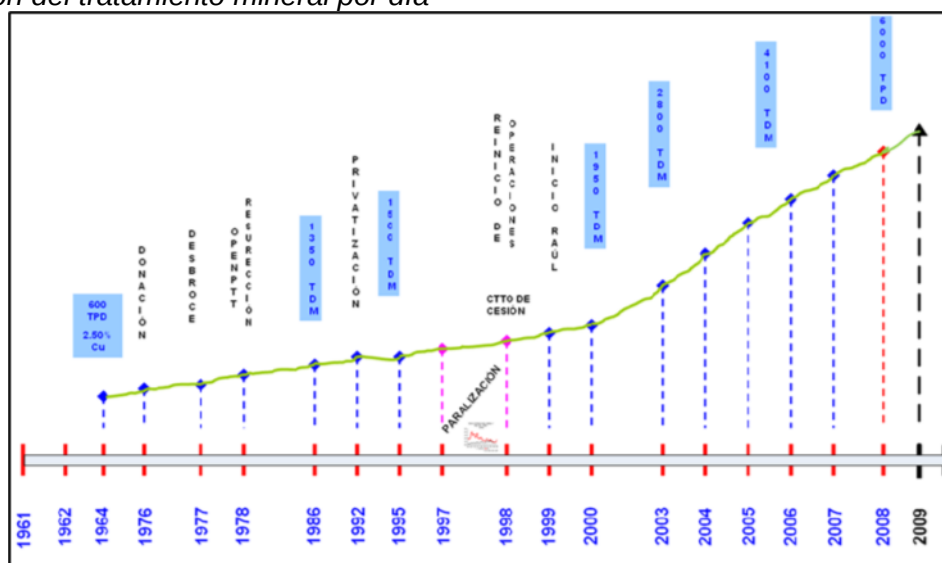
La empresa empezó con el programa de inversiones la cual la conducen a incrementar la capacidad de tratamiento por etapas. En marzo del año 2000 la Planta concentradora aumentó la capacidad a 1950 tpd.

En julio del año 2003 la nuevamente la Planta Concentradora aumentó su capacidad a 2800 tpd.

En el 2004 se inició el Proyecto de Ampliación, esto le permitió aumentar el tratamiento a una capacidad de 4100 tpd.

Figura 1

Evolución del tratamiento mineral por día



Fuente: Compañía Minera Condestable

1.1.3. Ubicación y accesibilidad

Compañía Minera Condestable se ubica en el distrito de Mala provincia de Cañete, región de Lima – Perú.

Sus instalaciones corresponden a las siguientes coordenadas geográficas:

- Longitud : 76° 35' 30"
- Latitud : 12° 42' 02"

La ubicación de mina Condestable está a 3km de la Panamericana, a 100 km aproximadamente del puerto de Callao.

El tiempo de viaje en bus es aproximadamente 1.5 horas. Los accesos desde la ciudad de Lima son lo siguiente:

Tabla 1

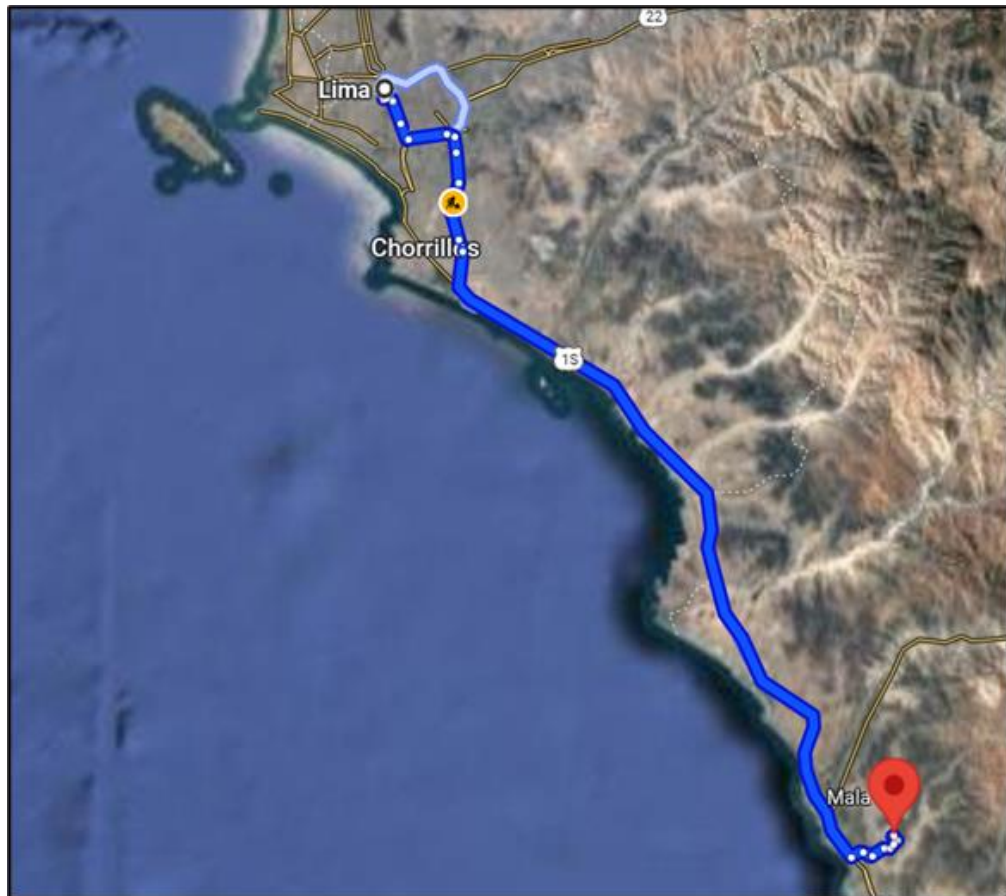
Vías de comunicación terrestre

TRAMO	TIPO DE VÍA	DISTANCIA	TIEMPO
Lima - Mala	Asfalta	90 km	1.00 hr
Mala – Condestable	Trocha	3 km	0.5 hr

Fuente: Compañía Minera Condestable

Figura 2

Mapa de ubicación Mina Condestable



Fuente: Google Maps

1.1.4. Clima

El clima en el área se caracteriza por ser semicálido ya que se ubica en la zona costera. Las temperaturas varían entre 21°C y 16°C.

1.1.5. Geología regional

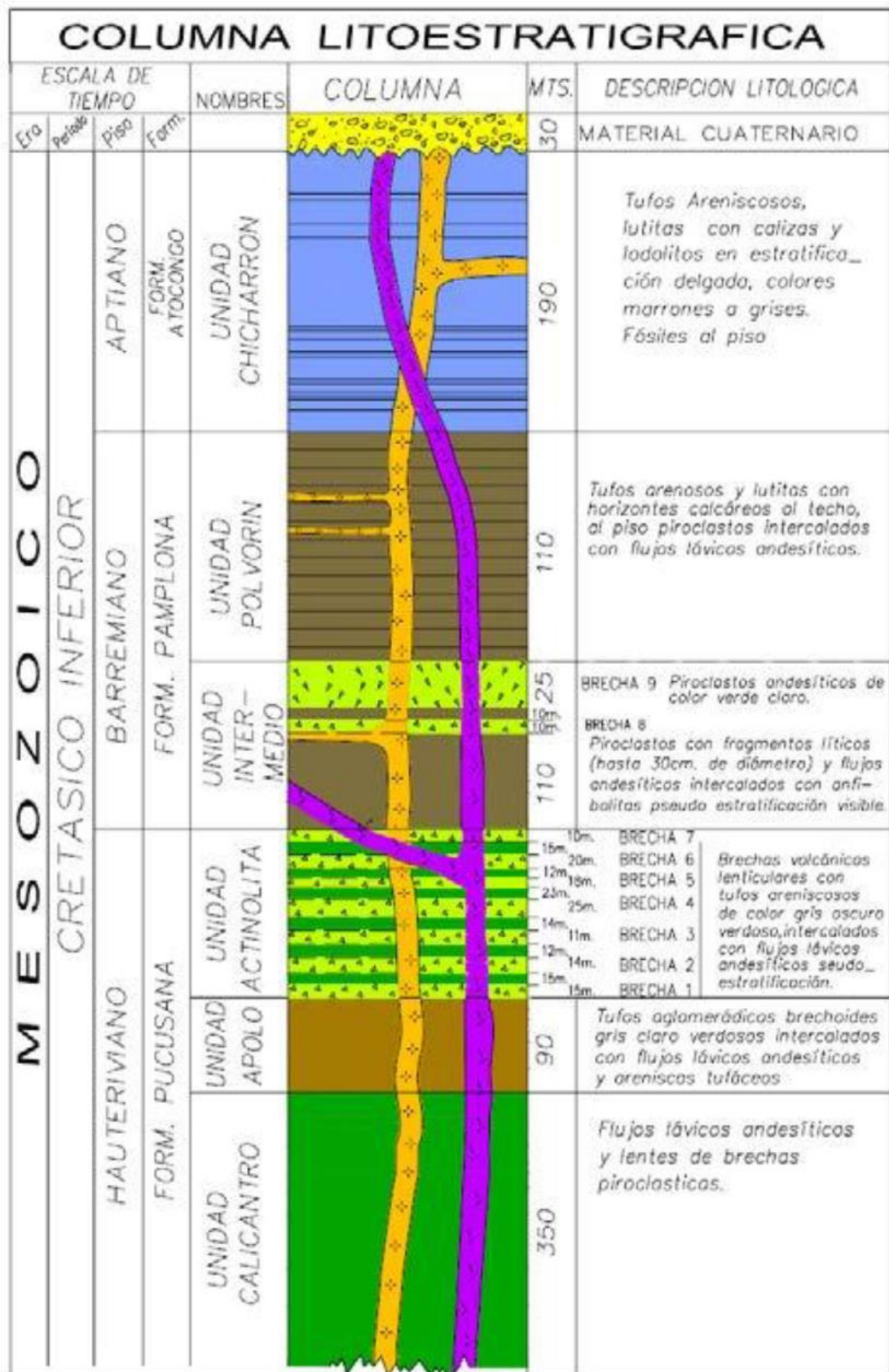
El distrito de Mala está ubicado en un arco de roca volcánica sedimentaria que va desde el cretáceo inferior hasta el jurásico superior.

El área fue reconocida por rocas de piso a techo las cuales pertenecen a la Formación Asia, Formación Pucusana (Apolo, Calicantro y Actinolita), Morro Solar, Formación Atocongo (Chicharrón), Formación Pamplona (Polvorín e Intermedio) y Formación Chilca.

Se identificaron dentro de los depósitos cuaternarios depósitos coluviales y fluvio-glaciares.

Figura 3

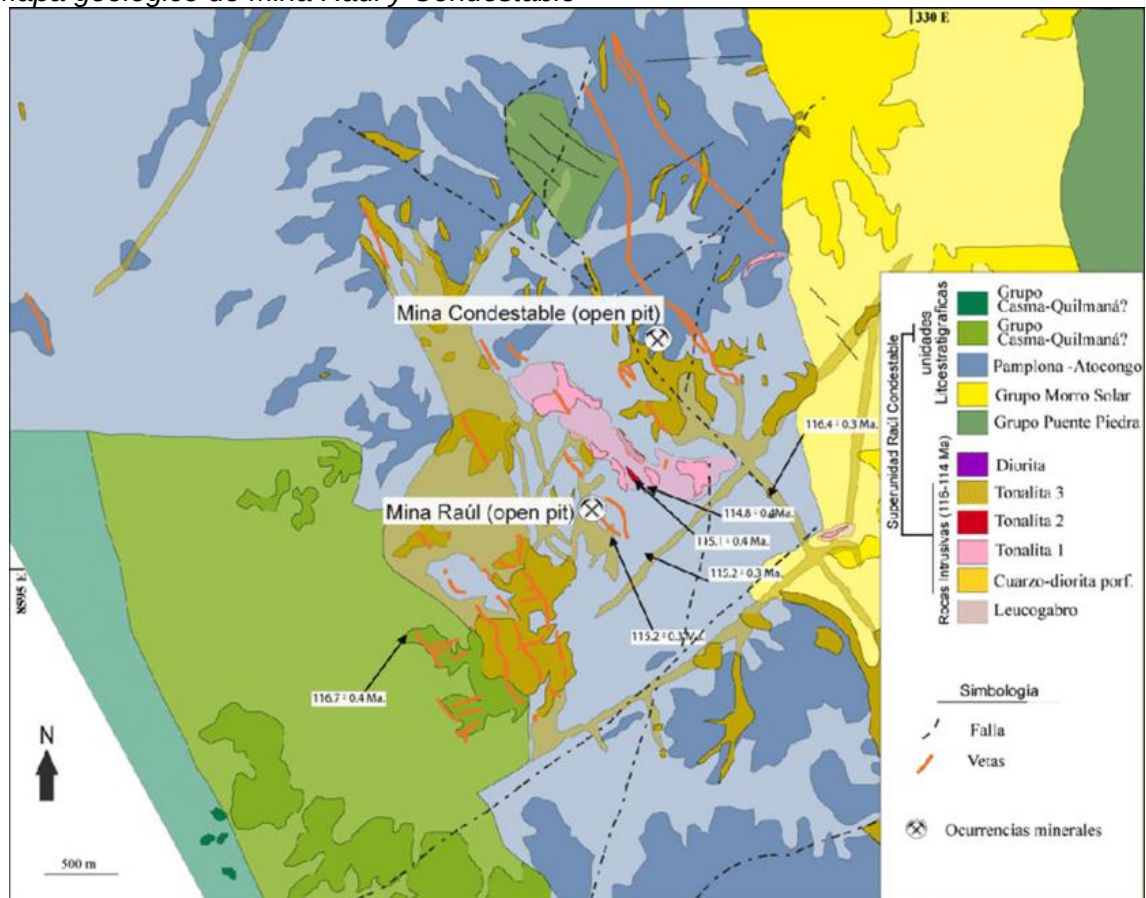
Geología regional - Columna litoestratigráfica



Fuente: Compañía Minera Condestable

Figura 4

Mapa geológico de Mina Raúl y Condestable



Fuente: Compañía Minera Condestable

1.1.6. Geología local

El área que cubre las concesiones mineras de Condestable tiene una secuencia de rocas volcánicas sedimentarias, las cuales están depositadas en un ambiente marino de profundas aguas; y con rocas ígneas extrusivas e intrusivas que se relacionan con el Batolito de la Costa Peruana.

De forma local esta secuencia es dividida en seis unidades litoestratigráficas que presentan cambios en los laterales de facies que fueron cortadas por un stock llamado pórfido andesítico – dacítico, y con diques de diabasa.

Las rocas extrusivas están conformadas por tufos, derrames andesíticos, brechas y cenizas volcánicas.

Se estima que la edad de estas rocas va desde el Paleozoico hasta el Cuaternario, reciente con depósitos eólicos.

1.1.7. Método de explotación Condestable

Los métodos de explotación que se aplican dependen de la dureza de la roca encajonante, buzamiento de la veta y potencia, las cuales son tres métodos que se explicarán a continuación:

Room and Pillar

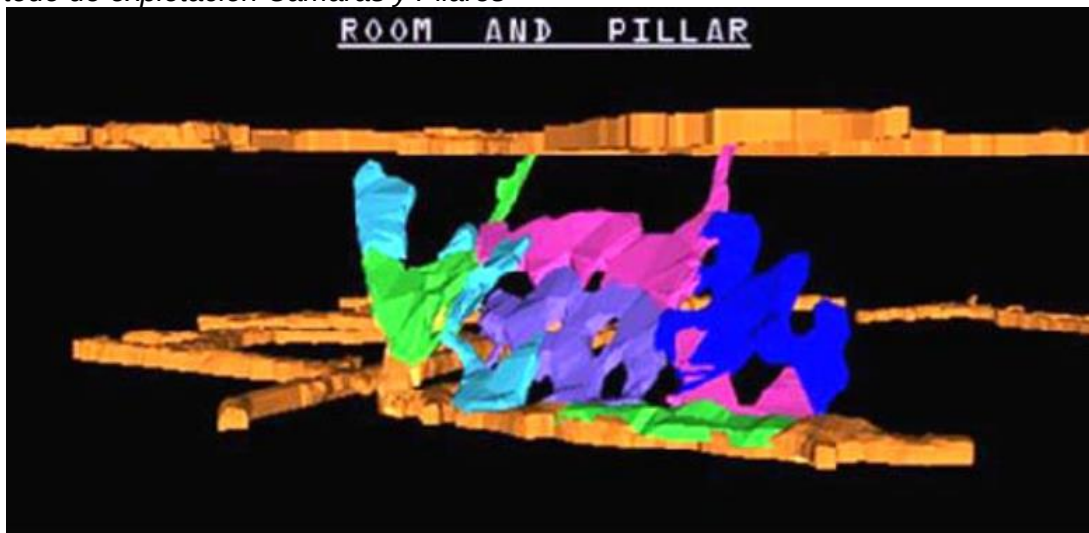
El método llamado cámaras y pilares se aplica cuando los mantos y brechas tienen un buzamiento de 40° En promedio y una potencia entre 2 a 15 metros, casos muy raros se aplica para vetas echadas.

De forma general los pilares se recuperan, dejando solamente los puentes de los pilares en las zonas donde se encuentran las fallas. Se puede observar en la figura 5.

La perforación y voladura para este método se aplica con taladros de 32 a 34 mm, con longitud de barra de 4 pies y longitud máximas de 10 pies. El explosivo utilizado es el Superfam, Emulsión con Carmex y fulminante.

Figura 5

Método de explotación Cámaras y Pilares



Fuente: Compañía Minera Condestable

Shrinkage

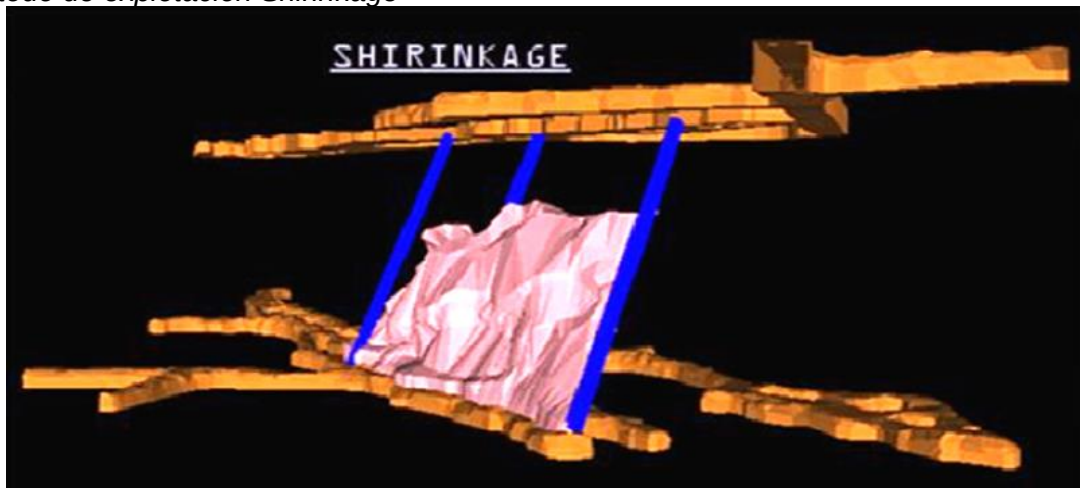
El método llamado Shrinkage se aplica cuando las vetas y algunos mantos son estrechas subverticales, cuyas potencias varían entre 1 hasta 5 metros.

Los tajeos deben tener una longitud de 100 metros de rumbo, teniendo dos bloques de 50 metros, para algunos casos se deja con pilares y para otros casos se extrae todo el mineral. Los tajeos deben tener una altura de 40 metros, y se dejan en los niveles puentes un mínimo de 4 a 5 metros de altura.

El mineral se limpia a través de las ventanas, mediante equipos scoops. El transporte de material tanto mineral como desmonte se con volquetes marca volvo con capacidad de 30 TM, con el cual esta con la contrata CNSAC.

Figura 6

Método de explotación Shirinkage



Fuente: Compañía Minera Condestable

Sublevel Stopping

El método Sublevel Stopping se le aplican cuando los cuerpos mineralizados tienen longitudes de 100 metros en los tajeos, una potencia que varía de 5 a 20 metros y una altura de 20 a 40 metros.

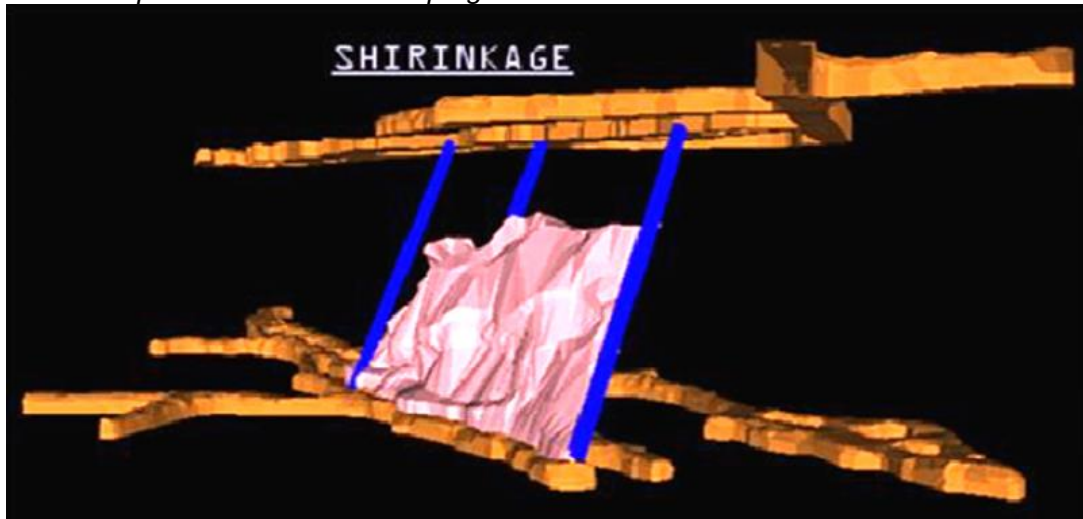
La perforación se hace en abanico de 360°, con un diámetro del taladro de 2.5" y longitud de perforación de 20 metros. La malla de perforación es cuadrada con un espaciamiento de 1.70 a 1.75 metros.

La limpieza del material (mineral) se hace con Scoops que funcionan con telemando. Una vez culminado toda la extracción se rellena con desmonte para minimizar las fuerzas de la roca y que no haya derrumbes.

La limpieza de este mineral se realiza con volquetes volvo con capacidad de 30 TM, con el cual esta con la contrata CNSAC.

Figura 7

Método de explotación Sublevel Stopping



Fuente: Compañía Minera Condestable

1.1.8. Ciclo de minado

El ciclo de minado que se presenta en la contrata Opermin Sac para labores de avance es la siguiente que se muestra a continuación:

Ventilación

Antes de ingresar a la labor, en primer lugar se debe medir los contenidos de CO₂, O₂, NO₂ y CO las cuales deben cumplir con los estándares que se establece en el reglamento. Esto no se cumple luego de una voladura por lo que se debe ventilar.

Hay que tener en cuenta que para algunas labores la ventilación será temporal y constante. Los datos obtenidos que por un detector de gases se anotará en un panel informativo de monitoreo de gases.

En Compañía minera Condestable al ser una mina mecanizada se debe tener una ventilación mecánica.

Es por ello por lo que se deben utilizar ventiladores axiales, entre ellos los principales, secundarios y auxiliares.

Para la contrata Opermin SAC se cuenta con ventiladores auxiliares de 10KCFM y 20KCFM.

Figura 8

Ventilador auxiliar "El Tigre" de 10KCFM



Fuente: Elaboración propia

Hay casos donde estamos fuera de los límites permisibles de gases, como se observa en la figura 9, la labor se encuentra a 108 ppm en CO por lo cual se debe evacuar la labor para evitar incidentes.

Es por ello por lo que se debe tener un buen circuito de ventilación con el fin de evitar incidentes y/o accidentes.

Figura 9

Detector de gases "Dräger"



Fuente: Elaboración propia

Regado:

Luego de que la labor haya sido ventilada se debe de regar toda ella. Esto se hace con el fin de eliminar el polvo y poder visualizar mejor las fisuras y rocas a punto de caerse tanto del techo y hastiales.

Figura 10

Supervisión de una labor luego del regado



Fuente: Elaboración propia

Desatado:

Luego de haber regado toda la labor y poder observar mejor las rocas que están a punto de caer, viene lo que se llama desatado de rocas.

Esta actividad se aplica utilizando barretillas de 6', 8', 10' y 12', de acuerdo con que tan alto se encuentren las rocas sueltas, así como también dos personas, una donde este desatando la rocas con la barretilla en posición cazador y otra a 3 metros del desatador alumbrando a este con su linterna.

De igual manera también se hace el desatado mecanizado cuando ya las rocas sueltas son de gran dimensión o en otros caso bancos por el cual la fuerza del hombre no es suficiente y requiere de una maquina llamada scaler.

Figura 11

Desatado de rocas con barretilla de 6 pies



Fuente: Elaboración propia

Figura 12

Desatado de rocas con barretilla de 12 pies



Fuente: Elaboración propia

Figura 13

Equipo scaler para el desatado de rocas mecanizado



Fuente: Elaboración propia

Limpieza:

En Compañía minera Condestable en la contrata Opermin SAC cuenta con una flota de scooptrams de 4.2 yd3 la cual hacen la actividad del limpieza de un frente ya sea

de desmonte o mineral. Cuando es mineral lo cargamos a los volquetes de la contrata CNSAC para su respectivo acarreo hacia la planta y cuando es desmonte esto lo transportamos y descargamos en los tajos de relleno.

Figura 14

Scooptram realizando carguío de mineral



Fuente: Elaboración propia

Sostenimiento: En Compañía minera Condestable evitamos que haya desprendimiento de rocas es por ello por lo que somos muy precavidos con el sostenimiento.

Los tipos de sostenimiento que utiliza Compañía minera Condestable son las siguientes:

- Pernos helicoidales
- Split set
- Shotcrete

En Compañía minera Condestable la empresa encargada del Shotcrete es la contrata UNICON SAC, esta empresa aplica Shotcrete con un robot lanzador el cual antes de lanzar es abastecido de Shotcrete por un mixer. El robot se opera por un telemando, además el mixer tiene una capacidad 4 metros cúbicos.

Figura 15

Robot lanzador



Fuente: Elaboración propia

Figura 16

Mixer en stand by



Fuente: Elaboración propia

Perforación:

Una vez que la labor ya este sostenida, se procede a la actividad de la perforación en avance. La perforación conlleva a un pintado de malla siguiendo la gradiente y dirección que nos brinda topografía.

La perforación se hace con un jumbo de barra 16 pies, broca 51 mm y rimadora de 89 mm para hacer las caras libres de la respectiva malla de perforación, así como también están incluidas el Shank y Coupling estos se pueden observar en los anexos 5, 6, 7, 8 y 9.

Figura 17

Perforación de un jumbo



Fuente: Elaboración propia

Figura 18

Perforación de jumbo en L



Fuente: Elaboración propia

Voladura:

En Compañía minera Condestable se utilizan los explosivos Emulsión – Senatel “Ultrex” y el ANFO, todo dependiendo de qué condiciones se encuentre la labor. El ANFO

se considera por su poder rompedor pero este no es útil cuando hay presencia de agua, mientras la emulsión se utiliza cuando hay presencia de agua y el tipo de roca es débil.

Uno de los primeros pasos es el encebado la cual debe ser de forma adecuada. Se tiene que realizar un orificio, luego ingresamos a este el fulminante de forma longitudinal y paralela a la emulsión.

Dentro de los accesorios de explosivo se usa lo siguiente:

- Fanel
- Carmex
- Mecha rápida
- Pentacord

Figura 19

Encebado de emulsión con fanel



Fuente: Elaboración propia

Figura 20

Pentacord



Fuente: Elaboración propia

Figura 21

Faneles



Fuente: Elaboración propia

Figura 22

Carmex



Fuente: Elaboración propia

Figura 23

Emulsión Senatel "Ultrex"



Fuente: Elaboración propia

Figura 24

Frente de perforación cargado con explosivo y accesorios de explosivo



Fuente: Elaboración propia

1.2. Planteamiento de la realidad problemática

En la actualidad, en una mina subterránea ubicada en la costa de Lima se está ejecutando labores de preparación, desarrollo y exploración.

No hay indicios de que se ha utilizado algún modelo matemático la cual ayude al diseño de malla de perforación de forma geométrica para los taladros, donde se realiza la voladura.

La problemática es que no se llega al cumplimiento requerido mensual de avances lineales, ya que de forma diaria se obtiene diferentes tipos de incidencias de voladura, como taladros soplados, frente de tiros cortados, taladros de arranque anillados, sobre excavación y por último tacos cuya longitud varia de 1.0 – 2.0 mts. Los tiros anillados se pueden observar en el anexo 10.

A causa de todos estos problemas generan pérdidas económicas, acumulaciones de tiempos muertos en el ciclo de trabajo. Es por ello por lo que se propone implementar un mejorado diseño de malla de perforación y voladura usando el modelo matemático de Roger Holmberg.

Para así mejorar los avances, disminuir las incidencias de voladura deficiente y minimizar las pérdidas económicas.

1.2.1 Problema general

¿Cómo se aplica el modelo matemático de Roger Holmberg para la mejora de las operaciones de perforación y voladura para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿En qué porcentaje aumentará el avance lineal con la nueva malla de perforación aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima?
- ¿En qué porcentaje disminuirá el número de taladros y el factor de carga con la nueva malla de perforación aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar las operaciones de perforación y voladura en labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima.

1.3.2 Objetivos específicos

- Aumentar el porcentaje del avance lineal con la nueva malla de perforación aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima.
- Disminuir el número de taladros y el factor de carga con la nueva malla de perforación aplicando el modelo matemático de Roger para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima.

1.4 Hipótesis

1.4.1 Hipótesis general

La aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg logrará la mejora de las operaciones de perforación y voladura para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima.

1.4.2 Hipótesis específicas

- Aplicando en la nueva malla de perforación el modelo matemático de Roger Holmberg aumentará el porcentaje de avance lineal para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima.
- Aplicando en la nueva malla de perforación el modelo matemático de Roger Holmberg disminuirá el número de taladros y el factor de para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima.

1.5. Variables

1.5.1 Variables independientes

- X1 = Cantidad de taladros
- X2 = Longitud de perforación

1.5.2 Variables dependientes

- Y1 = Avance Lineal
- Y2 = Factor de carga

1.6 Indicadores

1.6.1 Indicadores de la variable independiente

- X1 = Adimensional
- X2 = Pies (ft)

1.6.2 Indicadores de la variable dependiente

- Y1 = metros (m)
- Y2 = Kilogramo/Metro (Kg/m)

Tabla 2

Matriz de consistencia

PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPÓTESIS GENERAL	VARIABLE DEPENDIENTE	INDICADORES
¿ Cómo se aplica el modelo matemático de Roger Holmberg para la mejora de las operaciones de perforación y voladura para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima?	Aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar las operaciones de perforación y voladura en labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima.	La aplicación del modelo de matemático de Roger Holmberg logrará la mejora de las operaciones de perforación y voladura para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima.	Y1=Avance Lineal Y2=Factor de carga	Y1: metros (m) Y2: Kilogramo/Metro (Kg/m)
PROBLEMAS ESPECÍFICOS	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	HIPÓTESIS ESPECÍFICOS	VARIABLE INDEPENDIENTE	INDICADORES
¿En qué porcentaje aumentará el avance lineal con la nueva malla de perforación aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima?	Aumentar el porcentaje del avance lineal con la nueva malla de perforación aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima.	Aplicando en la nueva malla de perforación el modelo matemático de Roger Holmberg aumentará el porcentaje de avance lineal para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima.	X1=Cantidad de taladros	X1: adimensional
¿En qué porcentaje disminuirá el número de taladros y el factor de carga con la nueva malla de perforación aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima?	Disminuir el número de taladros y el factor de carga con la nueva malla de perforación aplicando el modelo matemático de Roger para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima.	Aplicando en la nueva malla de perforación el modelo matemático de Roger Holmberg disminuirá el número de taladros y el factor de para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima.	X2=Longitud de perforación	X2: pies (ft)

Fuente: Elaboración propia

1.7 Antecedentes referenciales

En lo siguiente se verá un detallado de algunos trabajos desarrollados referente al tema de investigación, con el fin de buscar diferentes objetivos pero que de alguna forma está relacionado a nuestro presente trabajo de investigación.

1.7.1 Antecedentes internacionales

Guamán P. (2016) en su tesis cuyo objetivo principal es optimizar los procesos de la perforación y voladura que se emplean en el túnel Fase A – B en el Proyecto Hidroeléctrico Sopladora. El método utilizado es aplicativo y la muestra son el túnel Hidroeléctrico Sopladora con sección 8.4mx7.5m. Llegó a concluir que el avance lineal mejoró a 2.2 m/disparo con un factor de carga de 15.8 kg/m³.

Altamirano C. (2014) en su tesis cuyo objetivo principal es evaluar los diagramas de disparo de las bateas para la voladura en una fase el módulo de Minería Continúa en División Andina. El método utilizado es aplicativo y la muestra son las labores de Minería Continúa con secciones de 4.0mx4.2m. Llegó a concluir que el avance lineal alcanzó 2.05 m/disparo con un factor de carga de 2.49 kg/m³.

1.7.2 Antecedentes nacionales

Gutiérrez C. (2024) en su tesis cuyo objetivo principal es optimizar las operaciones de perforación y voladura con la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto de Santa Isabela – galería 600 de la Unidad Minera Pomasi. El método utilizado es cuasi experimental y aplicativo y la muestra es la galería 600 SE con sección 2.5mx2.5m ubicada en la veta Isabela. Llegó a concluir que implementando la nueva malla de perforación con el modelo matemático de Roger Holmberg el avance lineal mejoró de 1.46 m/disparo a 1.66 m/disparo.

Rosales Y. (2024) en su tesis cuyo objetivo principal es diseñar una malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg con el fin de reducir los daños de la profundización de la Rampa 046. El método utilizado es aplicativo y la muestra fue la Rampa 046 con sección 4.0mx4.0m de la mina Caridad. Llegó a concluir

que utilizando el modelo matemático de Roger Holmberg se pudo reducir los daños en la profundización de la rampa 046 en la mina Caridad.

Dionicio C. & Flores B. (2022) en su tesis cuyo objetivo principal es desarrollar en aplicación el método matemático de Roger Holmberg para reducir el costo unitario en la operación de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy. El método utilizado es científico y la muestra es la zona norte de la Veta Milagros del Nv. 1915. Llegó a concluir el costo en 100 metros sin utilizar el método matemático de Holmberg tiene un costo total de S/. 159,762.00 y utilizando el método matemático se tuvo un costo de S/. 121, 251.00 obteniendo una disminución de costos en la operación de perforación y voladura de S/38, 511.00.

Condori M. & Velazco C. (2021) en su tesis cuyo objetivo principal es en las operaciones de voladura optimizar con el modelo matemático de Roger Holmberg para el tajeo nuevo porvenir en la unidad minera Estrella de Chaparra S.A. – Arequipa. El método utilizado es descriptivo, analítico y aplicativo, la muestra son los tajeos de Cecilia y nuevo porvenir de la Unidad minera Estrella de Chaparra S.A. Llegó a concluir que utilizando el modelo matemático de Roger Holmberg para malla de sección 2mx10m, se incrementó la longitud de perforación de 1.5m a 1.7m.

Lunarejo G. (2021) en su tesis cuyo objetivo es diseñar la malla de perforación con el método matemático de Holmberg con el fin de reducir los costos de operación. El método utilizado es aplicativo y la muestra es la galería del Nv. 2580 de la Unidad Minera Virgen de La Merced de la Compañía minera Llipa S.A.C. Llegó a concluir que diseñando la nueva malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg se redujo los costos de operación de 390.03 \$/m a 377.27 \$/m la cual nos genera un ahorro de 4593.6 \$/año en la Unidad Virgen de la Merced de la Compañía Minera Llipa S.A.C.

Vilca B. (2021) en su tesis cuyo objetivo es determinar con el modelo matemático de Roger Holmberg la disminución de carga lineal en la voladura en el crucero 10828 – este de la contrata MINCOTRALL. El método utilizado es aplicativo y la muestra es el crucero 10828 – este cuya sección es 2.4mx2.7m de la contrata MINCOTRALL de

Compañía Minera Marsa. Llegó a concluir que diseñando la nueva malla de perforación con el modelo matemático de Roger Holmberg se incrementó el avance de 1.9 m/disparo a 2.06 m/disparo.

Rivera H. (2019) en su tesis se redacta que en el túnel de la central hidroeléctrica San Gabán III su objetivo es optimizar las operaciones de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg. El método utilizado es aplicativo, cuantitativo y cuasi experimental y la muestra fue la labor de preparación con sección 4.0mx5.0m. Llegó a concluir que estandarizando la nueva malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg se mejoró el avance lineal de 2,77 metros a 3.55 metros y se redujo la cantidad de taladros perforados de 65 a 52 taladros.

Gamarra H. (2019) en su tesis cuyo objetivo principal es determinar en cómo es la optimización de la perforación y voladura en el nuevo diseño de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg en la galería 539 de la Unidad Minera Agromin La Bonita S.A.C. El método utilizado es científico – experimental y la muestra es la galería 539 con sección 1.8mx2.1m en la Unidad Minera Agromin La Bonita S.A.C. Llegó a concluir que con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura utilizando el modelo matemático de Roger Holmberg se pudo optimizar los costos de perforación y voladura de 256.7 \$/disparo a 224.3 \$/disparo.

1.8. Metodología de investigación

1.8.1. Tipo de investigación

La presente investigación es de tipo aplicativo, cuantitativo y con características de tipo cuasi – experimental.

La investigación será de naturaleza aplicada, de causa y efecto, en esta investigación se considera como causa al diseño de malla de perforación y el cálculo del tipo de carga del explosivo para la voladura; la cual proporcionará un efecto que nos ayudará a determinar un diseño aceptable y con ello mejorar la perforación y voladura en las rampas de los avances de rampas de compañía minera condestable p.

Es cuantitativo porque la investigación usará medidas métricas para evaluar el costo en las labores a realizar las tareas de desarrollo y preparación con jumbos en compañía minera condestable con la contrata Opermin SAC.

Es de característica cuasi – experimental ya que se evalúan el avance del diseño actual con el nuevo diseño propuesto, comparando los resultados de costos de las labores de desarrollo y preparación en compañía minera condestable con la contrata Opermin SAC.

1.8.2. Diseño de investigación

La investigación presente es descriptiva ya que describe la realidad en la industria minera, explicativo ya que intenta explicar la realidad de problemas presentes en la minería, es correlacional ya que relaciona la mejora como variable dependiente con las variables independientes. Por último es una investigación evolutiva ya que da a proponer una solución a nuestro problema de investigación.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

2.1.1 Perforación y voladura

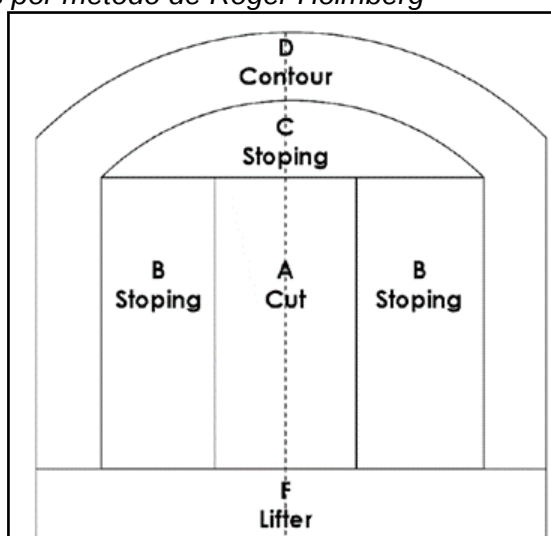
La perforación y voladura es un método utilizado para extraer roca en terrenos sólidos donde los métodos mecánicos no son económicamente viables. Según esta definición, esta técnica puede aplicarse en cualquier tipo de explotación, ya sea en minería o en proyectos de ingeniería civil que requieran movimiento de tierras. La técnica consiste en perforar la roca y luego colocar explosivos en esos agujeros. La detonación de los explosivos proporciona la energía necesaria para romper el macizo rocoso. Así, se distinguen claramente dos tecnologías en este proceso: la tecnología de perforación y la tecnología de diseño y ejecución de voladuras. (Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herbert, 2013)

2.1.2 Descripción del postulado de Holmberg para una malla de perforación

La construcción de túneles de gran tamaño exige el uso de taladros con diámetros cada vez mayores y una mayor cantidad de mezclas explosivas. En el diseño de perforación y voladura para túneles, Holmberg ha clasificado el frente en cinco secciones distintas (A-E), cada una de las cuales requiere un cálculo específico. Ver la figura 25.

Figura 25

Secciones establecidas por método de Roger Holmberg



Fuente: Método Matemático de Roger Holmberg (8).

Donde:

- A = Área de corte (cut).
- B = Área de tajeo (stoping).
- C = Área de alza (stoping).
- D = Área de contorno (contour).
- E = Área de arrastre (lifters).

La operación principal en la actividad de voladura en túneles es la creación de la cara libre en los frentes del túnel.

Los cálculos para la carga explosiva, como se indica en el postulado de Roger Holmberg, se generan mediante el siguiente cálculo:

- Cálculo para obtener el avance
- Estimación del corte (Cut)
- Primer cuadrante
- Segundo cuadrante
- Tercer cuadrante
- Cuarto cuadrante
- Cálculo de arrastre
- Cálculo de los taladros del contorno (Piso)
- Cálculo de los taladros de hastiales (Paredes)
- Cálculo de las zonas de tajeo (Stoping)

Este postulado y cálculo propuesto por Roger Holmberg es sugerible para el diseño y cálculo de la perforación y voladura de rocas para la minería subterránea y túneles.

Diseño de sección de corte (A)

El arranque o corte (Sección A) debe ser muy bien diseñado ya que el porcentaje de eficiencia de la voladura está relacionada directamente con la creación de sus caras libres. La secuencia de retardos del arranque debe ser de forma gradual y eficiente mientras va incrementando el tamaño hasta que las aberturas hecho por los taladros de ayuda puedan tener caras libres adecuadas.

El tipo de arranque será seleccionado por el equipo de perforación accesible, así como el ancho de la sección y el avance óptimo. En el corte V, el avance está restringido por el ancho de la sección; por otro lado en el caso de los cortes en paralelo no ocurre lo mismo.

Avance por disparo

El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y por su desviación de taladros.

El avance que se espera por disparo debe superar al 95% de la profundidad del taladro.

Cálculo para la profundidad del taladro:

El avance por disparo (L) se expresa como una función que depende del taladro vacío, se expresa de la siguiente manera:

$$L = 0.15 + 34.1 * \phi_e - 39.4 * \phi_e^2 \quad (1)$$

Donde:

L = Profundidad del taladro (m)

ϕ_e = Diámetro de los taladros vacíos (m)

Cálculo para el error de perforación

Para el cálculo del error de perforación, se usa la siguiente fórmula:

$$\Psi = (\alpha * L) + e \quad (2)$$

Donde:

Ψ = Error de perforación.

α = Desviación angular.

L = Longitud de taladro.

e = Error de emboquille.

Cálculo de avance

El cálculo del avance será 95% x H

$$I = 0.95 * H \quad (3)$$

Las ecuaciones señaladas anteriormente son válidas en condiciones donde la desviación de la perforación no sea superior del 2%.

Cuando se llega a tener dos o más taladros de alivio, a esto se le calcula un diámetro equivalente con la siguiente expresión:

$$\phi_e = \sqrt{n} * \phi_a \quad (4)$$

Donde:

ϕ_a = Diámetro de taladros vacíos en el corte.

n = Cantidad de los taladros vacíos en el corte.

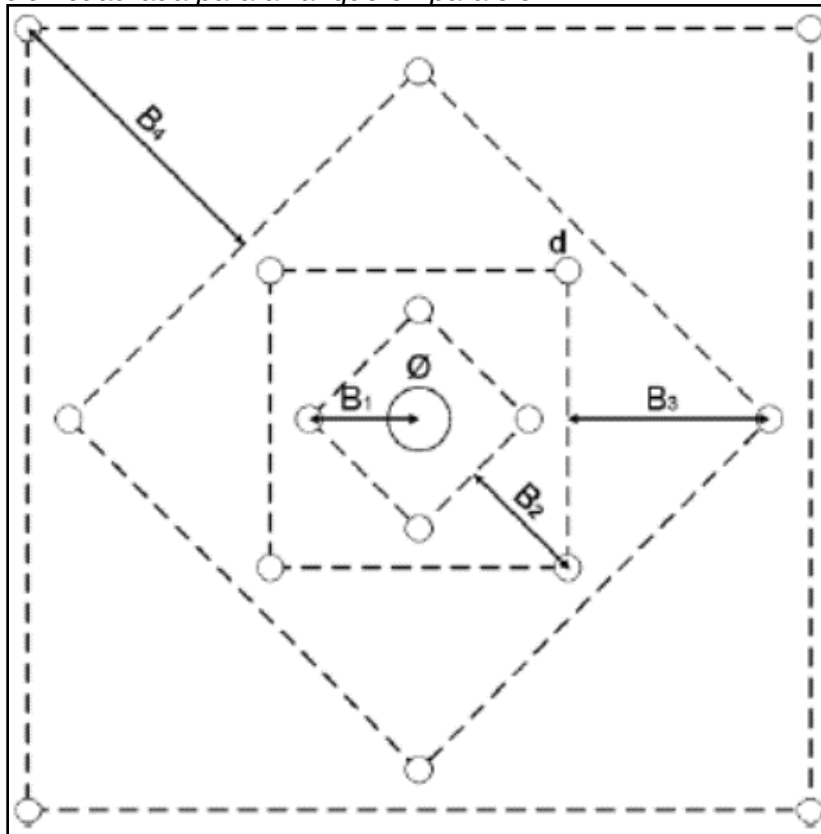
ϕ_e = Diámetro de taladro vacío equivalente.

Diseño del corte o arranque

Para una sección cuadrada de corte para arranque en paralelo se hace el siguiente cálculo:

Figura 26

Corte de sección cuadrada para arranque en paralelo



Fuente: Método Matemático de Roger Holmberg (8).

Cálculo del Burden para el primer cuadrante:

$$B_1 = \begin{cases} 1.5\emptyset & \text{si la desviación del taladro es } (0.5\% - 1\%) \\ 1.7\emptyset & \text{si la desviación del taladro es } > 1\% \end{cases} \quad (5)$$

Donde:

B_1 = Burden del primer cuadrante.

$\emptyset$ = Diámetro del taladro vacío o equivalente.

2.1.3 Cálculos para el área, perímetro, N° de taladros y avance lineal

Cálculo del área de la labor (m2)

Para poder planificar un diseño de malla de perforación y voladura, primero se debe definir la sección transversal del túnel.

Es por ello que se va a definir los siguientes parámetros los cuales serán utilizados para el diseño de los próximos cálculos.

A continuación se llevará a cabo la siguiente fórmula para el cálculo del área:

$$\text{Área } (S) = \left(\frac{\pi r^2}{2}\right) + (r(A - 2r)) + (A(H - r)) \quad (6)$$

Donde:

S = Área de la labor (m2).

H = Alto de la labor (m).

A = Ancho de la labor (m).

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

π = Constante.

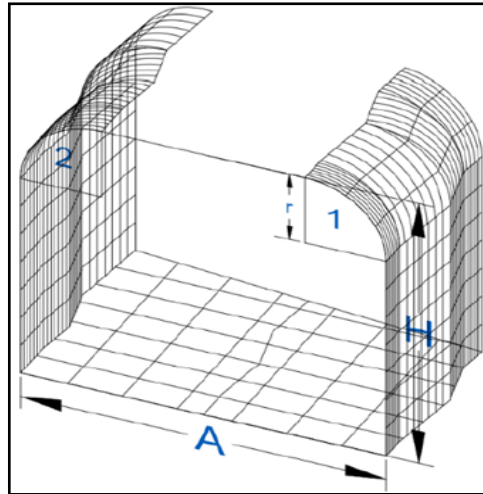
Cálculo del perímetro de la labor (m)

El perímetro de la sección transversal se halla mediante una formula el cual se ajusta a la forma de un túnel.

Este cálculo es importante para los cálculos siguientes. La siguiente figura ilustra el proceso del cálculo.

Figura 27

Cálculo del perímetro de la sección del túnel (m)



Fuente: Esquema extraído (Choque, 2017)

$$P_{\text{perímetro}} = (\pi r) + 2 * (H_{\text{Túnel}} - r) + 2 * (A_{\text{Túnel}} - r) \quad (7)$$

Donde:

P = Perímetro de la labor (m).

H = Alto de la labor (m).

A = Ancho de la labor (m).

r = Radio del arco de la labor (m).

π = Constante.

Cálculo para la cantidad de taladros

Se calcula el número de taladros usando la ecuación N° 8. Además se deberá tener en cuenta la constante de acuerdo con el tipo de roca, por ello es importante seleccionar los datos correspondientes a las propiedades de la roca, lo que se indica en la tabla 3.

Tabla 3

Relación entre la distancia y la dureza del macizo rocoso

Distancia de los taladros			
Roca dura	0.5	0.55	0.53
Roca intermedia	0.6	0.65	0.63
Roca suave	0.7	0.75	0.73

Fuente: Elaboración propia

La tabla 4 representan los coeficientes “C” o factor de roca según corresponda al tipo de roca presente en el frente de trabajo. En nuestro caso se va a considerar una roca de dureza intermedia y utilizamos el valor correspondiente para calcular la cantidad de taladros.

Tabla 4

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

Fuente: Elaboración propia

$$N^{\circ}_{taladros} = \left(\frac{P}{dt}\right) + (S * C) \quad (8)$$

Donde:

S = Área de la labor.

P = Perímetro de la labor.

dt = Distancia entre taladros.

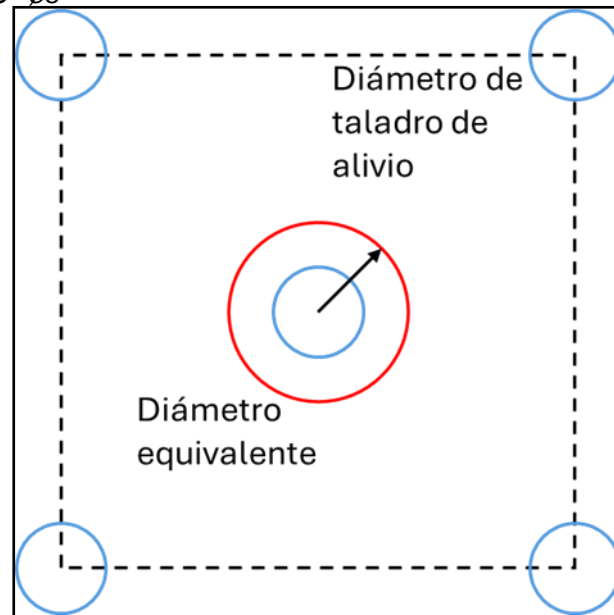
C = Coeficiente o factor de roca.

Cálculo para el diámetro equivalente de taladro de alivio (Øe)

El diámetro equivalente “Øe” es aquel que se genera al combinar los taladros de alivio, simulando como si fuera un solo taladro de alivio, se calcula utilizando la ecuación N° 8, el cual se ilustra en la siguiente figura.

Figura 28

Diámetro equivalente “ ϕ_e ”



Fuente: Elaboración propia

$$\phi_e = \phi_a * \sqrt{N} \quad (9)$$

Donde:

ϕ_e = Diámetro equivalente.

ϕ_a = Diámetro de taladro de alivio.

N = Número de taladros de alivio.

Teniendo como datos la cantidad de taladros (N) y el respectivo diámetro equivalente (ϕ_e), se podrá calcular la longitud correspondiente.

Según el modelo matemático de Roger Holmberg a este resultado se le tendrá que castigar con solo el 95% de eficiencia de perforación.

$$L = 0.15 + 34.1 * \phi_e - 39.4 * \phi_e^2 \quad (10)$$

Donde:

L = Longitud del taladro con respecto al diámetro equivalente “ ϕ_e ”

ϕ_e = Diámetro equivalente

Cálculo de la longitud de avance “L”

La longitud de avance el cual se genera por efecto de la voladura. Si la desviación del taladro está por debajo del 2% entonces el avance “L” se le aproxima al 95% de la profundidad “H”. Con esta relación se da la siguiente ecuación:

$$L = 0.95 * H \quad (11)$$

Donde:

L = Longitud del taladro

H = Longitud de la barra efectiva

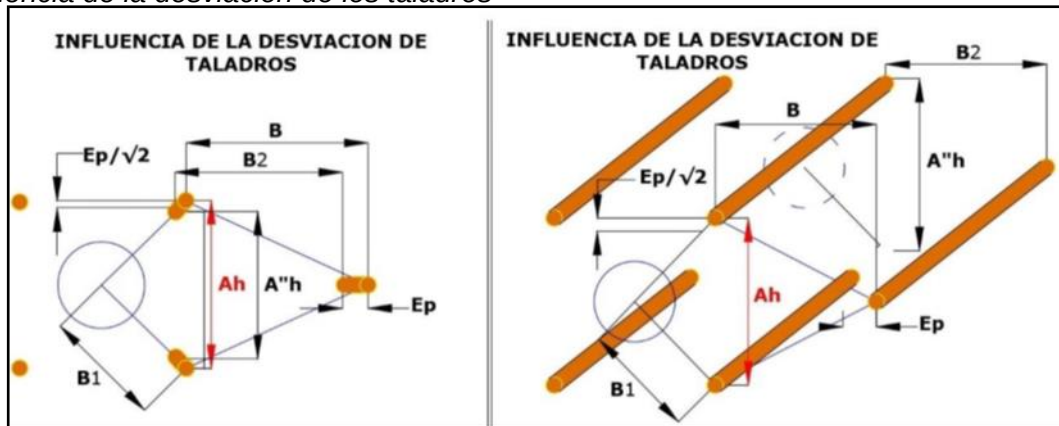
Cálculo del error de perforación “ Ψ ”

El error de perforación afecta de manera directa al diseño de perforación y se aprecian en el burde, espaciamiento y esto a su vez afecta a la fragmentación de la roca, avance del disparo y está relacionado directamente a la eficiencia de la voladura.

A mayor desviación de los taladros menor será la eficiencia de voladura y viceversa, este error se va a calcular con la siguiente ecuación, ver en la siguiente figura.

Figura 29

Influencia de la desviación de los taladros



Fuente: Manual de P & V – López Jimeno.

$$\Psi = (\alpha * L) + e \quad (12)$$

Donde:

Ψ = Error de perforación.

α = Desviación angular.

L = Profundidad del taladro.

e = Error de emboquille o empate.

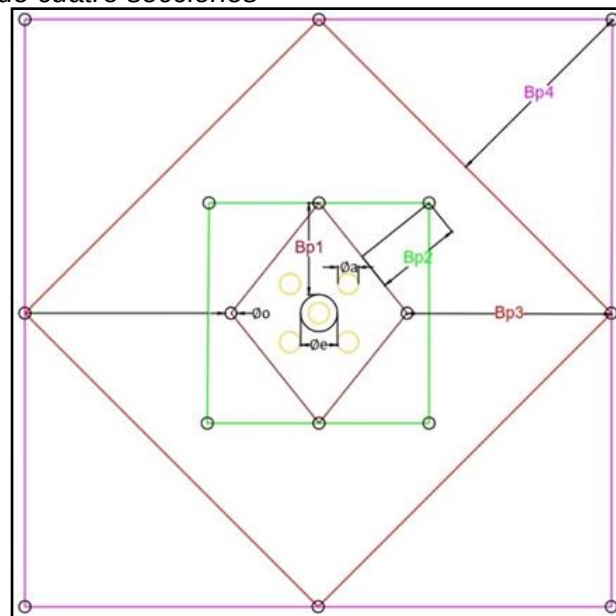
2.1.4 Procedimiento para el diseño de arranque

López (2001), para generar el diseño del arranque la cual cuenta con cuatro secciones que incluyen taladros paralelos se observa en la siguiente figura.

La distancia del taladro central hacia el taladro de la primera sección no debe superar al $1.7 \cdot \phi_e$, esto con el fin de lograr un rendimiento satisfactorio en la voladura. (Langefors y Kilhstrom, 1963).

Figura 30

Diseño de arranque de cuatro secciones



Fuente: Elaboración propia

Las condiciones de fragmentación varían ampliamente dependiendo del tipo de explosivo, tipo de roca y la distancia entre los taladros cargados y el vacío o alivio. (López Jimeno, 2001)

Cálculo del burden equivalente por el principio de la longitud de arco “Be”

El burden equivalente “Be” se expresa como la distancia desde el taladro con carga hasta el diámetro equivalente de un centro a otro, esto se calcula de acuerdo con las especificaciones de nuestro diseño.

$$B_{e \text{ máx}} = 1.7 * \phi_e \quad (13)$$

Donde:

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

$\emptyset_e$ = Diámetro equivalente.

Cálculo del burden práctico “Bp”

$$B_p = B_{e \text{ máx}} - \Psi \quad (14)$$

Donde:

B_p = Burden práctico en “arranque”.

$B_{e \text{ máx}}$ = Burden máximo en “arranque”.

Ψ = Error de perforación.

Cálculo de la medida “Xa” y “Xb” para el ancho de la abertura “Ah 0”

$$X_a = X_b = \frac{\emptyset_e}{2} + B_p \quad (15)$$

Donde:

$X_a=X_b$ = Longitud medida desde el centro del arranque.

$\emptyset_e$ = Diámetro equivalente.

B_p = Burden práctico en “arranque”.

Cálculo del ancho de la abertura “Ah 0”

$$A_{h \ 0} = \sqrt{X_a^2 + X_b^2} \quad (16)$$

Donde:

$\emptyset_p$ = Diámetro del taladro de producción.

$\emptyset_a$ = Diámetro del taladro de alivio.

B_p = Burden práctico

El ancho de la abertura “Ah 0” es el espacio o cavidad generada por la voladura de los taladros de arranque, la cavidad quedará vacía después de que los cuatro taladros culminen su detonación.

Cálculo de “C.E” con la fórmula modificada de Ashby

$$CE = \frac{0.56 * \rho_r * TAN(\frac{GSI+15}{2})}{\sqrt[3]{\frac{115-RQD}{3.3}}} \quad (17)$$

Donde:

CE = Consumo específico de explosivos.

ρ_r = Densidad de la roca.

RQD = Según la característica geomecánica.

GSI = Según la característica geomecánica.

Cálculo para la constante de roca “C” sueco

$$C = 0.8784 * (CE) + 0.052 \quad (18)$$

Donde:

C = Constante de la roca.

CE = Consumo específico de explosivos.

Cálculo del factor de roca “AF_{roc}”

$$AF_{roc} = 96.667 * (CE)^3 - 138.5 * (CE)^2 + 75.883 * (CE) - 4.41 \quad (19)$$

Donde:

AF_{roc} = Factor de roca

CE = Consumo específico de explosivos.

Cálculo del factor de energía

$$FE = 30 * (CE) \quad (20)$$

Cálculo de densidad de carga en el arranque “q₀”

$$q_0 = 55 * \phi_a * \left(\frac{B_e \text{ máx}}{\phi_e}\right)^{1.5} * \left(B_e \text{ máx} - \frac{\phi_e}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{RWS_{EXPLO}}\right) \quad (21)$$

Donde:

FE = Factor de energía

CE = Consumo específico de explosivos.

Cálculo de la longitud del taco

$$L_{Taco} = 10 * \phi_p \quad (22)$$

Donde:

L_{Taco} = Espacio o longitud vacío donde se coloca material inerte.

ϕ_p = Diámetro del taladro de producción.

Cálculo para la longitud de carga “Lc” del arranque

La longitud de carga nos indica que de toda la longitud del taladro, Lc solamente llevará explosivo, esto tomando en cuenta el factor confinado y se calcula de la siguiente manera:

$$L_c = L - L_{Taco} \quad (23)$$

Donde:

L_c = Longitud del taladro con explosivo.

L = Longitud del taladro.

L_{Taco} = Espacio o longitud vacío donde se coloca material inerte.

Cálculo del número de cartuchos por taladro en el arranque

Se considera la cantidad de cartuchos por taladro que se emplearán en el carguío, según el tipo de explosivo que se utilizará en las etapas iniciales del arranque, tomando en cuenta la potencia relativa del explosivo:

$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{L - (0.5 * B_e)}{L_{Cartucho}} \quad (24)$$

Donde:

$N^{\circ}_{cartuchos}$ = Número de cartuchos en el arranque.

L = Longitud del taladro.

B_e = Burden equivalente.

$L_{cartucho}$ = Longitud del cartucho.

Cálculo para la masa explosiva “Q_e” que se utiliza en el arranque

Esto es la cantidad de explosivo en kg por taladro de arranque. Se calcula de la siguiente forma:

$$Q_e = q_0 * L_{Cartucho} * N^{\circ}_{Cartuchos} \quad (25)$$

Donde:

Q_e = Masa del explosivo en cada taladro.

q_0 = Densidad de carga inicial del “arranque”.

$L_{Cartucho}$ = Longitud del cartucho.

$N^{\circ}_{Cartuchos}$ = Número de cartuchos.

Determinación del cálculo de la fragmentación “X” con el método de Kuz Ram

La interpretación de este cálculo, nos indica el grado de fragmentación del macizo rocoso luego de la voladura, en otras palabras nos vas a predecir el tamaño de los fragmentos para así poder prevenir las complicaciones de banqueo, ya que este material va a ser extraído de interior mina mediante tolvas y de igual manera se tendrá que pasar por una parrilla cuyas aberturas son de 20x20 centímetros.

$$X = A_{F.roc} * (CE)^{\frac{4}{5}} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{EXPLO}} \right)^{\frac{19}{30}} \quad (26)$$

Donde:

X = Tamaño de los fragmentos.

$A_{F.roc}$ = Factor de la roca.

Q_e = Masa del explosivo en cada taladro.

RWS_{EXPLO} = PRP del explosivo que se va a emplear.

CE = Consumo específico de explosivos.

Procedimientos para ayudas del arranque

2.1.5 Cálculo del burden máximo “B_{max 1}” del 1er cuadrante

Para continuar con el cálculo de las siguientes secciones, se va a considerar que ya existe la abertura de ancho Ah 0. También se conoce la concentración lineal de

explosivos que se tiene en el arranque q_0 , por lo tanto se puede calcular el burden en el 1er cuadrante como indica la siguiente fórmula:

$$B_{\max 1} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{EXPLO}}{\phi_p * C}} \quad (27)$$

Donde:

- $B_{\max 1}$ = Burden máximo del 1er cuadrante.
- A_{h0} = Ancho de abertura del taladro de arranque.
- q_0 = Densidad de carga inicial del “arranque”.
- RWS_{EXPLO} = PRP del explosivo que se va a emplear.
- ϕ_p = Diámetro del taladro de producción.
- C = Constante de la roca Suecia.

Cálculo del burden práctico “ B_{p1} ” del 1er cuadrante

El “ B_{p1} ” es la longitud o distancia con el cual se plasmará en el diseño del 1er cuadrante, esto es medido desde la abertura A_{h0} .

$$B_{p1} = B_{\max 1} - \Psi \quad (28)$$

Donde:

- B_{p1} = Burden práctico del 1er cuadrante.
- $B_{\max 1}$ = Burden máximo del 1er cuadrante
- Ψ = Error de perforación.

Cálculo de la medida “ X_c ” y “ X_d ”

$$X_c = X_d = \frac{A_{h0}}{2} + B_{p1} \quad (29)$$

Donde:

- $X_c = X_d$ = Longitud medida desde la línea A_{h0} hacia la esquina del 1er cuadrante
- A_{h0} = Ancho de abertura del taladro de arranque.
- B_{p1} = Burden práctico del 1er cuadrante.

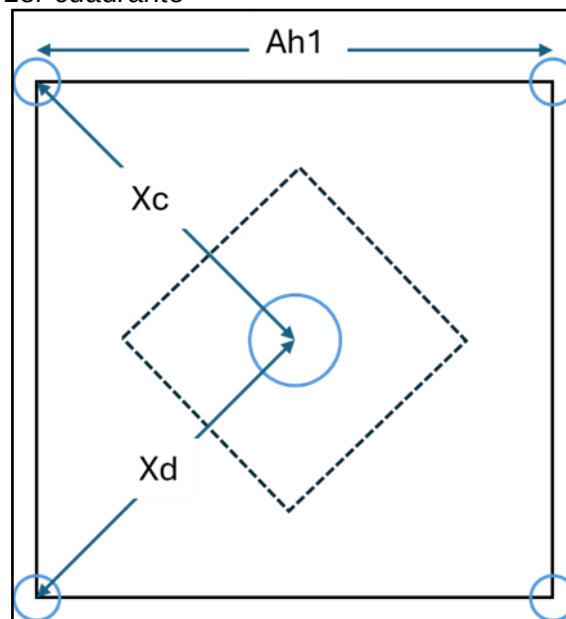
Cálculo del ancho de abertura del 1er cuadrante

El ancho de abertura es aquella medida de un lado de la sección que se da después de la voladura del arranque, primer cuadrante, segundo cuadrante y así sucesivamente, como se puede mostrar en la siguiente figura.

Para poder determinar esta medida de la abertura, se va a utilizar el teorema de Pitágoras.

Figura 31

Ancho de abertura del 1er cuadrante



Fuente: Elaboración propia

$$A_{h1} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2} \quad (30)$$

Donde:

A_{h1} = Ancho de abertura del 1er cuadrante.

$X_c = X_d$ = Longitud medida desde el Ah 0 hacia la esquina del 1er cuadrante.

Cálculo de la cantidad de cartuchos por taladro del 1er cuadrante.

$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{L - (0.5 * B_{max})}{L_{cartucho}} \quad (31)$$

Donde:

$N^{\circ}_{Cartuchos}$ = Número de cartuchos por taladro.

L = Profundidad del taladro.

B_{max} = Burden máximo.

$L_{cartucho}$ = Longitud del cartucho.

Comprobación para decidir si se necesita más cuadrantes.

Para determinar esta comprobación, se usará la siguiente ecuación:

$$A_{h\ 1} \leq \sqrt{L} \quad (32)$$

Donde:

$A_{h\ 1}$ = Ancho de abertura del 1er cuadrante.

L = Profundidad del taladro.

La dimensión lateral del último cuadrante denominado $A_{h\ 1}$ es cual es el ancho de la abertura del 1er cuadrante, no tiene que ser mayor a la raíz cuadrada de la profundidad o avance del taladro. Caso contrario ya no es necesario diseñar más cuadrantes para el frente.

2.1.6 Procedimiento para calcular los taladros de hastiales o paredes

Se necesita ajustar la constante de roca "C", para el cual se determina el valor del burden máximo usando la siguiente ecuación:

$$B = 0.6 * L \quad (33)$$

Donde:

L = Profundidad del taladro.

Con este valor se puede determinar en qué intervalo estamos para así hacer el reajuste del factor de roca "C".

$$si \begin{cases} B \geq 1.4\ m \rightarrow C' = C + 0.05 \\ B < 1.4\ m \rightarrow C' = C + \frac{0.07}{b} \end{cases}$$

Para los taladros de los hastiales, se debe asumir que ya se tiene la abertura la cual se generó desde el arranque hasta el último cuadrante, por lo tanto para realizar los cálculos, contamos con los parámetros que se van a detallar en la siguiente tabla. Estos

datos nos van a ayudar a simplificar y llegar al resultados real en el diseño de la perforación y voladura.

Para los cálculos también usaremos los datos de la tabla 2.

Tabla 5

Constantes y valores de fijación

DIRECCIÓN DE SALIDA DE LOS TALADROS	FACTOR DE FIJACIÓN	RELACIÓN “S/B”
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25
Taladros para corona		0.80
Taladro para piso		1.00

Fuente: Manual de voladura ENAEX

Cálculo del burden máximo para taladros de ayuda de los hastiales

$$B_{\max \text{ ayuda hastiales}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{EXPLO}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad (34)$$

Donde:

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

q_0 = Densidad de carga inicial del “arranque”.

RWS_{EXPLO} = PRP del explosivo que se va a emplear.

f = El factor de fijación.

$\frac{S}{B}$ = Factor de fijación.

Cálculo del burden práctico para taladros de ayuda de los hastiales

$$B_{\text{prac ayuda hastiales}} = \left(\frac{A_{\text{tunnel}} - A_{h3}}{4} \right) \quad (35)$$

Donde:

$B_{\text{prac ayuda hastiales}}$ = Burden práctico de ayuda de los hastiales.

A_{tunnel} = Ancho de la labor (m).

A_{h3} = Abertura o ancho del tercer cuadrante.

Cálculo para determinar el número de taladros de ayuda de los hastiales

$$N^{\circ} \text{ tal ayuda hastiales} = \left(\frac{A_{\text{tunnel}} - A_{h3}}{\frac{S}{B}} \right) + 2 \quad (36)$$

Donde:

$N^{\circ}_{tal\ ayuda\ hastiales}$ = Número de taladros de ayuda de los hastiales.

A_{tunel} = Ancho de la labor (m).

$A_{h\ 3}$ = Abertura o ancho del tercer cuadrante.

$\frac{S}{B}$ = Factor de fijación.

Cálculo para determinar el espaciamiento de taladros de ayuda de los hastiales

$$S_{ayu\ hastiales} = \left(\frac{A_{h\ 3}}{N^{\circ}_{tal\ ayuda\ hastiales}-2} \right) \quad (37)$$

Donde:

$S_{ayu\ hastiales}$ = Espaciamiento de los taladros de ayuda de los hastiales.

$N^{\circ}_{tal\ ayuda\ hastiales}$ = Número de taladros de ayuda de los hastiales.

$A_{h\ 3}$ = Abertura o ancho del tercer cuadrante.

Cálculo para determinar la cantidad de cartuchos de taladros de ayuda de los hastiales

$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{L-(0.5*B_{max\ ayuda\ hastiales})}{L_{cartucho}} \quad (38)$$

Donde:

$N^{\circ}_{cartuchos}$ = Número de cartuchos de ayuda de los hastiales.

L = Longitud del taladro.

$L_{cartucho}$ = Longitud del cartucho.

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

Cálculo del burden máximo para taladros de ayuda de la corona

$$B_{max\ ayuda\ corona} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RW_{SEXPLOR}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad (39)$$

Donde:

$B_{max\ ayuda\ corona}$ = Burden máximo de ayuda de la corona.

q_0 = Densidad de carga inicial del “arranque”.

RWS_{EXPLO} = PRP del explosivo que se va a emplear.

f = El factor de fijación.

$\frac{S}{B}$ = Factor de fijación.

Cálculo del burden práctico para taladros de ayuda de la corona

$$B_{p \text{ ayuda corona}} = 0.51 * (A_{tunnel} - A_{h3}) \quad (40)$$

Donde:

$B_{p \text{ ayuda corona}}$ = Burden práctico de ayuda de la corona.

A_{tunnel} = Ancho de la labor (m).

A_{h3} = Abertura o ancho del tercer cuadrante.

Cálculo para determinar la longitud del segmento de taladros de ayuda de la corona

$$L_{seg \text{ ayuda corona}} = 0.6533 * A_{tunnel} \quad (41)$$

Donde:

$L_{seg \text{ ayuda corona}}$ = Medida del segmento de taladros de ayuda de la corona.

A_{tunnel} = Ancho de la labor (m).

Cálculo del espaciamiento para taladros de ayuda de la corona

$$S_{ayuda \text{ corona}} = 0.3333 * L_{seg \text{ ayuda corona}} \quad (42)$$

Donde:

$S_{ayuda \text{ corona}}$ = Espaciamiento para taladros de ayuda de la corona.

$L_{seg \text{ ayuda corona}}$ = Medida del segmento de taladros de ayuda de la corona.

Cálculo para determinar la cantidad de taladros de ayuda de la corona

$$N^{\circ}_{tal \text{ ayuda corona}} = \left(\frac{L_{seg \text{ ayuda corona}}}{\frac{S}{B}} \right) + 2 \quad (43)$$

Donde:

$N^{\circ}_{tal \text{ ayuda corona}}$ = Número de taladros de ayuda de la corona.

$L_{seg \text{ ayuda corona}}$ = Medida del segmento de taladros de ayuda de la corona.

$\frac{S}{B}$ = Factor de fijación.

Cálculo de la cantidad de cartuchos por taladro de ayuda de la corona

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos ayuda corona}} = \frac{L - (0.5 * B_{\text{max ayuda corona}})}{L_{\text{cartucho}}} \quad (44)$$

Donde:

$N^{\circ}_{\text{cartuchos ayuda corona}}$ = Número de cartuchos por taladro de ayuda de la corona.

L = Profundidad del taladro.

$B_{\text{max ayuda corona}}$ = Burden máximo de ayuda de la corona.

L_{cartucho} = Longitud del cartucho.

Cálculo del burden máximo para taladros de los hastiales

$$B_{\text{max hastiales}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{EXPLO}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad (45)$$

$B_{\text{max ayuda corona}}$ = Burden máximo del tercer cuadrante.

q_0 = Densidad de carga inicial del “arranque”.

RWS_{EXPLO} = PRP del explosivo que se va a emplear.

f = El factor de fijación.

$\frac{S}{B}$ = Factor de fijación.

Cálculo del burden práctico de los hastiales

Para el cálculo del burden práctico de los hastiales en la perforación, se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{p \text{ hastiales}} = \frac{0.3755 * A_{\text{tunnel}}}{2 \text{ Flancos}} \quad (46)$$

Donde:

$B_{p \text{ hastiales}}$ = Burden práctico de hastiales.

A_{tunnel} = Ancho de la labor (m).

Cálculo de distancia disponible para ubicar los taladros de los hastiales

Esta distancia se representa como la medida vertical en donde se ubicarán los taladros de los hastiales en el frente de la labor, esto se da según el espaciamiento y el número de taladros, la cual se calcula con la siguiente ecuación:

$$H_{disponible\ hastiales} = H_{tunnel} - r \quad (47)$$

Donde:

$H_{disponible\ hastiales}$ = Altura disponible para los taladros de los hastiales.

H_{tunnel} = Alto de la labor (m).

Cálculo del espaciamiento para taladros de los hastiales

El espaciamiento de taladros se puede obtener con la siguiente ecuación:

$$S_{hastiales} = 0.3345 * H_{disponible\ hastiales} \quad (48)$$

Donde:

$S_{hastiales}$ = Espaciamiento de los taladros de los hastiales.

$H_{disponible\ hastiales}$ = Altura disponible para los taladros de los hastiales.

Cálculo para determinar la cantidad de taladros de los hastiales

Para calcular la cantidad de taladros de los hastiales, se usa la siguiente ecuación:

$$N^{\circ}_{tal\ hastiales} = \left(\frac{H_{disponible\ hastiales}}{\frac{S}{B}} \right) \quad (49)$$

Donde:

$N^{\circ}_{tal\ hastiales}$ = Número de taladros de los hastiales.

$H_{disponible\ hastiales}$ = Altura disponible para los taladros de los hastiales.

$\frac{S}{B}$ = Factor de fijación.

Cálculo para determinar la abertura de los hastiales

La abertura es la medida del ancho de los hastiales la cual debe ser igual a la longitud disponible de los hastiales.

$$A_h\ hastiales = H_{disponible\ hastiales} \quad (50)$$

Donde:

$A_h \text{ hastiales}$ = Abertura de los hastiales.

$H_{disponible \text{ hastiales}}$ = Altura disponible para los taladros de los hastiales.

Cálculo de la cantidad de cartuchos por taladro de los hastiales

$$N^{\circ}_{cartuchos \text{ hastiales}} = \frac{L - (0.5 * B_{\max \text{ hastiales}})}{L_{cartucho}} \quad (51)$$

Donde:

$N^{\circ}_{cartuchos \text{ hastiales}}$ = Número de cartuchos por taladro de hastiales.

L = Profundidad del taladro.

$B_{\max \text{ hastiales}}$ = Burden máximo de ayuda de la corona.

$L_{cartucho}$ = Longitud del cartucho.

2.1.7 Procedimiento para calcular los taladros de la corona o techo

Para el caso de disparos o voladuras en el contorno del techo, se debe realizar una controlada voladura de la corona “smooth blasting”, esto se hace para minimizar los daños en el techo.

Cálculo del espaciamiento para taladros de la corona

Para tener una voladura controlada, la distribución de los taladros de la corona cuyo espaciamiento se debe usar la siguiente ecuación:

$$S_{corona} = K * \phi_p \quad (52)$$

Donde:

S_{corona} = Espaciamiento de los taladros de la corona.

K = Constante (el valor varía entre 15 y 16)

ϕ_p = Diámetro del taladro de producción.

Cálculo del burden máximo para taladros de la corona

El valor del burden máximo para los taladros de la corona se obtiene con la relación espaciamiento/burden “s/b=0.8” donde “s/b<1”. Por lo tanto para obtener el burden máximo de la corona se usa la siguiente ecuación:

$$\frac{S}{B} = 0.80 \rightarrow B_{\max \text{ corona}} = \frac{S_{\text{corona}}}{0.80} \quad (53)$$

Donde:

$B_{\max \text{ corona}}$ = Burden máximo para taladros de la corona.

Cálculo del burden práctico para taladros de la corona

$$B_p \text{ corona} = B_{\max \text{ corona}} - L * \text{sen} \gamma - \Psi \quad (54)$$

Donde:

$B_p \text{ corona}$ = Burden práctico para taladros de la corona.

$B_{\max \text{ corona}}$ = Burden máximo para taladros de la corona.

L = Longitud de taladro.

Ψ = Error de perforación.

γ = Angulo de taladro del contorno.

Cálculo para determinar la cantidad de taladros de la corona

Para determinar la cantidad de perforaciones en la zona de la corona se debe usar la siguiente ecuación:

$$N^{\circ} \text{ tal corona} = \left(\frac{A_{\text{tunnel}}}{S_{\text{corona}}} \right) + 2 \quad (55)$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ tal corona}$ = Número de taladros de la corona.

A_{tunnel} = Ancho de la labor (m).

S_{corona} = Espaciamiento de los taladros de la corona.

Cálculo de la cantidad de cartuchos por taladro de la corona

$$N^{\circ} \text{ cartuchos corona} = \frac{L - (0.5 * B_{\max \text{ corona}})}{L_{\text{cartucho}}} \quad (56)$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ cartuchos corona}$ = Número de cartuchos por taladro de la corona.

L = Profundidad del taladro.

$B_{\max \text{ corona}}$ = Burden máximo para taladros de la corona.

$L_{cartucho}$ = Longitud del cartucho.

2.1.8 Procedimiento para calcular los taladros del arrastre o piso

Para determinar los cálculos de los taladros de piso o arrastre, debemos tener en cuenta los siguientes valores.

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

Cálculo del burden máximo para taladros del piso o arrastre

$$B_{max\ piso} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{EXPLO}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad (57)$$

Donde:

- $B_{max\ piso}$ = Burden máximo para taladros del piso.
- q_0 = Densidad de carga inicial del “arranque”.
- RWS_{EXPLO} = PRP del explosivo que se va a emplear.
- f = El factor de fijación.
- $\frac{S}{B}$ = Factor de fijación.

Cálculo del burden práctico para taladros del piso o arrastre

$$B_p\ piso = B_{max\ piso} - L * sen\gamma - \Psi \quad (58)$$

Donde:

- $B_p\ piso$ = Burden práctico para taladros del piso.
- $B_{max\ piso}$ = Burden máximo para taladros del piso.
- L = Longitud de taladro.
- Ψ = Error de perforación.
- γ = Angulo de taladro del contorno.

Cálculo para determinar la cantidad de taladros del piso

$$N^{\circ}_{tal\ piso} = \left(\frac{A_{tunel} + 2 * L * sen\gamma}{B_{max\ piso} * \left(\frac{S}{B}\right)} \right) + 2 \quad (59)$$

Donde:

$N^{\circ}_{tal\ piso}$ = Número de taladros del piso.

L = Longitud de taladro.

A_{tunel} = Ancho de la labor (m).

γ = Angulo de taladro del contorno.

$B_{max\ piso}$ = Burden máximo para taladros del piso.

$\frac{S}{B}$ = Factor de fijación.

Cálculo del espaciamiento para taladros del piso en zona central

$$S_{tal\ piso\ central} = \left(\frac{A_{tunel} + 2 * L * sen\gamma}{N^{\circ}_{tal\ piso} - 1} \right) \quad (60)$$

Donde:

$S_{tal\ piso\ central}$ = Espaciamiento de los taladros del piso.

A_{tunel} = Ancho de la labor (m).

γ = Angulo de taladro del contorno.

Cálculo del espaciamiento para taladros del piso en zona esquinas

$$S_{tal\ piso\ esquina} = S_{tal\ piso\ central} - L * sen\gamma \quad (61)$$

Donde:

$S_{tal\ piso\ esquina}$ = Espaciamiento de los taladros del piso de las esquinas.

$S_{tal\ piso\ central}$ = Espaciamiento de los taladros del piso del centro.

A_{tunel} = Ancho de la labor (m).

γ = Angulo de taladro del contorno.

Cálculo de la cantidad de cartuchos por taladro del piso

$$N^{\circ}_{cartuchos\ piso} = \frac{L - (0.5 * B_{max\ piso})}{L_{cartucho}} \quad (62)$$

Donde:

$N^{\circ}_{cartuchos\ piso}$ = Número de cartuchos por taladro del piso.

L = Profundidad del taladro.

$B_{max \text{ piso}}$ = Burden máximo para taladros del piso.

$L_{cartucho}$ = Longitud del cartucho.

2.2 Marco conceptual

2.2.1 Factor de carga

Al factor de carga se le entiende como la medida que indica la proporción de los explosivos en kilogramos que se encuentra en un metro cúbico de roca. Este factor es importante para términos económicos ya que con ello se va a planificar las voladuras. Esto se usa como un indicador de la eficiencia de voladura.

2.2.2 Distancia entre taladros

Este término está referenciado al número de taladros perforados y el área del frente, usualmente este término varía entre los valores de 15 – 30 cm para el arranque, varía entre los valores de 60 – 90 cm para las ayudas y varía entre los valores de 50 – 70 cm para los cuadrantes.

Los taladros perforados en el perímetro, denominados como cuadrantes y de elevación, se tiene que realizar a una distancia que oscila de 20 – 30 cm desde el límite de la pared del túnel, esto con el fin de minimizar la sobre rotura. Normalmente se perforan los taladros desplazándose desde el eje del frente, la cual permite que la sección del túnel se mantenga con el mismo ancho de frente en la superficie.

2.2.3 Longitud de los taladros

Este término está arraigado con la medida del espacio efectivo de la sección del túnel, luego de ello el método de inicio y de las máquinas de perforación sus especificaciones. Un ejemplo es el corte de tipo quemado, aquí es usualmente alcanzar una profundidad de 2 a 3 metros, en cambio para túneles de sección reducida con el corte V, usualmente se logra alcanzar de 1 a 2 metros.

2.2.4 Avance por voladura

El avance está vinculado a la medida del orificio del taladro de alivio y a las desviaciones de los taladros perforados. Mientras este valor se mantenga por debajo del

2%, tendremos un avance promedio de “X” la cual llegarán al 95 % de la profundidad del taladro de perforación “L”.

2.2.5 Carguío

Este término también se le incluye el carguío de los taladros perforados tanto en frentes de avance como en labores de explotación, donde se le coloca el explosivo con los respectivos accesorios que le corresponderían para efectuar la voladura.

2.2.6 Cara libre

Es la superficie o área en contacto con el medio, cuyo material se desplaza cuando es disparado por acción del explosivo. En general la cara libre de un frente es una sola, por lo que cuando se da la voladura del arranque se va a crear otra cara libre.

2.2.7 Burden

A este término se le denomina la medida perpendicular desde el punto del eje del taladro perforado hacia la cara libre o taladro de alivio.

2.2.8 Espaciamiento

A este término se le denomina la medida horizontal con los taladros adyacentes, las cuales están dentro de un mismo cuadrante en el frente.

2.2.9 Explosivo

Cuando ya se haya obtenido la malla de perforación, esta necesita explosivos. La cual es un compuesto químico que genera una liberación de presiones y temperaturas, esto liberará gases logrando la fragmentación de la roca a consecuencia del impacto del ondas de compresión y tensión.

2.2.10 Malla

La malla de perforación es la distribución de los taladros en un frente para poder aplicar la voladura, esto se realizado cumpliendo con la relación del burden y espaciamiento así como también la profundización del taladro.

2.2.11 Taladro

Es la cavidad cilíndrica que se logra con un barreno y se le deposita explosivo guiándose del factor de carga.

2.2.12 Vibraciones

Al efectuar la voladura de un frente o una labor esta genera movimientos oscilatorios de un medio sólido o líquido durante la propagación de ondas en el terreno y durante toda la roca cercana a la voladura.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Recolección de datos

3.1.1 Perforación de avances con jumbo

Por la gran deficiencia de disparos que se tienen en las labores de avance, se hizo el estudio de estas deficiencias. En la figura 32 se ve el reporte de los meses de julio, agosto, setiembre, octubre y noviembre del 2023, datos guardados como data histórica de la contrata Opermin SAC

3.1.2 Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos utilizados para la recolección de datos de la perforación de avances son el formato de “Reporte de perforación y voladura”. Los parámetros de perforación, carguío y voladura, se pueden ver en el anexo 1.

La Tabla 6 muestra los avances promedios por cada mes y su respectivo factor de carga

Tabla 6

Reporte de avance promedio, factor de carga y eficiencia

Mes	Avance promedio (m)	Factor de carga (kg/m)	Eficiencia de perforación (%)
Julio	3.73	39.35	84.73%
Agosto	3.72	39.08	84.53%
Setiembre	3.89	39.15	88.44%
Octubre	3.79	39.79	86.06%
Noviembre	3.77	39.83	85.71%

Fuente: Datos tomados de la contrata Opermin SAC

3.2 Factores que afectan a la eficiencia de perforación y voladura

3.2.1 Marcado de malla

Antes no se podía evidenciar el marcado de malla, esto se puede observar en la figura 33, la cual nos daba una proyección en los hastiales y corona. El buen marcado de malla sirve para controlar el paralelismo y así poder evitar la desviación del paralelismo.

Figura 32

Control de avance

FECHA	LABOR	GUARDIA	TURNO	EFECTIVO GUARDIA	COD. EQUIPO	AVANCE (m/rol)	ANCHO PIEDY	ALTO PIEDY	ANCHO REAL	ALTO REAL	Sobre Ancho	Sobre Alto	SOS/RECHURA	TIPO DE VOLADURA	VolumenAparente	Volumenmedido	CON GRUPO DE PERFORACIÓN	Ultima 1 1/2 x 7 (Kg)	TOTAL EXPLOSIVO	FACTORES CARGA	EFICACIA
01/10/2023	JC 8588 1 840	C	Die	A.Ord	Ji	3,70	4,00	4,00	4,00	4,00	0%	0%	0%	Fronte	59,20	59,20	4,20	131,25	131,25	35,47	89%
01/10/2023	JC 8671 1 840	C	Die	A.Ord	Ji	3,85	4,00	4,00	4,10	4,10	2%	2%	5%	Fronte	61,60	64,72	4,30	143,75	143,75	37,34	90%
01/10/2023	JC 8521 7 700	C	Die	A.Ord	Ji	3,50	4,00	4,00	4,10	4,10	2%	2%	5%	Fronte	56,00	56,84	4,25	143,75	143,75	41,07	82%
01/10/2023	JC 8521 5 750	C	Die	A.Ord	Ji	3,40	4,00	4,00	4,10	4,10	2%	2%	5%	Fronte	54,40	57,15	4,25	143,75	143,75	42,28	80%
01/10/2023	JC 8521 10 750	C	Die	A.Ord	Ji	3,70	4,00	4,00	4,10	4,10	2%	2%	5%	Fronte	59,20	62,20	4,40	143,75	143,75	38,85	84%
01/10/2023	JC 4264 12 840	B	Noche	J. Wang	Ji	3,80	4,00	4,00	4,10	4,10	2%	2%	5%	Fronte	60,80	63,88	4,25	143,75	143,75	37,83	85%
01/10/2023	JC 8671 1 840	B	Noche	J. Wang	Ji	3,70	4,00	4,00	4,10	4,10	2%	2%	5%	Fronte	59,20	62,20	4,50	143,75	143,75	38,85	82%
01/10/2023	JC 8671 2 840	B	Noche	J. Wang	Ji	1,50	4,00	4,00	4,10	4,10	2%	2%	5%	Fronte	24,00	25,22	1,70	75,00	75,00	50,00	88%
01/10/2023	JC 8753 3 700	B	Noche	J. Wang	Ji	3,80	4,00	4,00	4,10	4,10	2%	2%	5%	Fronte	57,60	60,52	4,30	143,75	143,75	39,93	84%
01/10/2023	JC 8525 870 C.M.	B	Noche	J. Wang	Ji	1,50	4,00	4,00	4,10	4,10	2%	2%	5%	Fronte	24,00	25,22	1,70	75,00	75,00	50,00	88%
02/10/2023	JC 8671 1 840	C	Die	A.Ord	Ji	3,40	4,00	4,00	4,20	4,10	5%	2%	8%	Fronte	54,40	58,55	3,80	131,25	131,25	38,80	85%
02/10/2023	JC 8671 2 840	C	Die	A.Ord	Ji	3,60	4,00	4,00	4,30	4,10	8%	2%	10%	Fronte	57,60	63,47	4,30	150,00	150,00	41,67	84%
02/10/2023	JC 8521 10 750	C	Die	A.Ord	Ji	3,85	4,00	4,00	4,45	4,15	11%	4%	15%	Fronte	58,40	67,41	4,30	143,75	143,75	39,38	85%
02/10/2023	JC 8521 5 750	C	Die	A.Ord	Ji	3,80	4,00	4,00	4,30	4,20	8%	5%	12%	Fronte	60,80	68,83	4,00	143,75	143,75	37,83	90%
02/10/2023	JC 5888 25 870	C	Die	A.Ord	Ji	3,85	4,00	4,00	4,25	4,17	8%	4%	11%	Fronte	61,60	68,23	4,00	143,75	143,75	37,34	90%
02/10/2023	JC 4264 2 870	B	Noche	J. Wang	Ji	3,85	4,00	4,00	4,10	4,10	2%	2%	5%	Fronte	56,40	61,38	4,40	143,75	143,75	39,38	83%
02/10/2023	JC 5888 25 870	B	Noche	J. Wang	Ji	3,80	4,00	4,00	4,85	4,25	16%	8%	24%	Fronte	57,60	71,15	4,00	143,75	143,75	39,93	90%
02/10/2023	JC 8525 8 870	B	Noche	J. Wang	Ji	3,57	4,00	4,00	4,25	4,20	8%	5%	12%	Fronte	57,12	63,72	3,80	131,25	131,25	38,78	94%
02/10/2023	JC 8671 1 840	B	Noche	J. Wang	Ji	3,70	4,00	4,00	4,40	4,20	10%	5%	16%	Fronte	59,20	68,38	3,80	131,25	131,25	35,47	91%
02/10/2023	JC 8671 2 840	B	Noche	J. Wang	Ji	3,62	4,00	4,00	4,80	4,20	15%	5%	21%	Fronte	57,12	69,94	3,80	131,25	131,25	35,28	90%
02/10/2023	JC 8753 3 700	B	Noche	J. Wang	Ji	3,90	4,00	4,00	4,20	4,10	5%	2%	8%	Fronte	62,40	67,76	4,20	143,75	143,75	38,85	90%
03/10/2023	JC 4264 12 840	C	Die	A.Ord	Ji	3,50	4,00	4,00	4,43	4,10	11%	2%	14%	Fronte	56,00	63,57	3,80	131,25	131,25	37,50	91%
03/10/2023	JC 8671 1 840	C	Die	A.Ord	Ji	3,50	4,00	4,00	4,55	4,20	14%	5%	19%	Fronte	56,00	68,89	3,80	131,25	131,25	37,50	91%
03/10/2023	JC 8671 2 840	C	Die	A.Ord	Ji	3,25	4,00	4,00	4,20	4,10	5%	2%	8%	Fronte	53,60	57,89	3,50	131,25	131,25	39,18	98%
03/10/2023	JC 8525 8 870	C	Die	A.Ord	Ji	3,55	4,00	4,00	4,35	4,20	9%	5%	14%	Fronte	56,80	64,86	3,70	131,25	131,25	38,97	98%
03/10/2023	JC 8521 5 750	C	Die	A.Ord	Ji	3,90	4,00	4,00	4,15	4,10	4%	2%	8%	Fronte	62,40	68,38	4,00	143,75	143,75	38,85	98%
03/10/2023	JC 8521 10 750	C	Die	A.Ord	Ji	3,55	4,00	4,00	4,25	4,15	8%	4%	10%	Fronte	56,80	62,81	4,15	143,75	143,75	40,49	88%
03/10/2023	JC 8671 2 840	B	Noche	J. Wang	Ji	3,91	4,00	4,00	4,20	4,00	5%	0%	5%	Fronte	62,96	65,89	4,00	143,75	143,75	38,78	98%
03/10/2023	JC 5888 25 870	B	Noche	J. Wang	Ji	3,80	4,00	4,00	4,20	4,10	5%	2%	8%	Fronte	60,80	65,44	4,00	143,75	143,75	37,83	95%
03/10/2023	JC 8525 8 870	B	Noche	J. Wang	Ji	4,00	4,00	4,00	4,10	4,30	2%	8%	10%	Fronte	64,00	70,52	4,50	143,75	143,75	35,94	85%
03/10/2023	JC 8753 4 700	B	Noche	J. Wang	Ji	1,50	4,00	4,00	4,00	4,00	0%	0%	0%	Fronte	24,00	24,00	1,70	81,94	81,94	54,83	88%
03/10/2023	JC 8753 5 700	B	Noche	J. Wang	Ji	1,50	4,00	4,00	4,00	4,00	0%	0%	0%	Fronte	24,00	24,00	1,70	83,33	83,33	55,56	88%
04/10/2023	JC 4264 2 870	C	Die	A.Ord	Ji	3,85	4,00	4,00	4,10	4,10	2%	2%	5%	Fronte	61,60	64,72	4,40	143,75	143,75	37,34	88%
04/10/2023	JC 8521 9 750	C	Die	A.Ord	Ji	3,80	4,00	4,00	4,00	4,00	0%	0%	0%	Fronte	60,80	60,80	4,40	143,75	143,75	37,83	88%
04/10/2023	JC 8521 10 750	C	Die	A.Ord	Ji	1,50	4,00	4,00	4,00	4,00	0%	0%	0%	Fronte	24,00	24,00	1,70	89,44	89,44	46,30	88%
04/10/2023	JC 4264 20 840	C	Die	A.Ord	Ji	3,70	4,00	4,00	4,10	4,10	2%	2%	5%	Fronte	59,20	62,20	3,85	143,75	143,75	38,85	98%
04/10/2023	JC 8521 5 750	C	Die	A.Ord	Ji	3,80	4,00	4,00	4,10	4,10	2%	2%	5%	Fronte	60,80	63,88	4,30	143,75	143,75	37,83	88%
04/10/2023	JC 8521 10 750	C	Die	A.Ord	Ji	3,40	4,00	4,00	4,00	4,00	0%	0%	0%	Fronte	54,40	54,40	4,50	143,75	143,75	42,28	76%
04/10/2023	JC 8671 2 840	B	Noche	J. Wang	Ji	4,10	4,00	4,00	3,80	4,10	-5%	2%	-3%	Fronte	65,60	63,88	4,40	152,08	152,08	37,09	92%
04/10/2023	JC 8753 4 700	B	Noche	J. Wang	Ji	3,80	4,00	4,00	4,00	4,10	0%	2%	2%	Fronte	57,60	58,04	4,40	143,75	143,75	39,93	82%
04/10/2023	JC 8753 5 700	B	Noche	J. Wang	Ji	3,70	4,00	4,00	4,00	4,10	0%	2%	2%	Fronte	56,20	60,66	4,00	143,75	143,75	38,85	92%
04/10/2023	JC 8522 20 780	B	Noche	J. Wang	Ji	3,45	4,00	4,00	4,05	4,10	1%	2%	4%	Fronte	55,20	57,29	4,20	143,75	143,75	41,67	82%
05/10/2023	JC 4264 20 840	A	Die	P. Wang	Ji	3,40	4,00	4,00	4,30	4,15	8%	4%	12%	Fronte	54,40	60,87	4,40	138,43	138,43	40,71	71%
05/10/2023	JC 8521 8 750	A	Die	P. Wang	Ji	3,70	4,00	4,00	4,35	4,15	9%	4%	12%	Fronte	59,20	68,79	3,90	138,43	138,43	37,41	90%
05/10/2023	JC 8521 10 750	A	Die	P. Wang	Ji	3,80	4,00	4,00	4,25	4,15	8%	4%	10%	Fronte	57,60	63,50	3,80	138,43	138,43	38,45	90%
05/10/2023	JC 8521 10 750	A	Die	P. Wang	Ji	3,80	4,00	4,00	4,10	4,10	2%	2%	5%	Fronte	60,80	63,88	4,25	138,43	138,43	38,43	81%
05/10/2023	JC 8671 2 840	C	Noche	A.Ord	Ji	4,00	4,00	4,00	4,25	4,13	8%	3%	10%	Fronte	64,00	70,21	4,40	131,25	131,25	32,81	91%

Fuente: Contrata Opermin SAC

Figura 33

Marcado de malla incorrecto



Fuente: Elaboración propia

En la figura 34 se ve el correcto marcado de malla, siguiendo la dirección y gradiente.

Figura 34

Marcado de malla correcto



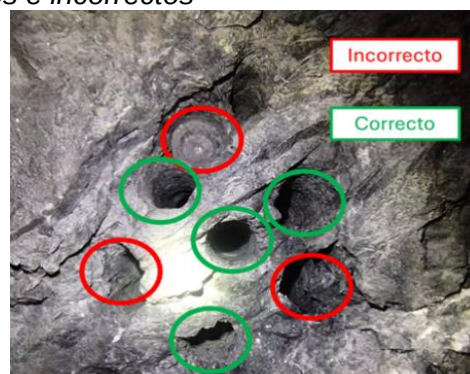
Fuente: Elaboración propia

3.2.2 Diseño de arranque

Anteriormente se evidenciaba el incorrecto diseño de arranque, en la siguiente figura se muestra los taladros de arranque, correctos e incorrectos.

Figura 35

Taladros de alivio correctos e incorrectos



Fuente: Elaboración propia

3.2.3 Encebado del explosivo

Anteriormente se observaba que el encebado del explosivo lo hacían de forma incorrecta, la cual se le dio un entrenamiento de implementación para que correcto cebado de explosivo. Se le aplicaba el fulminante al centro del explosivo de forma longitudinal como se puede apreciar en la siguiente figura.

Figura 36

Correcto encebado



Fuente: Elaboración propia

3.3 Perforación y voladura

Utilizando la nueva malla de perforación estandarizada con el modelo matemático de Roger Holmberg con una distribución de taladros perforados con una buena distribución de carga, los resultados que se obtienen de la perforación y voladura serán garantizados.

Información del frente

- Labor : RP1502
- Alto : 4.0 m
- Ancho : 4.0 m
- Radio : 0.9 m

Información de la roca

- R.M.R: 56
- R.Q.D: 55
- G.S.I: 50
- Densidad: 2.5

Información de perforación

- Diámetro de rimadora : 98 mm
- Diámetro de broca : 51 mm
- Longitud de la barra : 16 pies
- Eficiencia de perforación : 95%
- Angulo de taladro de contorno: 3°
- Error de emboquille : 20 mm
- Desviación angular : 10 mm

Información del explosivo Senatel “Ultrex”

- Densidad relativa : 111 g/cm³
- Velocidad de detonación : 5400 m/s
- Presión de detonación : 88 kbar
- Potencia relativa en peso : 109%
- Potencia relativa en volumen: 161%
- Sensibilidad al agua : Excelente

3.4 Procedimiento para el cálculo para el diseño de la malla de perforación

Procedimiento para el cálculo del área del frente de minado, la cual se aplicará con la ecuación 6:

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

$$\text{Área } (S) = \left(\frac{\pi * 0.9^2}{2} \right) + (0.9 * (4 - 2 * 0.9)) + (4(4 - 0.9))$$

$$\text{Área } (S) = 15.65 \text{ m}^2$$

Procedimiento para el cálculo del perímetro del frente de minado, la cual se aplicará con la ecuación 7:

$$P_{\text{perímetro}} = (\pi r) + 2 * (H_{\text{Túnel}} - r) + 2 * (A_{\text{Túnel}} - r)$$

$$P_{\text{perímetro}} = (\pi * 0.9) + 2 * (4 - 0.9) + 2 * (4 - 0.9)$$

$$P_{\text{perímetro}} = 15.23 \text{ m}$$

Procedimiento para el cálculo del número de taladros total, la cual se aplicará con la ecuación 8:

$$N^{\circ}_{\text{taladros}} = \left(\frac{P}{dt} \right) + (S * C)$$

$$N^{\circ}_{\text{taladros}} = \left(\frac{15.23}{0.75} \right) + (15.65 * 1)$$

$$N^{\circ}_{\text{taladros}} = 35 \text{ taladros}$$

Se empleará los resultados de las ecuaciones 6 y 7 así como las constantes que se establecen en la tabla 2 y 3, con ello se obtiene el número de taladros empírica.

Procedimiento para el cálculo del diámetro equivalente del taladro de alivio, la cual se aplicará con la ecuación 9:

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

$$\phi_e = 0.051 * \sqrt{4}$$

$$\phi_e = 0.178 \text{ m}$$

Este valor del diámetro equivalente nos representa como si fuera un solo taladro de alivio, por consiguiente se va a emplear este valor en la ecuación 10 y 13.

Cálculo de la longitud del taladro en función del diámetro equivalente según el modelo matemático de Roger Holmberg, aplicando la ecuación 10:

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

$$L = 0.15 + 34.1 * (0.178) - 39.4 * (0.178)^2$$

$$L = 4.97 \text{ m}$$

Se emplea el diámetro equivalente calculado con la ecuación 9 en la ecuación 10 y se obtiene la longitud de perforación de 4.36 m, esto quiere decir que con la simulación de cuatro taladros de alivio es más que suficiente, ya que $4.97\text{m} > 4.87\text{m}$. Por lo tanto se podrá perforar con un barreno de 16 pies=4.87 m.

Procedimiento para el cálculo de la longitud de avance efectiva, la cual se aplicará con la ecuación 11:

$$L = 0.95 * H$$

$$L = 0.95 * (16 * 0.3048)$$

$$L = 4.63 \text{ m}$$

Este valor nos da el indicador que la voladura debe tener un avance óptimo de 4.05 m, este valor se aplicará en las ecuaciones 23 y 30.

Procedimiento para el cálculo del error de perforación, la cual se aplicará la ecuación 12:

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

$$\Psi = (0.01 * 4.05) + 0.02$$

$$\Psi = 0.073 \text{ m}$$

Este valor se aplicará en las ecuaciones 14 y 27.

3.5 Procedimiento para el diseño de arranque

Procedemos con el cálculo del burden equivalente utilizando la regla de la longitud de arco (B_e) para un tipo de roca R.M.R de 50 – 60.

Procedimiento para el cálculo del burden equivalente máximo, la cual se aplicará la ecuación 13:

$$B_{e\text{ máx}} = 1.7 * \phi_e$$

$$B_{e\text{ máx}} = 1.7 * 0.178$$

$$B_{e\text{ máx}} = 0.30 \text{ m}$$

Este valor del burden máximo para el arranque se aplicará en las ecuaciones 14 y 22.

Procedimiento para el cálculo del burden práctico para el arranque, la cual se aplicará la ecuación 14:

$$B_p = B_{e\text{ máx}} - \Psi$$

$$B_p = 0.30 - 0.073$$

$$B_p = 0.2 \text{ m}$$

Este valor del burden práctico para el arranque se aplicará en la ecuación 15.

Procedimiento para el cálculo del ancho de abertura del arranque, la cual se aplicará la ecuación 15:

$$X_a = X_b = \frac{\phi_e}{2} + B_p$$

$$X_a = X_b = \frac{0.10}{2} + 0.20$$

$$X_a = X_b = 0.25$$

Luego con este valor, para hallar la abertura del arranque lo aplicamos en la ecuación 16.

$$A_{h\ 0} = \sqrt{X_a^2 + X_b^2}$$

$$A_{h\ 0} = \sqrt{0.25^2 + 0.25^2}$$

$$A_{h\ 0} = 0.36 \text{ m}$$

Este valor se le aplicará en la ecuación 26 y por se puede observar el diseño en el Anexo 3.

Procedimiento del cálculo del consumo específico del explosivo, la cual se aplicará la ecuación 17:

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

$$CE = \frac{0.56 * 2.5 * TAN(\frac{50 + 15}{2})}{\sqrt[3]{\frac{115 - 55}{3.3}}}$$

$$CE = 0.339 \frac{kg}{m^3}$$

Este valor del consumo específico se aplicará en las ecuaciones 18, 19, 20 y 27.

Procedimiento del cálculo para la constante de la roca, la cual se aplicará la ecuación 18:

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

$$C = 0.8784 * (0.339) + 0.052$$

$$C = 0.350 \frac{kg}{m^3}$$

Este valor de la constante de la roca se aplicará a las ecuaciones 22 y 26.

Procedimiento del cálculo para el grado de fragmentación, la cual se aplicará la ecuación 19:

$$AF_{roc} = 96.667 * (CE)^3 - 138.5 * (CE)^2 + 75.883 * (CE) - 4.41$$

$$AF_{roc} = 96.667 * (0.339)^3 - 138.5 * (0.339)^2 + 75.883 * (0.339) - 4.41$$

$$AF_{roc} = 9.167$$

Este valor del grado de fragmentación se aplicará a la ecuación 27.

Procedimiento del cálculo del factor de energía, la cual se aplicará la ecuación 20:

$$FE = 30 * (CE)$$

$$FE = 30 * (0.339)$$

$$FE = 10.176 \frac{MJ}{ton}$$

Este valor del factor de energía esta generado por el consumo específico según Roger Holmberg.

Procedimiento del cálculo de la densidad de carga en el arranque, la cual se aplicará la ecuación 21:

$$q_0 = 55 * \phi_a * \left(\frac{B_{e \text{ máx}}}{\phi_e} \right)^{1.5} * \left(B_{e \text{ máx}} - \frac{\phi_e}{2} \right) * \left(\frac{C}{0.4} \right) * \left(\frac{1}{RWS_{EXPLO}} \right)$$

$$q_0 = 55 * 0.051 * \left(\frac{0.173}{0.1020} \right)^{1.5} * \left(0.173 - \frac{0.1020}{2} \right) * \left(\frac{0.350}{0.4} \right) * \left(\frac{1}{0.75} \right)$$

$$q_0 = 1.06 \frac{kg}{m}$$

Procedimiento del cálculo para la longitud de taco, la cual se aplicará la ecuación

22:
$$L_{Taco} = 10 * \phi_p$$

$$L_{Taco} = 10 * 0.051$$

$$L_{Taco} = 0.51 \text{ m} \cong 0.50 \text{ m}$$

Este valor de la longitud del taco se aplicará en la ecuación 22.

Procedimiento del cálculo para hallar la longitud de carga para el arranque, la cual se aplicará la ecuación 23:

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

$$L_C = 4.63 - 0.50$$

$$L_C = 4.13 \text{ m}$$

Este valor nos indica la medida que irá con carga del explosivo en el arranque.

Procedimiento para el cálculo del número de cartuchos por taladro para el arranque, se aplicará la ecuación 24:

$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{L - (0.5 * B_e)}{L_{Cartucho}}$$

$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{4.63 - (0.5 * 0.30)}{0.1778}$$

$$N^{\circ}_{cartuchos} = 25 \text{ cartuchos}$$

Se determinó el número de cartuchos por taladro necesarios que se usará en el arranque.

Procedimiento para el cálculo de la masa explosiva para el arranque, se aplicará la ecuación 25:

$$Q_e = q_0 * L_{Cartucho} * N^{\circ}_{Cartuchos}$$

$$Q_e = 0.951 * 0.1778 * 23$$

$$Q_e = 4.93 \frac{kg}{taladro}$$

Procedimiento para el cálculo de la fragmentación utilizando el método de Kuz Ram, se aplicará la ecuación 26:

$$X = A_{F.roc} * (CE)^{\frac{4}{5}} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{EXPLO}} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 9.167 * (0.339)^{\frac{4}{5}} * (4.93)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{109} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 5.21 \text{ cm}$$

Este valor nos indica que luego de la voladura, el material roto del arranque, su medida será de 5.21 cm en promedio.

3.6 Procedimiento para ayudas del arranque

3.6.1 Primer cuadrante

Procedimiento para el cálculo del burden equivalente máximo del primer cuadrante, se aplicará la ecuación 27:

$$B_{\max 1} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{EXPLO}}{\phi_p * C}}$$

$$B_{\max 1} = 0.088 * \sqrt{\frac{0.55 * 1.066 * 1.09}{0.051 * 0.350}}$$

$$B_{\max 1} = 0.50 \text{ m}$$

Este valor de burden equivalente máximo del primer cuadrante se aplicará en las ecuaciones 28 y 31.

Procedimiento para el cálculo del burden práctico para el primer cuadrante, se aplicará la ecuación 28:

$$B_{p1} = (B_{\max 1} - \Psi)$$

$$B_{p1} = (0.50 - 0.06)$$

$$B_{p1} = 0.44 \text{ m}$$

Procedimiento para el cálculo del ancho de abertura del primer cuadrante, la cual se aplicará las ecuaciones 29 y 30:

$$X_c = X_d = \frac{A_{h0}}{2} + B_{p1}$$

$$X_c = X_d = \frac{0.36}{2} + 0.44$$

$$X_c = X_d = 0.62 \text{ m}$$

Ahora estos valores se les aplicará en la ecuación 30:

$$A_{h1} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2}$$

$$A_{h1} = \sqrt{0.72^2 + 0.72^2}$$

$$A_{h1} = 0.90 \text{ m}$$

Procedimiento para el cálculo del número de cartuchos por taladro del primer cuadrante, se aplicará la ecuación 31:

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = \frac{L - (0.5 * B_{\text{max}})}{L_{\text{cartucho}}}$$

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = \frac{4.63 - (0.5 * 0.50)}{0.1778}$$

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = 25 \text{ cartuchos}$$

Se determinó el número de cartuchos por taladro necesarios que se usará en el primer cuadrante.

Se hace la verificación si es que se necesita más cuadrantes, se aplicará la ecuación 32:

$$A_{h1} \leq \sqrt{L}$$

$$0.9 \leq \sqrt{4.63}$$

$$0.9 \leq 2.15$$

Esto significa que aún necesitamos hacer un segundo cuadrante.

3.6.2 Segundo cuadrante

Procedimiento para el cálculo del burden equivalente máximo del segundo cuadrante, se aplicará la ecuación 27:

$$B_{\text{max}2} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h1} * q_0 * RWS_{\text{EXPLO}}}{\phi_p * C}}$$

$$B_{\max 2} = 0.088 * \sqrt{\frac{0.90 * 1.066 * 1.09}{0.051 * 0.350}}$$

$$B_{\max 2} = 0.67 \text{ m}$$

Este valor de burden equivalente máximo del segundo cuadrante se aplicará en las ecuaciones 28 y 31.

Procedimiento para el cálculo del burden práctico para el segundo cuadrante, se aplicará la ecuación 28:

$$B_{p 2} = (B_{\max 2} - \Psi)$$

$$B_{p 2} = (0.67 - 0.06)$$

$$B_{p 2} = 0.61 \text{ m}$$

Procedimiento para el cálculo del ancho de abertura del segundo cuadrante, la cual se aplicará las ecuaciones 29 y 30:

$$X_e = X_f = \frac{A_{h 1}}{2} + B_{p 2}$$

$$X_e = X_f = \frac{0.9}{2} + 0.61$$

$$X_e = X_f = 1.06 \text{ m}$$

Ahora estos valores se les aplicará en la ecuación 30:

$$A_{h 2} = \sqrt{X_e^2 + X_f^2}$$

$$A_{h 2} = \sqrt{1.06^2 + 1.06^2}$$

$$A_{h 2} = 1.50 \text{ m}$$

Procedimiento para el cálculo del número de cartuchos por taladro del segundo cuadrante, se aplicará la ecuación 31:

$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{L - (0.5 * B_{max})}{L_{cartucho}}$$

$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{4.63 - (0.5 * 0.61)}{0.1778}$$

$$N^{\circ}_{cartuchos} = 25 \text{ cartuchos}$$

Se determinó el número de cartuchos por taladro necesarios que se usará en el segundo cuadrante.

Se hace la verificación si es que se necesita más cuadrantes, se aplicará la ecuación 32:

$$A_{h2} \leq \sqrt{L}$$

$$1.50 \leq \sqrt{4.63}$$

$$1.50 \leq 2.15$$

Esto significa que aún necesitamos hacer un tercer cuadrante.

3.6.3 Tercer cuadrante

Procedimiento para el cálculo del burden equivalente máximo del tercer cuadrante, se aplicará la ecuación 27:

$$B_{max3} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h2} * q_0 * RWS_{EXPLO}}{\phi_p * C}}$$

$$B_{max3} = 0.088 * \sqrt{\frac{1.50 * 1.066 * 1.09}{0.051 * 0.350}}$$

$$B_{max3} = 0.85 \text{ m}$$

Este valor de burden equivalente máximo del tercer cuadrante se aplicará en las ecuaciones 28 y 31.

Procedimiento para el cálculo del burden práctico para el tercer cuadrante, se aplicará la ecuación 28:

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

$$B_{p3} = (0.85 - 0.06)$$

$$B_{p3} = 0.79 \text{ m}$$

Procedimiento para el cálculo del ancho de abertura del tercer cuadrante, la cual se aplicará las ecuaciones 29 y 30:

$$X_g = X_h = \frac{A_{h2}}{2} + B_{p3}$$

$$X_g = X_h = \frac{1.50}{2} + 0.79$$

$$X_g = X_h = 1.54 \text{ m}$$

Ahora estos valores se les aplicará en la ecuación 30:

$$A_{h3} = \sqrt{X_g^2 + X_h^2}$$

$$A_{h3} = \sqrt{1.54^2 + 1.54^2}$$

$$A_{h3} = 2.18 \text{ m}$$

Procedimiento para el cálculo del número de cartuchos por taladro del tercer cuadrante, se aplicará la ecuación 31:

$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{L - (0.5 * B_{max})}{L_{cartucho}}$$

$$N^{\circ}_{cartuchos} = \frac{4.63 - (0.5 * 0.85)}{0.1778}$$

$$N^{\circ}_{cartuchos} = 22 \text{ cartuchos}$$

Se determinó el número de cartuchos por taladro necesarios que se usará en el tercer cuadrante.

Se hace la verificación si es que se necesita más cuadrantes, se aplicará la ecuación 32:

$$A_{h3} \leq \sqrt{L}$$

$$2.18 \leq \sqrt{4.63}$$

$$2.18 \leq 2.15$$

Esto significa que ya no necesitamos más cuadrantes.

3.7 Procedimiento para calcular los taladros de ayuda

En primer lugar es necesario ajustar la constante de roca "C", esto se va a calcular utilizando el burden máximo utilizando la ecuación 33:

$$B = 0.6 * L$$

$$B = 0.6 * 4.63$$

$$B = 2.78 \text{ m}$$

Con este valor vamos a identificar en qué rango se encuentra el resultado para así determinar la constante de roca ajustada "C".

$$si \begin{cases} B \geq 1.4 \text{ m} \rightarrow C' = C + 0.05 \\ B < 1.4 \text{ m} \rightarrow C' = C + \frac{0.07}{b} \end{cases}$$

Vemos que nuestro valor es mayor que 1.4 m, por lo tanto se va a usar la primera ecuación.

$$C' = C + 0.05$$

$$C' = 0.350 + 0.05$$

$$C' = 0.40 \frac{kg}{m^3}$$

Cabe resaltar el burden con valor 2.78 m se va a utilizar para los taladros de tajeos.

También hay que mencionar que para nuestros cálculos se va a utilizar la tabla 5, la cual contiene la relación del burden con el espaciamiento así como los factores de fijación tanto para los taladros de arriba hacia abajo, viceversa, horizontal y los taladros de piso o arrastre.

3.7.1 Procedimiento para calcular los taladros de ayuda de la corona

Procedimiento para el cálculo del burden equivalente máximo para taladros de ayuda de la corona, se aplicará la ecuación 39:

$$B_{\text{max ayuda corona}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{EXPLO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{\text{max ayuda corona}} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.06 * 1.09}{0.40 * 1.45 * 1.25}}$$

$$B_{\text{max ayuda corona}} = 1.14 \text{ m}$$

Procedimiento para el cálculo del burden práctico para taladros de ayuda de la corona, se aplicará la ecuación 40:

$$B_p \text{ ayuda corona} = 0.51 * (A_{\text{tunel}} - A_{h3})$$

$$B_p \text{ ayuda corona} = 0.51 * (4.0 - 2.18)$$

$$B_p \text{ ayuda corona} = 0.51 \text{ m}$$

Procedimiento para el cálculo de la longitud del segmento de los taladros de ayuda de la corona, se aplicará la ecuación 41:

$$L_{\text{seg ayuda corona}} = 0.6533 * A_{\text{tunel}}$$

$$L_{\text{seg ayuda corona}} = 0.6533 * 4.0$$

$$L_{\text{seg ayuda corona}} = 2.62 \text{ m}$$

Procedimiento para el cálculo del espaciamiento de los taladros de ayuda de la corona, se aplicará la ecuación 42:

$$S_{ayuda\ corona} = 0.3333 * L_{seg\ ayuda\ corona}$$

$$S_{ayuda\ corona} = 0.3333 * 2.62$$

$$S_{ayuda\ corona} = 1.11\ m$$

Procedimiento para el cálculo del número de taladros para ayuda de la corona, se aplicará la ecuación 43:

$$N^{\circ}_{tal\ ayuda\ corona} = \left(\frac{L_{seg\ ayuda\ corona}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal\ ayuda\ corona} = \left(\frac{2.63}{1.45} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal\ ayuda\ corona} \approx 3\ taladros$$

Procedimiento para el cálculo del número de cartuchos por taladro para taladros de ayuda de la corona, se aplicará la ecuación 44:

$$N^{\circ}_{cartuchos\ ayuda\ corona} = \frac{L - (0.5 * B_{max\ ayuda\ corona})}{L_{cartucho}}$$

$$N^{\circ}_{cartuchos\ ayuda\ corona} = \frac{4.63 - (0.5 * 1.14)}{0.1778}$$

$$N^{\circ}_{cartuchos\ ayuda\ corona} = 19\ cartuchos$$

3.8 Procedimiento para calcular los taladros de los hastiales

Procedimiento para el cálculo del Burden equivalente máximo para taladros de los hastiales, se aplicará la ecuación 45:

$$B_{max\ hastiales} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{EXPLO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{\max \text{ hastiales}} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.06 * 1.09}{0.40 * 1.20 * 1.0}}$$

$$B_{\max \text{ hastiales}} = 1.40 \text{ m}$$

Procedimiento para el cálculo del Burden práctico para taladros de los hastiales, se aplicará la ecuación 46:

$$B_p \text{ hastiales} = \frac{0.3755 * A_{\text{tunel}}}{2 \text{ Flancos}}$$

$$B_p \text{ hastiales} = \frac{0.3755 * 4.0}{2}$$

$$B_p \text{ hastiales} = 0.81 \text{ m}$$

Procedimiento para el cálculo de la distancia disponible donde se ubica los taladros de los hastiales, se aplicará la ecuación 47:

$$H_{\text{disponible hastiales}} = H_{\text{tunel}} - r$$

$$H_{\text{disponible hastiales}} = 4.0 - 0.9$$

$$H_{\text{disponible hastiales}} = 3.5 \text{ m}$$

Procedimiento para el cálculo del espaciamiento para taladros de los hastiales, se aplicará la ecuación 48:

$$S_{\text{hastiales}} = 0.3345 * H_{\text{disponible hastiales}}$$

$$S_{\text{hastiales}} = 0.3345 * 3.5$$

$$S_{\text{hastiales}} = 1.00 \text{ m}$$

Procedimiento para el cálculo del número de taladros para taladros de los hastiales, se aplicará la ecuación 49:

$$N^{\circ}_{tal\ hastiales} = \left(\frac{H_{disponible\ hastiales}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal\ hastiales} = \left(\frac{3.5}{1.0} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal\ hastiales} \approx 6\ taladros$$

Procedimiento para el cálculo de la abertura de la zona de hastiales, se aplicará la ecuación 50:

$$A_h\ hastiales = H_{disponible\ hastiales}$$

$$A_h\ hastiales = 3.5\ m$$

Procedimiento para el cálculo del número de cartuchos por taladros para los taladros de hastiales, se aplicará la ecuación 51:

$$N^{\circ}_{cartuchos\ hastiales} = \frac{L - (0.5 * B_{max\ hastiales})}{L_{cartucho}}$$

$$N^{\circ}_{cartuchos\ hastiales} = \frac{4.63 - (0.5 * 1.40)}{0.1778}$$

$$N^{\circ}_{cartuchos\ hastiales} = 15\ cartuchos$$

3.9 Procedimiento para calcular los taladros de la corona o techo

Procedimiento para el cálculo del espaciamiento entre taladros ubicados en la corona, se aplicará la ecuación 52:

$$S_{corona} = K * \phi_p$$

$$S_{corona} = 17 * 0.051$$

$$S_{corona} = 0.96\ m$$

Procedimiento para el cálculo del Burden equivalente máximo para taladros de la corona, se aplicará la ecuación 53:

$$B_{\max corona} = \frac{S_{corona}}{0.80}$$

$$B_{\max corona} = \frac{0.96}{0.80}$$

$$B_{\max corona} = 1.20 \text{ m}$$

Procedimiento para el cálculo del Burden práctico para taladros de la corona, se aplicará la ecuación 54:

$$B_p corona = B_{\max corona} - L * \text{sen} \gamma - \Psi$$

$$B_p corona = 1.20 - 4.63 * \text{sen}(3^\circ) - 0.073$$

$$B_p corona = 0.5 \text{ m}$$

Procedimiento para el cálculo del número de taladros para taladros de la corona, se aplicará la ecuación 55:

$$N^\circ_{tal corona} = \left(\frac{A_{tunel}}{S_{corona}} \right) + 1$$

$$N^\circ_{tal corona} = \left(\frac{4.0}{0.96} \right) + 1$$

$$N^\circ_{tal corona} \approx 5 \text{ taladros}$$

Procedimiento para el cálculo del número de cartuchos por taladros para los taladros de la corona, se aplicará la ecuación 56:

$$N^\circ_{cartuchos corona} = \frac{L - (0.5 * B_{\max corona})}{L_{cartucho} * 2}$$

$$N^\circ_{cartuchos corona} = \frac{4.63 - (0.5 * 1.2)}{0.1778 * 2}$$

$$N^\circ_{cartuchos corona} \approx 11 \text{ cartuchos}$$

En este caso solamente se usará la mitad del valor calculado ya que se necesita tener una voladura controlada con cañas, esto lo puede observar en la siguiente figura:

Figura 37

Voladura controlada con cañas



Fuente: Elaboración propia

3.10 Procedimiento para calcular los taladros del arrastre o piso

Debemos tener en cuenta que usaremos los siguientes datos:

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

Procedimiento para el cálculo del Burden equivalente máximo para taladros del piso, se aplicará la ecuación 57:

$$B_{max\ piso} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{EXPLO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{max\ piso} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.06 * 1.09}{0.40 * 1.45 * 1.0}}$$

$$B_{max\ piso} = 1.27\ m$$

Procedimiento para el cálculo del Burden práctico para taladros del piso, se aplicará la ecuación 58:

$$B_{p\ piso} = B_{max\ piso} - L * sen\gamma - \Psi$$

$$B_{p\ piso} = 1.27 - 4.63 * sen(3^\circ) - 0.073$$

$$B_{p\ piso} = 0.80\ m$$

Procedimiento para el cálculo del número de taladros para taladros del piso, se aplicará la ecuación 59:

$$N^{\circ}_{tal\ piso} = \left(\frac{A_{tunel} + 2 * L * sen\gamma}{B_{max\ piso} * \left(\frac{S}{B}\right)} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal\ piso} = \left(\frac{4.0 + 2 * 4.63 * sen(3^\circ)}{1.27 * (1.45)} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal\ piso} \approx 5\ taladros$$

Procedimiento para el cálculo del espaciamiento entre taladros ubicados en el piso de la parte central, se aplicará la ecuación 60:

$$S_{tal\ piso\ central} = \left(\frac{A_{tunel} + 2 * L * sen\gamma}{N^{\circ}_{tal\ piso} - 1} \right)$$

$$S_{tal\ piso\ central} = \left(\frac{4.0 + 2 * 4.63 * sen(3^\circ)}{5 - 1} \right)$$

$$S_{tal\ piso\ central} = 0.96\ m$$

Procedimiento para el cálculo del espaciamiento entre taladros ubicados en el piso de la parte de esquinas, se aplicará la ecuación 61:

$$S_{tal\ piso\ esquina} = S_{tal\ piso\ central} - L * sen\gamma$$

$$S_{tal\ piso\ esquina} = 0.96 - 4.63 * sen(3^\circ)$$

$$S_{tal\ piso\ esquina} = 0.94\ m$$

Procedimiento para el cálculo del número de cartuchos por taladros para los taladros del piso, se aplicará la ecuación 62:

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos piso}} = \frac{L - (0.5 * B_{\text{max piso}})}{L_{\text{cartucho}}}$$

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos piso}} = \frac{4.63 - (0.5 * 1.27)}{0.1778}$$

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos piso}} \approx 23 \text{ taladros}$$

Resumen de los cálculos

A continuación se va a mostrar en la siguiente tabla los resultados obtenidos para la nueva malla de perforación con el método de Roger Holmberg y cuyo diseño de malla se observa en el anexo 3.

Tabla 7

Resumen de taladros y explosivos

Descripción	Burden práctico	Espaciamiento	N° Taladros		Explosivo – Senatel Ultrex			
			Sin carga	Con carga	Cart/Tal	Kg/Tal	Explosivo Ultrex 5400 (und)	Explosivo Ultrex 5400 (Kg)
Tal. Arranque	0.20	0.36	4	4	25	5.775	100	23.1
1er cuadrante	0.44	0.90		4	25	5.775	100	23.1
2do cuadrante	0.61	1.50		4	25	5.775	100	23.1
3er cuadrante	0.79	2.18		4	22	5.082	88	20.3
Tal. Ay. Corona	0.51	1.11		3	19	4.389	57	13.2
Tal. Hastiales	0.81	1.00		6	15	3.465	90	20.8
Tal. Corona	0.50	0.96		5	11	2.541	55	12.7
Tal. Piso	0.80	0.96 y 0.94		5	23	5.313	115	26.6
Total Tal. Perforados			4	35				
Total explosivos				39	702		702	162.5

Fuente: Elaboración propia.

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

4.1 Número de taladros por disparo

En las tablas 8 y 9 se observan la cantidad de taladros para la anterior y nueva malla respectivamente. En el anexo 3 se observa la malla cuyos taladros fueron distribuidos empíricamente, en cambio en el anexo 4 se observa el diseño de malla diseñado con el método matemático de Roger Holmberg. La variación de la cantidad de taladros es 7.

Tabla 8

Cantidad de taladros de la malla anterior

Descripción	N° Taladros
Alivio	5
Arranque	4
Ayuda de arranque	12
Ayuda de cuadradores	4
Ayuda de corona	5
Hastiales	6
Piso	5
Corona	5
Total	46

Fuente: Elaboración propia

En los meses de julio, agosto, setiembre, octubre y noviembre se utilizó la malla empírica con un total de 46 taladros la cual conlleva a un mayor tiempo de perforación es por ello por lo que no es eficiente por la falta de tiempo.

Tabla 9

Cantidad de taladros de la nueva malla

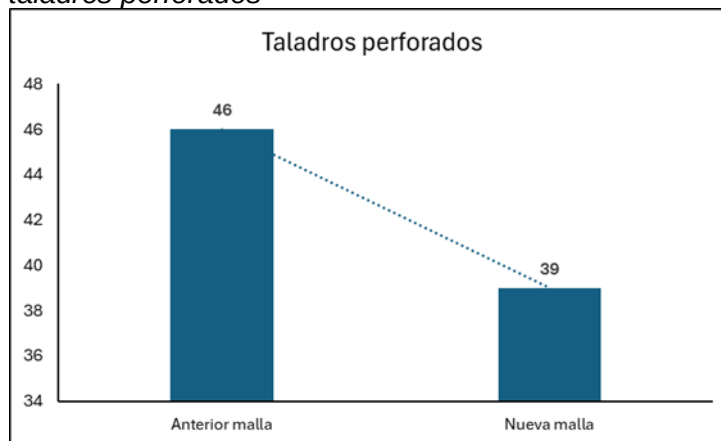
Descripción	N° Taladros
Alivio	4
Arranque	4
Ayuda de arranque	12
Ayuda de corona	3
Hastiales	6
Piso	5
Corona	5
Total	39

Fuente: Elaboración propia

Aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg se obtuvo una nueva malla como se observa en la tabla anterior, donde cuenta con 39 taladros perforados la cual conlleva a una reducción del tiempo de perforación, con esto mejoramos la eficiencia.

Figura 38

Comparación de taladros perforados



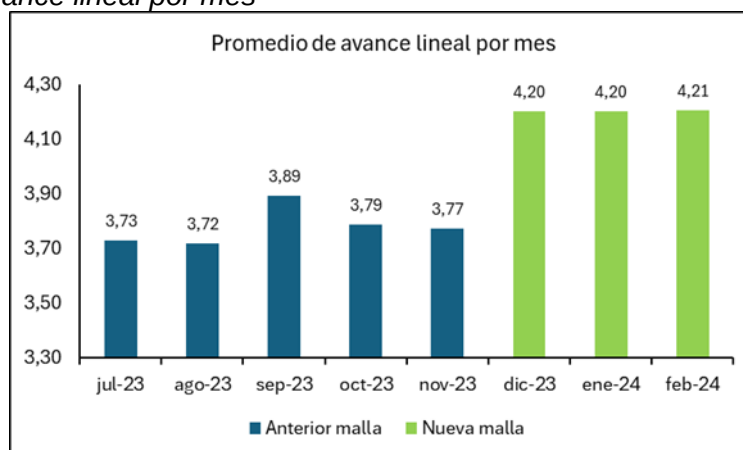
Fuente: Elaboración propia

4.2 Avance lineal por disparo

La siguiente figura nos muestra la diferencia del promedio de avance lineal por mes, la cuales se tomaron por los meses de julio, agosto, setiembre, octubre, noviembre, diciembre, enero y febrero.

Figura 39

Promedio de avance lineal por mes



Fuente: Elaboración propia

En la figura anterior se observa la diferencia de promedios de avance lineal antes finalizar el mes de noviembre e iniciando el mes de diciembre ya que se usaron las mallas

empírica y la del método de Roger Holmberg respectivamente. La cual se pasó de un promedio de 3.78 m a 4.20 m.

4.3 Factor de carga

En la tabla 10 se muestra la cantidad de kilogramos por cada metro lineal en promedio por cada mes.

Tabla 10

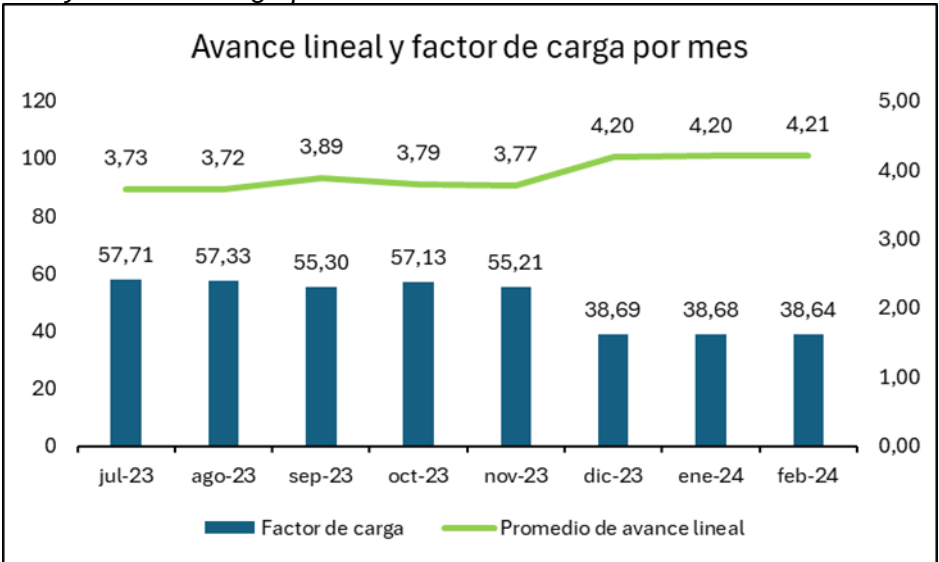
Factor de carga

Descripción	Mes	Promedio de avance lineal (m)	Promedio de kilogramos de explosivo (Kg)	Factor de carga (Kg/m)
Malla anterior	Julio	3.73	215.14	57.71
Malla anterior	Agosto	3.72	213.20	57.33
Malla anterior	Setiembre	3.89	215.21	55.30
Malla anterior	Octubre	3.79	216.33	57.13
Malla anterior	Noviembre	3.77	208.22	55.21
Malla nueva	Diciembre	4.20	162.50	38.69
Malla nueva	Enero	4.20	162.50	38.68
Malla nueva	Febrero	4.21	162.50	38.64

Fuente: Elaboración propia

Figura 40

Avance lineal y factor de carga por mes



Fuente: Elaboración propia

En la figura 40 se observa cómo es que el factor de carga ha disminuido, con la nueva malla de perforación utilizando el modelo matemático de Roger Holmberg, de 56.53

a 38.64 kg/m. Esto está bien ya que para cada metro lineal de avance se ha utilizado 17.89 kg menos.

4.4 Comparación de costos por avance lineal

En la tabla 11 se observa la diferencia de costos entre la antigua y nueva malla

Tabla 11

Comparación de costo beneficio entre la antigua y nueva malla

Malla	Avance	Costo (\$)	Diferencia (\$)	Programa del mes (m)	Beneficio total (\$)
Empírica	3.78	1,920.92	213.44	800	170,748.48
Holmberg	4.20	2,134.36			

Fuente: Elaboración propia

En la contrata Opermin SAC el costo de avance por metro de acuerdo con su precio unitario es de 518.18 dólares el metro de avance, este valor se le multiplica al promedio de avance con respecto a la antigua y nueva malla y se observa una diferencia de 213.44 dólares por metro con esto se logra un máximo costo de 170,748.48 dólares en beneficio a la empresa Opermin SAC.

4.5 Validación de hipótesis

4.5.1 Comparación de avance lineal

Hipótesis:

Ho: No existe una diferencia significativa en el avance lineal entre ambos métodos.

Ha: el avance lineal utilizando la malla con el modelo matemático de Roger Holmberg son significativamente.

Cálculo:

Se tuvieron que generar datos simulados tanto para la malla empírica y la malla con el modelo matemático de Roger Holmberg, la cual se basaron con los siguientes datos:

Malla empírica:

- Breasting: 3.78 m
- Modelo matemático de Roger Holmberg: 4.2 m. Utilizando una desviación estándar estimada de 0.3 m, se realizaron simulaciones de 5,000 datos por método. Luego se aplicó la prueba t de Student para muestras independientes:

Resultados:

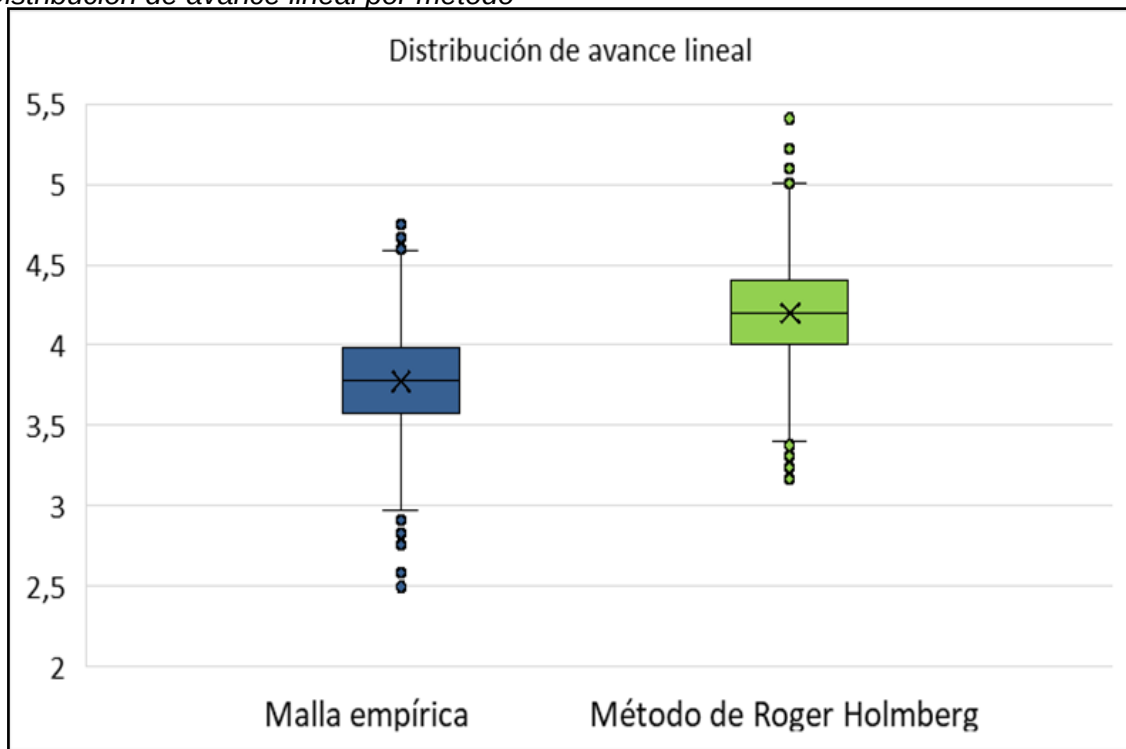
- Estadístico t : 98.99
- Valor p : 1.75×10^{-93}

Interpretación:

Como $p < 0.05$, se rechaza H_0 , concluyendo que el método de taladros largos reduce significativamente los costos operativos.

Figura 41

Distribución de avance lineal por método



Fuente: Elaboración propia

4.5.2 Comparación de costos por avance lineal

Hipótesis:

H_0 : No existe una diferencia significativa en el avance lineal entre ambos métodos.

H_a : el avance lineal utilizando la malla con el modelo matemático de Roger Holmberg son significativamente.

Cálculo:

Se tuvieron que generar datos simulados tanto para la malla empírica y la malla con el modelo matemático de Roger Holmberg, la cual se basaron con los siguientes datos:

Malla empírica:

- Breasting: 1920.92 \$/m
- Modelo matemático de Roger Holmberg: 2134.36 \$/m. Utilizando una desviación estándar estimada de 5 \$/m, se realizaron simulaciones de 5,000 datos por método.

Luego se aplicó la prueba t de Student para muestras independientes:

Resultados:

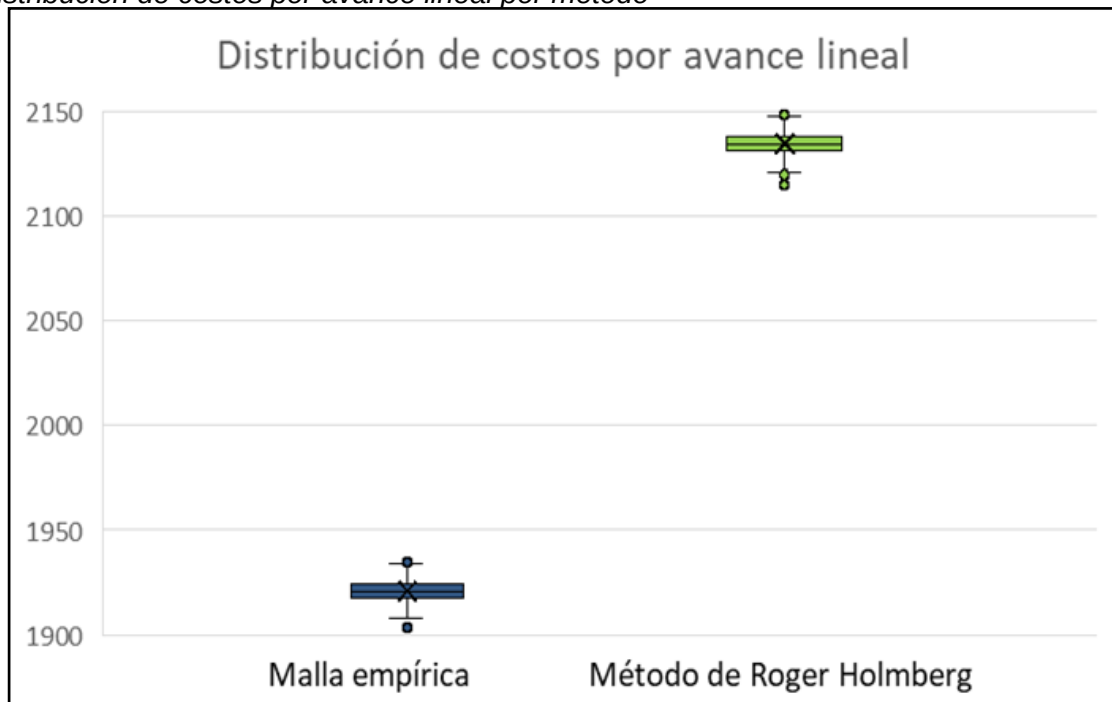
- Estadístico t : 150.92
- Valor p : 1.75×10^{-93}

Interpretación:

Como $p < 0.05$, se rechaza H_0 , concluyendo que el método de taladros largos reduce significativamente los costos operativos.

Figura 42

Distribución de costos por avance lineal por método



Fuente: Elaboración propia.

Conclusiones

Con la nueva malla de perforación utilizando el modelo matemático de Roger Holmberg se ha mejorado las operaciones de perforación y voladura para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima, reduciendo así de 46 a 39 taladros perforado, además que también se disminuye el tiempo de perforación lo cual nos da mayor eficiencia.

La implementación de las nueva malla de perforación el cual se desarrolló con el modelo matemático de Roger Holmberg para labores de avance de una mina subterránea en la costa de Lima, ha mejorado el avance lineal de 3.78 a 4.20 metros. Con esta mejora se pudo llegar a cumplir los programas de avance mensual incluso hasta superarlas.

Con la nueva malla de perforación se pudo mejorar el factor de carga, reduciendo de 56.53 a 38.64 kg/m, esta reducción se logró gracias a la implementación del modelo matemático de Roger Holmberg. Además que se obtiene una voladura controlada.

Recomendaciones

Se recomienda trabajar a la mano con el burden práctico y el espaciamiento en todo el diseño de la malla, para obtener el número de taladros es necesario tener el perímetro de la sección del frente o túnel, el factor de carga, el área de la sección y la distancia entre los taladros.

Se recomienda implementar la planificación de avance diario para lograr la meta trazada, una supervisión constante, mantener el paralelismo de los taladros perforados, un correcto pintado de malla del frente y una constante comunicación entre operador de jumbo y su ayudante. Todo esto con el fin de lograr una excelente eficiencia de perforación.

Se recomienda implementar programas de capacitación sobre perforación y voladura a todos los trabajadores, realizar las voladuras controladas con el fin de disminuir el consumo de explosivos y no generar sobre excavación en el frente, utilizar cañas en los hastiales y corona para que la voladura controlada.

Referencias bibliográficas

- .Bernaola Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Condori Marin, M. y Velazco Coa, J. (2021). *Optimización de perforación y voladura por método de Roger Holmberg en minería aurífera Estrella de Chaparra S.A.* Arequipa: Universidad Tecnológica del Perú.
- Dionisio Chihuan, R y Flores Barzola, E (2022). *Aplicación del método matemático de Holmberg para reducir el costo unitario de perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy*. Huancayo: Universidad Continental
- Gamarra Huatarongo, F. (2019). *Método de Holmberg para optimizar perforación y voladura en la galería 539 de la Unidad Agromin La Bonita S.A.C.*
- Gutierrez Cutipa, E. (2024). *Modelo matemático de Roger Holmberg para la optimización de la perforación y voladura en el proyecto Santa Isabela – Gl 600 – Unidad Minera Pomasi*. Puno: Universidad Nacional del Altiplano
- López Jimeno, C. (2001). *Manual de perforación y voladura de rocas*. España: Instituto Tecnológico Geo Minero de España
- Lunarejo Garay, C. (2021). *Diseño de malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg para reducir costos de operación en la unidad Virgen de la Merced – Compañía Minera Llipa S.A.C, 2021*. Huaraz: Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo.
- Rivera Huirse, H. (2019). *Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el Proyecto Central Hidroeléctrica San Gabán III*. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.
- Rosales Yauri, O. (2024). *Diseño de la malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg para reducir daños en la profundización de la Rampa 046 de la Mina Caridad – 2023*. Huaraz: Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo

Vilca Bravo, K. (2021). *Aplicación del modelo matemático Roger Holmberg para mejorar la perforación y voladura en el crucero 10828 – este de la contrata Minera Mincotral S.R.L. – Marsa 2019*. Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú.

Anexos

	Pág.
Anexo 1: Formato de perforación y voladura	1
Anexo 2: RODO.....	2
Anexo 3: Malla de perforación anterior	3
Anexo 4: Nueva malla de perforación	4
Anexo 5: Broca de 51 mm	5
Anexo 6: Rimadora de 89 mm	6
Anexo 7: Barra de 16 pies	7
Anexo 8: Shank	8
Anexo 9: Coupling	9
Anexo 10: Frente con tiro anillado.....	10

Anexo 1: Formato de perforación y voladura

Se presenta el Reporte de Perforación y Voladura el cual se usaba en el campo para obtener los datos antes, durante y después de la perforación y voladura

 REPORTE DE PERFORACIÓN Y VOLADURA					
REPORTE DE PERFORACIÓN Y VOLADURA					
FECHA PERFORACION / TURNO			SUPERVISION P/V		
FECHA VOLADURA / TURNO			LABOR/NIVEL		
GUARDIA			SUPERVISOR AREA		
JUMBO			OPERADOR		
PARAMETROS DE PERFORACIÓN					
SECCIÓN PROGRAMADA			SECCIÓN REAL		
N° TALADROS			TALADROS PRO.		
TALADROS DE ALIVIO			LONGITUD PERF. REAL		
PINTADO DE MALLA	SI	NO	USO DE GUIADOR	SI	NO
PARALELISMO	SI	NO	SIMETRÍA TALADROS	SI	NO
TIPO DE ROCA ESTIMADO			AVANCE		
TACO					
PARAMETROS DE CARGUÍO Y VOLADURA					
CARGADOR					
EMULEX 80 1 1/2"x7" (UNID.)			ANFO (KG)		
TOTAL KG. DE EXPLOSIVO					
USO DE TACO DE ARCILLA					
VOLADURA CONTROLADA					
OBSERVACIONES					

Fuente: Contrata Opermin SAC

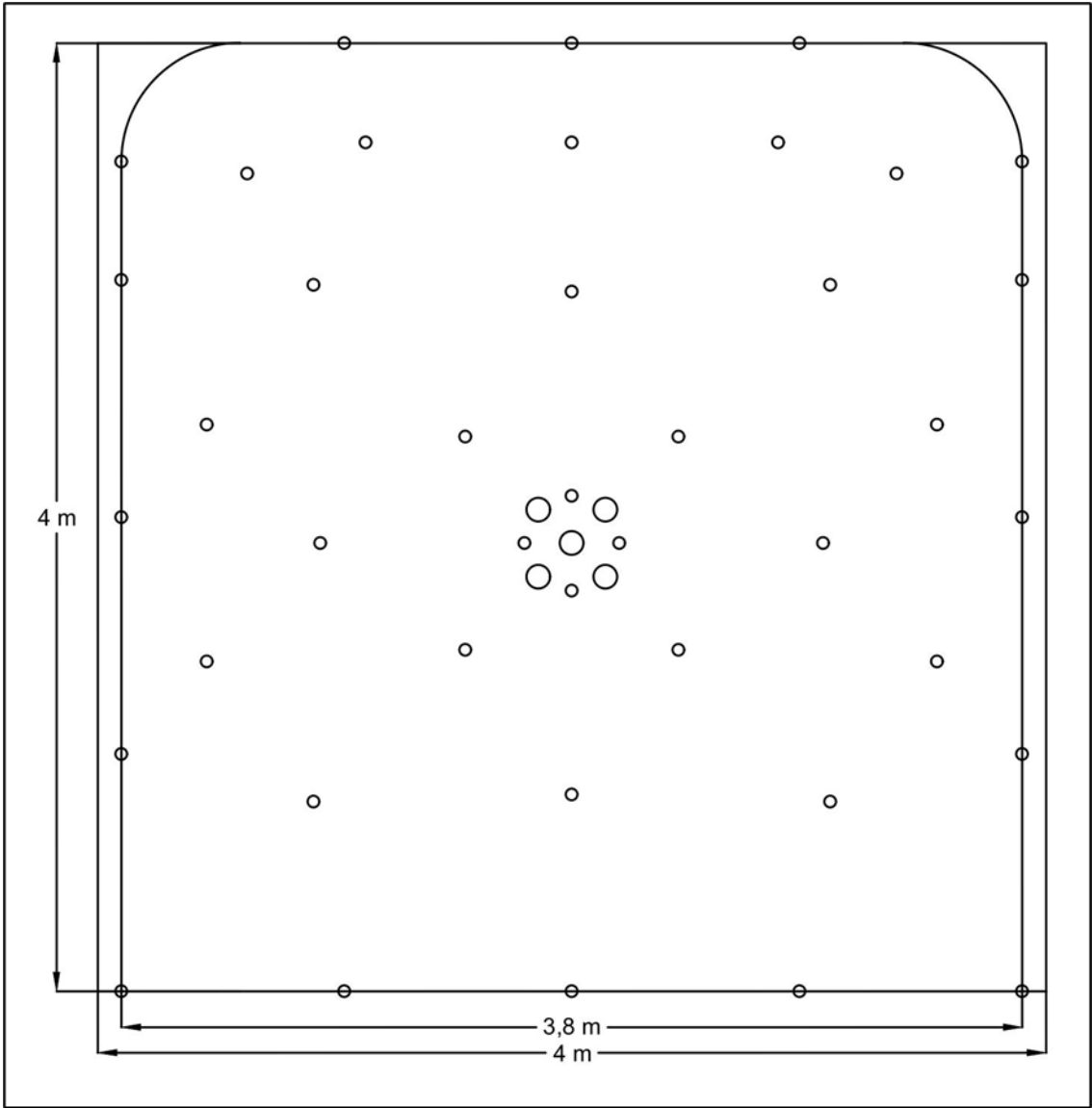
Anexo 2: RODO

RODO también llamado “Reglas de Oro de Disciplina Operativa” para la perforación y voladura

Opermin REGLA DE ORO DE DISCIPLINA OPERATIVA EN PERFORACIÓN Y VOLADURA (RODO) EPC ANDINA			
PERFORACIÓN		VOLADURA	
	Marcado de Eje Dirección y Gradiente		Cebado correcto, fulminante en el centro del explosivo
	Pintado de Malla con las Proyecciones en los hastiales y corona		Distribución y Secuencia de acuerdo al Diseño de malla
	Uso de Plantilla de Arranque para cada tipo de roca		Uso de las cañas en la corona y hastiales
	Uso de Guiadores, mantener el paralelismo en techo y hastiales		Uso Tacos de arcilla, Taladros de Arranque y 1º ayuda.

Fuente: Contrata Opermin SAC

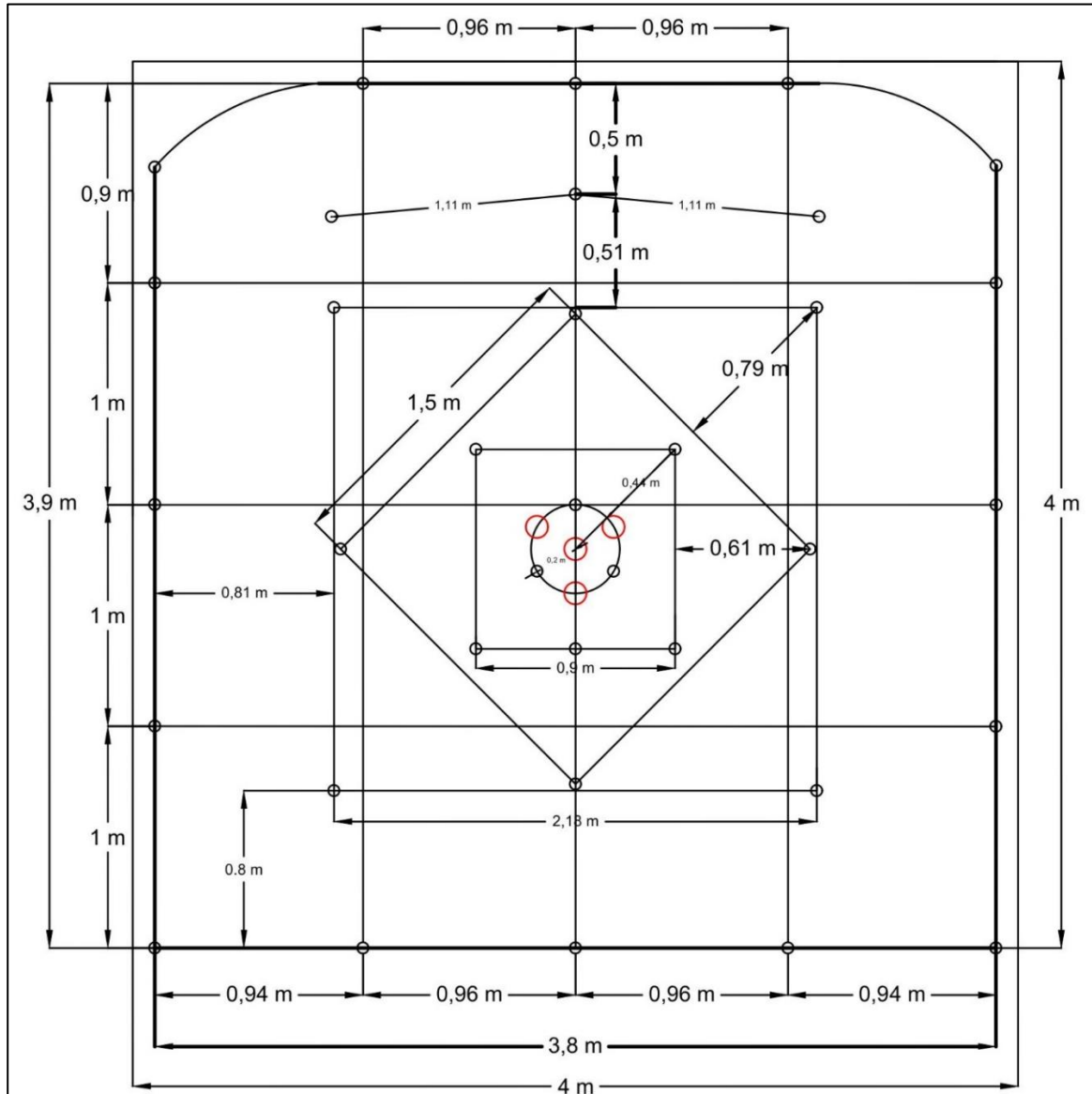
Anexo 3: Malla de perforación anterior



Fuente: Contrata Opermin SAC

Anexo 4: Nueva malla de perforación

Se puede observar la nueva malla de perforación el cual se le aplico el modelo matemático de Roger Holmberg



Fuente: Elaboración propia

Anexo 5: Broca de 51 mm



Fuente: Elaboración propia

Anexo 6: Rimadora de 89 mm



Fuente: Elaboración propia

Anexo 7: Barra de 16 pies



Fuente: Elaboración propia

Anexo 8: Shank



Fuente: Elaboración propia

Anexo 9: Coupling



Fuente: Elaboración propia

Anexo 10: Frente con tiro anillado



Fuente: Elaboración propia