

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE
HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**Optimización de malla de perforación y voladura mediante el método de
Roger Holmberg en GL 7160 de la veta Qorihuayrachina de la U.E
Valetita IV – Compañía Minera Tunkyro.**

Tesis para optar el título profesional de:
Ingeniero de Minas

Presentado por:
Bach. Jehiel Eber Machaca Nuñez

Asesor:
MSc. Ing. Edmundo Campos Arzapalo

Ayacucho - Perú

2024

DEDICATORIA

A Aparicio y Bertha mis padres, a mis hermanos, por su apoyo incondicional durante mi formación profesional y sus consejos, a Jeffry y Luna por ser parte de mi vida.

AGRADECIMIENTOS

A Dios gracias por permitir que mi familia esté unida, ayudarme a dar este paso según lo planeado y darme las creencias, la fuerza, la salud y la sabiduría necesarias para lograr mis objetivos, y gracias por su bondad y amor ilimitados.

Agradezco eternamente a Compañía Minera Tunkyro S.A.C, - Unidad Minera Valetita IV, y en especial al Ingeniero René Ramírez Pizarro, Gerente de Operaciones; al Ing. Juan Quiñonez Guerrero, Superintendente General y a los Supervisores Mina, quienes me brindaron la oportunidad de realizar este trabajo de investigación y realizar el trabajo necesario para la implementación de esta prueba de tesis.

De igual manera mis agradecimientos a mi alma mater la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, a la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil, a los catedráticos de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas por sus sabias enseñanzas, quienes con su apoyo y aporte de su experiencia lograron ampliar aún más mis conocimientos en mi vida profesional.

Mi reconocimiento al MSc. Ing. Edmundo Campos Arzapalo por su dirección y su apoyo durante la ejecución del presente trabajo de investigación

INDICE GENERAL

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
RESUMEN.....	x
INTRODUCCIÓN	xi
CAPÍTULO I.....	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.1 Descripción de la realidad problemática	1
1.2 Formulación del problema	1
1.3 Planteamiento de hipótesis	2
1.4 Objetivos	2
1.5 Justificación.....	3
1.6 Viabilidad Del Estudio	4
1.7 Variables de la investigación.....	4
Variables	5
1.8 Diseño metodológico de la investigación.....	5
1.9 Operacionalización de variables.....	6
CAPITULO II	7
2.1 Generalidades de la mina	7
2.2 Antecedentes de la investigación	9
2.3 Bases Teóricas	11
2.3.1 Perforación y Voladura	12
2.3.2 Voladura	13
2.3.3 Diseño de Malla de Perforación y Voladura	13
2.3.4. Principio de perforación.	14
2.3.5 Herramientas de perforación	16
2.3.6 Factores que intervienen en una voladura	17
2.3.6.1 Explosivos	17
2.2.6.2 Clasificación de explosivos	18
2.3.6.3 Propiedades de los explosivos	20
2.3.6.4 Criterios de selección del explosivo.	22
2.3.7 Propiedades de la roca.....	22
2.3.7.1 Propiedades físicas	22
2.3.7.2 Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas:	23
2.2.7.3 condiciones geológicas.....	23
2.3.8 Tipo de arranques y cálculo de voladura.	23
2.3.8.1 Arranques de taladros paralelos.	25
2.3.9 Distribución y denominación de taladros	29
2.3.9. Condiciones para la fragmentación del macizo rocoso	33

2.3.10 Errores comunes en la perforación.....	35
2.4 DEFINICIONES TEORICOS	38
CAPITULO III	41
OPTIMIZACION DE MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA MEDIANTE EL METODO DE ROGER HOLMBERG	41
3.1 Geología	41
3.1.1 Geología Regional.....	41
3.1.2 Geología Local	45
3.1.3 Geología Estructural.....	46
3.2 Comportamiento Litológico, Estructural y Mineralógico de la Veta Qori Wayrachina y Ramal Qori Wayrachina.....	48
3.3 Sistemas de clasificación de macizo rocoso.....	48
3.4 Caracterizacion.....	49
3.4.1 Calculo de RMR de Bieniawski (1989)	49
3.4.2 El Índice de resistencia geológica GSI de Hoek y Marinos (2000)	49
3.4.3 Indice de la Calidad de la roca – RQD.....	50
3.6 Método Postulado por Roger Holmberg	50
3.6.1 Cálculos para el diseño de perforación y voladura.....	53
Cálculo para taladros de ayuda en la corona	74
3.7 Cálculos de Diseño de Malla de Perforación	86
Datos recolectados durante el proyecto.....	86
Caracterización de mapeo geomecanico en GL 7160	87
3.7.1 Cálculos y Diseño de Perforación y Voladura	88
3.7.1.1 Calculo para Taladros de Arranque.....	89
3.7.1.2 Cálculos Para el 1er Cuadrante	92
3.7.1.3 Cálculos para el 2do Cuadrante.....	93
3.7.1.4 Cálculos para el 3er Cuadrante.....	95
3.7.1.5 Cálculo para taladros de los Hastiales:.....	96
3.7.1.6 Cálculos para taladros de Corona.....	98
3.7.1.7 Cálculos para el Arrastre	100
CAPITULO IV	102
MATERIALES Y METODOLOGIA	102
4. Metodologia	102
4.1 Tipo de Investigación	102
4.2 Diseño de la Investigación	103
4.3 Población y Muestra.....	103
4.4 Procedimiento de las recolecciones de Datos.....	104
4.4.1. Instrumentos.....	104
4.5 Técnicas de Procedimiento de Datos.....	104
4.6 Evaluación de Causas de Disparos Deficientes.....	104

4.6.1 Diagrama de Perforación y Voladura.....	104
CAPITULO V	113
RESULTADOS DE DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION	113
5.1 Diseño de Malla de Perforación	113
5.2 Resultado de cálculos para diseño de perforación y voladura – modelo matemático Roger Holmberg.....	113
5.3 Prueba de Hipótesis.....	121
5.4 Discusión de Resultados.....	123
CONCLUSIONES	124
RECOMENDACIONES	125
REFERENCIAS BLIBIOGRAFICAS	126
ANEXOS.....	128
Anexo 1. Matriz de consistencia	128
Anexo 2. Valoración y clasificación geomecanica de RMR de bieniewski 1989.....	129
Anexo 3. Valoración y clasificación geomecanica de GSI	129
Anexo 4. Valoración y clasificación geomecanica – Calidad de macizo rocoso de Q de Barton.....	130
Anexo 5. Diseño de malla de Perforación y Voladura propuesta GL 7160	130
Anexo 6. Fotografías.....	131
Disparo soplado antes de la malla propuesta.....	131
Disparo anillado antes de la malla propuesta	131
Perforación de Diseño de malla de perforación propuesta	132
Arranque y ayudas Perforados de la malla propuesta	132
Resultados de perforación y voladura de la malla propuesta	133
Resultados de corona controlada después de la voladura.....	133
Personal de labor y equipos de limpieza (pala neumático y U-35)	134

INDICE DE TABLAS

Tabla 1: Variable y Definición Conceptual.....	6
Tabla 2: Dimensiones e Indicadores	6
Tabla 3: Acceso tramo Lima – Valetita IV	8
Tabla 4: Acceso tramo Ayacucho – Valetita IV	8
Tabla 05: Valores de fijación	72
Tabla 6: Datos de Mapeo Geomecanico en Gl 7160	87
Tabla 7: Parámetros de diseño de perforación y voladura.....	87
Tabla 8: Programa de avances TUNKYRO	105
Tabla 9: Cumplimiento de programa de avances TUNKYRO	105
Tabla 10: Índice de Cumplimiento de avances	105
Tabla 11: Reporte de disparos deficientes de labores de avances	106
Tabla 12: Datos históricos de disparos deficientes en labores de avances.....	106
Tabla 13: Eficiencia de disparo de labores de avances	106
Tabla 14: Datos históricos de eficiencia de disparo de labores de avances.....	107
Tabla 15: Comparativo de consumo de explosivos en labores de avances	107
Tabla 16: Cuadro de reporte de operaciones mina con registro de disparos deficientes en Gl 7160 mes de junio	108
Tabla 17: Cuadro de reporte de operaciones mina con registro de disparos deficientes en Gl 7160 mes de julio	110
Tabla 18: Resumen de cálculos de malla de perforación propuesto	113
Tabla 19: Datos técnicos de la galería 7160.....	114
Tabla 20: Distribución de carga explosiva.....	115
Tabla 21: Distribución de carga explosiva.....	115
Tabla 22: KPI de voladura (ahora).....	116
Tabla 23: Calculo de costos antes de la investigación	119
Tabla 24: Calculo de costos después de la investigación	120

INDICE DE FIGURAS

Figura 1. Descomposición de una sustancia explosiva	18
Figura 2. Clasificación de los explosivos.....	18
Figura 3. Ubicación del arranque	24
Figura 4. Ubicación del arranque	24
Figura 5. Clasificación de corte, arranque y cuele	25
Figura 6. Ubicación del arranque	25
Figura 7. Corte en Pirámide	26
Figura 8. Corte en cuña o “V”	26
Figura 9. Corte en Abanico	26
Figura 10. Corte en Pirámide	26
Figura 11. Corte quemado.....	27
Figura 12. Corte quemado.....	27
Figura 13. Corte cilíndrico con taladros de alivio	28
Figura 14. Corte escalonada.....	28
Figura 15. Distancia de Taladros cargados a los taladros vacíos	29
Figura 16. Concentración lineal de carga en función al burden máximo.....	29
Figura 17. Zonas de voladura en un frente.....	30
Figura 18. Efectos de proceso de detonación.....	32
Figura 19. Área de influencia después de la detonación de un taladro	34
Figura 20. Taladro de alivio de menor diámetro.....	35
Figura 21. taladros desviados.....	35
Figura 22. distancia irregular entre taladros.....	36
Figura 23. taladro de alivio de menor longitud	36
Figura 24. taladros intersectados.....	36
Figura 25. taladros con exceso de carga explosiva	37
Figura 26. cerro pan de azúcar, vista hacia el Norte Valle de la quebrada Tinco.	41
Fuente: geología Tunkyro.	41
Figura 27. Relación genética entre tipo de roca y elementos metálicos.....	42
Figura 28. Arcos magmáticos	43
Figura 29. Modelo de zonificación	44
Figura 30. Carta muestra la variación de velocidad y ángulo del vector de convergencia de la subducción en la Costa Sur de Perú y Norte de Chile, un factor de mineralización mayor en los arcos magmáticos resultantes	45
Figura 31. Mapa estructural preliminar distrital de Valetita IV, se muestran las principales estructuras mineralizadas, vetas, diques, aplitas y pórfido, sistema WGS84.....	46
Figura 32. Zonificación de Zona Chaipi	47
Figura 33. Partes del túnel y sus secciones establecidas por Roger Holmberg.....	51
Figura 34. Sistema de avances en galerías	52
Figura 35. Cálculo del perímetro o circunferencia de la galería (m).	53

Figura 36. Perímetro de una labor tipo bóveda	54
Figura 37. Diámetro equivalente	55
Figura 38. Influencia de la desviación en la perforación de taladros.	56
Figura 39. Arranque de cuatro secciones	56
Figura 40. Distancia entre el diámetro equivalente y los taladros cargados	57
Figura 41. Concentración lineal de carga en función del burden máximo	57
Figura 42. Burden máximo (equivalente en el arranque).....	58
Figura: 43. Burden práctico en el arranque.....	59
Figura 44. Burden práctico, ancho de abertura del 1° cuadrante	65
Figura 45. Burden práctico, ancho de abertura en el 2° cuadrante.....	68
Figura 46. Burden práctico, ancho de abertura en el 3° cuadrante.....	70
Figura 47 Diseño de taladros de arrastre.....	83
Figura 48. Geometría de los taladros de arrastre idealizada.....	84
Figura 49. Diagrama de causa – efecto de perforación y voladura deficiente	103
Figura 50: Malla de perforación y voladura.....	114
Figura 51: KPI de GL 7160	116
Figura 52: KPI de Pies perforados	118
Figura 53. Comparativo de costos.....	121

RESUMEN

La investigación titulada “ OPTIMIZACION DE MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA MEDIANTE EL METODO DE ROGER HOLMBERG EN GL 7160 DE LA VETA QORIHUAYRACHINA DE LA U.E VALETITA IV - COMPAÑÍA MINERA” tiene como objetivo principal Optimizar la perforación y voladura mediante el análisis de diseño adecuado de malla de perforación en la Galería 7160 de la Unidad Minera **VALETITA-IV** aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg para optimizar el avance lineal en labores de desarrollo y las operaciones unitarias de perforación y voladura, donde se tiene deficiencias para cumplir con el planeamiento mensual de avance y la sobre excavación que tiene incidencias de voladuras, donde el problema principal es; como se puede optimizar la perforación y voladura en la Galería 7160 de la Unidad Minera Valetita IV, de la Empresa Minera TUNKYRO, aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg para reducir las deficiencias de voladuras en las labores de desarrollo.

Antes del inicio de este trabajo se contemplaron y se evaluaron los diseños de perforación y voladura, teniendo en cuenta el postulado de Roger Holmberg, con la ayuda del cual fue posible reducir las estadísticas de casos de voladuras deficientes (disparos sopladados, anillados tacos) y se mejoró en los avances lineal por disparo.

Se concluye que se optimiza la nueva malla de perforación y voladura, logrando reducir el número de taladros por el postulado de Roger Holmberg de 40 taladros cargados a 36 taladros cargados y tuvo una distribución acorde con los resultados obtenidos de los cálculos del burden y espaciamiento entre taladros la GL 7160, con el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura por el método Roger Holmberg, se logró una eficiencia en avances lineales programadas de 1.50 metros a 1.70 metros y de esta manera se mejoró el avance lineal, logrando cumplir el planeamiento mensual programado en avance lineal, como también con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura implementado se logró reducir el costo por metro lineal de 204.65 \$/m a 195.56 \$/m; esta diferencia permitirá un ahorro de 9.09 \$/disparo.

Palabras clave: Optimización, Perforación, voladura y avance lineal

INTRODUCCIÓN

La Unidad Valetita IV, de la Compañía Minera Tunkyro S.A. es una unidad minera que se dedica a la extracción de minerales preciosos como el oro y la plata, para ello se apoya del material humano para sus operaciones mina desde las etapas de Exploración, Explotación (Perforación, Voladura, Ventilación, Sostenimiento y Limpieza), Tratamiento de Minerales, Beneficio y Comercialización, esto es crucial para el desarrollo económico y social del país con el fin de lograr el máximo beneficio para la mina y sus trabajadores.

La presente investigación tiene como objetivo optimizar la malla de perforación y voladura en labores de avance de la U. E Valetita IV, de la Compañía Minera TUNKYRO S.A. se resalta que la perforación y voladura, es una de las principales operaciones unitarias, es una actividad prioritaria que utiliza diferentes diseños basados en diversos modelos matemáticos que no prevén estandarización y optimización, por lo que las fallas en la voladura se debe superarse ampliamente con estos modelos hoy en día.

La investigación está contemplada por el modelo matemático de Roger Holmberg, que en sus investigaciones utiliza variables como burden, espaciamiento, taladros de alivio de mayor diámetro, etc basándose en este modelo matemático la presente tesis incide en el diseño de malla de perforación en calcular el burden y espaciamiento tomando datos de las clasificaciones geomecánicas de la roca como el RQD, RMR y el GSI que le permite mejorar y optimizar la perforación y voladura en la U. E Valetita IV, de la Compañía Minera TUNKYRO S.A.

La presente investigación consta de cinco capítulos; en el capítulo I, se presenta el planteamiento y formulación del problema, planteamiento de Hipótesis, objetivos justificación y los variables. En el capítulo II; se propone el marco teórico de la investigación. En el capítulo III, se refiere a la optimización de malla de perforación y voladura mediante el método de Roger Holmberg.. En el capítulo IV se refiere a la metodología de la Investigación. En el capítulo V; analiza y discute de resultados y finalmente se presentan las conclusiones y recomendaciones a las que se ha llegado en la investigación presentada.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción de la realidad problemática

Actualmente, la Empresa Especializada MINCONSIN S.A. opera en la Unidad Operativa **VALETITA - IV** de la Empresa Minera TUNKYRO S.A.C. Viene ejecutando laboreos de exploración, desarrollo, preparación y operación en distintas zonas y vetas de la Unidad Minera a una cota de 3000 m.s.n.m., y está contemplada dentro de planeamiento mensual avanzar 320 metros lineales exigido por parte de la empresa para su cumplimiento.

La perforación y voladura, como una de las principales operaciones unitarias, es una actividad prioritaria que utiliza diferentes diseños basados en diversos modelos matemáticos que no prevén estandarización y optimización.

En la Empresa Minera TUNKYRO S.A.C. en la Veta Qorihuayrachina, específicamente en la GL 7160 se registra voladuras deficientes como 06 disparos soplados, 06 disparos anillados, tacos después de la voladura, factor de carga elevado y la sobre excavación en sección de la Galería, por realizar una malla de perforación empírica por el mismo perforista, mal carguío, desviación de taladros por no usar guíadores y otras malas prácticas, donde se requiere más horas hombre, equipos, aceros, explosivos, aire comprimido, etc. y como consecuencia de estas voladuras deficientes que se reportan no se logra cumplir el avance lineal mensual contemplado dentro del planeado, por lo que se requiere la intervención inmediata para no tener estos problemas por parte del personal técnico y los supervisores.

Ante todo, estos problemas que ocasionan pérdidas económicas a la empresa, se acumulan tiempos muertos en la administración laboral.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 formulación del problema general

¿Cómo se puede optimizar la perforación y voladura en la Galería 7160 de la Veta Qorihuayrachina en la Unidad Minera Valetita IV, de la Empresa Minera TUNKYRO, aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg para reducir las incidencias de

voladuras deficientes en las labores de desarrollo?

1.2.2 Formulación del problema específico

- ✓ ¿La implementación de nuevos diseños de perforación y voladura, significará mejoras en avances lineales para la empresa y esto permitirá minimizar las malas estadísticas de voladuras deficientes?
- ✓ ¿Se podrá mejorar eficacia y eficientemente la voladura en labores de desarrollo y en la Unidad **VALETITA-IV** empleando el modelo matemático de Roger Holmberg?
- ✓ ¿En qué porcentaje disminuirá el número de taladros, el factor de carga y potencia en la malla de perforación y voladura aplicando el método de Roger Holmberg en la Unidad Valetita IV - Compañía Minera TUNKYRO SAC?

1.3 Planteamiento de hipótesis

1.3.1 Hipótesis general

Se optimiza la perforación y voladura en la Galería 7160 N de la Unidad **VALETITA-IV** aplicando el postulado modelo matemático Roger Holmberg.

1.3.2 Hipótesis Secundario

- ✓ utilizando el método matemático de Roger Holmberg se optimiza las operaciones de perforación y voladura para mejorar el rendimiento del avance lineal por disparo, reduciendo el número de taladros.
- ✓ Mejora la eficiencia de las operaciones de perforación y voladura en la Unidad Minera **VALETITA-IV** de la Compañía Minera Tunkyro S.A.C aplicando el método matemático de Roger Holmberg
- ✓ La aplicación de una voladura controlada reduce el número de taladros, factor de carga y potencia en la Unidad Minera **VALETITA-IV** de la Compañía Minera Tunkyro S.A.C

1.4 Objetivos

1.4.1 Objetivo General.

Optimizar de perforación y voladura realizando un análisis de diseño adecuado

de malla de perforación en la Galería 7160 N de la Unidad Minera **VALETITA-IV** aplicando el modelo matemático Roger Holmberg para optimizar el avance lineal en labores de desarrollo y las operaciones unitarias de perforación y voladura.

1.4.2 Objetivo específico

- ✓ Optimizar la perforación y voladura diseñando la malla de perforación a partir del modelo matemático Roger Holmberg, para reducir las deficiencias de voladuras en las labores de desarrollo.
- ✓ Mejorar la eficacia y eficiencia de perforación y voladura aplicando el modelo matemático Roger Holmberg para optimizar el avance lineal.
- ✓ Reducir el número de taladros, factor de carga y potencia en perforación y voladura en la GL 7160 N en la Unidad Minera **VALETITA-IV** de la Compañía Minera Tunkyro S.A.C

1.5 Justificación

El presente trabajo de investigación nace a raíz de experimentar deficiencias en perforación y voladura como disparos soplados, anillados tacos y la mala distribución de taladros en la malla de perforación y voladura, deficiente avance lineal, factor de carga elevado e incumpliendo los programas mensuales programados por parte de la Compañía Minera Tunkyro S.A.C, porque los diseños de mallas anteriores fueron realizados empíricamente en el terreno, porque no contaban con ningún modelo matemático específico empleado para dicha actividad.

Por lo tanto, su implementación está completamente justificada y su aplicación del modelo matemático Roger Holmberg permitirá minimizar las estadísticas de voladuras deficientes (anillados, soplados) en los frentes de labores de desarrollo.

Le resultará importante la presente investigación para la Compañía Minera Tunkyro S.A.C, pues le brindará un diseño de malla de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg, el cual le permitirá estandarizar una malla de perforación y voladura para llevar a cabo sus operaciones en labores de desarrollo, además le permitirá reducir sus costos y cumplir con el programa de avance mensual establecido en el plan de minado.

En cuanto a la metodología, es de vital importancia porque crea un modelo para realizar las operaciones de perforación y voladura y es conveniente como guía para los estudiantes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas.

1.6 Viabilidad Del Estudio

Este estudio es viable ya que la Empresa Especializada MINCONSIN S.A se esfuerza actualmente en analizar, controlar, y reducir los casos de voladuras deficientes y obtener datos más precisos para realizar actividades de perforación y voladura con eficiencia, eficacia y efectividad, Por lo tanto, es viable porque se implementa el área de perforación y voladura el cual cuenta con los recursos necesarios y acceso a la información y reportes diarios de operaciones mina.

1.7 Variables de la investigación

Para realizar este estudio se obtuvieron datos sobre el tamaño de la galería. El propósito de esta investigación es contribuir al conocimiento existente sobre la perforación y voladura. Urbina, (2008) indica que la perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es abrir en la roca o mineral huecos cilíndricos llamados taladros, taladros, hoyos o blast holes. Que están destinados a alojar o colocar explosivo y sus accesorios en su interior.

La perforación es la operación cuyo fin es abrir en la roca huecos cilíndricos, con la distribución geométrica adecuada dentro de la roca (Malla de perforación), destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros o barrenos. El principio de la perforación se basa en el efecto mecánico de percusión y rotación, cuya acción de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca. Una vez que se perfora, se coloca el explosivo y se hace la voladura a través de una secuencia. De acuerdo al tipo de roca las longitudes de perforación irán variando. Argumenta (Exsa - 2002) Pág. 68.

Para la optimización de perforación y voladura utilizamos el modelo matemático de Roger Holmberg, que nos permitirá optimizar el avance lineal óptimo para responder a nuestro propósito de investigación.

Variables

Para diseñar una malla de perforación y voladura se tiene variables dependientes e independientes que se determina de los parámetros de carga, explosivo y roca.

A) Variable Independiente.

X= DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA

Indicadores:

X1= Longitud de Taladro (m)

X2 = Diámetro de taladro (mm)

X3= Sección del frente (pies)

X4 = Tipo de roca

B) Variable Dependiente

Y= OPTIMIZACION DE PERFORACION Y VOLADURA

Indicadores:

Y1 = Burden. (m)

Y2 =Espaciamiento (m)

Y3 = Reducción de Factor de Carga y potencia (Kg).

Y4 = Numero de taladros (unid)

Y5 = Avance lineal (m)

Y6= Reducción de costos (\$/)

1.8 Diseño metodológico de la investigación

El diseño de la investigación es **experimental - descriptivo**, denominamos experimental por la comparación de parámetros del Algoritmo de Roger Holmberg, la recolección de datos es en la performance de la Galería 7160 N y otros de manera IN-SITU. Y es descriptivo por que requiere la observación, medición y descripción de la operación de perforación y voladura.

Se refiere a la optimización de malla de perforación y así seleccionar los explosivos apropiados para la voladura y así mejorar e intentar superar el avance mensual previsto y/o programado en la U.E Valetita IV específicamente en labores de preparación

La metodología de esta actividad incluirá la evaluación de las operaciones de perforación y voladura en labores de desarrollo en la U.E. VALETITA IV de la CÍA Minera TUNKYRO

S.A.C. y la ejecución de su etapa inicial y posteriormente se optimizará la perforación y voladura, considerando el burden, espaciamiento, número de taladros y la carga explosiva utilizada, finalmente estos resultados se compararán para encontrar la reducción de incidencias en voladuras deficientes.

1.9 Operacionalización de variables

Tabla 1: Variable y Definición Conceptual

Variable	Definición Conceptual
V.I. Optimizar las operaciones unitarias de perforación y voladura en la galería 7160 .	Es la optimización de los metros perforados con el Modelo Matemático de Roger Holmberg.
V.D. Optimización del avance de las operaciones unitarias de perforación y voladura en la mina VALETITA-IV.	Es el incremento de metros de avance en labores de exploración desarrollo, preparación y explotación en la mina VALETITA-IV.

Tabla 2: Dimensiones e Indicadores

Variable	Dimensiones	Indicadores
	Avance del metraje en el planeamiento mensual.	-Metros perforados. -Diseño de la malla de perforación. -Factor de carga.
V.I. Optimizar las operaciones unitarias de perforación y voladura en la galería 7160 .	Valorización del avance de la galería 7160 y demás labores de la mina VALETITA-IV.	-Reducción de costos por avance en \$/m .
	Valorización de la capacitación al personal.	-Horas/hombres capacitados.
V.D. Optimización del avance de las operaciones unitarias de perforación y voladura en la mina VALETITA-IV.	Evaluación del costo de los insumos y perforación.	-Costo por metro perforado y costo de adquisición de equipos de perforación. -Costo de agentes y accesorios y voladura. -Costo de adquisición de cargadores de explosivos mecánicos.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 Generalidades de la mina

Antecedentes de la Empresa

La Unidad Valetita IV, de la Compañía. Minera Tunkyro S.A. es una unidad minera que se dedica a la extracción de minerales preciosos como el oro y la plata, para ello se apoya del material humano para sus operaciones mina desde las etapas de Exploración, Explotación (Perforación, Voladura, Ventilación, Sostenimiento y Limpieza), Tratamiento de Minerales, Beneficio y Comercialización, esto es crucial para el desarrollo económico y social del país con el fin de lograr el máximo beneficio para la mina y sus trabajadores. El método de explotación empleado en la UNIDAD MINERA VALETITA IV, es el "Corte y Relleno Ascendente Convencional", con una capacidad de explotación promedio de 110 TMH por día, 3300 TMH por mes promedio, empleando como relleno el material estéril obtenido de las galerías y de los mismos tajos cumpliendo ciertos parámetros.

Las operaciones mineras se ejecutan de modo progresivo y sistemático en conformidad con el Plan de Exploración, Desarrollo, Preparación y Explotación, cada etapa con sus operaciones básicas como: perforación, voladura, sostenimiento, Limpieza y relleno y transporte de mineral a la tolva principal y desmonte a depósito canchas de desmonte y al relleno de tajos como servicio auxiliar.

El equipo utilizado para las operaciones es convencional, por ejemplo, para la perforación se usan maquinas Jack Leg, para la limpieza se usan carretillas, en algunos casos los winches de arrastre para relleno, para la extracción se usan winches de izaje a través de un inclinado principal y uno secundario.

El mineral y el desmonte son extraídos ahora de forma separada, en algunos casos puntuales se usa también el inclinado principal para extraer desmonte. El desmonte generado después de la voladura es nivelado y conservado en el tajeo para utilizarlo como plataforma de trabajo en el siguiente ciclo de minado, las galerías son dirigidas sobre una zona mineralizada y estéril, donde si le ley es favorable se extrae de forma selectiva mediante el circado, evitando de esta manera la dilución.

Este método en general asegura la extracción de un alto porcentaje del mineral en forma

rentable y reduce la cantidad de material estéril que requiere ser evacuado a la superficie, incrementa la productividad y elimina la dilución, siendo el más flexible en su aplicación.

Ubicación de la Unidad Minera

La Unidad Minera Valetita IV, de la Cía. Minera Tunkyro está se ubica hidrográficamente en un sistema de drenaje dendrítico en las cabeceras Sureste del Río Yauca. Perteneciente a la Vertiente del Pacífico., con altitudes de 3000 msnm, en el Distrito de Pullo, Provincia de Parinacochas Departamento de Ayacucho, en el extremo sureste del cuadrángulo Jaquí Hoja 31-Ñ del IGN (Instituto Geográfico Nacional) a escala 1:100 000, en las coordenadas UTM: **Latitud:** 8 297 000, **Longitud:** 606 500 y **Zona:** 18 S, y la bocamina principal Qorihuayrachina se encuentra a los 2900 m.s.n.m.

Accesibilidad

Se puede acceder por vía terrestre con el siguiente recorrido:

Tabla 3: Acceso tramo Lima – Valetita IV

TRAMO	KM	SUPERFICIE	TIEMPO (HR)
LIMA - CHALA	613	ASFALTO	8
CHALA - CHAIPE	78	AFIRMADO	2.5
CHAIPE - MINA	3	TROCHA	0.15
TOTAL	694		10.45

A la altura del km. 613 de la Panamericana sur, hay un desvío hacia el NE, ruta terrestre que va hacia Tocota-Malco-Pullo. Poco antes del poblado de Malco a la altura del Km. 78 hay un desvío por un tramo de 2 km. hasta el campamento central de dicho proyecto minero.

Accesibilidad a la unidad mineral VALETITA IV (Ayacucho – Valetita IV)

Tabla 4: Acceso tramo Ayacucho – Valetita IV

TRAMO	KM	SUPERFICIE	TIEMPO (HR)
HUAMANGA - CORACORA	363	ASFALTO	10
CORACORA - PULLO	57	AFIRMADO	2.5
PULLO - MINA	37	AFIRMADO	2
TOTAL	457		14.5

Clima

El clima es típico de la Sierra, con temperaturas variable promedio de 16°C de abril a noviembre, con esporádicas precipitaciones pluviales; y entre 10°C a 13°C durante los meses de diciembre a marzo, con precipitaciones pluviales casi continuas, cielo nublado y parcialmente soleado.

Recursos Humanos

En el área de las U.E VALETITA IV, no hay poblados importantes, sólo algunas estancias de ganado caprino y ovino. Los poblados más cercanos son Malco y Chaipi hacia el NE del proyecto; éstos mayormente se dedican al comercio local, agricultura y ganadería, pero en poca escala y mayormente para su autoconsumo. Los víveres de primera necesidad son adquiridos en el pueblo de Chala.

2.2 Antecedentes de la investigación

(RIVERA HUIRSE, 2019), en su investigación titulada “optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central hidroeléctrica san gabán iii” traza su objetivo en Optimizar las operaciones de perforación y voladura en el túnel de la central hidroeléctrica San Gabán III, mediante la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg, con diseño tipo descriptivo y explicativo, arribo con los siguientes conclusiones: 1. Se estandariza la nueva malla de perforación y voladura, logrando reducir la cantidad de taladros mediante el diseño de malla por el modelo matemático Holmberg de 65 taladros perforados a 52 taladros perforados y tener una buena distribución de acuerdo a los resultados obtenidos de los cálculos del burden y espaciamiento entre taladros en la sección del túnel 2. Con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura por el método Roger Holmberg logró una eficiencia en cuanto a avances lineales de 2.77 metros a 3.55 metros, logrando cumplir el planeamiento mensual programado en avance lineal. 3. Con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura implementado en el proyecto hidroeléctrico se logra reducir el factor de carga explosiva de 3.47 Kg/m³ a 2.52 Kg/m³, obteniendo una voladura controlada. Este antecedente contiene instrumentos para medir las variables de investigación, que se adaptan a la presente investigación.

(QUEZADA J, 2017), en su tesis “optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en frentes de 3.5m*3m en roca tipo ii veta papagayo. mina poderosa. 2017.” Traza su objetivo en Realizar un análisis detallado del actual diseño y aplicación

de perforación y voladura en frentes para luego aplicar el Método de Holmberg y optimizar estas operaciones unitarias, con diseño tipo explicativo – experimental, donde concluye con los siguientes: 1. Se logró obtener una reducción de la cantidad de disparos fallados, llegando a tener 2 disparos con tiros cortados, 0.8 disparos sopladados y 0.5 disparos anillados en promedio por cada mes. 2. Se mejoró el avance por disparo obteniendo 1.7 metros, influyendo también la mejora en las eficiencias de perforación y voladura. 3. Se logró disminuir el factor de potencia a 0.83 Kg/Tn por disparo debido a la disminución de la cantidad de taladros y cantidad de explosivo usado. 4. se logró disminuir el factor de carga en avance a 21.93 Kg/ m debido a la reducción de la cantidad de explosivo y al mejoramiento en el rendimiento de avance por disparo.”

(CHOQUE VELARD, 2017), en su tesis “diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg modificado implementado en la U.O. ARCATA”, traza su objetivo en Determinar un diseño adecuado en perforación y voladura, carga explosiva adecuada, según el postulado de Roger Holmberg. Con el fin de reducir las incidencias de voladuras deficientes en la ejecución de labores de preparación, desarrollo e infraestructura de la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C, con diseño tipo descriptivo y experimental y se refiere a la determinación del diseño de malla de perforación, donde Concluye: 1. con el nuevo diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg modificado implementado en la U.O. ARCATA se logró reducir las estadísticas en incidentes de voladuras deficientes de un promedio de: 61 reportes/mes de voladuras deficientes a: 4 reportes/mes en promedio. 2. Con el nuevo diseño de perforación y voladura implementado en la U.O. ARCATA se logra reducir los tiempos muertos durante el ciclo de minado esto por la mínima existencia de voladuras deficientes. 3. Se cumple el planeamiento mensual al 110% ya que se tenía metros de avance acumulados. Este antecedente contiene instrumentos para medir las variables de investigación, que se adaptan a la presente investigación.

(OJEDA W, 2008), en su tesis “Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia” Indica que las desviaciones de perforación afectan mucho en el diseño de mallas de perforación, porque varían el burden de diseño dentro de la perforación y afectan mucho en la fragmentación como el avance del disparo, porque la eficiencia de voladura está relacionada con la desviación, a mayor desviación menor será la eficiencia de voladura o viceversa “.

(APAZA, 2013), En su tesis para optar el Título Profesional “diseño de malla de perforación y voladura calculada, empleando el método de Holmberg y su aplicación en las labores de desarrollo de la mina Arcata”. Concluye que, “Con el diseño de malla de perforación y voladura calculada, empleando el método de Holmberg y su aplicación en las labores de desarrollo de la mina Arcata, se obtuvieron avance que fluctúan alrededor de 3.0 m”. Los diseños de malla de perforación y los explosivos propuestos durante la investigación respaldan esta conclusión.

2.3 Bases Teóricas

A. Optimización

La optimización consiste en la selección de una alternativa mejor de la que ya existe con posibles cambios. Las variaciones de cambio están sujetas a los cálculos matemáticos como maximizar y minimizar una variable independiente intentando aportar respuestas a un tipo general del problema con el objetivo de seleccionar el mejor elemento. (Garrido, A. 2007) pág. 43.

B. Avance Lineal

“Se define como la cantidad de metros avanzados por disparo (ml/disparo), producto de haber realizado el proceso de perforación y voladura en labores horizontales tales como galerías o cortadas “. (Garrido, A. 2007).

C. Optimización de avance lineal

“La optimización de avance lineal es posible mediante el incremento del rendimiento en la perforación y voladura, lo que se puede lograr, depende mucho de la habilidad del perforista y el paralelismo de los taladros, en algunos arranques la sección del frente, en este caso del ancho de la sección limita, en otras palabras la profundidad máxima de voladura que se puede conseguir en un frente con un solo disparo, será igual al ancho de la galería, cortada, etc“. (Sánchez, Y. 2012).

Para optimizar el avance lineal se debe hacer seguimiento a los siguientes factores:

- ✓ Control y supervisión de las operaciones unitarias de perforación y voladura.
- ✓ Cumplimiento del diseño de malla de perforación para cada tipo de roca.
- ✓ Delineamiento de la malla de perforación de acuerdo al espaciamiento y al burden establecido.

- ✓ Modo de perforación, paralelismo entre taladros perforados y con la estructura mineralizada.
- ✓ Carguío correcto de los taladros. - Distribución de la carga explosiva.

2.3.1 Perforación y Voladura

La perforación y voladura es una técnica aplicable a la extracción de roca en terrenos competentes, donde los medios mecánicos no son aplicables de una manera rentable. Así, partiendo de esta definición, esta técnica es aplicable a cualquier método de explotación, bien en minería, bien en obra civil, donde sea necesario un movimiento de tierras, la técnica de perforación y voladura se basa en la ejecución de perforaciones en la roca, donde posteriormente se colocarán explosivos que, mediante su detonación, transmiten la energía necesaria para la fragmentación del macizo rocoso a explotar. De esta forma, se tienen dos tecnologías claramente diferenciadas: la tecnología de la perforación y la tecnología de diseño y ejecución de voladuras. (Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herbert, 2013)

Perforación

La perforación es la operación cuyo fin es abrir en la roca huecos cilíndricos, con la distribución geométrica adecuada dentro de la roca (Malla de perforación), destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros o barrenos. El principio de la perforación se basa en el efecto mecánico de percusión y rotación, cuya acción de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca. Una vez que se perfora, se coloca el explosivo y se hace la voladura a través de una secuencia. De acuerdo al tipo de roca las longitudes de perforación irán variando. Argumenta (Exsa, 2002).

La perforación de rocas

Daza Correa (2011) afirma que La perforación se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción Trituran la roca.

Uribari Urbina (2008) indica que la perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es abrir en la roca o mineral huecos cilíndricos llamados taladros, taladros, hoyos o blast holes. Que están destinados a alojar o colocar explosivo y sus accesorios en su interior.

2.3.2 Voladura

De acuerdo a Exsa (2009) Es la Fragmentación de la roca mediante explosivos confinados en las cavidades generadas en la perforación. De acuerdo con los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de los taladros perforados en roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos; fragmentación y desplazamiento.

La voladura es la operación unitaria subsiguiente a la perforación, consiste del empleo de explosivos dentro de los taladros para ocasionar la ruptura del terreno, se realiza previo planeamiento en el cual se establece el proceso y las cantidades del material que empleara en cada taladro y en toda la tanda de voladura, tiene como finalidad obtener una determinada cantidad de roca fracturada con un determinado tamaño de clastos o granulometría. Argumenta (López, López y García, 2001)

La voladura libera energía concentrada químicamente, si esta energía se libera de forma controlada en tiempo y espacio, se puede lograr la fragmentación del material rocoso. (Konya y Albarrán)

2.3.3 Diseño de Malla de Perforación y Voladura

El diseño de mallas de perforación consiste en la creación de un conjunto de taladros que se perforan en un frente de trabajo. Este diseño debe tener en cuenta varios aspectos, como la geometría, simetría, ubicación, dirección, inclinación y profundidad de los taladros.

El objetivo principal del diseño de mallas de perforación es:

- ✓ Reducir los gastos de perforación y cantidad de explosivos
- ✓ Obtener un buen avance
- ✓ Mantener el tamaño o sección de la labor uniforme
- ✓ Determinar el orden y salida de los taladros

La malla de perforación se refiere a la distribución de los taladros en una voladura. Se considera la relación entre la carga por taladro (burden) y la distancia entre taladros (espaciamiento), y su relación directa con la profundidad del taladro. En las operaciones de voladura subterránea, existen diferencias respecto a las voladuras en minería superficial, ya que no se cuenta con una cara adicional de alivio como suele haber en muchas operaciones a cielo abierto.

En las operaciones subterráneas, solo se dispone de una cara en la cual se deben perforar los taladros y crear el alivio perpendicular a dicha cara utilizando los primeros taladros que detonan. Si no se genera el alivio adecuado al detonar los primeros taladros, el resto de la voladura generará una fragmentación insuficiente y no se logrará el efecto deseado, argumenta EXSA (2009).

2.3.4. Principio de perforación.

EXSA (2009) menciona que se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la broca y hasta una profundidad dada por la longitud del taladro utilizado. La eficiencia en perforación consiste en lograr la máxima penetración al menor costo.

Métodos de perforación

Existe una relación intrínseca entre la perforación y la voladura, ya que puede afirmarse categóricamente que “una buena perforación posibilita una buena voladura, pero una mala perforación asegura una mala voladura”. Se entiende por buena perforación aquella que se ha hecho con los medios y técnicas más adecuadas y que además se ha ejecutado de forma correcta. Asimismo, una buena voladura será aquella que cumple con el objetivo para que fue diseñada. (Bernaola Alonso, et al, 2013)

Perforación por percusión.

(Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herbert, 2013) Afirma esta denominación engloba todas aquellas formas de perforación en las que la fragmentación de la roca se produce básicamente por impacto de un útil de filo más o menos aguzado sobre la misma, los sistemas que se utilizan actualmente son rotopercusivos, en los que además de la percusión proporcionan al útil de corte un movimiento de rotación y una relativamente pequeña fuerza de empuje para una transmisión de la energía más eficaz; en estos sistemas la velocidad de perforación es proporcional a la potencia de percusión (producto de la energía de impacto por la frecuencia de golpes). En cambio, la rotación y el empuje son meras acciones auxiliares que, siempre y cuando se superen unos valores mínimos necesarios para espaciar convenientemente los puntos de incidencia de los impactos y mantener el útil de perforación en contacto con la roca, influyen relativamente poco en la velocidad de perforación. El martillo es el elemento que proporciona la percusión mediante el movimiento alternativo de una pieza de choque, que es el pistón, que sucesivamente

golpea sobre el utillaje de perforación. El pistón puede ser accionado por aire comprimido (perforación neumática) o por aceite hidráulico (perforación hidráulica).

Potencia de percusión

Dado que la única forma técnicamente aceptable de valorar un martillo perforador es su potencia de percusión y su eficiencia, es conveniente describir y analizar los aspectos que definen ésta potencia.

Perforadoras con martillo en cabeza

Son perforadoras cuyo martillo está diseñado para trabajar mediante aire a 7 - 8 bar de presión máxima. Como consecuencia, y al objeto de disponer de una energía de impacto suficiente, el área de trabajo del pistón ha de ser grande (ténganse en cuenta que la energía de impacto viene dada por el producto de tres factores: presión efectiva, área y carrera del pistón). El perfil longitudinal del pistón tiene por tanto forma de T.

Perforadoras con martillo en fondo

Son perforadoras en las que, a diferencia de los martillos en cabeza, el elemento que proporciona la percusión o martillo va situado en el interior del taladro e incorpora únicamente el mecanismo de percusión (los elementos que proporcionan la rotación y el empuje son del todo independientes y están situados en superficie). El chasis y los restantes elementos son similares a los mencionados para las perforadoras de martillo en cabeza, e incluyen también el compresor y la cabina para el operador.

Perforación hidráulica

Las perforadoras de martillo en cabeza hidráulico (no existen en la actualidad martillos en fondo hidráulicos), funcionan con aceite hidráulico a 100-250 bar de presión. Esta presión, que es de 15 a 35 veces superior a la del aire que alimenta los martillos neumáticos, permite en los martillos hidráulicos que el área de trabajo del pistón sea muy pequeña y prácticamente reducida a un insignificante resalte del mismo, por lo que adquiere un perfil longitudinal casi rectangular y muy estilizado

Sistemas de perforación a rotación

Bajo esta denominación se agrupan todas aquellas formas de perforación en las que la fragmentación de la roca se produce básicamente por compresión, corte o por la acción combinada de ambos. Un empuje sobre el útil de perforación que supere la resistencia a

la compresión de la roca y un par de giro que origine su corte por cizalladura, son las dos acciones básicas que definen la perforación rotativa.

Acciones básicas en la perforación

Percusión: “los impactos producidos por el golpeteo del pistón originan unas ondas de choque que se transmiten a la broca a través del varillaje (en el martillo en cabeza) o directamente sobre ella (en el martillo en fondo), cuando la onda de choque alcanza la broca de perforación, una parte de la energía se transforma en trabajo haciendo penetrar el útil y el resto se refleja y retrocede a través del varillaje. La eficiencia de esta transmisión es difícil de evaluar pues depende de muchos factores tales como: el tipo de roca, características del varillaje”. Declara (Manual de P & V, Lopez Jimeno Carlos Ramon, 2005)

Rotación: “Con este movimiento se hace girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones en el fondo del taladro. En cada tipo de roca existe una velocidad optima de rotación para lo cual se producen los detritus de mayor tamaño al aprovechar la superficie libre del taladro que se crea en cada impacto”

Empuje: “Es la energía generada por el mecanismo de impactos del martillo debe transmitirse a la roca. Por lo que es necesario que la broca se encuentre en contacto permanente con el fondo del taladro. Esto se consigue con la fuerza de empuje suministrado por un motor o cilindro de avance que debe adecuarse al tipo de roca y broca de perforación”

2.3.5 Herramientas de perforación

Para (López, López, Pernia, y Ortiz, 2009) en los trabajos de perforación se suelen escoger diversas combinaciones de accesorios en base al trabajo que se llevara a cabo. Estas combinaciones se componen de los elementos de la sarta o columna de perforación:

a. Adaptadores de culata o espiga: Elementos que se fijan a los perforadores para transmitir la energía de impacto, la rotación del barreno y el empuje.

b. Manguitos: Elementos que acoplan las varillas unas a otras hasta conseguir una longitud optima.

c. Barrenos: Son varillas o tubos de acero acoplables, transmiten el impacto del martillo a la broca.

d. Brocas: Elementos de corte, altamente resistentes al impacto y al desgaste (abrasión),

reforzadas en sus filos con insertos o botones de carburo de tungsteno y son:

- ✓ Brocas de pastillas o plaquitas.
- ✓ Brocas de botones.
- ✓ Brocas escariadoras (rimador)

Las brocas disponen de una serie de orificios centrales y laterales por lo que se inyecta el fluido de barrido para remover el detrito y poseen unas hendiduras por las que pasan y ascienden las partículas de roca producida.

Selección de equipos de perforación

Existen diversos tipos y marcas de equipos de perforación para diferentes condiciones de trabajo, la selección está basada en criterios: Económicos, diseño mecánico, mantenimiento y servicio, capacidad operativa, adaptabilidad a otros equipos y condiciones del lugar (acceso, roca, topografía, fuentes de energía, etc.) argumenta (EXSA 2009)

2.3.6 Factores que intervienen en una voladura

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no son controlables, como es la geología o las características de la roca, propiedades de los explosivos.

2.3.6.1 Explosivos

Son compuestos o mezclas de sustancias en estado sólido, líquido o gaseoso, por medio de reacciones químicas de óxido – reducción, son capaces de transformarse en un tiempo muy breve, el orden de una fracción de microsegundos, en producto gaseoso y condensados, cuyo volumen inicial se convierte en una masa gaseosa que llega a alcanzar muy altas temperaturas y en consecuencia muy elevadas presiones.

Un explosivo puede quemar o detonar de acuerdo al método de iniciación o a la cantidad de material involucrado, según Taylor si la masa de explosivo es pequeña, la iniciación térmica usualmente se quema. Pero si la masa excede un valor crítico es posible que el quemado alcance a ser tan rápido que la onda de choque se propaga.

a. Combustión: Reacción química de oxidación en la que generalmente se desprende una gran cantidad de energía. La velocidad de reacción es menor a 1000 m/s; la reacción se puede observar a simple vista en forma de llama.

b. Deflagración: Combustión súbita con llama, tiene baja velocidad de propagación, sin explosión. Su cinética de reacción se desarrolla a una velocidad mayor que la combustión, pero menor a la velocidad con la que se propagaría el sonido en el propio explosivo.

c. Detonación: Combustión supersónica que se caracteriza porque genera una onda de choque, en ese frente de onda se generan altos gradientes de presión y temperatura debido a que la reacción se produce instantáneamente. Su cinética de reacción suele estar comprendida entre los 1500 m/s y 7000 m/s.

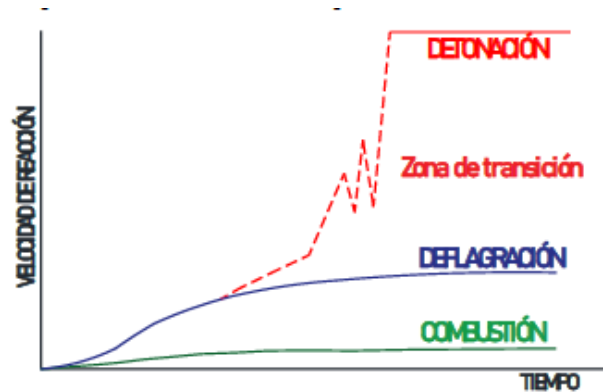


Figura 1. Descomposición de una sustancia explosiva

Fuente: Tomado de "Perforación y voladura de rocas en minería", Bernaola, Castilla y Herrera, 2013, p. 66.

2.2.6.2 Clasificación de explosivos

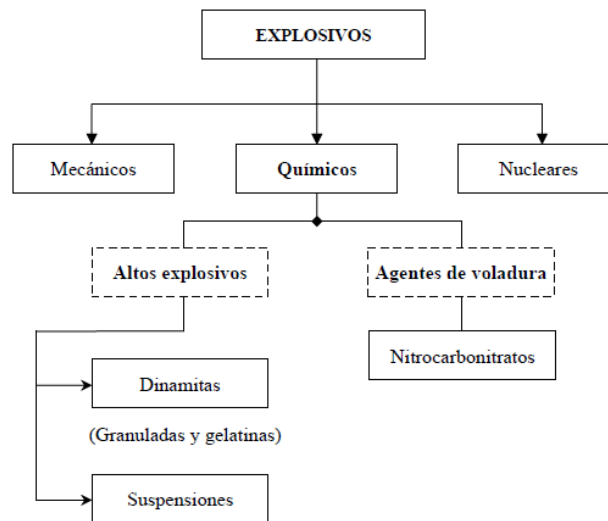


Figura 2. Clasificación de los explosivos

Fuente: Adaptado de EXSA S.A., 2009, p. 13.

a. Explosivos Mecánicos:

Los explosivos mecánicos son compuestos de materiales, como el dióxido de carbono líquido, aire comprimido, nitrato de sodio y cloruro de amoníaco, todos estos compuestos

son sometidos dentro de un cilindro, a una vaporización mediante el calentamiento, o por el proceso de compresión altas presiones, esta vaporización produce en escasos segundos presiones de diez mil a treinta mil Psi, dentro de los explosivos mecánicos podemos detallar al Ardox, Cardox, Hidrox estos Generalmente son usados en minas de carbón, o en industrias con ambientes peligrosos.

b. Explosivos Nucleares

Estos explosivos Generalmente son a base de plutonio, u otros materiales similares que tengan la característica de ser atómicamente activos. Al exceder el nivel crítico de su estado en equilibrio sufren una descompensación abismal ida por origen a un tipo de explosión la cual es muy destructiva, de acuerdo al ambiente en el que se aplica este tipo de explosivos.

c. Explosivos Químicos

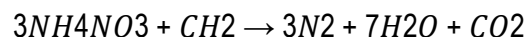
Son aquellas mezclas explosivas cuya liberación de energía va acompañada de una reacción química, se cumple la conservación de la materia y de la energía. Y son más utilizados en la industria minera y en obras civiles.

Según EXSA (2009), en minería solo se recurre a los explosivos químicos, estos son una mezcla entre elementos combustibles y oxidantes donde el oxígeno generalmente es el elemento oxidante; se divide en:

a. Altos explosivos: Explosivos con velocidad de reacción de 2500 a 7000 m/s, detonan por medio de un detonador (fulminante N°8); se divide en:

Dinamitas: Tienen como componente principal la nitroglicerina, la cual, al ser muy sensible al choque, la fricción o el calor se hace necesario mezclarla con elementos inertes para su manipulación; tienen densidades de hasta 1,6 gr/cm³.

ANFO: Explosivo elaborado a partir de combinar combustible derivado del petróleo y Nitrato de Amonio; siendo el contenido de combustible quien juega un papel importante sobre las diferentes propiedades del ANFO, la reacción de descomposición del sistema equilibrado en oxígeno resulta:



La mezcla estequiometría corresponde a 94% de Nitrato de Amonio y de 6% de combustible.

Hidrogeles: Son agentes explosivos constituidos por soluciones acuosas saturadas de Nitrato de Amonio, a menudo con otros oxidantes como el nitrato de sodio o calcio en

las que se encuentran dispersos los combustibles, se indican los principales tipos de explosivos acuosos obtenidos a partir del nitrato de amonio.

Emulsiones: Explosivo que mantiene las propiedades de los hidrogeles, pero a su vez mejora 2 características (potencia y resistencia al agua). Desde un punto de vista químico es un sistema bifásico en forma de una dispersión estable de un líquido inmiscible en otro.

ANFO pesado: Es una mezcla de emulsión base con ANFO; gracias a que el ANFO presenta en su estructura física unos huecos intersticiales, estos pueden ser ocupados por la emulsión que actúa como matriz. Las propiedades de este explosivo dependen de los porcentajes de la mezcla.

2.3.6.3 Propiedades de los explosivos

a.- Potencia Explosiva

Se define como potencia explosiva, a la capacidad que posee en quebrantar o proyectar la roca, esta es una energía en el proceso de la voladura, generalmente depende de la composición del explosivo, la potencia de esta onda puede ser controlada con técnicas de voladura, para su determinación de la potencia existen métodos que valoran dicha propiedad como son El péndulo balístico y la energía relativa referida a la unidad de peso y de volumen.

b. Poder Rompedor

El poder rompedor es una capacidad de poder romper la roca, y esto está enfocado en la onda de detonación más la presión de los gases que en cierto modo es una medida de la potencia que tenga un explosivo. El poder rompedor es un parámetro muy importante que se usa en explosivos que tengan aplicación no confinado o desacoplado, es decir donde no se pueda ejercer grandes presiones con los gases que componen dicho explosivo. (esta capacidad del poder rompedores importante encarga huecas).

c. Velocidad de Detonación

La velocidad de detonación está referida a la transformación del explosivo en gases las cuales son de Gran volumen a elevada temperatura y presión, esto es importante ya que Define a la velocidad de detonación con un parámetro con indicadores en metros por segundo, dicho parámetro de velocidad de detonación es importante ya que se utilizará

explosivos que detonen lentamente en rocas blandas, y para las rocas duras se utilizará explosivos de mayor velocidad de detonación, con ello se logrará obtener fragmentaciones adecuadas de acuerdo al proceso en el que se esté trabajando.

d. Densidad

En los explosivos industriales la densidad es una característica muy importante, ya que determina la concentración de la carga que se tendrá en un taladro determinado, generalmente esta densidad varía entre 0.8 y 1.5, en su aplicación podemos ver que los explosivos de menor densidad son aplicados en voladuras de recorte, la densidad también es influyente cuando se tenga taladros sometidos a filtraciones de agua en su interior.

e. Resistencia al Agua

Esta característica es importante, ya que el explosivo es resistente al contacto con el agua, y mantiene algunas propiedades inalterables durante el período de tiempo en el que esté sometido al agua, algunos explosivos resistentes al agua son las dinamitas gelatinosas, los hidrogeles y las emulsiones

f. Sensibilidad

Se define como sensibilidad al mayor o menor grado de energía de iniciación. La sensibilidad es importante ya que produce la iniciación que es la parte inicial la detonación de un explosivo. La sensibilidad Generalmente está influenciada a determinados factores de seguridad en su manipulación es decir depende Generalmente de la fabricación transporte y utilización. Cuando hablamos de sensibilidad, nos al detonador, a la onda explosiva al choque y el rozamiento.

g. Diámetro Crítico

El diámetro de cilindro crítico, es el diámetro que está por debajo del cual una onda de detonación no se proyecta, y por consecuente hace que la velocidad sea muy baja a la nominal. Es decir, la transformación del explosivo en gran volumen de gases a una temperatura y presión elevada tiene una velocidad muy baja.

h. Transmisión o simpatía

Transmisión de la onda de detonación en la columna de carga, una buena simpatía asegura la explosión total de la columna de carga.

i. Volumen normal de gases

Cantidad de gases en conjunto generados por la detonación de 1 kg de explosivo a 0 °C y 1 atm, de presión expresado en l/kg, indica aproximadamente la “cantidad de energía disponible” para el trabajo a efectuar y generalmente varía entre 600 y 1000 l/kg.

j. Presión de taladro

Fuerza de empuje que ejercen los gases sobre las paredes del taladro se expresa en kg/cm², en kilo bar (kbar) o en mega pascal (MPa).

k. Categoría de humos

Factor de seguridad que califica su toxicidad (todos los explosivos generan gases de CO y no en diferentes proporciones).

2.3.6.4 Criterios de selección del explosivo.

La elección adecuada del tipo de explosivo es importante para el diseño de voladura y por consiguiente del producto final a obtener. Los criterios más utilizados para una buena elección del explosivo son: características geomecánicas del macizo rocoso, volumen de roca a volar, presencia de agua en los taladros, condiciones de seguridad, atmósferas explosivas y problemas de suministro, precio del explosivo, indica (Proaño Cadena, 2010)

2.3.7 Propiedades de la roca

2.3.7.1 Propiedades físicas

- ✓ **Dureza:** Indica aproximadamente la dificultad de perforarla.
- ✓ **Tenacidad:** Indica aproximadamente entre la dificultad de romperse bajo el efecto de fuerza de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de friable (fácil), intermedia a tenaz (difícil).
- ✓ **Densidad:** Indica aproximadamente entre la dificultad para volarla y varía entre 1.0 a 4.5 g/cm³ en promedio, rocas densas requieren también explosivos rápidos para romperse, se calcula de acuerdo a:

$$\text{Densidad} = \text{Peso/Volumen g/cm}^3$$

- ✓ **Textura:** Forma de amarre de los cristales o granos y sus grados de concentración o cohesión, también relacionada con su facilidad de rotura.
- ✓ **Porosidad:** Proporción de poros u oquedades y su capacidad de captar agua.
- ✓ **Variabilidad:** Las rocas no son homogéneas en su composición y textura, tiene un alto índice de anisotropía o heterogeneidad.

- ✓ **Grado de alteración:** Deterioro producido por efecto del intemperismo y aguas freáticas, además de fenómenos geológicos que las modifican o transforman.

2.3.7.2 Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas:

- ✓ **Frecuencia sísmica:** Velocidad con la que estas ondas atraviesan las rocas.
- ✓ **Resistencia mecánica:** Resistencia a las fuerzas de compresión y tensión.
- ✓ **Fricción interna:** Habilidad de las superficies internas para deslizarse bajo esfuerzos (rocas estratificadas)
- ✓ **Módulo de Young:** Resistencia elástica a la deformación.
- ✓ **Ratio de Poisson:** Radio de concentración transversal o extensión longitudinal de material bajo tensión.
- ✓ **Impedancia:** Relación de la velocidad sísmica y densidad de la roca versus la velocidad de detonación y la densidad del explosivo.
- ✓

2.2.7.3 condiciones geológicas

- ✓ **Estructura:** Es la forma de presentación de las rocas y está en relación con su origen y formación (macizo, estratos, etc.).
- ✓ **Grado de fisuramiento:** Indica la intensidad y amplitud del fracturamiento natural de las rocas. Son importantes la orientación (rumbo y buzamiento) de los sistemas de fisuras y el espaciamiento entre ellos, así como la apertura y los tipos de relleno en las discontinuidades.
- ✓ **Presencia de agua:** Define incluso el tipo de explosivo a utilizar.

2.3.8 Tipo de arranques y cálculo de voladura.

Como plantea EXSA (2009), la profundidad del corte deberá ser igual a la estimada para el avance del disparo, cuando menos. La ubicación influye en la facilidad de proyección del material roto, en el consumo de explosivo y el número de taladros necesarios para el disparo. Por lo general, si se localiza cerca de uno de los flancos (a) se requerirá menos taladros en el frontón; cerca al techo (b) proporciona buen desplazamiento y centrado de la pila de escombros, pero con mayor consumo de explosivo; al piso (c) es conveniente solo cuando el material puede caer fácilmente por desplome. En general, la mejor ubicación es al centro de la sección ligeramente por debajo del punto medio (d)



Figura 3. Ubicación del arranque
Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001



Figura 4. Ubicación del arranque
Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001

Las voladuras en túneles y galerías son mucho más complejas que las voladuras en banco, debido como ya se ha indicado, a que la única superficie libre es el frente de excavación. Los consumos específicos libre es el frente de excavación. Por otro lado, las dimensiones de las piedras en el arranque son pequeñas, por lo que los explosivos deben ser lo suficientemente insensibles para evitar transmisión de la detonación lo suficientemente elevad, superior a los 3.000 m/s, para evitar el efecto canal en los explosivos encartuchados dentro de barrenos de mayor diámetro. Este fenómeno consiste en que los gases de explosión y la pared del barreno, comprimido a los cartuchos por delante del frente de la onda de choque, destruya así los puntos calientes o aumentando excesivamente la densidad del explosivo.

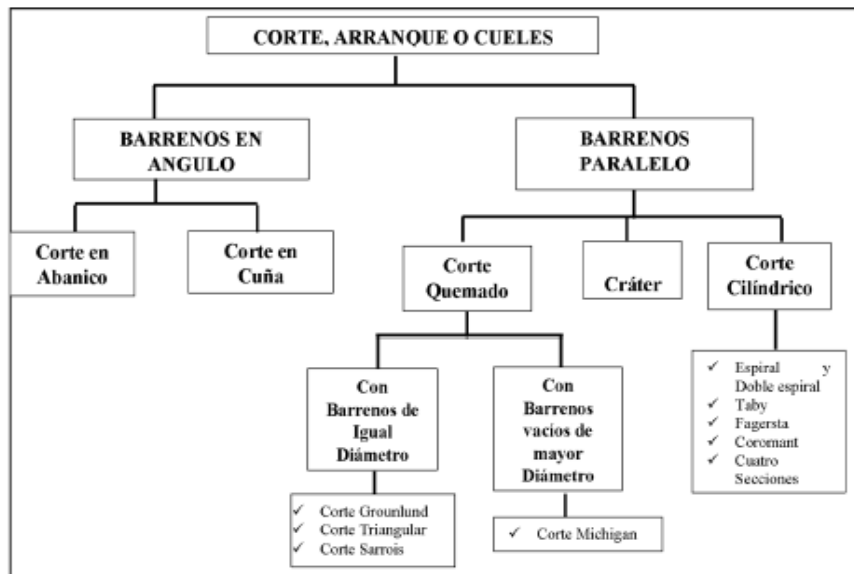


Figura 5. Clasificación de corte, arranque y cuele
Fuente: Manual de P&V López Jimeno

2.3.8.1 Arranques de taladros paralelos.

En el diseño de una malla de perforación de una labor subterránea el cuele o arranque forma la abertura de una cavidad inicial, que está destinada a ser la segunda cara libre para la salida de los demás taladros destrozando la roca en dirección hacia dicha cavidad, la ubicación de esta primera abertura influye en la proyección del material roto, en el consumo de explosivos y el número de taladros necesarios para el disparo. Menciona (EXSA S.A., 2009)

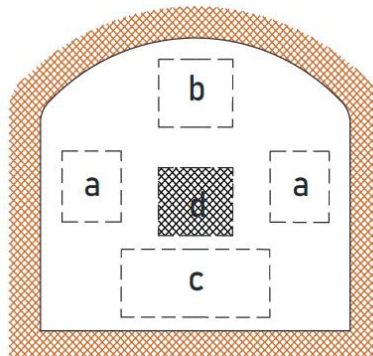


Figura 6. Ubicación del arranque

a. Cortes en diagonal

Consiste de taladros perforados en forma angular con respecto al frente de la excavación, este tipo de corte permite que la roca se rompa y se despegue en forma de descostres sucesivos hasta el fondo del disparo,

Estos cortes se clasifican en 3 grupos:

- ✓ **Corte en cuña de ejecución vertical**, corte en cuña de ejecución horizontal y corte piramidal; en todos los casos los taladros son convergentes hacia un eje o hacia un punto al fondo de la labor a perforar, ver Figura 7 y Figura 8.

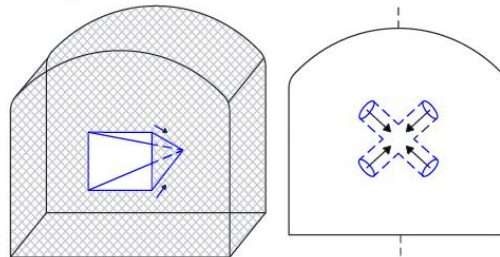


Figura 7. Corte en Pirámide

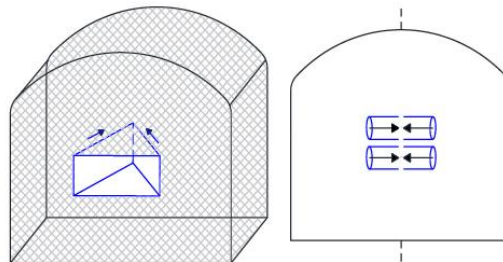


Figura 8. Corte en cuña o "V"

- ✓ **Corte en abanico**, en este caso los taladros son divergentes respecto al fondo de la galería, ver Figura 9.

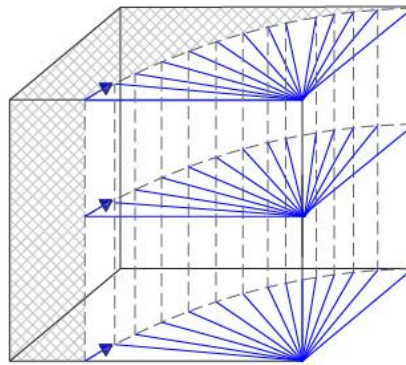


Figura 9. Corte en Abanico

- ✓ **Cortes combinados de cuña y abanico o paralelo y abanico.**

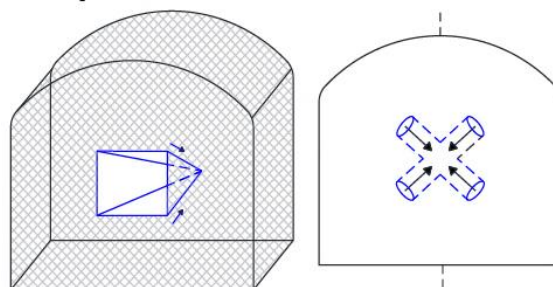


Figura 10. Corte en Pirámide

b. Cortes en paralelo:

Se efectúa con taladros paralelos entre sí; se clasifican en:

- ✓ **Corte quemado:** EXSA S.A (2009) describe que comprende a un grupo de taladros de igual diámetro perforados cercanamente entre sí con distintos trazos o figuras de distribución, algunos de los cuales no contienen carga explosiva de modo que sus espacios vacíos actúan como caras libres para la acción de los taladros con carga explosiva cuando detonan.

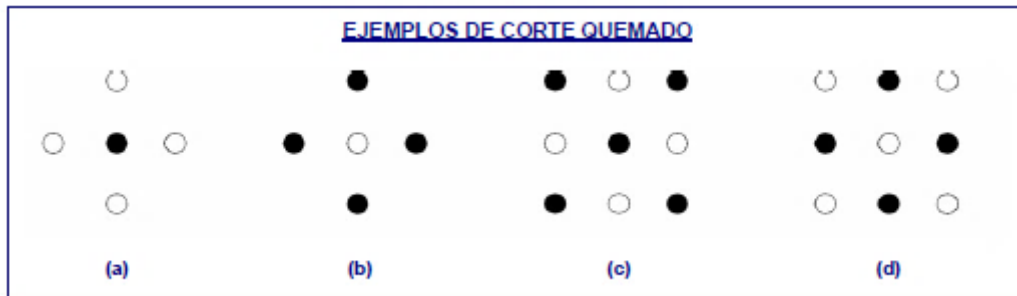


Figura 11. Corte quemado
Fuente: Exsa (2009)

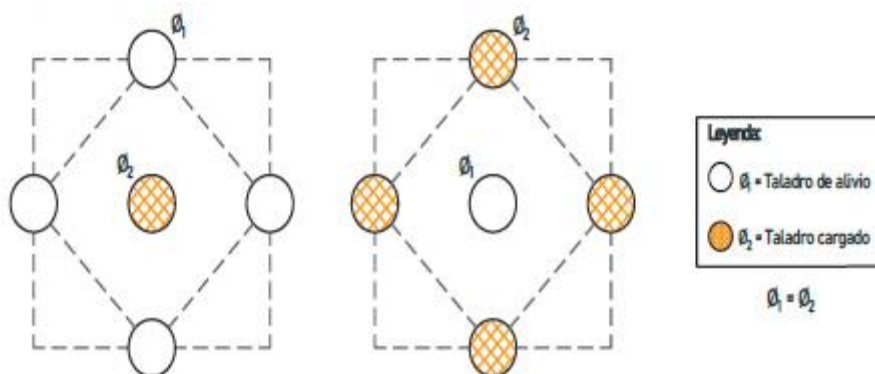


Figura 12. Corte quemado

- ✓ **Corte cilíndrico con taladros de alivio:** EXSA S.A (2009) Indica que este tipo de corte mantiene similares distribuciones que el corte quemado, pero con la diferencia que influye uno o más taladros centrales vacíos de mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica. Normalmente proporciona mayor avance que el corte quemado.

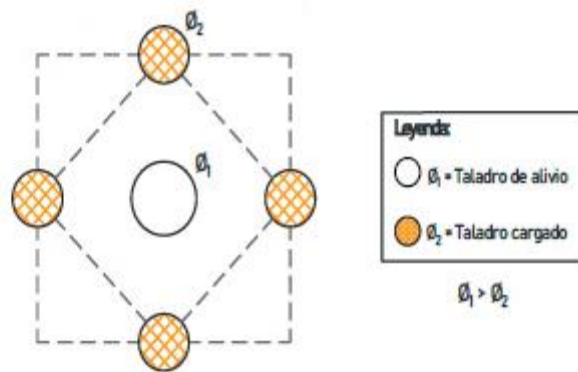


Figura 13. Corte cilíndrico con taladros de alivio

- ✓ **Corte escalonado por tajadas horizontales:** Con este corte se procura conseguir una tajada de geometría cuadrangular, su desarrollo comprende un avance escalonado o secuencial por tajadas horizontales o escalones, con taladros de longitudes crecientes intercalados, se disparan en 2 fases, ver Figura 13.

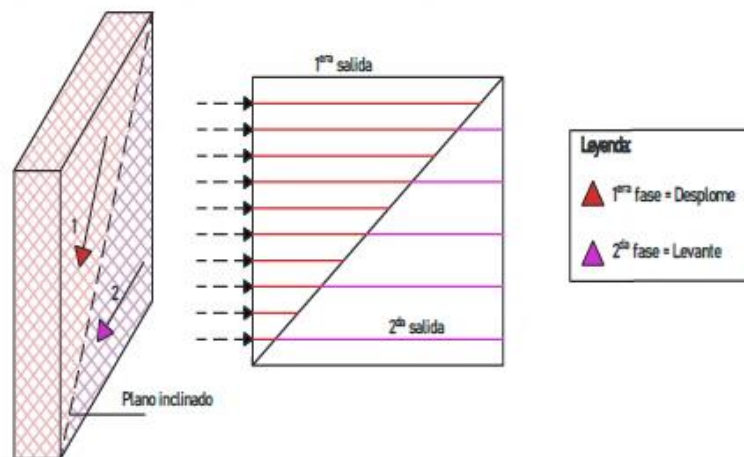


Figura 14. Corte escalonado

En los mencionados tipos de arranque es muy importante el burden o distancia entre el taladro grande vacío y el más próximo cargado, que se puede estimar con la siguiente relación: $B = 0,7 \times$ diámetro del taladro central (el burden no debe confundirse con la distancia entre centros de los mismos, normalmente utilizada).

Para burden mayor de $(2 \times \phi_e)$ el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos taladros. Incluso si el burden es inferior a (ϕ_e) , pero la concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca fragmentada y el fallo del arranque. Por eso, se recomienda que el burden se calculen sobre la base de que si la desviación del taladro es $(0.5\% - 1.0\%)$ entonces el burden será $(Be = 1.5 \times \phi_e)$, En cambio para desviaciones de Taladro mayor o igual a 1.0% el burden es $(Be = 1.7 \times \phi_e)$, ver la figura 14

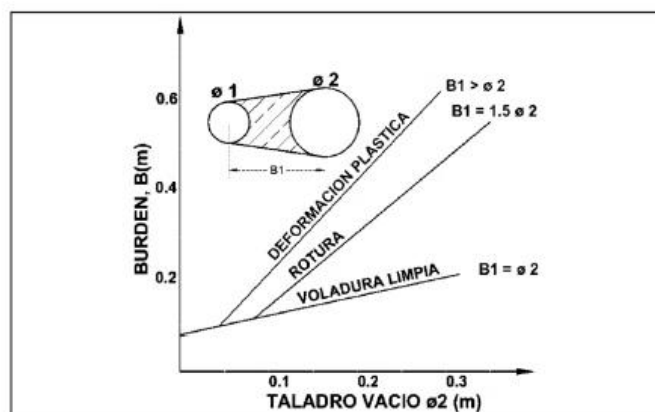


Figura 15. Distancia de Taladros cargados a los taladros vacíos
Fuente: Manual de P&V López Jimeno

En la Figura 14 se puede apreciar los resultados de las pruebas realizadas para distintas distancias de los taladros cargados hacia los taladros vacíos lo que nos facilita realizar nuestros cálculos de diseño teniendo en cuenta los resultados de estas pruebas realizadas con la finalidad de encontrar el burden adecuado y con un diámetro de taladro vacío indicado para la voladura en el arranque donde podemos describir que si el burden es igual al diámetro equivalente tendremos como resultado una voladura limpia o sin problemas.

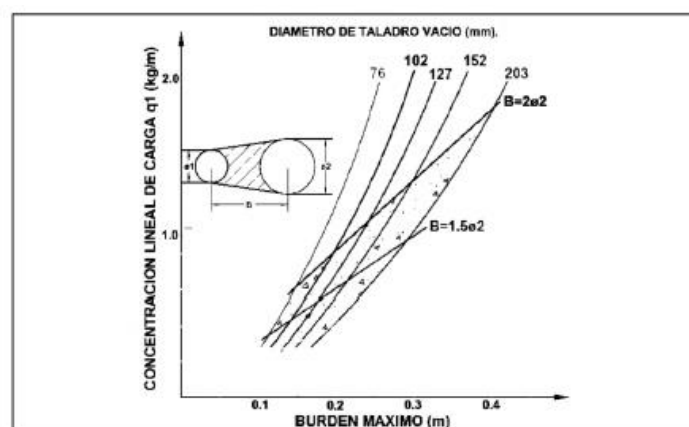


Figura 16. Concentración lineal de carga en función al burden máximo
Fuente: Larsson y Clark

2.3.9 Distribución y denominación de taladros

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica, con los del corte o arranque en el área central de la voladura, siendo su denominación como sigue:

a. Arranque o cueles

Son los taladros que se disparan primero, para formar la cavidad inicial. Por lo general se cargan de 1,3 a 1,5 veces más que el resto.

b. Ayudas

Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión del frente varía su número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contracueles), segunda y terceras ayudas (taladros de destrozo o franqueo). Salen en segundo término.

c. Cuadradores

Son los taladros laterales (hastiales) que forman los flancos del túnel.

d. Alzas o techos

Son los que forman el techo o bóveda del túnel. También se les denominan taladros de la corona. En voladura de recorte o *Smooth blasting* se disparan juntos alzas y cuadradores, en forma instantánea y al final de toda la ronda, denominándolos en general, “taladros periféricos”.

e. Arrastre o pisos

Son los que corresponden al piso del túnel o galería; se disparan al final de toda la ronda.

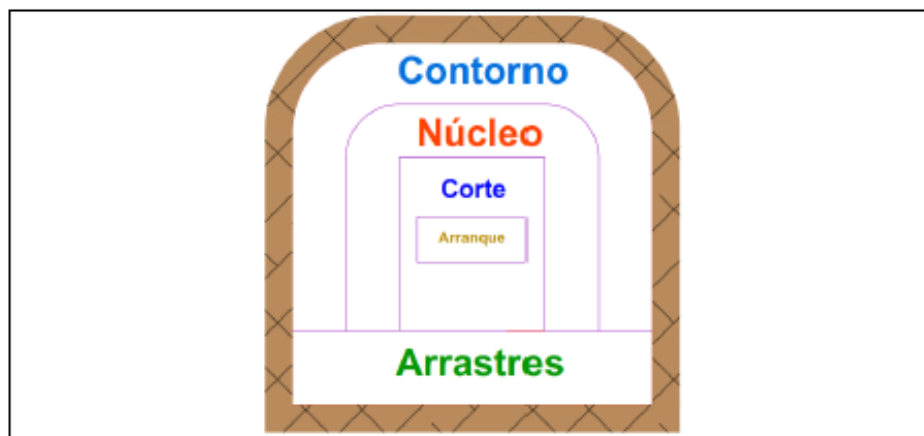


Figura 17. Zonas de voladura en un frente
Fuente: Manual de P&V López Jimeno

Mecanismo de fragmentación de la roca.

Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herbert, (2013) en la detonación de un explosivo podrían diferenciarse dos fases:

- **Una primera fase**, representada por la presencia de una onda de detonación de mayor o menor velocidad, característica representativa en gran medida del poder rompedor del explosivo.
- **Una segunda fase**, representada por la formación de un gran volumen de gases a elevada temperatura.

Cuando el explosivo se encuentra confinado dentro de un taladro y se detona, se genera una onda de detonación que se propaga a través de la roca circundante. En un punto próximo al taladro esa onda de detonación produce un efecto de compresión al llegar al mismo, pero al sobrepasarlo, ese esfuerzo se convierte en un esfuerzo de tracción. Esta primera onda de choque recorre la roca circundante a velocidades entre 3.000 y 5.000 m/s.

Proceso de fracturamiento.

La fragmentación de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo de interacción. Este mecanismo aún no está plenamente definido, existiendo varias teorías que tratan de explicarlo entre las que mencionamos a continuación:

- a. Teoría de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre).
- b. Teoría de expansión de los gases.
- c. Teoría de ruptura flexural (por expansión de gases).
- d. Teoría de torque (torsión) o de cizallamiento.
- e. Teoría de craterización.
- f. Teoría de energía de los frentes de onda de compresión y tensión.
- g. Teoría de liberación súbita de cargas.
- h. Teoría de nucleación de fracturas en fallas y discontinuidades.

Estas teorías se basan en criterios sobre distribución de energía, acción de fuerzas de compresión-tensión, reflexión de ondas de choque en la cara libre, efectos de corte y cizallamiento por movimiento torsional entre taladros, presión de gases súbitamente aplicados sobre la roca y liberación de cargas, ruptura de material rígido por flexión, integración o nucleación de micro fracturas en fisuras y fallas, colisión de fragmentos en el aire y otros, sustentados basándose en especulaciones, investigación en laboratorios especializados y campos de pruebas, modelos físicos y matemáticos, pruebas experimentales y de producción controladas por fotografía de alta velocidad y monitoreo sísmico, pruebas con cargas subacuáticas y otros.

Descripción del proceso.

Inmediatamente después de la detonación, el efecto de impacto de la onda de choque y de los gases en rápida expansión sobre la pared del taladro, se transfiere a la roca circundante, difundiéndose a través de ella en forma de ondas o fuerzas de compresión, provocándole solo deformación elástica, ya que las rocas son muy resistentes a la compresión. Al llegar estas ondas a la cara libre en el frente de voladura causan esfuerzos de tensión en la masa de roca, entre la cara libre y el taladro. Si la resistencia a tensión de la roca es excedida, esta se rompe en el área de la línea de menos resistencia (burden), en este caso las ondas reflejadas son ondas de tensión que retornan al punto de origen creando fisuras y grietas de tensión a partir de los puntos y planos de debilidad naturales existentes, agrietándola profundamente efecto de craquelación,

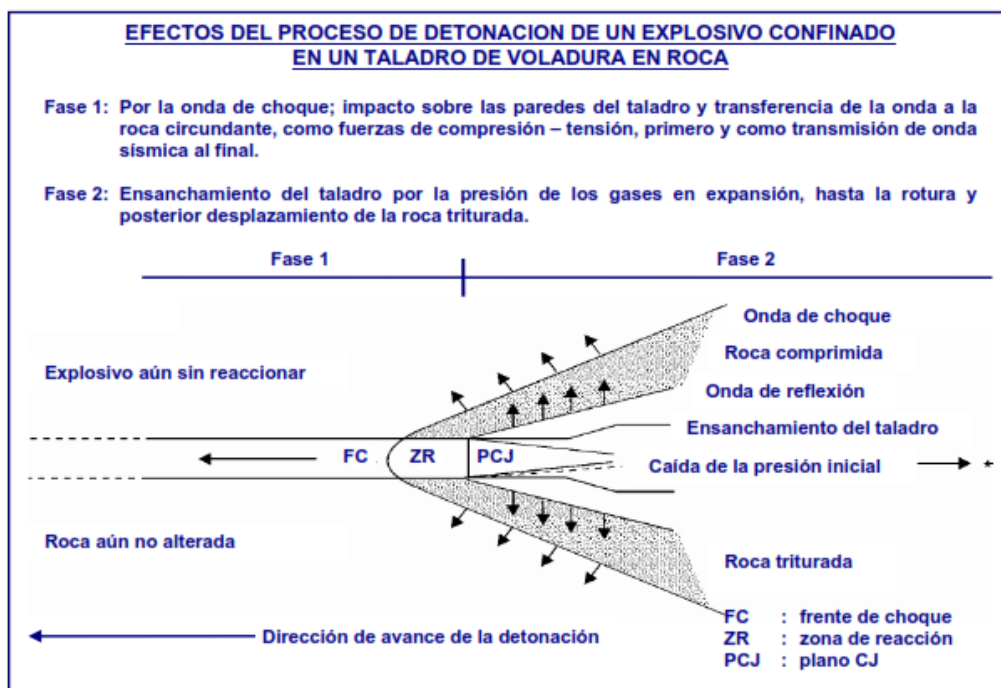


Figura 18. Efectos de proceso de detonación
Fuente: Manual práctico de voladura Exsa 2012

Casi simultáneamente, el volumen de gases liberados y en expansión penetra en las grietas iniciales ampliándolas por acción de cuña y creando otras nuevas, con lo que se produce la fragmentación efectiva de la roca.

Si la distancia entre el taladro y la cara libre está correctamente calculada la roca entre ambos puntos cederá, luego los gases remanentes desplazan rápidamente la masa del material triturado hacia adelante, hasta perder su fuerza por enfriamiento y por aumento de volumen de

la actividad formada en la roca, momento en que los fragmentos o detritos caen y se acumulan para formar la pila de escombros.

En esta etapa se produce fragmentación adicional por el impacto de los trozos de roca en el aire, la reacción del explosivo en el taladro es muy rápida y su trabajo efectivo se considera completado cuando el volumen de la masa se ha expandido a 10 veces el volumen original lo que requiere aproximadamente 5 a 10 milisegundos.

Normalmente el trabajo de fragmentación es más eficiente en las rocas compactas y homogéneas que en las naturalmente muy fisuradas, ya que en ellas los gases tenderán a escapar por las fisuradas disminuyendo su energía útil.

Teóricamente la detonación tiene un efecto de expansión esférica pero como normalmente los explosivos se cargan en taladros o huecos cilíndricos, la detonación tiene expansión cilíndrica, como consecuencia de la dilatación del taladro en un entorno rígido, se crea un proceso de fisuramiento radial, que da lugar a la formación de planos de rotura verticales concordantes con el eje del taladro.

2.3.9. Condiciones para la fragmentación del macizo rocoso

Confinamiento del explosivo en el taladro.

Para lograr el mejor acoplamiento con la pared interior que permita transferir la onda de choque a la roca. Explosivo suelto, presencia de vacíos o desacoplamiento disminuyen enormemente este efecto.

Cara libre.

Es indispensable para la formación y retorno de las ondas de tensión reflejadas que provocan la fragmentación. Si la cara libre es inadecuada la voladura será deficiente y si no hay cara libre las ondas de compresión viajarán libremente sin reflejarse, difundiéndose a la distancia solo como ondas sísmicas.

Distancia del taladro a la cara libre.

También denominada línea de menor resistencia o burden. Debe ser adecuada para cada diámetro de taladro. Si es muy larga la reflexión de ondas será mínima, e incluso nula y la fragmentación se limitará a la boca o collar del taladro como craterización.

Si estas condiciones son adecuadas, el empuje de los gases sobre la masa de la roca en trituración provocará además la formación de planos de rotura horizontales, a partir de la cara libre como resultado de los esfuerzos de tensión producidos cuando la roca llega a su límite de deformación elástica y a la deformación convexa de la cara libre, donde se forman

grietas de plegamiento, de las que nacen los planos de rotura horizontales mencionados. Este proceso se denomina rotura flexural. En el momento de la flexión de la cara libre se produce además cierta proporción de rotura por descoste.

El material triturado y proyectado se acumula formando la pila de escombros o detritus, que se extiende al pie de la nueva cara libre, en una distancia mayor que del burden original, denominada desplazamiento o spelling, debiéndose considerar que el volumen del material roto es mayor que el que termina in situ, lo que se denomina esponjamiento. Este aspecto es importante para calcular el volumen de roca a transportar con los equipos de acarreo y se estima basándose en el factor de esponjamiento de los diferentes tipos de rocas y a las dimensiones del corte efectuado con la voladura. (EXSA, 2009).

Si el cebo iniciador está ubicado al fondo del taladro como es usual, la expansión no será cilíndrica, sino que toma la forma de una gota, lo que complica la interpretación y el graficado del proceso. (EXSA, 2009)

Estos conceptos, de rotura de roca de roca se aplican a todo tipo de taladro en superficie y sub suelo. También debe tenerse en cuenta las condiciones geológicas circundantes para inferir los resultados. Así por ejemplo las diaclasas o fisuras de otro tipo que sean paralelas al eje del taladro afectarán a la formación de las fisuras radiales interceptándolas; por otro lado, las de tipo transversa permitirán la fuga de gases disminuyendo la energía e incluso afectando a otros taladros cercanos, ver Figura: 18

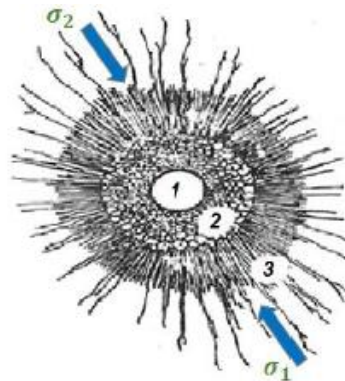


Figura 19. Área de influencia después de la detonación de un taladro
Fuente: E. Hoek/e.t. Brown

Donde:

Zona 1 : diámetro del taladro.

Zona 2 : zona pulverizada por el explosivo

Zona 3 : área de influencia del taladro después de la voladura.

En este caso la teoría calcula el espesor fracturado por el explosivo y que luego se encontrara el burden.

2.3.10 Errores comunes en la perforación

Para EXSA S.A. (2009), los errores más comunes presentados durante la perforación en labores subterráneas son:

a. Fallas de perforación en taladros de pequeño diámetro:

a.1. Taladro de alivio con diámetro pequeño

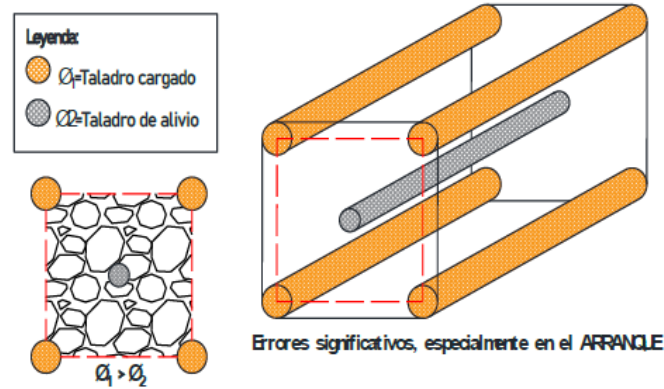


Figura 20. Taladro de alivio de menor diámetro.
Fuente: Lunarejo Garay, 2021

a.2. Desviaciones en el paralelismo

Es cuando en burden no se mantiene uniforme.

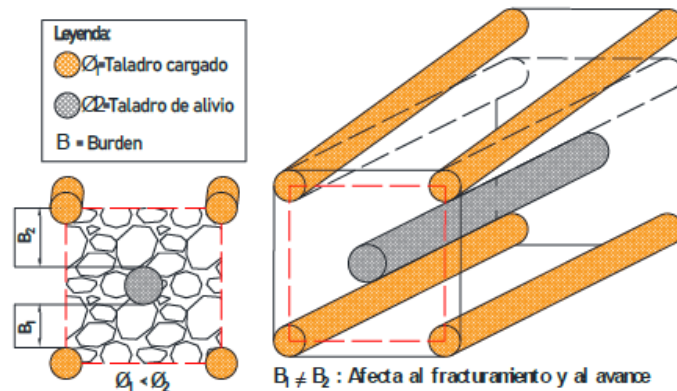


Figura 21. taladros desviados.
Fuente: Lunarejo Garay, 2021

a.3. Espaciamiento irregular entre los taladros

Propician una fragmentación gruesa.

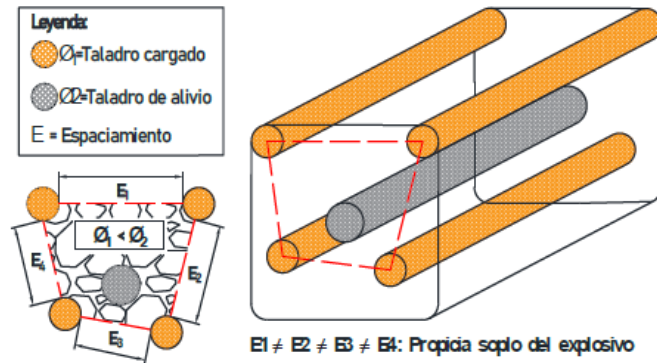


Figura 22. distancia irregular entre taladros
Fuente: Lunarejo Garay, 2021

a.4. Longitud irregular entre los taladros

Influye en el avance, especialmente si el taladro de alivio es muy corto.

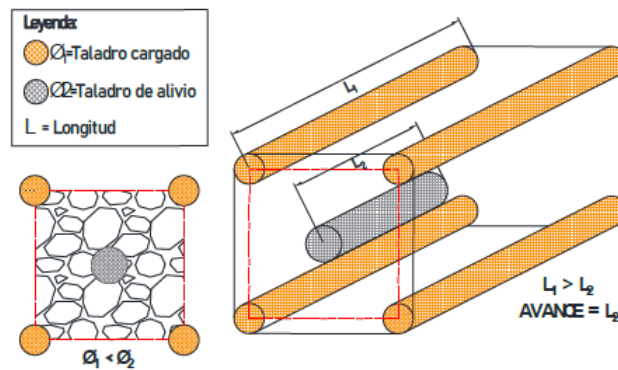


Figura 23. taladro de alivio de menor longitud
Fuente: Lunarejo Garay, 2021

a.5. Intersección de taladros

Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper.

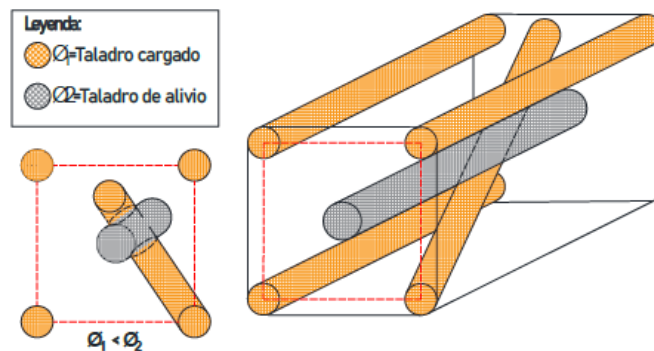


Figura 24. taladros intersectados
Fuente: Lunarejo Garay, 2021

a.6. Excesiva densidad de carga – Sobrecarga

Se genera por usar más taladros de lo necesario o por usar diámetros muy grandes, esta sobrecarga terminara golpeando a la roca circundante.

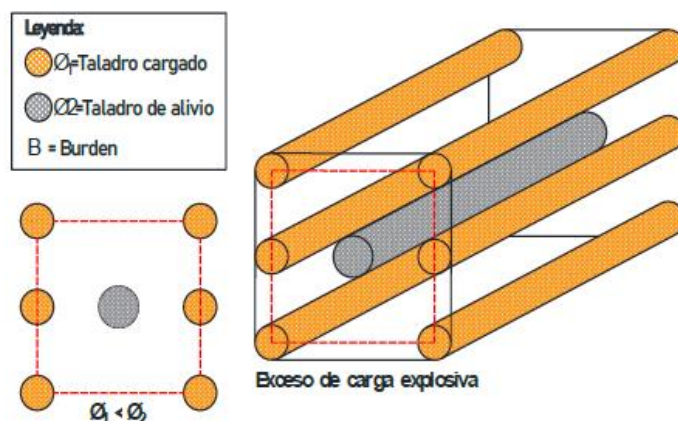


Figura 25. taladros con exceso de carga explosiva
 Fuente: Lunarejo Garay, 2021

Factores que intervienen en la voladura.

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no son controlables, como es la geología o las características de la roca, propiedades de los explosivos.

Selección de equipos de perforación

Existen diversos tipos y marcas de equipos de perforación para diferentes condiciones de trabajo, la selección está basada en criterios: Económicos, diseño mecánico, mantenimiento y servicio, capacidad operativa, adaptabilidad a otros equipos y condiciones del lugar (acceso, roca, topografía, fuentes de energía, etc.). (EXSA S.A., 2009)

Condiciones de perforación.

Para conseguir una voladura eficiente la perforación es tan importante como la selección del explosivo por lo que este trabajo debe efectuarse con buen criterio y cuidado. Lamentablemente la supervisión de la correcta operación de perforación aún no es adecuadamente realizada en muchas minas, lo que permite que ocurran deficiencias en la calidad del trabajo (taladros desviados, mal espaciado, longitud irregular, etc.) Que determinan pérdidas de eficiencia de la energía explosiva disponible.

Aquino Jáuregui, (2009) indica que, en la estabilidad los taladros deben mantenerse abiertos hasta el momento de su empleo. En terrenos sueltos tienden a desmoronarse por lo que puede ser necesario revestirlo interiormente con tubos especiales para, poderlos cargar, también se puede aplicar técnicas de revestimiento mediante arcillas especiales como la bentonita.

2.4 DEFINICIONES TEORICOS

Avance por disparo

El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios "X" pueden llegar al 95% de la profundidad de los taladros "L".

Alzas o techos

Son los taladros que forman el techo o bóveda del tunel, también se le denomina taladros de corona

Arrastre o pisos

Son los taladros que corresponden al piso del frente, por lo general se dispara al final de toda la tanda

Arranque

Son los taladros del centro que se disparan primero para formar la cavidad inicial en el frente, por lo general se cargan 1.3 a 1.5 veces más que el resto de los taladros

Ayudas de arranque

Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman la salida hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión del frente varía su número y distribución, comprendiendo a las primeras contra ayudas, segunda y tercera ayudas ó sea ensancha el vacío creado por los taladros de arranque.

Burden

Es la distancia que hay entre un taladro a la cara libre más cercana.

Cara libre

Es la superficie de la roca que está en contacto con el medio ambiente y dirección en la cual se desplaza la roca fragmentada en la voladura.

Cuadradores

Son los taladros laterales (hastiales) que forman los flancos del túnel.

Discontinuidad

Plano de separación en el macizo rocoso.

Distancia entre taladros.

Se determina como consecuencia del número de taladros y del área del frente de voladura, normalmente varía de 15 a 30 cm entre los arranques, de 60 a 90 cm entre los de ayuda, y de 50 a 70 cm entre los cuadradores.

Como regla práctica se estima una distancia de 2 pies (60 cm) por cada pulgada del diámetro de la broca.

Los taladros de periferia (alzas y cuadradores) se deben perforar a uno 20-30 cm del límite de las paredes del túnel para facilitar la perforación y para evitar la sobre rotura. Normalmente se perforan ligeramente divergentes del eje del túnel para sus topes permitan mantener la misma amplitud de sección en la nueva cara libre a formar. (Camac Torres E. A., 2001

Emulnor

El emulnor es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura de la línea de fabricantes FAMESA.

Espaciamiento

Es la distancia que hay entre taladros de una misma fila.

Excavación

Es el espacio creado por la remoción de rocas.

Explosivo

Compuesto químico generador de la liberación repentina de altas presiones y temperaturas, con liberación de gases produciendo fragmentación en la roca por acción de las ondas tensivas y las ondas compresivas.

Factor de carga.

El factor de carga es la cantidad de explosivo en kilos por metro cubico de roca. Este factor es el indicador económico más importante cuando se habla de diseño de patrones de voladura. Suele utilizarse como indicador de eficiencia de voladuras.

Factor de potencia

Es la cantidad de explosivo utilizado en kilogramos por cada tonelada de roca fragmentada.).

Factor de esponjamiento

También llamado factor de hinchamiento, es el incremento de volumen que sufre un material rocoso al ser excavado.

Fragmentación

Es el proceso de ruptura de una masa de roca a través de planos de debilidad generados por la liberación de energía de una carga explosiva

Malla

La malla de perforación es la forma en la que se distribuye los taladros para realizar una voladura, considerando básicamente la relación del burden y espaciamiento y su directa vinculación con la profundidad del taladro

Perforación

Operación unitaria que tiene por objetivo alojar al explosivo.

Potencia

Es el ancho de una veta.

Taladro

Cavidad cilíndrica en la cual se deposita explosivo de acuerdo a un factor de carga.

Taladro de alivio

Son taladros no cargados, sirven de escudo a los taladros cargados.

Taladros cargados

Taladros que almacenan mezclas explosivas.

Voladura

Operación unitaria donde se libera gran cantidad de energía, tiene por objetivo fragmentar una roca con cierta granulometría.

Voladura controlada

Técnica de voladura usada para controlar la sobre excavación y producir un perímetro final competente, puede ser de pre – corte, recorte, perforación con taladros de alivio en el contorno de la sección, voladura amortiguada.

Vibraciones

Movimiento oscilante de un medio solido o líquido al paso de una onda de deformación.

CAPITULO III

OPTIMIZACION DE MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA MEDIANTE EL METODO DE ROGER HOLMBERG

3.1 Geología

3.1.1 Geología Regional

En el área de las operaciones mineras proyectadas y en el ámbito regional afloran rocas volcánicas, ígneas, sedimentarias y sedimentos inconsolidados constituyendo la masa montañosa, donde se alojan las estructuras mineralizadas auríferas de la región. El área del proyecto está emplazada en unidades lito estratigráficas cuyas secuencias vienen desde el Paleozoico Inferior Precámbrico hasta el Mesozoico Superior.

Las rocas más antiguas son del Precámbrico pertenecientes al complejo basal de la costa. Se presentan como techos colgantes del batolito costanero y está compuesta de granitos porfíricos que afloran en la quebrada principal que controla el valle seco donde se localiza el campamento minero se llama tinco y drena hacia el este entre los cerros fronton al norte y pan de azúcar al sur, donde existe la ocurrencia de esquistos micáceos de color amarillento, fuertemente alterados y disgregables, con textura granular direccional y abundante biotita.

Siguiendo la secuencia cronológica, se encuentra emplazada una gran franja de diorita del Jurásico Medio; rocas plutónicas que afloran en los cerros Tinco y Pan de Azúcar. Esta secuencia pertenece a una de las primeras intrusiones del Batolito de la Costa.



Figura 26. cerro pan de azúcar, vista hacia el Norte Valle de la quebrada Tinco.
Fuente: geología Tunkyro.

Tipo de depósito:

Pórfido Ultrabásico ferromagnético, con mineralización interna en vetillas tardimagmáticas y mesotermal externa, asociada también esta con skarns, diques, vetas y vetillas entrecruzadas.

Potencial de tamaño:

Sin conocer aún la ley promedio de cada uno de los componentes del Sistema Pórfido Mesotermal y Estructuras Proximales, se puede estimar de acuerdo a lo observado un tonelaje potencial superior a:

En el Pórfido Au (PGM, Cu) >100 000 000t @ 1g/t Au_Eq y en Sistema de Diques, Vetas y Vetillas > 10 000 000t @ 5g/t Au_Eq

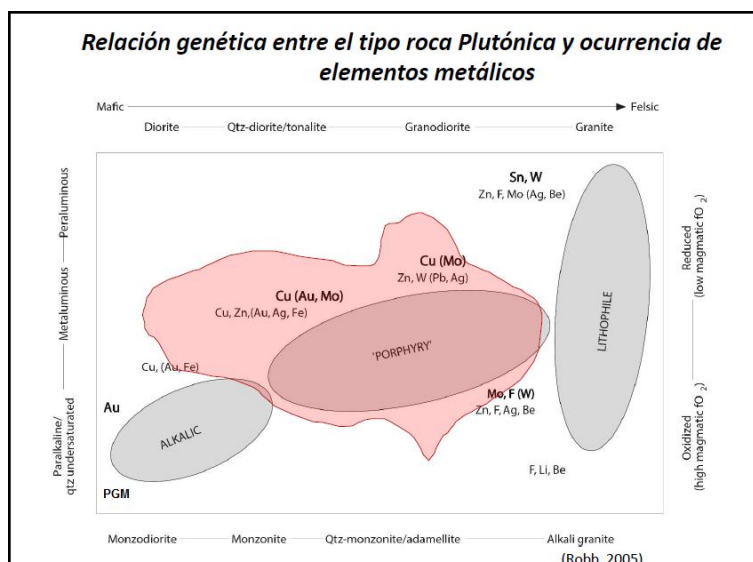


Figura 27. Relación genética entre tipo de roca y elementos metálicos.

Fuente: geología Tunkyro

La mineralización observada se emplaza exclusivamente en la Super Unidad Tiabaya parte del arco denominado Paltashaco-Incahuasi. Este arco se forma durante la inversión tectónica, el arco magmático migra ligeramente hacia el este. La composición de los magmas es subalcalina, la contaminación cortical empieza a incrementarse.

Los magmas se emplazan en forma de pequeños stocks de gabros, dioritas - monzodioritas (relacionados genéticamente a ocurrencias de Cu-Au) e intruyen a rocas ígneas formados en los arcos magmáticos anteriores como el Chocolate, lo que genera una superposición de los arcos.

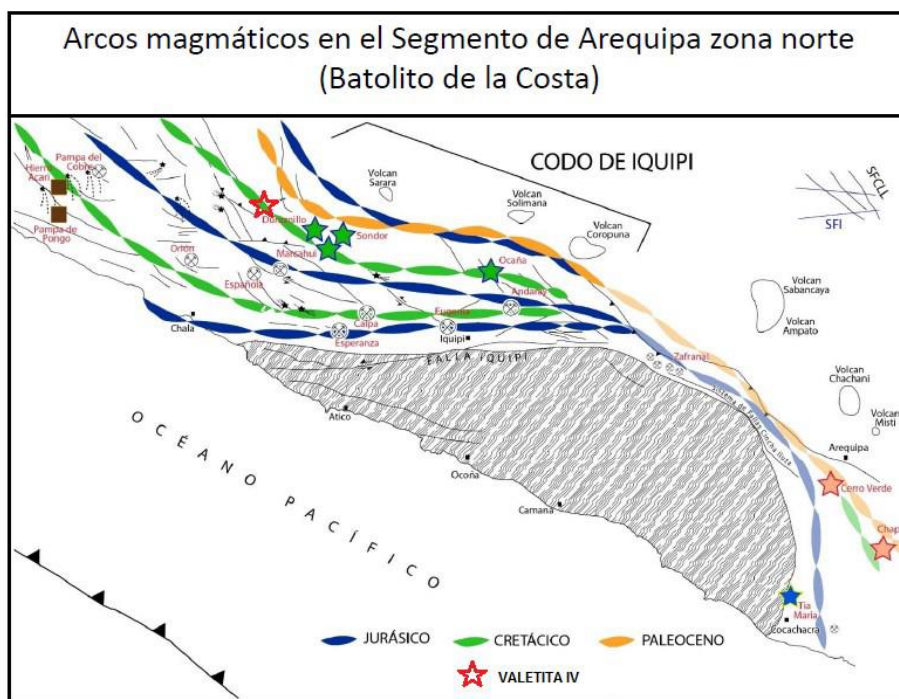


Figura 28. Arcos magmáticos
Fuente: geología Tunkyro

La Superunidad Tiabaya representa al arco Cretáceo del Batolito de la Costa, el cual está íntimamente relacionada con la ocurrencia de depósitos minerales de Au y Cu, corresponde a la secuencia final de intrusión del Batolito de la Costa y tiene la peculiaridad, en forma general, de haberse emplazado a lo largo de una faja central y longitudinal, repetida y alternante con el arco Jurásico.

La Superunidad Tiabaya está limitada en el Suroeste por la Superunidad Linga. Corresponde a la secuencia de mayor volumen encontrándose expuesta en toda el área de estudio.

Litológicamente se halla compuesta por series de diferenciación magmática de afinidad alcalina a calcoalcalina de origen profundo (mayor a 50km), producto de una cristalización fraccionada de máfico a félsico, gabro, diorita, tonalita, granodiorita y monzogranitos.

El Batolito se caracteriza por un grano fanerítico y textura granítica a hipidiomórfica, las series más diferenciadas presentan cuarzo intersticial.

En el cuadrángulo vecino de Acari a la Superunidad Tiabaya se le conoce como Tonalita Calapampa y Diorita Calapampa.

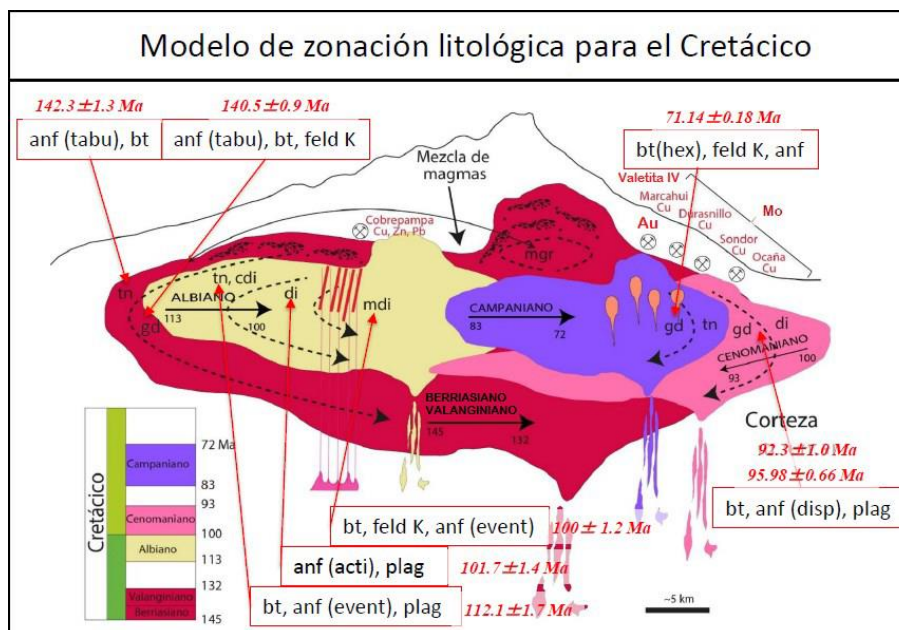


Figura 29. Modelo de zonificación

Fuente: geología Tunkyro.

La Superunidad Tiabaya representa la **diferenciación para el Campaniano** del arco Cretáceo del Batolito de la Costa, está genéticamente relacionada con depósitos minerales de Au

La Superunidad Tiabaya está relacionada también con la mineralización de oro y cobre en las minas de Cobre Pampa – Sondor - Yanaquihua.

Estas rocas registran una edad de 83 a 72 Ma es decir pertenecen a la edad Campaniana del periodo Cretácico Superior.

La Superunidad Tiabaya presenta 4 facies litológicas (Dioritas, Monzodioritas, Tonalitas-Granodioritas y Monzogranitos) cada una de estas con características propias.

Está compuesta por rocas de afinidad peralcalina a calcoalcalina, con rangos de 55 a 70 % de sílice, con contenido medio a alto de Fe total y se sitúan en un ambiente transicional de potásico a sódico.

Esta Superunidad presenta controles de mineralización muy marcados, donde para la precedente Superunidad Linga existe una relación genética para el cobre, para la Superunidad Tiabaya lo es para el oro.

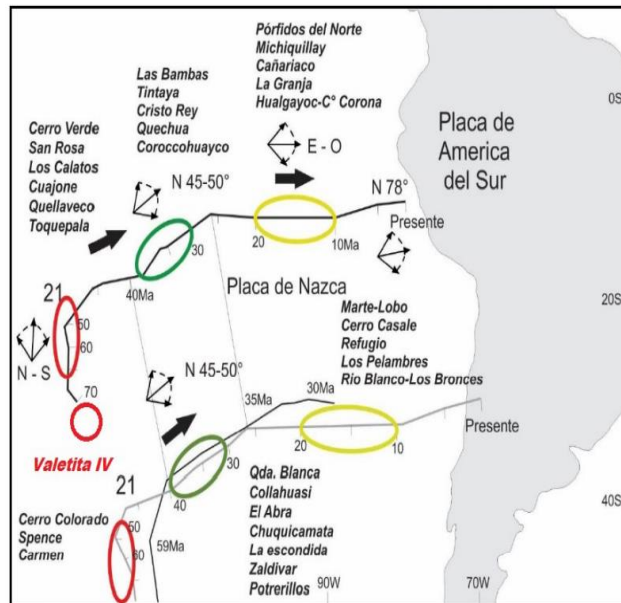


Figura 30. Carta muestra la variación de velocidad y ángulo del **vector de convergencia** de la subducción en la Costa Sur de Perú y Norte de Chile, un factor de mineralización mayor en los arcos magmáticos resultantes
Fuente: Geología Tunkyro

3.1.2 Geología Local

a. Intrusivos

La roca caja que más aflora en Valetita IV es una serie diferenciada plutónica, compuesta por monzonita, granodiorita, tonalita, de textura fanerítica y porfídica. Destacan en la composición modal fenocristales de plagioclasas, ortoclasas blancas y cuarzo

Los máficos bien cristalizados, presentan también serie de reacción discontinua desde piroxenos, anfíboles, biotita hasta muscovita. Pudiéndose observar además la serie ilmenita magnetita, con predominancia de la última, la cual puede alcanzar hasta 5% del volumen total de la roca.

b. Pórfido Tinco

Intruye en la Quebrada Tinco a esta serie plutónica diferenciada una serie ultramáfica compuesta de micro gabro y micro diorita, con predominancia de máficos sobre las plagioclasas.

La textura sub-volcánica hipabisal es porfídica, muestra una matriz de grano fino con presencia de fenocristales de feldespatos tardimagmáticos, la abundancia de magnetita y sulfuro, alcanzan un contenido mayor a 20% del volumen total de roca.

Alteración hidrotermal

Magmática: Albitización, Feldespatización, Biotitización.

Tardimagmática: Potásico Biotítica, Clorita, Epidota, Phengita, Magnetita, Sulfuro.

Hidrotermal: Argílica, Silicificación, Annkerita, Dolomita, Flogopita, Muscovita.

Supérgena: Jarosita, hematita, goethita.

En la alteración hidrotermal tardimagmática se ha podido reconocer recrecimiento de biotita secundaria sobre los máficos, reemplazamiento de biotita por clorita, flogopita, muscovita y sulfuros.

La serie magnetita-ilmenita se muestra en la matriz bien cristalizada y como agregados de relleno intersticial tardío, puede alcanzar hasta un 25% del volumen total de la roca

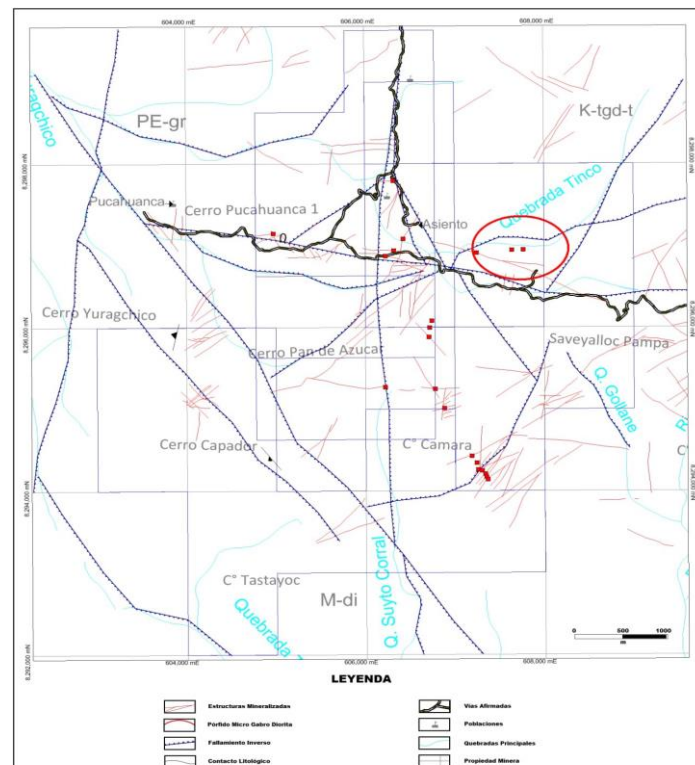


Figura 31. Mapa estructural preliminar distrital de Valetita IV, se muestran las principales estructuras mineralizadas, vetas, diques, aplitas y pórfido, sistema WGS84
Fuente: Geología Tunkyro

3.1.3 Geología Estructural

De acuerdo a los estudios de INGEMMET, las estructuras están relacionadas con los movimientos orogénicos del levantamiento de Los Andes o ciclo andino. Al producirse la subducción de la Placa Tectónica del Pacífico con la Placa Sudamericana se produce una serie de fallamientos regionales y fallas tensionales tanto en la zona de las intrusiones, área del proyecto, como en la zona de rocas sedimentarias emplazadas a partir de 10 km. al norte del proyecto.

En el estudio anterior, los autores han definido claramente 3 sistemas de fracturamiento donde se localizan a las vetas del proyecto, y se añaden otras estructuras determinadas en el presente estudio:

1. Dirección NW-SE (Vetas Julio y Liliana)
2. Dirección N-S (Vetas Qorihuayrachina, Ramal)
3. Dirección E-W (Veta California, Falla Tunkyro)

La principal es el laboreo minero mediante un inclinado sobre la veta Qorihuayrachina de unos 420 m. de profundidad.

Las vetillas más abundantes son las tipo C, están compuestas de suturas de Biotita Secundaria y reemplazamiento de Sulfuros, el halo está compuesto de Clorita Phengita y sulfuros diseminado.

También existen vetillas A de feldespatoideas, sericitizados, lo cual denota el carácter alcalino de la intrusión y el hidrotermalismo subsecuente.

Las fallas longitudinales N60-80W son favorables para albergar la mineralización mesothermal aurífera, tanto como las fallas transversales N10-30E, ambos fallamientos tienden por deformación compresiva posterior Andina; a buzcar pronunciadamente hacia el Oeste.

Además, se ha reconocido otros sistemas de fallas, aptitas, vetas:

- El Primero de rumbo ENE desde el Cerro Capador - Cerro Pan de Azúcar - Pórfido.
- El Segundo al sureste un sistema de fallas, aptitas, vetas de rumbo NE que se hospeda desde el Cerro Tastayoc – Cerro Cámara hasta Savellayoc Pampa.

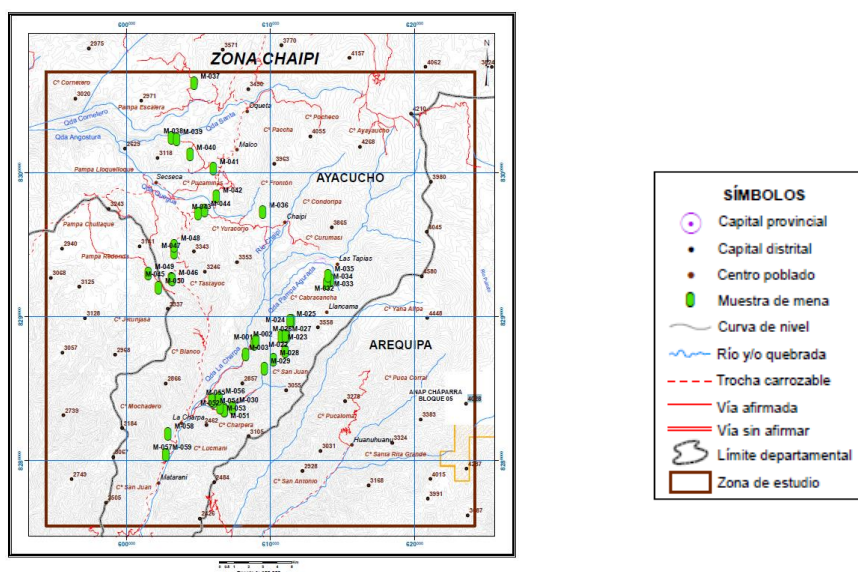


Figura 32. Zonificación de Zona Chaipi
FUENTE: INGEMMET

3.2 Comportamiento Litológico, Estructural y Mineralógico de la Veta Qori Wayrachina y Ramal Qori Wayrachina.

Litológicamente

La veta Qori Wayrachina está encajonado por granodiorita de grano medio con tramos de Tonalita, presentado alteraciones de clorita, epidota y silisificación incipiente en el contacto veta roca caja, el RQD promedio en los 3 niveles es de 79% siendo una roca buena, mientras en el ramal la roca encajonante es la diorita en los 3 niveles de la mina presentando un RQD promedio de 67% siendo una roca regular.

Estructuralmente

La mineralización está entrampado dentro de 2 controles estructurales inversas importantes que delimitan la mineralización de la veta Qori Wayrachina que son la falla Tunkyro y la veta California que posiblemente esté actuando con una trampa estructural. También se tiene la presencia de diques aplíticos que estrangulan la mineralización. el comportamiento de vetas son de tipo rosario que tienen estrangulamiento hasta 40m tanto en horizontal como vertical.

Mineralógicamente

La veta Qori Wayrachina está compuesta de Qz blanco, Cuarzo gris con diseminación de pirita fina (color verde oscuro) y gruesa (color amarillo), Galena argentífera, Trazas de calcopirita. Dicha veta se caracteriza por tener un buzamiento manteado **41 °SW**, en lo que respecta a las leyes la parte **Norte** de la veta Qori Wayrachina es **Au >Ag** y la parte **Sur** **Ag>Au** cuya ley promedio es de $Au=3.5gr/Tn$ $Ag=0.9Onz/Tn$, Así mismo el Plunge de mineralización es de **60°SW**, en toda la galería explorada se tiene 3 clavos mineralizados paralelos al plunge, el mejor clavo reconocido en la veta Qori Wayrachina es el tajo 6519 de 40m, tajo 7200 de 30m y tajo 6428 de 15m, dichos clavos están ubicados paralelos al plunge.

La veta Ramal Qori Wayrachina tiene un cuarzo gris con diseminación de Pirita Fina, dicha veta se caracteriza por tener un Bz mas parado que la veta principal (**51°SW**), veta más angosta, y mejor concentración de **Ag>Au**, el plunge de mineral es de (**50°SW**), se tiene identificado 80 metros de clavo mineralizado.

3.3 Sistemas de clasificación de macizo rocoso

Los estudios geomecánicos realizados en el macizo rocoso en las labores de desarrollo en la U.E Valetira IV de la veta Qorihuayrachina se describen a continuación:

Para el presente trabajo se toma como muestra el proceso de perforación y voladura en

roca tipo III (regular), siendo este el primer proceso en dicho ciclo en la mina Valetita, que a su vez será ejecutado por la Empresa MINCONSIN S.A.C

Describiremos la forma de cómo hemos recolectado los datos durante el proyecto de las pruebas realizadas para identificar el tipo de roca, y los parámetros para el marcado de malla de perforación y el uso de los diferentes tipos de explosivo. Las pruebas aplicaremos en una labor de avance, y tomaremos los datos de la GL 7160, como ejemplo del mapeo geomecánico in situ para encontrar el RQD y valoración RMR, consecuentemente se harán los demás cálculos para determinar el burden y espaciamiento y diseñar el tipo de malla de perforación.

3.4 Caracterización

La zonificación geomecánica fue ejecutada mediante dos metodologías; el RMR (Rock Mass Rating) y el GSI (Geological Strenght Index).

3.4.1 Calculo de RMR de Bieniawski (1989)

Realizada mediante la atribución de valores a los 5 parámetros que intervienen: resistencia a la compresión, RQD, espaciamiento de las discontinuidades, condiciones físicas y geométricas de las discontinuidades (abertura, continuidad, rugosidad, estado de paredes y relleno), también la presencia de agua; se hace las valoraciones correspondientes tomadas en campo para así finalmente determinar la clasificación del macizo rocoso.

3.4.2 El Índice de resistencia geológica GSI de Hoek y Marinos (2000)

En el criterio original se consideran 6 categorías de masas rocosas, pero para la presente investigación se han considerado 5 categorías, para compatibilizar este criterio con el criterio RMR y las guías de clasificación antes presentadas. El Índice de Resistencia Geológica GSI considera dos parámetros: y la condición de la estructura de la masa rocosa la condición superficial de la misma.

Cabe señalar que entre los diferentes criterios de clasificación geo mecánica existen relaciones matemáticas para su correlación.

Por ejemplo, el RMR de Bieniawski (1989) está correlacionado al Q (índice de calidad de la masa rocosa) de Barton (1974), por la expresión

$$\text{RMR} = 9 \ln Q + 44.$$

Por otro lado, el RMR de Bieniawski (1989) está correlacionado al GSI de Hoek y Marinos (2000), por la expresión

$$\text{GSI} = \text{RMR} - 5.$$

para el caso $\text{RMR} > 23$ y considerando condiciones secas.

3.4.3 Índice de la Calidad de la roca – RQD

Para determinar el RQD (Rock Quality Designation) en el campo y/o zona de estudio de una operación minera, existen hoy en día procedimientos de cálculo.

Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro cúbico, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural (Detail line) en el área y/o zona predeterminada de la operación minera.

Fórmula matemática:

$$\text{RQD} = 115 - 3.3 (\text{Jv})$$

Siendo:

Jv = Número de fisuras por metro cúbico.

3.6 Método Postulado por Roger Holmberg

Diseño de malla y Cálculo de Voladura en Galerías

(Holmberg, R. 2001). Propone los principios físico-matemáticos de diseño de carga en frentes de voladura, principios que fueron aplicados principalmente en minas suecas habiéndose logrado los resultados tanto técnicos como económicos óptimos. Se plantean los principios basándose en el uso de taladros de alivio con diámetro mayor al de los de producción y el uso de explosivos de alta potencia.

Actualiza la metodología de las teorías suecas, de cálculo de perforación y voladura en galerías, esta metodología considera en facilitar los cálculos dividiendo el frente de operación en cinco secciones diferentes, por lo que estima la malla de perforación para cada una de las secciones del frente en su conjunto, el avance lineal por disparo está restringido por el diámetro de taladro de alivio y las desviaciones de los taladros, estipulándose alcanzar, un avance lineal por disparo de 95% de la longitud del taladro perforado, la metodología considera indispensablemente las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, propiedades físico química de las mezclas explosivas y dimensiones de los accesorios de perforación.

Para continuar con la construcción de galerías, se tiene que usar taladros de diámetros cada vez mayores y el uso de mezclas explosivas en mayor cantidad. Las observaciones y

cálculos efectuados solamente tienen sentido comprobando que la perforación de los taladros sea correcta en su distribución, longitud, diámetro, dirección, sean cargados con el explosivo necesario, de esta forma se asegura que en la detonación de cada taladro se cumpla con el avance planificado.

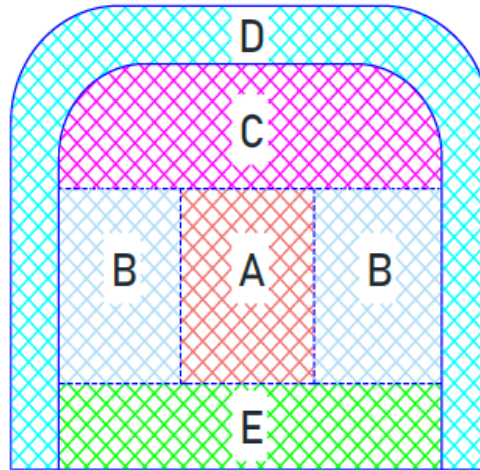


Figura 33. Partes del túnel y sus secciones establecidas por Roger Holmberg
Fuente: Manual de P & V-Lopez Jimeno

Dónde:

- A. : sección de corte (cut). ARRANQUE
- B. : sección de tajeo (stopping). AYUDA DE LOS HASTIALES
- C. : sección de alza (stopping). AYUDA DE LA CORONA
- D. : sección de contorno (contour). HASTIALES Y CORONA
- E. : sección de arrastre (lifters). ARRASTRE

Sistema de Avance

Para determinar el esquema de una sección, dentro de una labor minera es importante detallar que los factores influyentes son, el equipo de perforación que se utilizará, el tiempo disponible que se tenga para la ejecución de dicha labor, el tipo de roca sobre el cual se realizará las actividades de perforación y voladura, el sostenimiento que implica un proceso de seguridad tanto para el equipo y personal, así como para diversas funcionalidades que tenga la labor minera, es importante también tener en consideración el sistema de ventilación para los programas de avance dentro de una unidad minera.

En cálculo de la voladura, se contemplan el diseño del cuele o arranque, arrastre o zapateras, cuadradores o hastiales, alzas o techos. Como en este tipo de excavaciones no se encuentra con una salida para las voladuras, como en los bancos a cielo abierto, es necesario formar una salida por medio de un cuele o arranque constituido por barrenos

huecos, vacíos o de expansión, cuyo diseño podrá ser desde uno o más barrenos de diámetro variable.

En túneles y galerías el avance máximo es equivalente a la amplitud del túnel, por tanto, el avance deberá ser al menos igual a la profundidad de los taladros. La periferia en los túneles deberá ser igual a la proyectada; si resulta menor, requerirá ensanche adicional (desquinche). Por otro lado, si sobrepasa el límite especificado resultarán problemas de costo, y en ciertos casos problemas de estabilidad y gastos de sostenimiento tal como se muestra en la figura 2 (Exsa, 2006)



Figura 34. Sistema de avances en galerías
Fuente: Manual de P & V-Lopez Jimeno

Teoría de Roger Holmberg.

La distancia entre taladros centrales de alivio y los taladros de la primera sección no debería exceder de $1.7\phi_a$ para la obtención de una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre los taladros cargados y vacíos.

Donde: ϕ_a es diámetro del taladro de alivio.

En cálculo de la voladura, se contemplan el diseño del cuele o arranque, arrastre o zapateras, Cuadradores o hastiales, alzas o techos, como en este tipo de excavaciones no se encuentra con una salida para las voladuras, como en los bancos a cielo abierto, es necesario formar una salida por medio de un cuele o arranque constituido por barrenos huecos, vacíos o de expansión, cuyo diseño podrá ser desde uno o más barrenos de diámetro variable.

El diámetro del taladro vacío podrá ser igual o mayor a los taladros de carga dependiendo de varios factores. Siendo el equipo de perforación uno de estos factores, así como las características geológicas. Los taladros huecos, vacíos o de expansión son para que los taladros cargados rompan escalonadamente y formen una cara libre.

Para lograr esto, es necesario contar con bases teóricas, las cuales en su mayoría se han apoyado en los siguientes:

Para el diseño del arranque calculadas con las teorías suecas de Langefors y Kihlstrorn (1963). En las modificaciones de las teorías suecas por Holmberg (1986). Y en las actualizaciones de Oloffsso (1990).

La aplicación y las experiencias en voladura, nos permiten proponer los avances que se requieren para cumplir las metas de un determinado proyecto puesto que:

Se ha visto que los avances de cada voladura están directamente ligados en relación de los taladros huecos o de expansión con los diámetros de los taladros de carga. El anterior está ligado con el paralelismo de los taladros huecos y de carga durante su ejecución.

Cuando no se cumple con el paralelismo y la desviación de los taladros es mayor al 2 % será difícil tener un avance en la voladura del 95 % de eficiencia.

A continuación, daremos una interpretación del método de Holmberg para el diseño de voladura.

3.6.1 Cálculos para el diseño de perforación y voladura

Cálculo del área de la sección de la Galería (m²).

Para el diseño de perforación y voladura primeramente de debe definir la sección de la Galería, el área de la excavación estos datos son los primeros parámetros del diseño que nos servirá para los siguientes cálculos lo que se calculará con la siguiente ecuación:

$$S = \left(\frac{\pi \times r^2}{2} \right) + [r \times (A - 2r)] + [A \times (H - r)] \quad (1)$$

Donde:

S = Área de la sección.

A = Ancho.

H = Alto.

r = Radio del arco de la bóveda

π = Valor constante

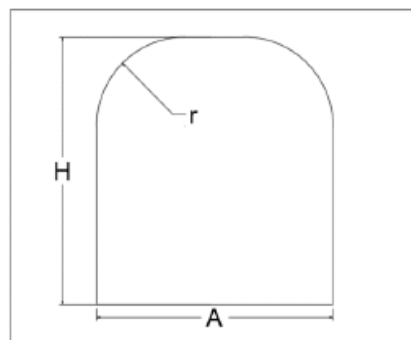


Figura 35. Cálculo del perímetro o circunferencia de la galería (m).
Fuente: Elaboración propia.

Cálculo del perímetro (m).

Se calcula el perímetro de la sección de excavación de una labor minera cuyo resultado es indispensable para los cálculos que continúan a este y se halla de acuerdo a la siguiente formula se está tomando en cuenta que la labor es del tipo bóveda.

$$P = (\pi \times r) + 2(H - r) + 2(A - r) \quad (2)$$

Donde:

P :Perímetro de la sección

A :Ancho de galería

H :Alto de galería

r :Radio del arco de la bóveda

π = Valor constante.

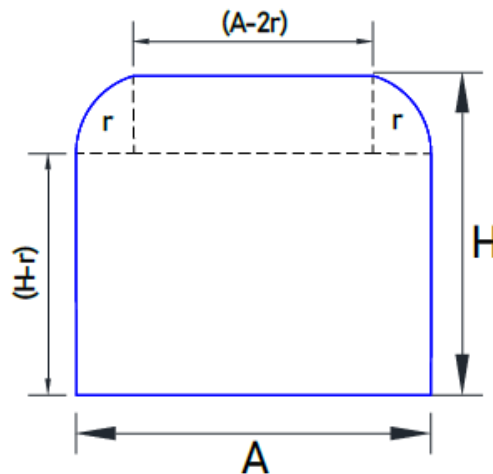


Figura 36. Perímetro de una labor tipo bóveda

Cálculo de número de taladros según la sección.

EXSA S.A. (2009), refiere que el número de taladros para una voladura subterránea depende del tipo de roca, del grado de confinamiento del frente, de la granulometría que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación, estos factores pueden ampliar o reducir la malla de perforación.

A. Avance por Disparo.

Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio (ϕ_2):

El avance de una labor está restringido por: El diámetro del taladro de alivio y la desviación de los taladros (Agreda, 1993)., por lo tanto, es aquel que se genera al fusionar todos los taladros de alivio y se considera como si fuera un solo taladro de alivio.

Diámetro equivalente: Es un taladro de alivio ($\emptyset 2$) que contiene el volumen de todos los taladros de alivio ($\emptyset 1$) y se considera como si fuera un solo taladro de alivio como en la ecuación:

$$\emptyset e = \emptyset a * \sqrt{N} \quad (5)$$

Donde:

$\emptyset e$ =Diámetro equivalente.

$\emptyset a$ =Diámetro de los taladros de alivio.

N =Número de los taladros de alivio.

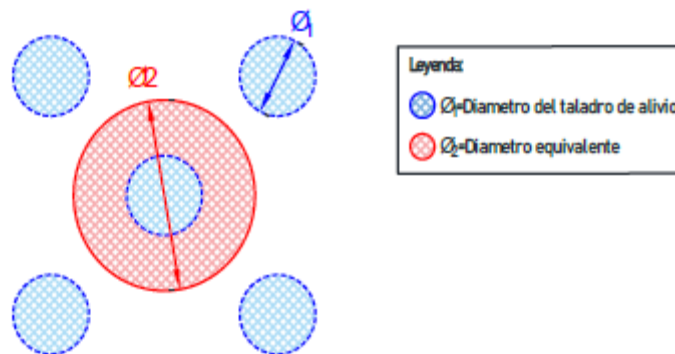


Figura 37. Diámetro equivalente

longitud. de taladro, según diámetro equivalente " $\emptyset 2$ ":

La ecuación se expresado de la siguiente manera:

$$L = 0.15 + 34.1 * (\emptyset_e) - 39.4 * (\emptyset_e)^2 \quad (6)$$

Donde:

L =Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente.

$\emptyset e$ =Diámetro equivalente.

longitud de avance requerido por disparo " L ":

Tras obtener la profundidad del taladro que se debe alcanzar en la perforación en función del diámetro equivalente, Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios " L " se espera obtener una eficiencia del 95% de la longitud de la barra de perforación.

$$L = 0.95 * HL \quad (7)$$

Donde:

L : Longitud de taladro requerido

HL : Longitud de barra efectiva

Error de perforación.

Se expresa en cambio de carga, distancia, fragmentación del material fracturado y progresión lineal de la voladura, y están directamente relacionados con la eficiencia de la voladura. Cuanto mayor sea el error o desviación del ejercicio, menor será la eficacia del disparo, expresado como:

$$\Psi = (\alpha * L) + e \quad (8)$$

Donde:

Ψ =Error de perforación.

L =Profundidad del taladro.

α =Desviación angular.

e =Error de emboquille o empate.

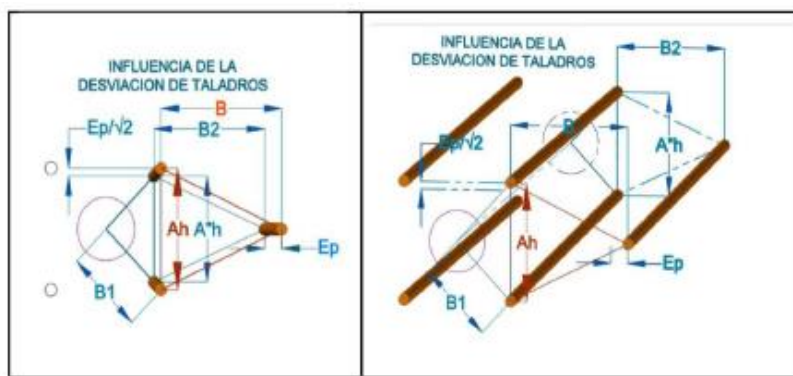


Figura 38. Influencia de la desviación en la perforación de taladros.

Fuente: Manual de P & V-López Jimeno.

B. Calculo de Arranque de cuatro secciones

Persson, Holmberg y Lee (1994) presentan el esquema general de un arranque de 4 secciones con taladros paralelos, como en la Figura.

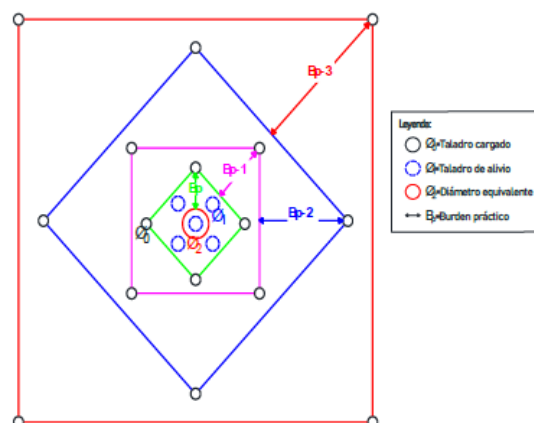


Figura 39. Arranque de cuatro secciones

Fuente: Holmberg (1994)

(Persson, Holmberg y Lee, 1994). define que una relación entre el diámetro equivalente ($\emptyset 2$) y los taladros cargados ($\emptyset 0$), siendo que entre ambos no exista una distancia mayor a $(1,7\emptyset 2)$ si se quiere obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca.

Para un burden mayor a $(2\emptyset 2)$ el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica entre los taladros; además si el burden es inferior a $(\emptyset 2)$ y la concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca fragmentada y póstumo fallo del cuele; por tal se recomienda calcular un burden con $(1,5 \emptyset 2)$; ver Figura. (Velarde, 2017)

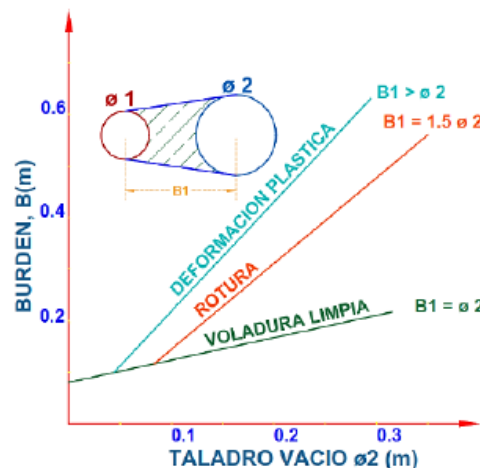


Figura 40. Distancia entre el diámetro equivalente y los taladros cargados
Fuente: Tomado de López, López, Pernia y Ortiz (2009).

se puede apreciar los resultados de las pruebas realizadas para distintas distancias de los taladros cargados hacia los taladros vacíos lo que nos facilita realizar nuestros cálculos de diseño

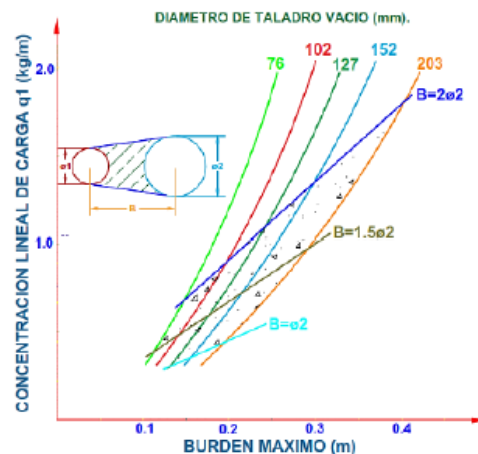


Figura 41. Concentración lineal de carga en función del burden máximo
Fuente: Tomado de López, López, Pernia y Ortiz (2009).

Si la desviación del taladro es $(0.5\% - 1.0\%)$ entonces el BURDEN será igual a $1.5 \times \emptyset$ Burden Máximo.

$$B1 = 1.5 \times \emptyset$$

$$\text{Burden Práctico. BP1} = (1.5 \times \emptyset - E_p)$$

En cambio, para desviaciones de Taladro mayor o igual a 1.0% el BURDEN es $1.7 \times \emptyset$.

Burden Máximo.

$$B1 = 1.7 \times \emptyset$$

$$\text{Burden Práctico. BP1} = (1.7 \times \emptyset - E_p)$$

Calculamos burden equivalente por principio de longitud de arco "Be":

La distancia medida entre el diámetro equivalente y el taladro cargado de eje a eje como se ve en la figura adjunta:

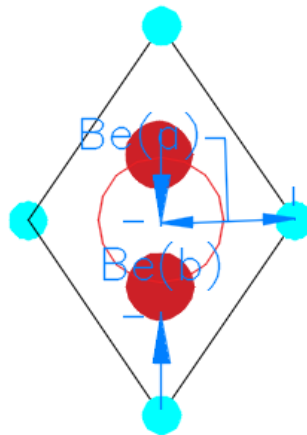


Figura 42. Burden máximo (equivalente en el arranque)

Fuente: Autor de tesis

se conoce como burden máximo; se calcula con el principio de la longitud de arco según la ecuación:

$$Be = \frac{\pi \times \emptyset^2}{2} \cong 1,5 \times \emptyset^2 \quad (9)$$

Donde:

Be = Burden equivalente.

π = Constante.

α = Desviación angular.

$\emptyset^2$ = Diámetro equivalente.

Calculo de Burden práctico (Bp)

Es reducción del burden equivalente debido a los errores de perforación "taladros desviados".

$$Bp = Be \text{ Máx} - \Psi \quad (10)$$

Donde:

Bp = Burden práctico.

Be Máx. = Burden equivalente máximo.

Ψ = Error de perforación.

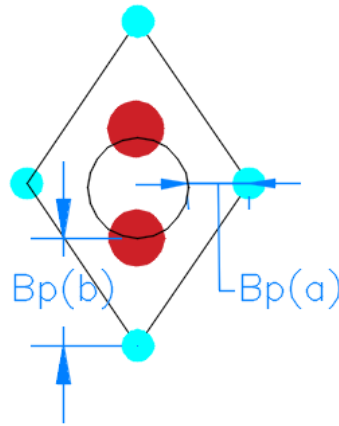


Figura: 43. Burden práctico en el arranque

Fuente: Autor de tesis

Por lo tanto, a cada burden equivalente como se muestra en la Figura 43 le corresponde un burden práctico de eje a eje; esta contempla como el arranque en una malla de perforación sufre cambios de burden en el “eje x” y en el “eje y” por errores en la perforación, estos errores pueden sumar o restar distancia al burden equivalente.

Entonces el burden práctico de eje a eje sería el mostrado en las siguientes ecuaciones:

$$\mathbf{Bp(a) = Be Máx - \Psi} \quad (11)$$

$$\mathbf{Bp(b) = Be Máx - \Psi} \quad (12)$$

Donde:

Bp(a) = Burden práctico en a.

Bp(b) = Burden práctico en b.

Calculo de Ancho de abertura (Ah)

Es la cavidad que se genera con la voladura de los taladros de arranque; esta queda vacía tras la detonación, se puede observar cual es la longitud de abertura que se generará con la voladura del arranque.

$$\mathbf{Ah(0) = \sqrt{(Xa)^2 + (Xb)^2}} \quad (13)$$

Donde:

Ah(0) :Ancho de abertura de los taladros de arranque

Xa :Longitud medido desde el eje del taladro de alivio

Xb :Longitud medido desde el eje del taladro de alivio

$$Xa = \frac{\phi 2}{2} + Bp(a) \quad (14)$$

Donde:

Xa :Longitud medido desde el centro del arranque

$\phi 2$:Diámetro equivalente

Bp (a):Burden práctico (a)

$$Xb = \frac{\phi 2}{2} + Bp(b) \quad (15)$$

Donde:

Xb :Longitud medido del centro del arranque

$\phi 2$:Diametro equivalente

Bp (b) :Burden práctico (b)

La longitud del “eje a” (Xa) y “eje b” (Xb) van desde el centro del diámetro equivalente hasta el centro del diámetro del taladro cargado, y nos permitirán determinar el ancho de abertura

Cálculo de consumo específico C.E. de explosivos, Ashby (1977)

Para López, López , Pernia, y Ortiz (2009): Ashby relaciona la frecuencia de las fracturas y la resistencia al cizallamiento con el consumo específico del explosivo. Ashby toma en cuenta a las discontinuidades estructurales en el sistema de voladuras según la ecuación;

$$C. E. = \frac{0,56 \times pr \times \tan\left(\frac{GSI+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-RQD}{3.3}}} \quad (16)$$

Donde:

C.E. = Consumo específico del explosivo.

pr = Densidad de la roca.

TAN = Función tangente.

GSI = Índice de resistencia geológica.

RQD = Índice de calidad de la roca.

Calculo de Constante de roca C corregida (Suecia)

Inicialmente Langefors (1978) propuso un factor para representar la influencia de la roca en la rotura; dicho factor fue calibrado en Suecia encontrándose una relación lineal con el consumo específico del explosivo, como muestra en la Ecuación:

$$C = (0,8784 \times C.E.) + 0,052 \quad (17)$$

Donde:

C = Constante de roca sueca.

C.E. = Consumo específico del explosivo.

Calculo de Factor de roca

Es una variable para predecir la fragmentación, inicialmente se calculaba con el índice de volatilidad de Lilly (1986). Con el paso del tiempo se encontró una relación polinómica de tercer grado con la constante de la roca (Marcañaupa, agosto 2011).

$$AF = 96,667(CE)^3 - 138,5(CE)^2 + 75,883(CE) - 4,41 \quad (18)$$

Donde:

AF = Factor de roca.

C.E. = Consumo específico del explosivo.

Cálculo de Índice de volatilidad de Lilly (1986)

Para, López, López, Pernia y Ortiz (2009): Lilly ha definido un índice de volabilidad a partir de la suma de 5 parámetros geomecánicos; de los cuales se puede determinar el consumo específico de los explosivos (ver Ecuación 20) y los factores de energía (ver Ecuación 21):

$$C.E. = 0,004 \times BI \quad (19)$$

$$F.E. = 0,015 \times BI \quad (20)$$

Donde:

C.E. = Consumo específico del explosivo.

F.E. = Factor de energía.

por lo tanto, el valor del índice de volabilidad a partir del consumo específico de los explosivos "C.E." será:

$$BI = \frac{C.E.}{0,004} \quad (21)$$

Donde:

BI = Índice de volabilidad.

C.E. :Consumo específico de explosivos

0.004 :Constante

Factor de energía (FE):

Este factor se puede estimar a partir del índice de volabilidad de Lilly; la cual expresada en función del consumo específico del explosivo "C.E." de la Ecuación 21, se obtiene la Ecuación 22 (energía requerida por unidad de peso en MegaJoules por tonelada "MJ/t"):

$$F.E. \left(\frac{MJ}{t} \right) = 0,12 \times C.E. \cdot 0,004 <> 30 \times C.E. \quad (22)$$

Cálculo de la densidad de carga en el arranque "qo":

La densidad de carga nos da la medida de llenado de un determinado taladro en su respectivo cuadrante. Se considera un llenado perfecto sin dejar espacio vacío en el taladro lo cual se define como una densidad de carga = 1.

$$q_0 = 55 * \phi_0 * \left[\frac{Be}{\phi_e} \right] 1.5 * \left[Be - \frac{\phi_e}{2} \right] * \left[\frac{C}{0.4} \right] * \left[\frac{1}{RWS \text{ ANFO}} \right] \quad (23)$$

Donde:

q0 = Densidad de carga inicial en el arranque.

Øe = Diámetro del taladro de producción.

Ø2 = Diámetro equivalente.

Be = Burden equivalente.

C = Constante de roca sueca.

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

Calculo de Longitud de taco:

Longitud del taladro que ocupa al material inerte para confinar a los explosivos, se determina con la ecuacion:

$$L_{taco} = 10 \times \phi_0 \quad (24)$$

Donde:

L_{taco} = Longitud ocupada por material inerte.

Ø0 = Diámetro del taladro de producción.

Cálculo de Longitud de carga en el arranque:

La longitud de carga nos indica que, de toda la longitud del taladro, L_c solamente estará cargado de explosivos esto considerando el factor de confinamiento del explosivo al taladro y se calcula con la siguiente ecuación:

$$L_{carga} = L - L_{taco} \quad (25)$$

Donde:

L : Longitud del taladro o profundidad del taladro

L_{Taco} : Longitud o espacio vacío donde se coloca taco o material inerte.

Cálculo de número de cartuchos/taladro en el arranque

El número de cartuchos por taladro que se empleará para el carguío de taladros en el arranque se considera también que tipo de explosivos y dependerá de la longitud de carga y del peso unitario del Explosivo. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos / taladro} = \frac{q_0 \times L_{carga}}{PU_{exp}} \quad (26)$$

Donde:

q_0 = Densidad de carga inicial en el arranque.

L_{Carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_{exp} = Peso del explosivo por unidad.

Cálculo de Masa explosiva por taladro en el arranque (Q_e)

Cantidad de explosivo en kilogramos usado por cada taladro en el arranque, se determina con la Ecuación:

$$Q_e = q_0 \times L_{carga} \quad (27)$$

Donde:

Q_e : Masa de explosivo utilizado/taladro

L_{carga} : Longitud cargada con explosivos

q_0 : Densidad de carga inicial en arranque

Cálculo de Predicción de la fragmentación por el método Kuz Ram

El Kuz Ram es un modelo matemático predictivo para la fragmentación de la roca, este modelo estima el diámetro de los clastos de roca tras la voladura; para prevenir problemas de boloneo y/o banqueo ya que este material será extraído de mina mediante tolvas y este a su vez tendrá dispuesto una parrilla con una abertura de 20 x 20 centímetros. se determina con la Ecuación:

$$X = A_F \times (K)^{0.8} \times (Q_e)^{1.6} \times \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}} \right)^{\frac{19}{30}} \quad (28)$$

Donde:

X : Tamaño medio de los fragmentos

AF. :Factor de roca

Qe : Masa de explosivo/taladro

RWSANFO : Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

K=C.E. : Factor triturante

Para las ecuaciones que se van a presentar en adelante, se toma en cuenta que ya existe un arranque, por lo que estas ecuaciones tendrán un subíndice numérico respecto al cuadrante en que se está presentando; tampoco se definirán los parámetros pues, son los mismos usados para el arranque.

Cálculos para el 1° Cuadrante

Cálculo de Burden equivalente (Be1)

Para el cálculo de las demás secciones se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho (Ah0). También conocemos la concentración lineal de explosivos en el arranque (q0), entonces el valor del burden en el 1° cuadrante se calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$B_{e(1)} = 0,088 \times \sqrt{\frac{Ah(0) \times q_0 \times RWS_{ANFO}}{\phi_0 \times C}} \quad (29)$$

Donde:

$B_{e(1)}$ = Burden equivalente en el 1er cuadrante.

Ah(0) = Ancho de abertura en el arranque.

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

q_0 = Densidad de carga inicial en el arranque.

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción.

C = Constante de roca sueca.

Burden práctico(Bp1):

El burden práctico 1 es la distancia o longitud con la cual se dibujará el diseño del primer cuadrante, el cual es medido desde la abertura ah0

$$B_{p(1)} = B_{e(1)} - \Psi \quad (30)$$

Donde:

$B_{p(1)}$ = Burden práctico en el 1er cuadrante.

$B_{e(1)}$ = Burden equivalente en el 1er cuadrante.

Ψ = Error de perforación.

Ancho de abertura (Ah1)

El ancho de abertura es la medida de un lado de la sección que queda después de la voladura del arranque, se trata de un triángulo recto por lo cual se utiliza el teorema de Pitágoras para poder determinar la longitud del ancho de abertura (ah 1).

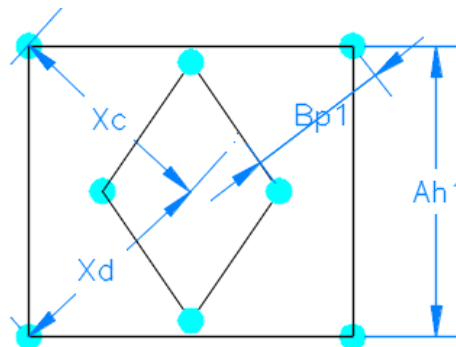


Figura 44. Burden práctico, ancho de abertura del 1° cuadrante

Fuente: Autor de tesis

$$Ah(1) = \sqrt{(Xc)^2 + (Xd)^2} \quad (31)$$

Las longitudes de los segmentos que definirán el ancho de abertura en el primer cuadrante

$$Xc = Xd = \frac{Ah(0)}{2} + B_{p(1)} \quad (32)$$

Donde:

$Xc = Xd$:Longitud de la línea de (ah0) hacia la esquina del 1° cuadrante

$Ah(0)$:Longitud de abertura del arranque

$Ah(1)$: Ancho de abertura 1° cuadrante

$B_{p(1)}$:Burden práctico del 1° cuadrante

Cálculo de densidad de carga en el 1° cuadrante

$$q_1 = \frac{32.3 \times \phi_0 \times C \times B_{e(1)}}{RWS_{ANFO} \times \sin\left(\arctan\left(\frac{Ah(0)}{2 \times B_{e(1)}}\right)^{1.5}\right)} \quad (33)$$

Donde:

q_1 :Densidad de carga lineal en el primer cuadrante

ϕ_0 :Diámetro del taladro de producción

$B_{e(1)}$:Burden máximo en el 1° cuadrante

C :Factor de roca Suecia

RWS_{ANFO} : Potencia relativa en peso del explosivo utilizado

$Ah(0)$: Ancho de apertura en el arranque

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 1° cuadrante

$$\text{N° de cartuchos / taladro} = \frac{q_1 \times L_{carga}}{PU_{exp}} \quad (34)$$

Donde:

q_1 = Densidad de carga lineal en el 1er cuadrante.

L_{carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_{exp} = Peso unitario del explosivo.

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 1° cuadrante

Es la cantidad en kilogramos utilizados en un taladro del primer cuadrante y se calcula con:

$$Q_{e(1)} = q_1 \times L_{carga} \quad (35)$$

Donde:

$Q_{e(1)}$ = Masa explosiva por taladro en el 1er cuadrante.

q_1 = Densidad de carga lineal en el 1er cuadrante.

L_{carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

Cálculos para el 2do Cuadrante

Cálculo de burden equivalente en el 2° cuadrante

Para el cálculo de las demás secciones se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho (ah1) como la concentración lineal de explosivos en el arranque (q0), entonces el valor del burden en el 2° cuadrante se calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$B_{e(2)} = 0,088 \times \sqrt{\frac{Ah(1) \times q_0 \times RWS_{ANFO}}{\phi_0 \times C}} \quad (36)$$

Donde:

$B_{e(2)}$ = Burden equivalente en el 1er cuadrante.

Ah(1) = Ancho de abertura en el arranque.

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

q_0 = Densidad de carga inicial en el arranque.

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción.

C = Constante de roca sueca.

Cálculo de "Bp 2" en el 2° cuadrante.

El burden práctico 2 es la distancia o longitud del segundo cuadrante, el cual es medido desde la abertura ah1. Y se calcula con la ecuación:

$$B_{p(2)} = B_{e(2)} - \Psi \quad (37)$$

Donde:

$B_{p(2)}$ = Burden práctico en el 2do cuadrante.

$B_{e(2)}$ = Burden equivalente en el 2do cuadrante.

Ψ = Error de perforación.

Calculo de Ancho de abertura (Ah)

$$Ah(2) = \sqrt{(Xe)^2 + (Xf)^2} \quad (38)$$

Las longitudes de los segmentos que definirán el ancho de abertura en el segundo cuadrante

$$Xe = Xf = \frac{Ah(1)}{2} + B_{p(2)} \quad (39)$$

Donde:

Ah(2) = Ancho de abertura 2° cuadrante

Ah(1) = Ancho de abertura 1° cuadrante

$B_{p(2)}$ = Burden práctico del 2do cuadrante

$X_e = X_f$: Longitud de la línea de Ah(1) hacia la esquina del 2° cuadrante

El ancho de abertura Ah(2) es la longitud de cualquier lado del rombo que queda tras la voladura del 1er cuadrante; esta longitud se hallara por medio del Teorema de Pitágoras con la longitud del “eje e” y la longitud del “eje f”

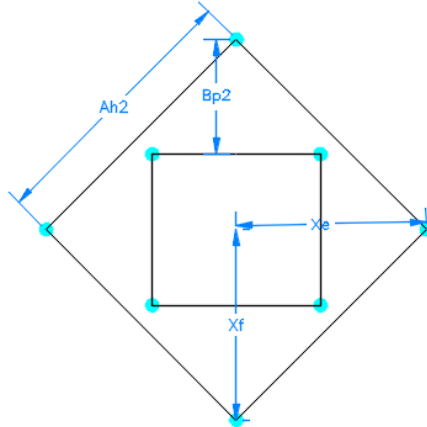


Figura 45. Burden práctico, ancho de abertura en el 2° cuadrante
Fuente: Autor de tesis

Cálculo de densidad de carga en el 2° cuadrante.

$$q_2 = \frac{32.3 \times \emptyset_0 \times C \times B_{e(2)}}{RWS_{ANFO} \times \sin\left(\arctan\left(\frac{Ah(1)}{2 \times B_{e(2)}}\right)^{1.5}\right)} \quad (40)$$

Donde:

q_2 = Densidad de carga lineal en el 2do cuadrante.

$\emptyset_0$ = Diámetro del taladro de producción.

C = Constante de roca sueca.

$B_{e(2)}$ = Burden equivalente en el 2do cuadrante.

$Ah(1)$ = Ancho de abertura en el 1er cuadrante.

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

Cálculo del número de cartuchos por taladro en el 2° cuadrante

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos / taladro} = \frac{q_2 \times L_{carga}}{PU_{exp}} \quad (41)$$

Donde:

q_2 = Densidad de carga lineal en el 2do cuadrante.

L_{carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_{exp} = Peso unitario del explosivo

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 2° cuadrante

$$Q_{e(2)} = q_2 \times L_{carga} \quad (42)$$

Donde:

$Q_{e(2)}$: Masa explosiva por taladro en el 2do cuadrante.

q_2 : Densidad de carga lineal en el 2do cuadrante.

L_{carga} : Longitud ocupada por el explosivo.

Cálculos para el 3er Cuadrante

Cálculo Burden equivalente (Be):

Para el cálculo de esta sección se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho ($Ah(2)$). También conocemos la concentración lineal de explosivos en el arranque (q_0), entonces el valor del burden en el 3° cuadrante se calcula a partir de:

$$B_{e(3)} = 0,088 \times \sqrt{\frac{Ah(2) \times q_0 \times RWS_{ANFO}}{\phi_0 \times C}} \quad (43)$$

Donde:

$B_{e(3)}$:Burden máximo en el 3° cuadrante

$Ah(2)$: Ancho de abertura en el 2° cuadrante

q_0 : Densidad de carga explosiva en el arranque

RWS_{ANFO} : Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

ϕ_0 :Diámetro del taladro de producción

C :Constante de roca Suecia

Cálculo de Burden practico (Bp)en el 3° cuadrante.

El burden práctico 3 es la distancia o longitud con la cual se dibujará el diseño del 3° cuadrante, el cual es medido desde la abertura ah_2

$$B_{p(3)} = B_{e(3)} - \Psi \quad (44)$$

Donde:

$B_{p(3)}$: Burden práctico en el 3er cuadrante.

$B_{e(3)}$: Burden equivalente en el 3er cuadrante.

Ψ : Error de perforación.

Cálculo de Ancho de abertura (Ah)

$$Ah(3) = \sqrt{(Xg)^2 + (Xh)^2} \quad (45)$$

$$Xg = Xh = \frac{Ah(2)}{2} + B_{p(3)} \quad (46)$$

Donde:

Ah(3): Ancho de abertura en el 3er cuadrante.

Ah(2): Ancho de abertura en el 2do cuadrante.

Xg = Xh: Línea de Ah (2) hacia la esquina del 3er cuadrante.

B_{p(3)}: Burden práctico en el 3er cuadrante.

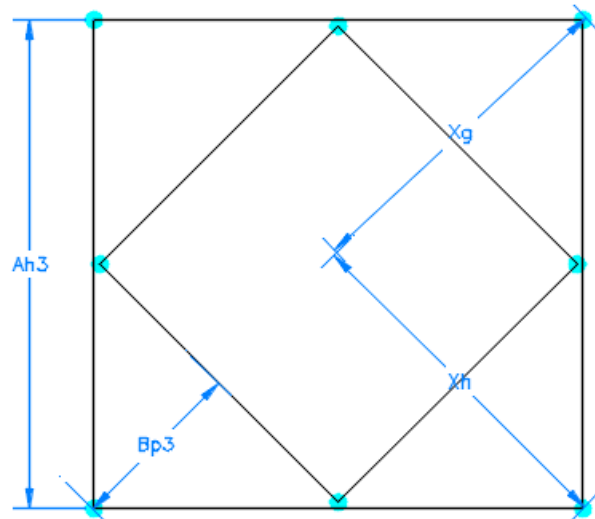


Figura 46. Burden práctico, ancho de abertura en el 3° cuadrante
Fuente: Autor de tesis

Cálculo de densidad de carga en el 3° cuadrante.

$$q_3 = \frac{32.3 \times \phi_0 \times C \times B_{e(3)}}{RWS_{ANFO} \times \sin\left(\arctan\left(\frac{Ah(2)}{2 \times B_{e(3)}}\right)^{1.5}\right)} \quad (47)$$

Donde:

q_3 : Densidad de carga lineal en el 3er cuadrante.

ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción.

C : Constante de roca sueca.

$B_{e(3)}$: Burden equivalente en el 3er cuadrante.

Ah(2): Ancho de abertura en el 2do cuadrante.

RWS_{ANFO} : Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

Cálculo del número de cartuchos por taladro en el 3° cuadrante

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos / taladro} = \frac{q_3 \times L_{carga}}{PU_{exp}} \quad (48)$$

Donde:

q_3 : Densidad de carga lineal en el 3er cuadrante.

L_{carga} : Longitud ocupada por el explosivo.

PU_{exp} : Peso unitario del explosivo

Masa explosiva (Q_e)

$$Q_{e(3)} = q_3 \times L_{carga} \quad (49)$$

Donde:

$Q_{e(3)}$: Masa explosiva por taladro en el 3er cuadrante.

q_3 : Densidad de carga lineal en el 3er cuadrante.

L_{carga} : Longitud ocupada por el explosivo.

Comprobación si se requiere diseñar más cuadrantes

Si la longitud lateral (ancho de abertura) del último cuadrante es menor o igual a la raíz cuadrada de la longitud del taladro aún se podrá seguir diseñando cuadrantes, pero si ocurre lo opuesto ya no se requiere diseñar más cuadrantes en el frente. (Choque, 2017)

$$A_{h(x)} \leq \sqrt{L} \quad (50)$$

Donde:

$A_{h(x)}$ = Ancho de abertura en un cuadrante x.

L = Longitud del taladro.

1. Cálculo para taladros de ayuda en los hastiales

Para continuar con los cálculos de burden tanto hacia arriba, abajo y en horizontal para los taladros en los hastiales, primero se debe hacer reajuste de la constante o factor de roca "C", en base a la longitud del taladro, tal como se muestra en la Ecuación:

$$B \leq 0,6 \times L \quad (51)$$

Donde:

B = Burden

L = Longitud del taladro.

Una vez determinado el burden se determina en que rango estamos para determinar el factor de roca reajustado:

$$B \geq 1,4 \text{ m} \rightarrow \hat{C} = C + 0,05 \quad (52)$$

$$B < 1,4 \text{ m} \rightarrow \hat{C} = C + \frac{0,07}{B} \quad (53)$$

Para los taladros de tajeo se asume que ya se tiene una abertura que se ha generado desde el arranque hasta el último cuadrante, entonces para realizar nuestros Cálculos se tiene parámetros que se detallan en las Cuadro:

Tabla 05. Valores de fijación

Constante y/o valores de fijación		
Dirección de salida de taladros	Factor de fijación	Relación S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25
Para taladros de corona		0.8
Para taladros de piso		0.10

Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de hastiales o paredes.

El burden equivalente o máximo para los taladros de ayuda en los hastiales se determinará a partir de la Ecuación:

$$B_{e(hastial)} = 0,9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{ANFO}}{\hat{C} \times f \times \frac{S}{B}}} \quad (54)$$

Donde:

$B_{e(hastial)}$: Burden equivalente en los taladros de ayuda (hastiales).

q_0 : Densidad de carga inicial.

RWS_{ANFO} : Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

f : Factor de fijación.

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

$\hat{C}$: Factor de roca corregida para tajeo horizontal.

Calculo de Burden práctico (Bp)

$$B_{p(hastial)} = \frac{A_{tunnel} - A_{h(3)}}{4} \quad (55)$$

Donde:

$B_{p(hastial)}$: Burden práctico para los taladros de ayuda (hastiales).

A_{tunel} : Ancho del túnel.

$A_{h(3)}$: Ancho de abertura en el 3er cuadrante.

Cálculo de N° de taladros para ayuda de hastiales

$$N^{\circ} \text{ de Tal}_{(hastial)} = \frac{A_{tunel} - A_{h(3)}}{\frac{S}{B}} \quad (56)$$

Donde:

A_{tunel} : Ancho del túnel.

$A_{h(3)}$: Ancho de abertura en el 3er cuadrante.

$\frac{S}{B}$: Relación entre espaciamiento y burden (tajeo horizontal).

Cálculo de espaciamiento de taladros en ayuda de hastiales (S)

$$S_{(ay.hastial)} = \frac{A_{h(3)}}{N^{\circ} \text{ de Tal}_{(hastial)}} \quad (57)$$

Donde:

$S_{(ay.hastial)}$: Espaciamiento de taladros de ayuda de hastiales

$A_{h(3)}$: Ancho de abertura 3° cuadrante

$N^{\circ} \text{ de Tal}_{(hastial)}$: Número de taladros de ayuda de hastiales

Cálculo de ancho de abertura de ayuda de hastiales (A_h)

$$A_{h(hastial)} = A_{h(3)} + [2B_{p(hastial)} \times S_{(ay.hastial)}] \quad (58)$$

Donde:

$A_{h(3)}$ = Ancho de abertura en el 3er cuadrante.

$B_{p(hastial)}$ = Burden práctico para los taladros de ayuda (hastiales).

$S_{(ay.hastial)}$ = Espaciamiento para los taladros de ayuda (hastiales).

Calculo de Densidad de carga (q)

$$q_{4(hastial)} = \frac{32.3 \times \phi_0 \times \hat{C} \times B_{e(hastial)}}{RWS_{ANFO} \times Sen\left(\arctan\left(\frac{A_{h(hastial)}}{2 \times B_{e(hastial)}}\right)^{1.5}\right)} \quad (59)$$

Donde:

$q_{4(hastial)}$ = Densidad de carga en los taladros de ayuda (hastiales).

$\emptyset_0$ = Diámetro del taladro de producción.

$\hat{C}$ = Factor de roca corregida para tajeo horizontal.

$B_{e(hastial)}$ = Burden equivalente de los taladros de ayuda (hastiales).

$A_{h(hastial)}$ = Ancho de abertura en los taladros de ayuda (hastiales).

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

Calculo de Número de cartuchos por taladro

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos / taladro} = \frac{q_4(hastial) \times L_{carga}}{PU_{exp}} \quad (60)$$

Donde:

$q_4(hastial)$ = Densidad de carga en los taladros de ayuda (hastiales).

L_{carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_{exp} = Peso unitario del explosivo

Calculo de Masa explosiva (Qe)

$$Q_{e(hastial)} = q_4 \text{ hastial} \times L_{carga} \quad (61)$$

Donde:

$Q_{e(hastial)}$ = Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de ayuda de hastiales.

$q_4 \text{ hastial}$ = Densidad de carga en los taladros en ayuda de hastiales.

L_{carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

Cálculo para taladros de ayuda en la corona

Antes de realizar los cálculos para los taladros de ayuda en la corona, se debe definir las áreas de tajeo hacia abajo (Zona C y D), como en la ecuación siguiente:

$$H_{tajo} (\downarrow) = 0,64 \times (H_{tunnel} - A_h) \quad (62)$$

Donde:

$H_{tajo} (\downarrow)$ = Altura disponible para el tajeo hacia abajo (Zona C y D).

H_{tunnel} = Altura del túnel.

A_h = Ancho de abertura del último cuadrante.

Calculo de Burden equivalente (Be)

$$B_{e(corona)} = 0,9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{ANFO}}{\hat{C} \times f \times \frac{S}{B}}} \quad (63)$$

Donde:

$B_{e(corona)}$ = Burden equivalente en los taladros de ayuda (corona).

q_0 = Densidad de carga inicial.

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

$\hat{C}$ = Factor de roca corregida para tajeo horizontal.

f = Factor de fijación.

S/B = Relación entre el burden y el espaciamiento.

Para determinar el factor de fijación y la relación entre el burden y el espaciamiento se presentó con anterioridad la Tabla.

Burden práctico (Bp)

El burden práctico diseñará teniendo en cuenta la voladura del ultimo cuadrante, con la Ecuación siguiente:

$$B_{p(corona)} = 0,51 \times H_{tajo} (\downarrow) \quad (64)$$

Donde:

$B_{p(corona)}$ = Burden práctico para los taladros de ayuda (corona).

$H_{tajo} (\downarrow)$ = Altura disponible para el tajeo hacia abajo (Zona C y D).

Calculo de Longitud donde se distribuyen las ayudas de la corona

$$L_{(corona)} = 0.6533 \times A_{tunnel} \quad (65)$$

Donde:

$L_{(corona)}$ = Longitud que contiene a los taladros de ayuda (corona).

A_{tunnel} = Ancho del túnel.

Espaciamiento (S)

$$S_{(corona)} = 0,3333 \times L_{(corona)} \quad (66)$$

Donde:

$S_{(corona)}$ = Espaciamiento de los taladros de ayuda (corona).

$L_{(corona)}$ = Longitud que contiene a los taladros de ayuda (corona).

Calculo de Número de taladros

$$N^{\circ} \text{ Taladros}_{corona} = \left(\frac{L_{(corona)}}{\frac{S}{B}} \right) + 2 \quad (67)$$

Donde:

$L_{(corona)}$ = Longitud que contiene a los taladros de ayuda (corona).

$\frac{S}{B}$ = Relación entre el espaciamiento y el burden.

Calculo de Ancho de abertura (Ah)

$$A_{h(corona)} = L_{(corona)} \quad (68)$$

Densidad de carga (q)

$$q_{5(corona)} = \frac{32.3 \times \phi_0 \times \hat{C} \times B_{e(corona)}}{RWS_{ANFO} \times Sen\left(\arctan\left(\frac{A_{h(corona)}}{2 \times B_{e(corona)}}\right)^{1.5}\right)} \quad (69)$$

Donde:

$q_{5(corona)}$ = Densidad de carga en los taladros de ayuda (corona).

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción.

$\hat{C}$ = Factor de roca corregida para tajeo.

$B_{e(corona)}$ = Burden equivalente de los taladros de ayuda (corona).

$A_{h(corona)}$ = Ancho de abertura en los taladros de ayuda (corona).

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

Número de cartuchos por taladro

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos / taladro} = \frac{q_{5(corona)} \times L_{carga}}{PU_{exp}} \quad (70)$$

Donde:

$q_{5(corona)}$ = Densidad de carga en los taladros de ayuda (corona).

L_{carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_{exp} = Peso unitario del explosivo

Masa explosiva (Qe)

$$Q_{e(corona)} = q_{5(corona)} \times L_{carga} \quad (71)$$

Donde:

$q_{5(corona)}$ = Densidad de carga en los taladros de ayuda (corona).

L_{carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

5. Cálculo para taladros de ayuda en el arrastre

Antes de realizar los cálculos para los taladros de ayuda en el arrastre o piso, se debe definir las áreas de tajeo hacia arriba (Zona E), tal como se muestra en la siguiente ecuación:

$$H_{\text{tajo}} (\uparrow) = 0,36 \times (H_{\text{tunnel}} - A_h) \quad (72)$$

Donde:

$H_{\text{tajo}} (\uparrow)$ = Altura disponible para el tajeo hacia arriba (Zona E).

H_{tunnel} = Altura del túnel.

A_h = Ancho de abertura del último cuadrante.

Burden equivalente (Be)

$$B_{e(\text{arrastre})} = 0,9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{\text{ANFO}}}{\hat{C} \times f \times \frac{S}{B}}} \quad (73)$$

Donde:

$B_{e(\text{arrastre})}$ = Burden equivalente en los taladros de ayuda (arrastre).

q_0 = Densidad de carga inicial.

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

$\hat{C}$ = Factor de roca corregida para tajeo horizontal.

f = Factor de fijación.

$\frac{S}{B}$ = Relación entre el burden y el espaciamiento.

Para determinar el factor de fijación y la relación entre el burden y el espaciamiento se presentó con anterioridad la Tabla.

Burden práctico (Bp)

El burden práctico para los taladros de ayuda en el arrastre se diseñará teniendo en cuenta la altura disponible que queda tras la voladura del último cuadrante "Zona E":

$$B_{p(\text{arrastre})} = \frac{H_{\text{tajo}} (\uparrow)}{2} \quad (74)$$

Donde:

$B_{p(\text{arrastre})}$ = Burden práctico para los taladros de ayuda (arrastre).

$H_{\text{tajo}} (\uparrow)$ = Altura disponible para el tajeo hacia arriba (Zona E).

Longitud donde se distribuyen las ayudas del arrastre

$$L_{(arraastre)} = 0.72 \times A_{tunel} \quad (75)$$

Donde:

$L_{(arraastre)}$ = Longitud que contiene a los taladros de ayuda (arraastre).

A_{tunel} = Ancho del túnel.

Espaciamiento (S)

$$S_{(arraastre)} = 0,3333 \times L_{(corona)} \quad (76)$$

Donde:

$S_{(arraastre)}$ = Espaciamiento de los taladros de ayuda (arraastre).

$L_{(corona)}$ = Longitud que contiene a los taladros de ayuda (arraastre).

Número de taladros

$$N^{\circ}\text{Taladros}_{arraastre} = \left(\frac{L_{(arraastre)}}{\frac{S}{B}} \right) + 2 \quad (77)$$

Donde:

$L_{(arraastre)}$ = Longitud que contiene a los taladros de ayuda (corona).

$\frac{S}{B}$ = Relación entre el espaciamento y el burden.

Ancho de abertura (Ah)

$$A_{h(arraastre)} = L_{(arraastre)} \quad (78)$$

Donde:

$A_{h(arraastre)}$ = Ancho de abertura de los taladros de ayuda (arraastre).

$L_{(arraastre)}$ = Longitud que contiene a los taladros de ayuda (arraastre).

Densidad de carga (q)

$$q_{6(arraastre)} = \frac{32.3 \times \phi_0 \times \hat{C} \times B_{e(arraastre)}}{RWS_{ANFO} \times Sen\left(\arctan\left(\frac{A_{h(arraastre)}}{2 \times B_{e(arraastre)}}\right)^{1.5}\right)} \quad (79)$$

Donde:

$q_{6(arraastre)}$ = Densidad de carga en los taladros de ayuda (arraastre).

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción.

$\hat{C}$ = Factor de roca corregida para tajeo.

$B_{e(arraastre)}$ = Burden equivalente de los taladros de ayuda (arraastre).

$A_{h(arrastre)}$ = Ancho de abertura en los taladros de ayuda (arrastre).

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

Número de cartuchos por taladro

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos / taladro} = \frac{q_6(arrastre) \times L_{carga}}{PU_{exp}} \quad (80)$$

Donde:

$q_6(arrastre)$ = Densidad de carga en los taladros de ayuda (arrastre).

L_{carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_{exp} = Peso unitario del explosivo

Masa explosiva (Qe)

$$Q_{e(arrastre)} = q_6(arrastre) \times L_{carga} \quad (81)$$

Donde:

$q_6(arrastre)$ = Densidad de carga en los taladros de ayuda (arrastre).

L_{carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

6. Cálculos para los Hastiales

Burden equivalente (Be)

$$B_{e(hastial)} = 0,9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{ANFO}}{\hat{C} \times f \times \frac{S}{B}}} \quad (82)$$

Donde:

$B_{e(hastial)}$ = Burden equivalente en los hastiales.

q_0 = Densidad de carga inicial.

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

$\hat{C}$ = Factor de roca corregida para tajeo horizontal.

f = Factor de fijación.

$\frac{S}{B}$ = Relación entre el burden y el espaciamiento.

Burden práctico (Bp):

$$B_{p(hastial)} = \frac{0.2755 - A_{tunnel}}{2} \quad (83)$$

Donde:

$B_{p(hastial)}$ = Burden práctico en los hastiales.

$A_{\text{túnel}}$ =Ancho del túnel.

Altura disponible (H):

$$H_{(\text{hastial})} = H_{\text{túnel}} - r \quad (84)$$

Donde:

$H_{(\text{hastial})}$ = Altura disponible para los taladros en los hastiales.

$H_{\text{túnel}}$ =Altura del túnel.

r = Radio de la bóveda del túnel.

Espaciamiento (S):

$$S_{(\text{hastial})} = 0,3345 \times H_{(\text{túnel})} \quad (85)$$

Donde:

$S_{(\text{hastial})}$ = Espaciamiento para los taladros en los hastiales.

$H_{(\text{túnel})}$ =Altura del túnel.

Número de taladros:

$$N^{\circ}\text{Taladros}_{\text{hastial}} = \left(\frac{H_{(\text{hastial})}}{\frac{S}{B}} \right) + 2 \quad (86)$$

Donde:

$H_{(\text{hastial})}$ = Longitud que contiene a los taladros de ayuda (corona).

$\frac{S}{B}$ = Relación entre el espaciamiento y el burden.

Cálculo de ancho de abertura de hastiales

$$Ah_{(\text{hastial})} = H_{(\text{hastial})} \quad (87)$$

Donde:

$Ah_{(\text{hastial})}$ = Ancho de abertura de los taladros en los hastiales.

$H_{(\text{hastial})}$ = Longitud disponible en los hastiales.

Densidad de carga (q): Ver Ecuación 89.

$$q_{7(\text{hastial})} = \frac{32.3 \times \phi_0 \times \hat{C} \times B_e(\text{hastial})}{RWS_{\text{ANFO}} \times \text{Sen} \left(\arctan \left(\frac{A_h(\text{hastial})}{2 \times B_e(\text{hastial})} \right)^{1.5} \right)} \quad (88)$$

Donde:

$q_7(hastial)$ = Densidad de carga en los hastiales.

$\emptyset_0$ = Diámetro del taladro de producción.

$\hat{C}$ = Factor de roca corregida para tajeo.

$B_{e(hastial)}$ = Burden equivalente para los hastiales.

$A_{h(hastial)}$ = Ancho de abertura de los hastiales.

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

Número de cartuchos por taladro:

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos / taladro} = \frac{q_7(hastial) \times L_{carga}}{PU_{exp}} \quad (89)$$

Donde:

$q_7(hastial)$ = Densidad de carga en los hastiales.

L_{carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_{exp} = Peso unitario del explosivo

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de hastiales (Qe hast.)

$$Q_{e(hastial)} = q_7(hastial) \times L_{carga} \quad (90)$$

Donde:

$q_7(hastial)$ = Densidad de carga en los hastiales.

L_{carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

7. Cálculos para taladros de corona

Para la voladura en los contornos en este caso techo o corona se realizará voladura controlada (smooth blasting), ya que con esta técnica los daños en el techo o corona y en las paredes se minimizan por experiencia de campo (Pearson 1973), y establece el espaciamiento en función general del diámetro del taladro de producción. los cálculos respectivos se muestran a continuación.

Espaciamiento de taladros de corona (S):

$$S_{(corona)} = K \times \emptyset_0 \quad (91)$$

Donde:

$S_{(corona)}$ = Espaciamiento entre los taladros de la corona.

K = Constante que toma valores de 15 a 16.

$\emptyset_0$ = Diámetro del taladro de producción.

Cálculo de Burden equivalente (Be):

El burden máximo para los taladros de la corona, cuando se realiza voladura controlada es calculado por la siguiente relación de espaciamiento y burden ($s/b = 0.80$), donde s/b debe ser menor a 1, entonces el burden máximo se calcula con

$$\frac{S}{B} = 0,8$$

$$\mathbf{Be}_{(corona)} = \frac{S}{0.80} \quad (92)$$

Donde:

$Be_{(corona)}$ = Burden equivalente en la corona.

Burden práctico (Bp):

$$\mathbf{B}_{p(corona)} = \mathbf{B}_{e(corona)} - (L \times \mathbf{Sen}\gamma) - \psi \quad (93)$$

Donde:

$B_{p(corona)}$ = Burden práctico en la corona.

L = Profundidad del taladro.

γ = Angulo de los taladros de contorno.

ψ = Error de perforación.

Número de taladros:

$$\mathbf{N^{\circ}Taladros}_{corona} = \left(\frac{A_{(tunnel)}}{Be_{(corona)} \times \frac{S}{B}} \right) + 2 \quad (94)$$

Donde:

$A_{(tunnel)}$ = Ancho del túnel.

$Be_{(corona)}$ = Burden equivalente en la corona.

$\frac{S}{B}$ = Relación entre el espaciamiento y el burden.

Densidad de carga (q):

$$\mathbf{q}_{8(corona)} = 90 \times (\emptyset_0)^2 \quad (95)$$

Donde:

$q_{8(corona)}$ = Densidad de carga en la corona.

$\emptyset_0$ = Diámetro del taladro de producción.

Número de cartuchos por taladro:

$$\text{Nº de cartuchos/taladro} = \frac{q_8(\text{corona}) \times L_{\text{carga}}}{PU_{\text{exp}}} \quad (96)$$

Donde:

$q_8(\text{corona})$ = Densidad de carga en la corona.

L_{carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_{exp} = Peso unitario del explosivo

Masa explosiva (Q_e):

$$Q_e(\text{corona}) = q_8(\text{corona}) \times L_{\text{carga}} \quad (97)$$

Donde:

$Q_e(\text{corona})$ = Masa explosiva en un taladro de la corona.

$q_8(\text{corona})$ = Densidad de carga en la corona.

L_{carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

8. Cálculos para el arrastre

El diseño de los taladros de arrastre tiene una particularidad con respecto a los demás taladros, pues en esta zona se debe considerar cierto grado de inclinación con respecto a una línea horizontal, (Choque, 2017) Para determinar los cálculos respectivos en los taladros de arrastre se debe de considerar los valores de ($f = 1.45$), ($S/B = 1$) y de acuerdo con estos datos procedemos a los cálculos.



Figura 47 Diseño de taladros de arrastre
Fuente: Manual de P & V - Lopez Jimeno

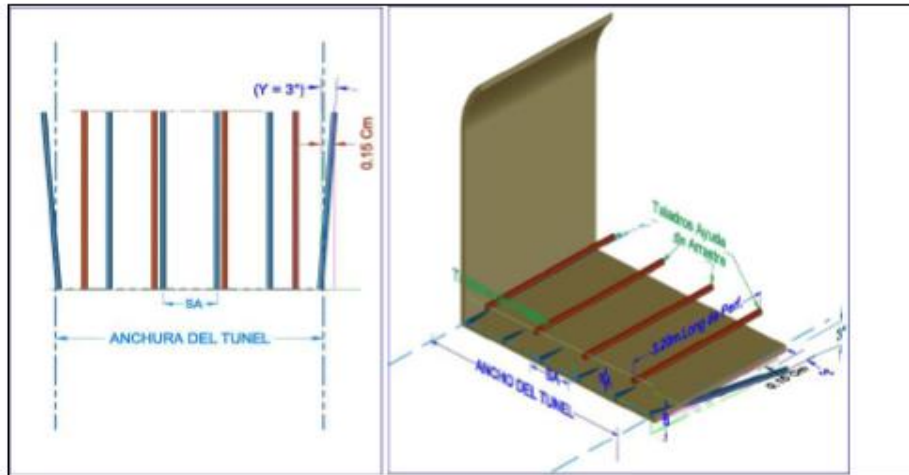


Figura 48. Geometría de los taladros de arrastre idealizada
Fuente Manual de P & V - López Jimeno.

Burden equivalente (Be):

$$B_{e(\text{arrastre})} = 0,9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{ANFO}}{\hat{C} \times f \times \frac{S}{B}}} \quad (98)$$

Donde:

$B_{e(\text{arrastre})}$ = Burden equivalente en los hastiales.

q_0 =Densidad de carga inicial.

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

$\hat{C}$ = Factor de roca corregida para tajeo horizontal.

f = Factor de fijación.

$\frac{S}{B}$ = Relación entre el burden y el espaciamiento.

Calculo de Burden práctico (Bp):

$$B_{p(\text{arrastre})} = B_{e(\text{arrastre})} - (L \times \text{Sen} \gamma) - \psi \quad (99)$$

Donde:

$B_{p(\text{arrastre})}$ = Burden práctico en la corona.

L = Profundidad del taladro.

γ = Angulo de los taladros de contorno.

ψ = Error de perforación.

Cálculo de N° de taladros en arrastre o piso

$$N^{\circ} \text{Taladros}_{\text{arrastre}} = \left(\frac{A_{(\text{tunel})} + 2L \times \text{Sen} \gamma}{B_{e(\text{arrastre})} \times \frac{S}{B}} \right) + 2 \quad (100)$$

Donde:

$A_{(tunel)}$ = Ancho del túnel.

L = Profundidad del taladro.

$B_{e(arrastre)}$ = Burden equivalente en la corona.

γ = Angulo de los taladros de contorno.

$\frac{S}{B}$ = Relación entre el espaciamiento y el burden.

Cálculo de espaciamiento para taladros (centrales) de arrastre

$$S_{1(arrastre)} = \frac{A_{(tunel)} + 2L \times \text{Sen}(\gamma)}{N^{\circ}\text{Taladros}_{arrastre} - 1} \quad (101)$$

Donde:

$S_{1(arrastre)}$ = Espaciamiento de los taladros de arrastre.

$A_{(tunel)}$ = Ancho del túnel.

L = Profundidad del taladro.

γ = Angulo de los taladros de contorno.

Espaciamiento (S2)

$$S_{2(arrastre)} = S_{1(arrastre)} - [L \times \text{Sen}(\gamma)] \quad (102)$$

Donde:

$S_{2(arrastre)}$ = Espaciamiento de los taladros de arrastre.

L = Profundidad del taladro.

γ = Angulo de los taladros de contorno.

Calculo de Ancho de abertura (Ah):

$$A_{h(arrastre)} = A_{(tunel)} \quad (103)$$

Donde:

$A_{h(arrastre)}$ = Ancho de abertura de los taladros de arrastre.

$A_{(tunel)}$ = Ancho del túnel.

Densidad de carga (q):

$$q_{9(arrastre)} = \frac{32.3 \times \phi_0 \times \hat{C} \times B_{e(arrastre)}}{RWS_{ANFO} \times \text{Sen}\left(\arctan\left(\frac{A_{h(arrastre)}}{2 \times B_{e(arrastre)}}\right)^{1.5}\right)} \quad (104)$$

Donde:

$q_9(\text{arrastre})$ = Densidad de carga en los arrastres.

$\varnothing_0$ = Diámetro del taladro de producción.

$\hat{C}$ = Factor de roca corregida para tajeo.

$B_{e(\text{arrastre})}$ = Burden equivalente para los hastiales.

$A_{h(\text{arrastre})}$ = Ancho de abertura de los hastiales.

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

Número de cartuchos por taladro:

$$\text{Nº de cart/tal} = \frac{q_9(\text{arrastre}) \times L_{\text{carga}}}{PU_{\text{exp}}} \quad (105)$$

Donde:

$q_9(\text{arrastre})$ = Densidad de carga en la corona.

L_{carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

PU_{exp} = Peso unitario del explosivo

Masa explosiva (Q_e):

$$Q_{e(\text{arrastre})} = q_9(\text{arrastre}) \times L_{\text{carga}} \quad (106)$$

Donde:

$Q_{e(\text{arrastre})}$ = Masa explosiva en un taladro de la corona.

$q_9(\text{arrastre})$ = Densidad de carga en la corona.

L_{carga} = Longitud ocupada por el explosivo.

3.7 Cálculos de Diseño de Malla de Perforación

Datos recolectados durante el proyecto

Aplicaremos las pruebas realizadas en GI 7160 N y S que es una labor de avance, para una mejor comprensión, los datos serán el mapeo geomecánico in situ para encontrar la evaluación RQD, RMR, y el GSI por que los cálculos se realizarán para determinar cargas y espaciamientos y diseñar el tipo de malla perforada y/o realizar ajustes en base a los datos y resultados obtenidos. Los datos se registrarán evidencias a través de fotografías de diferentes operaciones durante el proceso de desarrollo, y describiremos la forma de como se hizo las pruebas realizadas y sus fallas operativas, como también los mapeos geomecánicas para identificar la calidad de la roca

para determinar el burden y espaciamiento para diseñar el tipo de malla de perforación.

Caracterización de mapeo geomecanico en GL 7160

Tabla 6. Datos de Mapeo Geomecanico en GI 7160

MAPEO GEOMECANICO				
NUMERO DE FAMILIAS				RESULTADOS
F1	F2	F3	JV	RQD (%)
3	2	7	12	75.4

$$RQD = 115 - 3.3(JV)$$

$$RQD = 75.4$$

$$RMR = 64$$

$$GSI = RMR - 5$$

$$GSI = 59$$

Tabla 7. Parámetros de diseño de perforación y voladura

1.- DATOS DE CAMPO		
Labor Minera	GL 7160	
Zona	Centro	
Tipo de roca	II	Granodiorita
Densidad	2.70	Kg/m ³
RQD	75.4	Regular
RMR	64	II - Buena
GSI	59	F/B
Sección de la labor:		
Ancho de Galería (A)	2.1	m
Altura de Galería (H)	2.4	m
Radio de Corona (r)	0.5	m
2. PERFORACION		
Maquina perforadora	Jack Leg RNP	
Longitud de Barreno	6	pies
Diámetro de tal de producción(Øo)	0.036	mm
Diámetro broca de alivio (Ø1)	0.064	mm
Angulo de taladro de contorno	5	Unid.
desviación angular	0.01	m
Error de emboquille	0.01	m
Eff. De perforación	95	%

3. VOLADURA		
Tipo de explosivo	Emulnor 3000	
Diámetro	22.23	mm
Longitud	17.78	cm
Peso de explosivo	0.081	kg
Potencia relativa en peso (RWS)	102	%
Potencia relativa en volumen	142	%
Presión de detonación	93	kbar
energía	9250	Kcal/kg
Velocidad de detonación	5700 +- 300/ 4400 +- 300	m/s

3.7.1 Cálculos y Diseño de Perforación y Voladura

El siguiente calculo y diseño está basado en la metodología sueca de Roger Holmberg.

Cálculo del área de la sección del túnel (m²):

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

$$\text{Area}(S) = \left(\frac{3.1416 * 0.50^2}{2} \right) + [0.5 * (2.4 - (2 * 0.50))] + [2.1 * (2.4 - 0.5)]$$

$$\text{Area}(S) = 5.08 \text{ m}^2$$

Cálculo del perímetro de la labor (P):

$$P = (\pi * r) + 2(H - r) + 2(A - r)$$

$$P = (3,14 \ 16 \times 0,5) + 2(2,10 - 0,50) + 2(2,4 - 0,5)$$

$$P = 8.57 \text{ m}$$

Cálculo del diámetro equivalente ϕ_2

$$\phi_2 = \phi_1 * \sqrt{N}$$

$$\phi_2 = 0.635 * \sqrt{2}$$

$$\phi_2 = 0.089 \text{ m}$$

Calculamos longitud de taladro. Según diámetro equivalente ϕ_2

$$L = 0.15 + 34.1\phi_2 - 39.4(\phi_2)^2$$

$$L = 0.15 + 34.1(0.089) - 39.4(0.089)^2$$

$$L = 2.89 \text{ m}$$

Calculamos longitud de avance requerido por disparo "L"

$$\begin{aligned}L &= 0.95 * H_L \\L &= 0.95 * 1.82 \\L &= 1.73 \text{ m}\end{aligned}$$

Calculamos error de perforación " Ψ ":

$$\begin{aligned}\Psi &= (\alpha * L) + e \\ \psi &= (0.01 * 1.73) + 0.01 \\ \psi &= 0.027 \text{ m}\end{aligned}$$

3.7.1.1 Calculo para Taladros de Arranque

$$\begin{aligned}Be &= 1,7 \times \phi^2 \\ Be &= 1,7 \times 0.089 \\ Be &= 0.153\end{aligned}$$

Cálculo de Burden práctico (Bp)

$$\begin{aligned}Bp &= Be - \Psi \\ Bp &= 0.15 - 0.027 \\ Bp &= 0.13\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}Bp(a) &= Be \text{ Máx} - \Psi \\ Bp(a) &= 0.15 - 0.027 \\ Bp(a) &= 0.12\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}Bp(b) &= Be \text{ Máx} - \Psi \\ Bp(b) &= 0.12\end{aligned}$$

Cálculo de Ancho de abertura (Ah): Usamos las ecuaciones 13, 14 y 15

$$\begin{aligned}Xa &= \frac{\phi^2}{2} + Bp(a) \\ Xa &= \frac{0.089}{2} + 0.12 \\ Xa &= 0.16\end{aligned}$$

$$Xb = \frac{\phi^2}{2} + Bp(b)$$

$$Xb = 0.16$$

$$Ah(0) = \sqrt{(Xa)^2 + (Xb)^2}$$

$$Ah(0) = \sqrt{(0.16)^2 + (0.16)^2}$$

$$Ah(0) = 0.23$$

Cálculo de consumo específico C.E. de explosivos, Ashby (1977): con ecuación 16

$$C.E. = \frac{0,56 \times pr \times \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

$$C.E. = \frac{0,56 \times 2.6 \times \tan\left(\frac{55 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 62}{3.3}}}$$

$$C.E. = 0.40$$

Calculo de Constante de roca C corregida (Suecia): con ecuación 17

$$C = (0,8784 \times C.E.) + 0,052$$

$$C = (0,8784 \times 0.40) + 0,052$$

$$C = 0.40$$

Calculo de Factor de roca: con ecuación 18

$$AF = 96,667(CE)^3 - 138,5(CE)^2 + 75,883(CE) - 4,41$$

$$AF = 96,667(0.40)^3 - 138,5(0.40)^2 + 75,883(0.40) - 4,41$$

$$AF = 9.969$$

Cálculo de Índice de volatilidad de Lilly (1986): con ecuación 19, 20 y 21

$$C.E. = 0,004 \times BI$$

$$BI = \frac{C.E.}{0.004}$$

$$BI = 100$$

Factor de energía (FE): con ecuación 22

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

$$F.E. = 30 \times 0.40$$

$$F.E. = 12 \text{ Mj/ton}$$

Cálculo de la densidad de carga en el arranque “q₀”:

$$q_0 = 55 * \phi_0 * \left[\frac{Be}{\phi_e} \right]^{1.5} * \left[Be - \frac{\phi_e}{2} \right] * \left[\frac{C}{0.4} \right] * \left[\frac{1}{RWS \text{ ANFO}} \right]$$

$$q_0 = 55 * 0.036 * \left[\frac{0.15}{0.089} \right]^{1.5} * \left[0.15 - \frac{0.089}{2} \right] * \left[\frac{0.40}{0.4} \right] * \left[\frac{1}{1.02} \right]$$

$$q_0 = 0.448$$

Cálculo de Longitud de taco:

$$L_{taco} = 10 \times \phi_0$$

$$L_{taco} = 10 \times 0.036$$

$$L_{taco} = 0.36 \text{ m}$$

Cálculo de Longitud de carga en el arranque:

$$L_{carga} = L - L_{taco}$$

$$L_{carga} = 1.73 - 0.36$$

$$L_{carga} = 1.37 \text{ m}$$

Cálculo de número de cartuchos/taladro en el arranque:

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos / taladro} = \frac{q_0 \times L_{carga}}{PU_{exp}}$$

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos / taladro} = \frac{0.448 \times 1.37}{0.080}$$

$$N^{\circ} de \frac{cart}{tal} = 7 \text{ unid}$$

Cálculo de Masa explosiva por taladro en el arranque (Qe):

$$Qe = q_0 \times L_{carga}$$

$$Qe = 0.448 \times 1.37$$

$$Qe = 0.61 \text{ kg/tal}$$

Cálculo de Predicción de la fragmentación por el método Kuz Ram:

$$X = A_F \times (K)^{0.8} \times (Qe)^{\frac{1}{6}} \times \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 9.969 \times (0.40)^{0.8} \times (0.61)^{1.6} \times \left(\frac{115}{1.02} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 4.75 \text{ cm}$$

3.7.1.2 Cálculos Para el 1er Cuadrante

$$B_{e(1)} = 0,088 \times \sqrt{\frac{Ah(0) \times q_0 \times RWS_{ANFO}}{\phi_0 \times C}}$$

$$B_{e(1)} = 0,088 \times \sqrt{\frac{0.22 \times 0.448 \times 1.02}{0.036 \times 0.40}}$$

$$B_{e(1)} = 0.235 \text{ m}$$

Burden práctico(Bp1): 30

$$B_{p(1)} = B_{e(1)} - \Psi$$

$$B_{p(1)} = 0.232 - 0.027$$

$$B_{p(1)} = 0.21 \text{ m}$$

Ancho de abertura (Ah1) con ecuación 31 y 32

$$X_c = X_d = \frac{Ah(0)}{2} + B_{p(1)}$$

$$X_c = X_d = \frac{0.226}{2} + 0.20$$

$$X_c = X_d = 0.32 \text{ m}$$

$$Ah(1) = \sqrt{(Xc)^2 + (Xd)^2}$$

$$Ah(1) = \sqrt{(0.31)^2 + (0.31)^2}$$

$$Ah(1) = 0.43 \text{ m}$$

Cálculo de densidad de carga en el 1° cuadrante:

$$q_1 = \frac{32.3 \times \phi_0 \times C \times B_{e(1)}}{RWS_{ANFO} \times \text{sen} \left(\arctan \left(\frac{Ah(0)}{2 \times B_{e(1)}} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_1 = \frac{32.3 \times 0.036 \times 0.40 \times 0.235}{1.02 \times \text{sen} \left(\arctan \left(\frac{0.22}{2 \times 0.23} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_1 = 0.296 \text{ kg/m}$$

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 1° cuadrante:

$$N^\circ \text{ de cartuchos / taladro} = \frac{q_1 \times L_{carga}}{PU_{exp}}$$

$$N^\circ \text{ de cartuchos / taladro} = \frac{0.296 \times 1.37}{0.080}$$

$$N^\circ \text{ de } \frac{Cart}{tal} = 6 \text{ unid}$$

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 1° cuadrante:

$$Q_{e(1)} = q_1 \times L_{carga}$$

$$Q_{e(1)} = 0.296 \times 1.37$$

$$Q_{e(1)} = 0.40 \text{ kg/tal}$$

3.7.1.3 Cálculos para el 2do Cuadrante

Cálculo de burden equivalente en el 2° cuadrante: ecuación 36

$$B_{e(2)} = 0,088 \times \sqrt{\frac{Ah(1) \times q_0 \times RWS_{ANFO}}{\phi_0 \times C}}$$

$$B_{e(2)} = 0,088 \times \sqrt{\frac{0.45 \times 0.448 \times 1.02}{0.036 \times 0.4}}$$

$$B_{e(2)} = 0.33 \text{ m}$$

Cálculo de "Bp 2" en el 2° cuadrante: ecuación 37

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

$$B_{p(2)} = 0.33 - 0.027$$

$$B_{p(2)} = 0.32$$

Calculo de Ancho de abertura (Ah): ecuación 38 y 39

$$X_e = X_f = \frac{Ah(1)}{2} + B_{p(2)}$$

$$X_e = X_f = \frac{0.45}{2} + 0.30 = 0.52 \text{ m}$$

$$Ah(2) = \sqrt{(X_e)^2 + (X_f)^2}$$

$$Ah(2) = \sqrt{(0.52)^2 + (0.52)^2}$$

$$Ah(2) = 0.74 \text{ m}$$

Cálculo de densidad de carga en el 2° cuadrante: ecuación 40

$$q_2 = \frac{32.3 \times \phi_0 \times C \times B_{e(2)}}{RWS_{ANFO} \times \text{sen} \left(\arctan \left(\frac{Ah(1)}{2 \times B_{e(2)}} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_2 = \frac{32.3 \times 0.036 \times 0.4 \times 0.332}{1.02 \times \text{sen} \left(\arctan \left(\frac{0.45}{2 \times 0.332} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_2 = 0.45 \text{ kg/m}$$

Cálculo del número de cartuchos por taladro en el 2° cuadrante: ecuación 41

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos / taladro} = \frac{q_2 \times L_{carga}}{PU_{exp}}$$

$$\text{N}^{\circ} \text{ de cartuchos / taladro} = \frac{0.45 \times 1.37}{0.080}$$

$$\text{N}^{\circ} \text{ de cartuchos / taladro} = 6$$

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 2° cuadrante: ecuación 42

$$Q_{e(2)} = q_2 \times L_{carga}$$

$$Q_{e(2)} = 0.45 \times 1.37$$

$$Q_{e(2)} = 0.616 \text{ kg/tal}$$

3.7.1.4 Cálculos para el 3er Cuadrante

Cálculo Burden equivalente (Be): ecuación 43

$$B_{e(3)} = 0,088 \times \sqrt{\frac{Ah(2) \times q_0 \times RWS_{ANFO}}{\phi_0 \times C}}$$

$$B_{e(3)} = 0,088 \times \sqrt{\frac{0.735 \times 0.448 \times 1.02}{0.036 \times 0.4}}$$

$$B_{e(3)} = 0.424 \text{ m}$$

Cálculo de Burden practico (Bp) en el 3° cuadrante: ecuación 44

$$B_{p(3)} = B_{e(3)} - \Psi$$

$$B_{p(3)} = 0.424 - 0.027$$

$$B_{p(3)} = 0.4 \text{ m}$$

Cálculo de Ancho de abertura (Ah): ecuación 45 y 46

$$X_g = X_h = \frac{Ah(2)}{2} + B_{p(3)}$$

$$X_g = X_h = \frac{0.735}{2} + 0.4 = 0.767 \text{ m}$$

$$Ah(3) = \sqrt{(X_g)^2 + (X_h)^2}$$

$$Ah(3) = \sqrt{(0.76)^2 + (0.76)^2}$$

$$Ah(3) = 1.10 \text{ m}$$

Cálculo de densidad de carga en el 3° cuadrante: ecuación 47

$$q_3 = \frac{32.3 \times \phi_0 \times C \times B_{e(3)}}{RWS_{ANFO} \times \text{sen} \left(\arctan \left(\frac{Ah(2)}{2 \times B_{e(3)}} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_3 = \frac{32.3 \times 0.036 \times 0.4 \times 0.424}{1.02 \times \text{sen} \left(\arctan \left(\frac{0.735}{2 \times 0.424} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_3 = 0.384$$

Cálculo del número de cartuchos por taladro en el 3° cuadrante: ecuación 48

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos / taladro} = \frac{q_3 \times L_{carga}}{PU_{exp}}$$

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos / taladro} = \frac{0.38 \times 1.37}{0.080}$$

$$N^{\circ} \text{ de Cart/tal} = 6$$

Masa explosiva (Qe): ecuación 49

$$Q_{e(3)} = q_3 \times L_{carga}$$

$$Q_{e(3)} = 0.38 \times 1.37$$

$$Q_{e(3)} = 0.52 \text{ kg/tal}$$

Comprobación si se requiere diseñar más cuadrantes: ecuación 50

$$A_{h(x)} \leq \sqrt{L}$$

$$1.07 \leq \sqrt{L}$$

3.7.1.5 Cálculo para taladros de los Hastiales:

$$B \leq 0,6 \times L$$

$$B \leq 0,6 \times 1.73$$

$$B \leq 1.03$$

$$B < 1,4 \text{ m} \rightarrow \hat{C} = C + \frac{0,07}{B}$$

$$\hat{C} = 0.40 + \frac{0,07}{1.03} = 0.467 \text{ kg/m}^3$$

Burden equivalente (Be): 82

$$B_{e(\text{hastial})} = 0,9 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{ANFO}}{\hat{C} \times f \times \frac{S}{B}}}$$

$$B_{e(\text{hastial})} = 0,9 \times \sqrt{\frac{0.448 \times 1.02}{0.467 \times 1.45 \times 1.25}}$$

$$B_{e(\text{hastial})} = 0.66 \text{ m}$$

Burden práctico (Bp): ecuación 83

$$B_{p(\text{hastial})} = \frac{0.2755 \times A_{\text{tunel}}}{2}$$

$$B_{p(\text{hastial})} = \frac{0.2755 - 2.1}{2}$$

$$B_{p(\text{hastial})} = 0.30 \text{ m}$$

Altura disponible (H): ecuación 84

$$H_{(\text{hastial})} = H_{\text{tunel}} - r$$

$$H_{(\text{hastial})} = 2.4 - 0.5$$

$$H_{(\text{hastial})} = 1.9 \text{ m}$$

Espaciamiento (S): ecuación 85

$$S_{(\text{hastial})} = 0,3345 \times H_{(\text{tunel})}$$

$$S_{(\text{hastial})} = 0,3345 \times 2.4$$

$$S_{(\text{hastial})} = 0.80 \text{ m}$$

Número de taladros: ecuación 86

$$N^{\circ}\text{Taladros}_{\text{hastial}} = \left(\frac{H_{(\text{hastial})}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^{\circ}\text{Taladros}_{\text{hastial}} = \left(\frac{1.9}{1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ}\text{Taladros}_{\text{hastial}} = 4$$

Cálculo de ancho de abertura de hastiales: ecuación 87

$$A_{h(hastial)} = H_{(hastial)}$$

$$A_{h(hastial)} = 1.9$$

Densidad de carga (q): ecuación 88

$$q_{7(hastial)} = \frac{32.3 \times \emptyset_0 \times \hat{C} \times B_{e(hastial)}}{RWS_{ANFO} \times Sen\left(\arctan\left(\frac{A_{h(hastial)}}{2 \times B_{e(hastial)}}\right)^{1.5}\right)}$$

$$q_{7(hastial)} = \frac{32.3 \times 0.036 \times 0.467 \times 0.66}{1.02 \times Sen\left(\arctan\left(\frac{1.9}{2 \times 0.66}\right)^{1.5}\right)}$$

$$q_{7(hastial)} = 0.35 \text{ kg/m}$$

Número de cartuchos por taladro: Ecuación 89.

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos / taladro} = \frac{q_{7(hastial)} \times L_{carga}}{PU_{exp}}$$

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos / taladro} = \frac{0.35 \times 1.37}{0.080}$$

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos / taladro} = 5$$

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de hastiales (Q_e hast.): ecuación 90

$$Q_{e(hastial)} = q_{7(hastial)} \times L_{carga}$$

$$Q_{e(hastial)} = 0.35 \times 1.37$$

$$Q_{e(hastial)} = 0.479 \text{ kg/tal}$$

3.7.1.6 Cálculos para taladros de Corona

Espaciamiento de taladros de corona (S): ecuación 91

$$S_{(corona)} = K \times \emptyset_0$$

$$S_{(corona)} = 15 \times 0.036$$

$$S_{(corona)} = 0.53 \text{ m}$$

Cálculo de Burden equivalente (Be): ecuación 92

$$\frac{S}{B} = 0,8$$

$$Be_{(corona)} = \frac{S}{0.80}$$

$$Be_{(corona)} = \frac{0.54}{0.80}$$

$$Be_{(corona)} = 0.67 \text{ m}$$

Burden práctico (Bp): Ecuación 93.

$$B_{p(corona)} = B_{e(corona)} - (L \times Sen\gamma) - \psi$$

$$B_{p(corona)} = 0.67 - (1.73 \times Sen3) - 0.027\psi$$

$$B_{p(corona)} = 0.54 \text{ m}$$

Número de taladros: Ecuación 94.

$$N^{\circ}Taladros_{corona} = \left(\frac{A_{(tunnel)}}{Be_{(corona)} \times \frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^{\circ}Taladros_{corona} = \left(\frac{2.1}{0.67 \times 1} \right) + 2$$

$$N^{\circ}Taladros_{corona} = 5$$

Densidad de carga (q): Ecuación 95.

$$q_{8(corona)} = 90 \times (\emptyset_0)^2$$

$$q_{8(corona)} = 90 \times (0.036)^2$$

$$q_{8(corona)} = 0.11 \text{ kg/m}$$

Número de cartuchos por taladro: Ecuación 96.

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos/taladro} = \frac{q_{8(corona)} \times L_{carga}}{PU_{exp}}$$

$$N^{\circ} \text{ de Cart/tal} = \frac{0.11 \times 1.37}{0.080}$$

$$N^{\circ} \text{ de Cart/tal} = 4.79 = 5$$

Masa explosiva (Qe): Ecuación 97.

$$Q_{e(corona)} = q_{8(corona)} \times L_{carga}$$

$$Q_{e(corona)} = 0.11 \times 1.37$$

$$Q_{e(corona)} = 0.15 \text{ kg/tal}$$

3.7.1.7 Cálculos para el Arrastre

Burden equivalente (Be): Ecuación 98.

$$B_{e(\text{arrastre})} = 0,9 \times \sqrt{\frac{Q_0 \times RWS_{ANFO}}{\hat{C} \times f \times \frac{S}{B}}}$$

$$B_{e(\text{arrastre})} = 0,9 \times \sqrt{\frac{0.448 \times 1.02}{0.467 \times 1.45 \times 1}}$$

$$B_{e(\text{arrastre})} = 0.73 \text{ m}$$

Calculo de Burden práctico (Bp): Ecuación 99.

$$B_{p(\text{arrastre})} = B_{e(\text{arrastre})} - (L \times \text{Sen}\gamma) - \psi$$

$$B_{p(\text{arrastre})} = 0.739 - (1.73 \times \text{Sen}3) - 0.027$$

$$B_{p(\text{arrastre})} = 0.67 \text{ m}$$

Cálculo de N° de taladros en arrastre o piso: ecuación 100

$$N^{\circ}\text{Taladros}_{\text{arrastre}} = \left(\frac{A_{(\text{tunel})} + 2L \times \text{Sen}\gamma}{B_{e(\text{arrastre})} \times \frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^{\circ}\text{Taladros}_{\text{arrastre}} = \left(\frac{2.1 + 2(1.73) \times \text{Sen}3}{0.739 \times 1} \right) + 2$$

$$N^{\circ}\text{Taladros}_{\text{arrastre}} = 5$$

Cálculo de espaciamiento para taladros (centrales) de arrastre: ecuación 101

$$S_{1(\text{arrastre})} = \frac{A_{(\text{tunel})} + 2L \times \text{Sen}(\gamma)}{N^{\circ}\text{Taladros}_{\text{arrastre}} - 1}$$

$$S_{1(\text{arrastre})} = \frac{2.1 + 2(1.73) \times \text{Sen}(3)}{5 - 1}$$

$$S_{1(\text{arrastre})} = 0.57 \text{ m}$$

Espaciamiento (S2): ecuación 102

$$S_{2(\text{arrastre})} = S_{1(\text{arrastre})} - [L \times \text{Sen}(\gamma)]$$

$$S_{2(\text{arrastre})} = 0.57 - [1.73 \times \text{Sen}(3)]$$

$$S_{2(\text{arrastre})} = 0.48 \text{ m}$$

Calculo de Ancho de abertura (Ah): ecuación 103

$$A_{h(arrastre)} = A_{(tunel)}$$

$$A_{h(arrastre)} = 2.1 \text{ m}$$

Densidad de carga (q): Ecuación 104.

$$q_{9(arrastre)} = \frac{32.3 \times \phi_0 \times \hat{C} \times B_{e(arrastre)}}{RWS_{ANFO} \times \text{Sen} \left(\arctan \left(\frac{A_{h(arrastre)}}{2 \times B_{e(arrastre)}} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_{9(arrastre)} = \frac{32.3 \times 0.036 \times 0.467 \times 0.739}{1.02 \times \text{Sen} \left(\arctan \left(\frac{2.1}{2 \times 0.739} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_{9(arrastre)} = 0.51 \text{ kg/m}$$

Número de cartuchos por taladro: Ecuación 105.

$$\text{Nº de cartuchos/taladro} = \frac{q_{9(arrastre)} \times L_{carga}}{PU_{exp}}$$

$$\text{Nº de cart/tal} = \frac{0.51 \times 1.37}{0.080}$$

$$\text{Nº de cart/tal} = 8$$

Masa explosiva (Qe): Ecuación 106.

$$Q_{e(rrastre)} = q_{9(arrastre)} \times L_{carga}$$

$$Q_{e(rrastre)} = 0.51 \times 1.37$$

$$Q_{e(rrastre)} = 0.7 \text{ kg/tal}$$

CAPITULO IV

MATERIALES Y METODOLOGIA

4. Metodología

Para realizar este estudio se obtuvieron datos sobre el tamaño de la galería. El propósito de esta investigación es contribuir al conocimiento existente sobre la perforación y voladura. Urbina, (2008) indica que la perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es abrir en la roca o mineral huecos cilíndricos llamados taladros, taladros, hoyos o blast holes. Que están destinados a alojar o colocar explosivo y sus accesorios en su interior.

La perforación es la operación cuyo fin es abrir en la roca huecos cilíndricos, con la distribución geométrica adecuada dentro de la roca (Malla de perforación), destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros o barrenos. El principio de la perforación se basa en el efecto mecánico de percusión y rotación, cuya acción de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca. Una vez que se perfora, se coloca el explosivo y se hace la voladura a través de una secuencia. De acuerdo al tipo de roca las longitudes de perforación irán variando. Argumenta (Exsa - 2002) Pag. 68.

Para la optimización de perforación y voladura utilizamos el modelo matemático de Roger Holmberg, que nos permitirá optimizar el avance lineal óptimo para responder a nuestro propósito de investigación.

4.1 Tipo de Investigación

La investigación realizada en la mina **VALETITA-IV** perteneciente a la Empresa Tunkyro S.A.C es una investigación de tipo descriptivo, porque requiere la observación, medición y descripción de la operación de perforación y voladura por medio del cual se dará una explicación de la situación actual en las labores de avance.

Por otro parte será de tipo aplicativa, de causa y efecto, donde la causa es el diseño de la malla de perforación y el cálculo de carga explosiva para la voladura; y su efecto serán los resultados que se tienen después de la voladura, así determinar si el diseño es aceptable y con esto se optimiza la perforación y voladura, porque el objetivo de la investigación es optimizar la malla de perforación y voladura mediante el modelo matemático de Roger Holmberg en labores horizontales.

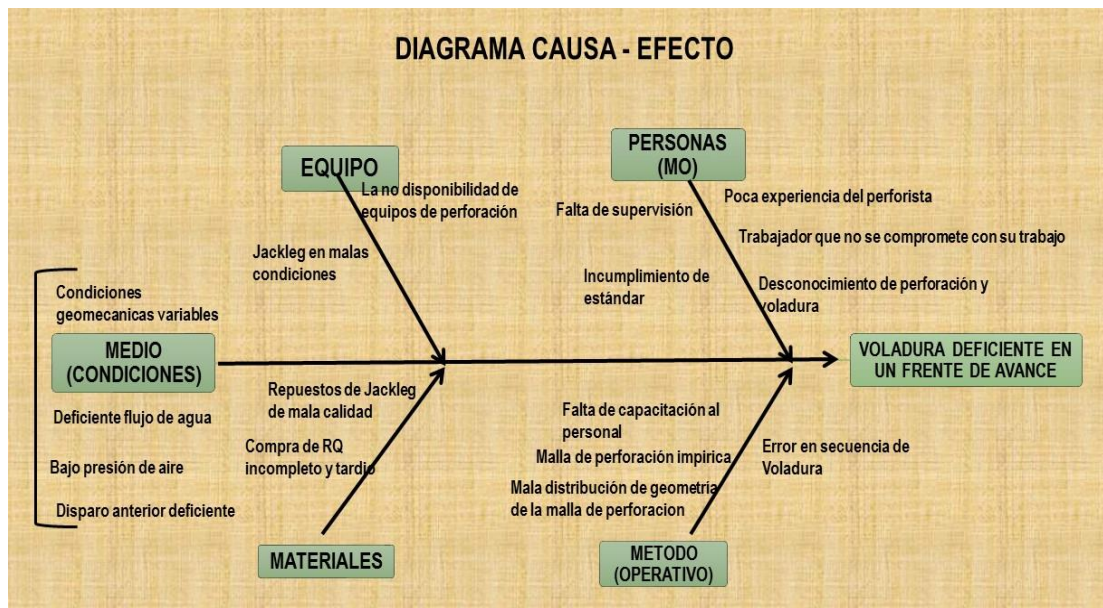


Figura 49. Diagrama de causa – efecto de perforación y voladura deficiente
Fuente: Autor de tesis

4.2 Diseño de la Investigación

El diseño de la investigación es **experimental**, denominamos experimental por la comparación de parámetros del Algoritmo de Roger Holmberg, la recolección de datos en la Galería 7160 y otros de manera IN-SITU, porque durante la investigación se prueba diferentes mallas de perforación con diferentes agentes y accesorios de voladura para optimizar las voladuras y mejorar y superar el avance programado por parte de la CÍA Minera TUNKYRO S.A.C, bajo el Algoritmo de Roger Holmberg.

Se refiere a la optimización de malla de perforación y los explosivos apropiados para la voladura considerando el burden, espaciamiento, número de taladros y la carga explosiva utilizada, finalmente estos resultados se compararán para encontrar la reducción de incidencias en voladuras deficientes y así mejorar e intentar superar el avance mensual previsto y/o programado en la U.E Valetita IV de la CÍA Minera TUNKYRO S.A.C específicamente en labores de avance.

4.3 Población y Muestra

4.3.1 Población

La población que se considera para el estudio es la mina **VALETITA-IV** que pertenece a la Empresa Tunkyro S.A.C

4.3.2 Muestra

La muestra que se consideró en la presente investigación es la Galería 7160 N perteneciente al Nv. 2890 la mina **VALETITA-IV** que pertenece a la Empresa Tunkyro S.A.C

4.4 Procedimiento de las recolecciones de Datos

4.4.1. Procedimientos

Los datos recopilados para el presente trabajo fue en la misma labor Galería 7160 IN-SITU. Durante los turnos de trabajo (día y noche) por un tiempo de 2 meses, para determinar los resultados de la operación y voladura en labor de preparación.

4.4.1. Instrumentos

Los instrumentos utilizados para la recolección de datos fueron libretas de campo, formatos de reporte de operación diario por guardia (Numero de taladros perforados, Numero de taladros cargados, Numero de disparos, Avance diario, Consumo de explosivos y accesorios, Cantidad de explosivos utilizados, Metros lineales de avance por guardia).

4.5 Técnicas de Procedimiento de Datos

En la investigación se utilizó para el procesamiento de datos, la observación de la malla de perforación in situ y después de la voladura. El mismo fue representado por diagramas y figuras. Finalmente se midió el avance en metros y el tipo de apilamiento del escombros o mineral.

4.6 Evaluación de Causas de Disparos Deficientes

Para determinar la causa de las voladuras deficientes, se monitorean continuamente a las operaciones unitarias en un frente específico. Se monitorea las tareas que están programadas hasta su finalización conjuntamente con los supervisores. Los aspectos de evaluación y observación se presentan en un plan de trabajo desarrollado junto con la residencia los cuales son:

- ✓ El programa semanal de labores de avances que se debe desarrollar dentro de la semana.
- ✓ El personal con experiencia para determinadas tareas, para darle soporte a las operaciones.
- ✓ parámetros de perforación.

4.6.1 Diagrama de Perforación y Voladura

La compañía minera TUNKYRO SAC tiene 1 empresa contratista minera especializadas que se dedican netamente a la operación (exploración, desarrollo, preparación y

explotación). A los cuales la compañía minera les programa un tonelaje y avance al mes como se evidencia en la tabla 6. En los avances programados hay una principal problemática es que no se llega a cumplir la programación mensual y esos incumplimientos para la compañía es un retraso negativo en su producción mensual.

Tabla 8: Programa de avances TUNKYRO

							PROGRAMA DE AVANCES TUNKYRO - 2023													
							ENERO		FEBRERO		MARZO		ABRIL		MAYO		JUNIO		JULIO	
N°	Zona	Nivel	Veta	Labor	Sección	Fase	Horiz (m)	Vert (m)	Horiz (m)	Vert (m)	Horiz (m)	Vert (m)	Horiz (m)	Vert (m)	Horiz (m)	Vert (m)	Horiz (m)	Vert (m)	Horiz (m)	Vert (m)
Total Exploraciones						Exploración	25.00	115.00	70.00	90.00	50.00	50.00	40.00	65.00	70.00	0.00	135.00	0.00	165.00	0.00
						Total	140.00		160.00		100.00		105.00		70.00		135.00		165.00	
Total Desarrollos						Desarrollos	0.00	55.00	0.00	80.00	0.00	45.00	0.00	65.00	0.00	75.00	0.00	55.00	0.00	40.00
						Total	55.00		80.00		45.00		65.00		75.00		55.00		40.00	
Total Preparación						Preparaciones	65.00	5.00	75.00	0.00	60.00	0.00	50.00	0.00	70.00	0.00	70.00	0.00	65.00	0.00
						Total	70.00		75.00		60.00		50.00		70.00		70.00		65.00	
Total Operación						Operaciones	0.00	15.00	0.00	24.00	0.00	31.00	0.00	10.00	0.00	15.00	0.00	40.00	0.00	80.00
						Total	15.00		24.00		31.00		10.00		15.00		40.00		80.00	
Total Exploraciones							140.00		160.00		100.00		105.00		70.00		135.00		165.00	
Total Desarrollo							55.00		80.00		45.00		65.00		75.00		55.00		40.00	
Total Preparaciones							70.00		75.00		60.00		50.00		70.00		70.00		65.00	
Total Operaciones							15.00		24.00		31.00		10.00		15.00		40.00		80.00	
Total Avances							280.00		339.00		236.00		230.00		230.00		300.00		350.00	

Tabla 9: Cumplimiento de programa de avances TUNKYRO

INDICES DE RENDIMIENTO EN LABORES DE AVANCE

LABOR	PROGRAMADO	AVANCE	% DE CUMP.	DEUDA
ENERO	280.00	245.00	87.50%	-35.00
FEBRERO	339.00	280.00	82.60%	-59.00
MARZO	236.00	200.00	84.75%	-36.00
ABRIL	230.00	190.00	82.61%	-40.00
MAYO	230.00	205.00	89.13%	-25.00
JUNIO	300.00	272.00	90.67%	-28.00
JULIO	350.00	362.00	103.43%	12.00

Tabla 10: Índice de Cumplimiento de avances

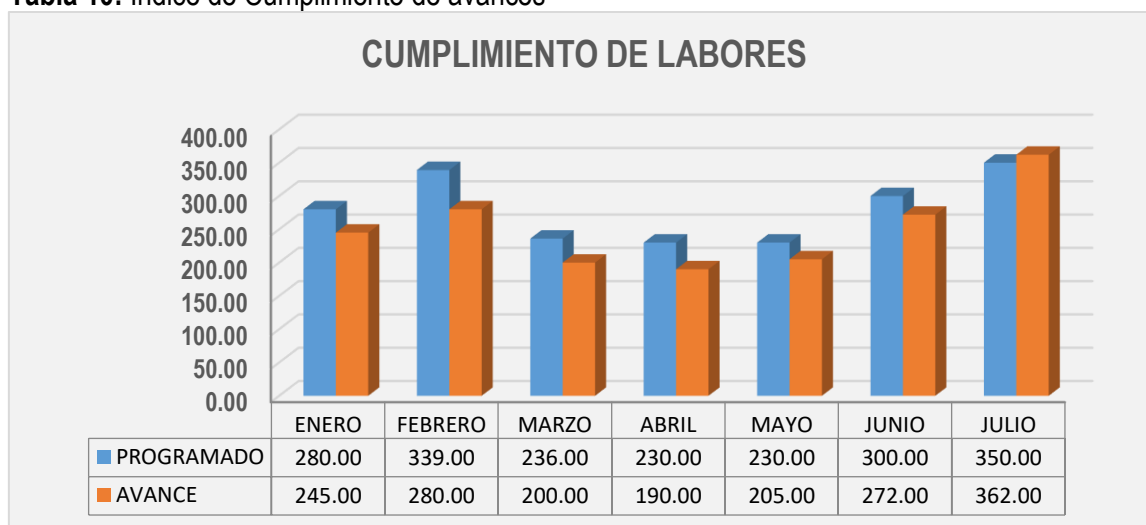


Tabla 11: Reporte de disparos deficientes de labores de avances

DISPAROS DEFICIENTES EN LABORES DE AVANCE				
LABOR	DISPARO SOPLADO	DISPARO ANILLADO	TACOS	DESQUINCHES
MAYO	2.00	0.00	0.00	0.00
JUNIO	4.00	5.00	2.00	1.00
JULIO	4.00	2.00	3.00	5.00

Tabla 12: Datos históricos de disparos deficientes en labores de avances

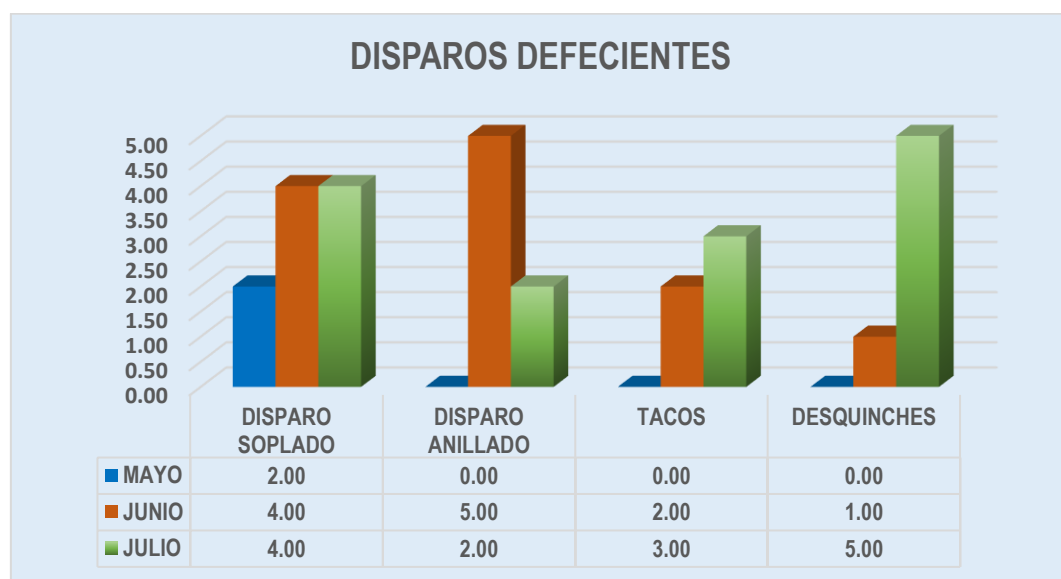


Tabla 13: Eficiencia de disparo de labores de avances

EFICIENCIA DE DISPARO		
LABOR	M/DISP PU	AVANCE M/DISP
MAYO	1.61	1.33
JUNIO	1.61	1.42
JULIO	1.61	1.45

Tabla 14: Datos históricos de eficiencia de disparo de labores de avances

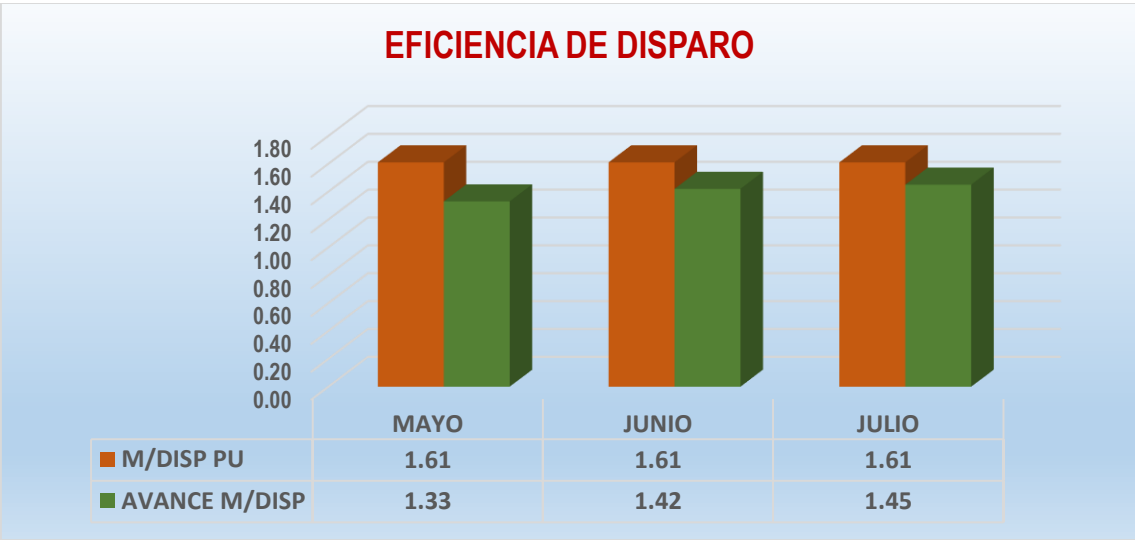
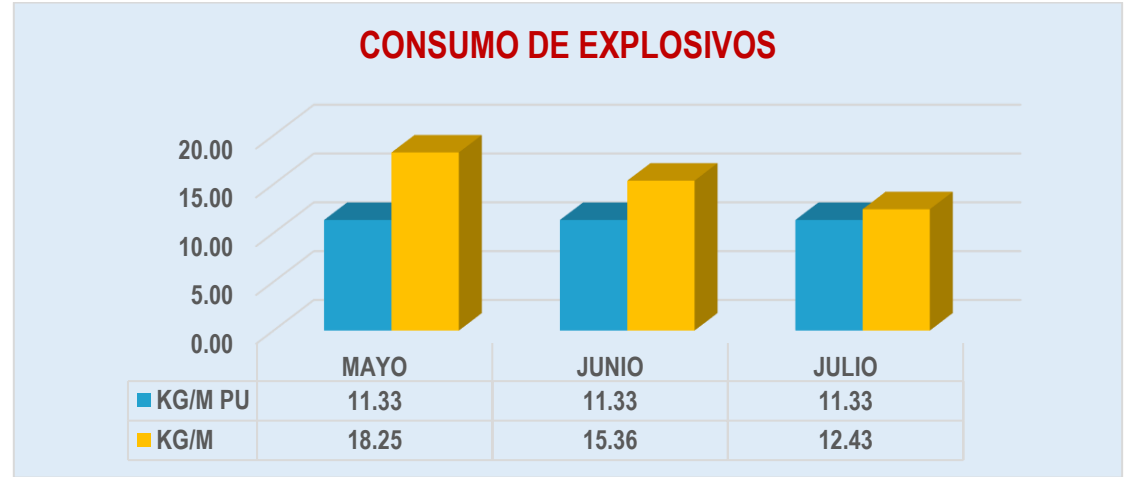


Tabla 14: Eficiencia de consumo de explosivos en labores de avances

CONSUMO DE EXPLOSIVOS		
LABOR	KG/M PU	KG/M
MAYO	11.33	18.25
JUNIO	11.33	15.36
JULIO	11.33	12.43

Tabla 15: Comparativo de consumo de explosivos en labores de avances



CUADRO DE REPORTE DE OPERACIONES MINA CON REGISTRO DE DISPAROS DEFECIENTES EN LA GL 7160 – MES DE JUNIO

Tabla 16: Cuadro de reporte de operaciones mina con registro de disparos deficientes en GI 7160 mes de junio

Fecha	guardia	NOM LABOR	A	H	DETALLE	Nº DISP	Nº TAL PERF	Nº TAL DISP	LONG PIES	PIES PERF. ACUMULADOS	AVANCE TEORICO	EMULSION 3000	CARMEX 7	CARMEX 5	MECHA RAPIDA (m)	MES	SEMANA	PPT
29/05/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	SOPLADO	2	68	65	4	272	0.00	260		65	1	MAYO	4ta	272.00
30/05/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	46	43	4	184	1.20	225	43		9	MAYO	4ta	184.00
30/05/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	44	42	5	220	1.40	220	42		1	MAYO	4ta	220.00
31/05/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	45	42	5	225	1.30	252	31		8	MAYO	4ta	225.00
1/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	42	42	5	210	1.40	188	42		10	JUNIO	1ra	210.00
5/06/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	ANILLADO	1	15	15	4	60	0.00	45		15	3	JUNIO	1ra	60.00
6/06/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	LIMPIEZA											JUNIO	1ra	-
6/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	LIMPIEZA											JUNIO	1ra	-
7/06/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	10	10	4	40		60		10	1	JUNIO	1ra	40.00
8/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	43	40	5	215	1.40	210		33	4	JUNIO	2da	215.00
9/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	LIMPIEZA					0						JUNIO	2da	-
10/06/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	RIEL	1	4	4	4	16		20		4	2	JUNIO	2da	16.00
10/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	44	40	5	220	1.45	244		39	9	JUNIO	2da	220.00
11/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	42	39	5	210	1.50	143	33		4	JUNIO	2da	210.00
11/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	44	40	5	220	1.40	250	40		9	JUNIO	2da	220.00
12/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	42	39	5	210	1.30	245	38		7.5	JUNIO	2da	210.00
12/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	SOPLADO	1	44	40	6	264	0.00	222	37		12	JUNIO	2da	264.00
12/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	LIMPIEZA					0						JUNIO	2da	-
13/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	LIMPIEZA					0						JUNIO	2da	-
13/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	43	40	5	215	1.40	250	40		15	JUNIO	2da	215.00
13/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	SOPLADO	1	46	43	6	276	0.00	268	43		15	JUNIO	2da	276.00
14/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	ANILLADO	1	25	12	6	150	0.00	12	12		6	JUNIO	2da	150.00
14/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	43	40	5	215	1.40	250	43		13	JUNIO	2da	215.00
14/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	46	43	5	230	1.50	268	46		12	JUNIO	2da	230.00
15/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	8	8	6	48	0.00	8	8		4	JUNIO	3ra	48.00
15/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	SOPLADO	1	48	42	6	288	0.00	252		42		JUNIO	3ra	288.00
16/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	44	44	5	220	1.50	170	40		10	JUNIO	3ra	220.00
16/06/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	40	40	5	200	1.40	240	40		10	JUNIO	3ra	200.00
16/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	ANILLADO	1	45	39	6	270	0.00	234	39		8	JUNIO	3ra	270.00
16/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	43	40	6	258	0.00	250	40		12	JUNIO	3ra	258.00
17/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	52	44	5	260	1.40	274	44		10	JUNIO	3ra	260.00
17/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	50	46	5	250	1.40	250	40		8	JUNIO	3ra	250.00
17/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	43	40	6	258	1.30	250	40		12	JUNIO	3ra	258.00
18/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	40	40	6	240	1.50	250	40		10	JUNIO	3ra	240.00
18/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	46	40	6	276	1.40	250	40		10	JUNIO	3ra	276.00
18/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	43	40	6	258	1.30	250	40		12	JUNIO	3ra	258.00
19/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	44	44	6	264	1.50	264	44		10	JUNIO	3ra	264.00

19/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	RIEL					0						JUNIO		-
19/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	RIEL					0						JUNIO		-
20/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	44	41	4	176	1.10	256	41		10	JUNIO	3ra	176.00
20/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	39	36	6	234	1.50	226		36	10	JUNIO	3ra	234.00
20/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	RIEL					0						JUNIO	3ra	-
21/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	40	40	4	160	1.10	170		40	10	JUNIO	3ra	160.00
21/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	ANILLADO	1	43	40	6	258	0.00	250	40		10	JUNIO	3ra	258.00
21/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	RIEL					0						JUNIO	3ra	-
22/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	41	41	6	246	1.40	256	41		10	JUNIO	3ra	246.00
22/06/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	42	42	6	252	1.50	252	42		10	JUNIO	3ra	252.00
22/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	41	38	6	246	1.50	243	28		18	JUNIO	3ra	246.00
22/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	80	74	6	480	1.30	405	38	38	20	JUNIO	3ra	480.00
23/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	39	39	6	234	1.50	234	39		10	JUNIO	4ta	234.00
23/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	28	25	6	168	1.40	160	25		13	JUNIO	4ta	168.00
23/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	RIEL					0						JUNIO	4ta	-
24/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	18	18	6	108	0.00	70	13		5	JUNIO	4ta	108.00
24/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	42	38	6	252	1.50					JUNIO	4ta	252.00
24/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	RIEL					0						JUNIO	4ta	-
25/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	38	38	4	152	1.50	243	38		13	JUNIO	4ta	152.00
25/06/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	24	24	4	96	1.30	154	24		10	JUNIO	4ta	96.00
25/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	15	15	6	90	0.00	60	15		1	JUNIO	4ta	90.00
25/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	12	12	6	72	1.50	42	22		2	JUNIO	4ta	72.00
26/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	13	13	6	78	0.00	60	13		5	JUNIO	4ta	78.00
26/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	38	35	6	228	1.50	215	35		10	JUNIO	4ta	228.00
26/06/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	2	2	4	8	0.00	2		2	0.5	JUNIO	4ta	8.00
26/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	38	38	4	152	1.50	228	38		3	JUNIO	4ta	152.00
26/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	60	60	4	240	1.50	325		60	16	JUNIO	4ta	240.00
27/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	36	33	6	216	1.50	196	33		8	JUNIO	4ta	216.00
27/06/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	LIMPIEZA					0						JUNIO	4ta	-
27/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	32	32	4	128	1.50	192	32		5	JUNIO	4ta	128.00
27/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	36	36	6	216	1.30	172	36		11	JUNIO	4ta	216.00
28/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	36	33	6	216	1.50	195	33		10	JUNIO	4ta	216.00
28/06/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	40	37	6	240	1.50	232	37		13	JUNIO	4ta	240.00
28/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	39	35	4	156	1.50	210	35		7	JUNIO	4ta	156.00
28/06/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	RIEL					0						JUNIO	4ta	-
29/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	6	6	4	24	0.00	18		6	2	JUNIO	4ta	24.00
29/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	DESQUINCHE	2	11	11	4	44	0.00	104	11		3	JUNIO	4ta	44.00
30/06/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	LIMPIEZA					0						JUNIO	4ta	-
30/06/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	LIMPIEZA					0						JUNIO	4ta	-

CUADRO DE REPORTE DE OPERACIONES MINA CON REGISTRO DE DISPAROS DEFECIENTES EN LA GL 7160 – MES DE JULIO

Tabla 17: Cuadro de reporte de operaciones mina con registro de disparos deficientes en Gl 7160 mes de julio

Fecha	guardia	NOM LABOR	A	H	DETALLE	Nº DISP	Nº TAL PERF	Nº TAL DISP	LONG PIES	PIES PERF. ACUMULADOS	AVANCE TEORICO	EMULSION 3000	CARMEX 7	CARMEX 5	MECHA RAPIDA (m)	MES	SEMANA	PPT
1/07/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	37	34	6	222	1.00	223	34		12	JULIO	1ra	222.00
3/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	43	39	6	258	1.30	234				JULIO	1ra	258.00
4/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	41	37	6	246	1.50	197	37		12	JULIO	1ra	246.00
4/07/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	SOPLADO	1	38	34	6	228	0.00	182	34		12	JULIO	1ra	228.00
4/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	2	87	79	6	522	2.00	356	79		19	JULIO	1ra	522.00
4/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	37	34	6	222	1.50	170	34		9	JULIO	1ra	222.00
5/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	41	37	6	246	1.20	197	37		12	JULIO	1ra	246.00
5/07/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	SOPLADO	1	38	34	6	228	0.00	182	34		12	JULIO	1ra	228.00
5/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	45	42	6	270	1.30	252	42		10	JULIO	1ra	270.00
5/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	LIMPIEZA					0						JULIO	1ra	-
6/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	42	37	6	252	1.50	232		37		JULIO	1ra	252.00
6/07/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	39	36	6	234	1.10	226		36		JULIO	1ra	234.00
6/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	33	33	6	198	1.10	33		33	7	JULIO	1ra	198.00
6/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	18	18	6	108	1.50	36		18	7	JULIO	1ra	108.00
6/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	LIMPIEZA					0						JULIO	1ra	-
6/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	LIMPIEZA					0						JULIO	1ra	-
7/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	20	20	6	120	1.50	120		20		JULIO	1ra	120.00
7/07/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	38	38	6	228	1.50	226		38		JULIO	1ra	228.00
7/07/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	ANILLADO	1	23	23	6	138	0.00	92		23		JULIO	1ra	138.00
7/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	39	36	6	234	1.50	54		36		JULIO	1ra	234.00
7/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	24	24	6	144	1.50	42		24		JULIO	1ra	144.00
7/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	LIMPIEZA					0						JULIO	1ra	-
8/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	17	17	6	102	1.50	102		17		JULIO	2da	102.00
8/07/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	35	32	6	210	1.50	202		32		JULIO	2da	210.00
8/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	31	31	6	186	1.10	43		31		JULIO	2 da	186.00
8/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	21	21	6	126	1.50	39		21		JULIO	2 da	126.00
8/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	6	6	4	24	0.00					JULIO	2 da	24.00
8/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	LIMPIEZA	0	0	0	0	0						JULIO	2 da	-
9/07/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	44	40	6	264	1.30	250		40		JULIO	2da	264.00
9/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	20	17	6	120	1.50	102		17		JULIO	2da	120.00
9/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	13	13	6	78	1.60	78		13		JULIO	2da	78.00
9/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	16	16	6	96	0.00	16		16		JULIO	2da	96.00

9/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	LIMPIEZA					0		36		20		JULIO	2da	-
9/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	6	6	4	24	0.00					JULIO	2da	24.00
9/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	LIMPIEZA	0	0	0	0	0						JULIO	2da	-
10/07/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	46	42	6	276	1.30	250		40		JULIO	2da	276.00
10/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	16	16	6	96	1.50	96		16		JULIO	2da	96.00
10/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	LIMPIEZA	1	12	12	6	72		81		12		JULIO	2da	72.00
10/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	16	16	6	96	0.00	16		16		JULIO	2da	96.00
10/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	LIMPIEZA					0		36		20		JULIO	2da	-
10/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	6	6	4	24	0.00					JULIO	2da	24.00
10/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	LIMPIEZA					0						JULIO	2da	-
11/07/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	2	45	42	6	270	1.50	264		42		JULIO	2da	270.00
11/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	14	14	6	84	0.00	94		14		JULIO	2da	84.00
11/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	14	14	6	84	1.50	84		14		JULIO	2da	84.00
11/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	38	35	6	228	1.50	47		47		JULIO	2da	228.00
11/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	38	35	6	228	1.50	53		35		JULIO	2da	228.00
11/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	LIMPIEZA	0	22	0	0	0						JULIO	2da	-
11/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	LIMPIEZA	0	0	0	0	0						JULIO	2da	-
12/07/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	LIMPIEZA					0						JULIO	2da	-
12/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	31	28	6	186	1.50	178		28		JULIO	2da	186.00
12/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	3	3	6	18	0.00	18		3		JULIO	2da	18.00
12/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	38	35	6	228	1.50	53		35		JULIO	2da	228.00
12/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	38	35	6	228	1.50	53		35		JULIO	2da	228.00
13/07/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	38	34	6	228	1.50	214		34		JULIO	2da	228.00
13/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	34	31	6	204	1.50	196		31		JULIO	2da	204.00
13/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	37	35	6	222	1.50	53		35		JULIO	2da	222.00
13/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	LIMPIEZA	1				0						JULIO	2da	-
14/07/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	18	15	6	108	0.00	29		15		JULIO	2da	108.00
14/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	33	30	6	198	1.50	46		30		JULIO	2da	198.00
14/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	LIMPIEZA	1				0						JULIO	2da	-
15/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	34	31	6	204	1.50	46		31		JULIO	2da	204.00
15/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	LIMPIEZA	0	0	0	0	0						JULIO	2da	-
16/07/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	LIMPIEZA					0						JULIO	3ra	-
16/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	33	30	6	198	1.50	46		30		JULIO	3ra	198.00
17/07/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	18	5	4	72	0.00	8		5		JULIO	3ra	72.00
21/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	39	34	6	234	1.30	219		34		JULIO	3ra	234.00
22/07/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	LIMPIEZA		4		4	16						JULIO	3ra	16.00
22/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	24	18	6	144	1.50			18		JULIO	3ra	144.00
22/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	36	36	6	216	1.30	231		36		JULIO	3ra	216.00
23/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	16	16	6	96	0.00	69		16		JULIO	4ta	96.00

23/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	18	18	6	108	1.50	82	18		4	JULIO	4ta	108.00
23/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	47	41	4	188	0.00		31	10	17	JULIO	4ta	188.00
23/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	LIMPIEZA					0						JULIO	4ta	-
24/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	LIMPIEZA					0						JULIO	4ta	-
24/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	31	31	6	186	1.50	57	31		9	JULIO	4ta	186.00
24/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	LIMPIEZA					0						JULIO	4ta	-
25/07/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	LIMPIEZA					0						JULIO	4ta	-
25/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	33	30	6	198	1.50	64	30		10	JULIO	4ta	198.00
25/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	40	40	6	240	1.50	166	40		10	JULIO	4ta	240.00
25/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	44	40	6	264	1.50	160	40		10	JULIO	4ta	264.00
26/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	38	35	6	228	1.50	30	35		14	JULIO	4ta	228.00
26/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	40	39	6	240	1.50		39		10	JULIO	4ta	240.00
26/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	40	40	6	240	1.50		40		10	JULIO	4ta	240.00
27/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	38	35	6	228	1.50			35	12.5	JULIO	4ta	228.00
27/07/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	1	40	38	6	240	1.50		38		10	JULIO	4ta	240.00
27/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	40	40	6	240	1.50		40		10	JULIO	4ta	240.00
28/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	38	35	6	228	1.50				12.5	JULIO	4ta	228.00
28/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	40	40	6	240	1.50			40	11	JULIO	4ta	240.00
29/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	38	35	6	228	1.50				9	JULIO	4ta	228.00
29/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	46	40	6	276	1.50			40	11	JULIO	4ta	276.00
30/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	1	44	40	6	264	1.50				8	JULIO	4ta	264.00
31/07/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	LIMPIEZA					0						JULIO	4ta	-
31/07/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	DESQUINCHE	1	40	36	4	160	0.00			6	2	JULIO	4ta	160.00

CAPITULO V

RESULTADOS DE DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION

5.1 Diseño de Malla de Perforación

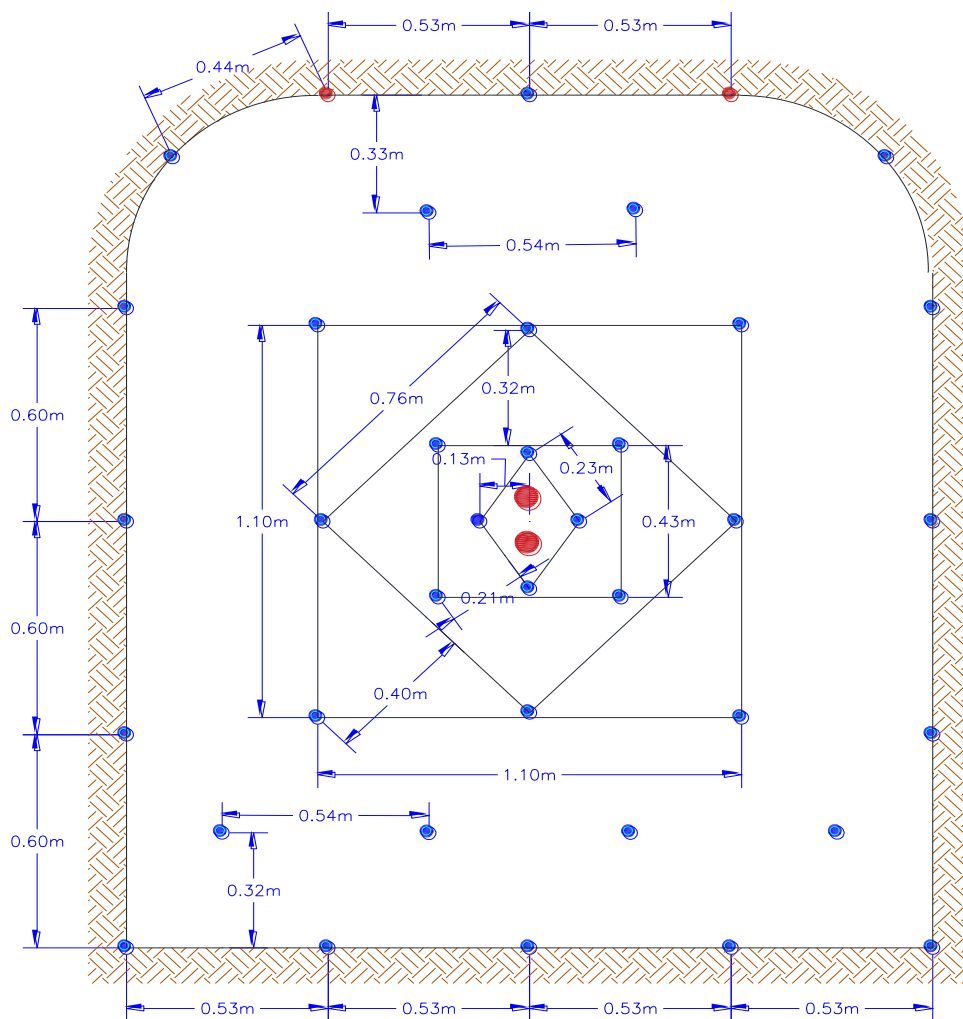
La GL 7160 están ubicada en el nivel 2890 en la mina Valetita IV, por la dimensión del frente se ha visto conveniente avanzar de manera convencional con un Jack leg, y la limpieza se realizará con una pala neumática de 0.5 yd³, U-35 de 1.5 ton y sobre rieles, para así poder dar cumplimiento al programa de avance lineal propuesto por Compañía Minera Tunkyro.

5.2 Resultado de cálculos para diseño de perforación y voladura – modelo matemático Roger Holmberg

Después de realizar los cálculos de perforación y voladura para la GL 7160 usando el método de Roger Holmberg, se procede a dibujar en el programa AutoCAD v. 2021, siguiendo el burden equivalente, burden practico y ancho de abertura para el arranque, primer cuadrante, segundo cuadrante, tercer cuadrante, hastiales, corona y arrastre de acuerdos a los datos calculados del cuadro siguiente.

Tabla 18: Resumen de cálculos de malla de perforación propuesto

	Be (m)	Bp (m)	S1 (m)	S2 (m)	Ah (m)	q (Kg/m)	N° de tal	N° de Cart	Qe (kg/tal)
Arranque	0.15	0.13	-	-	0.23	0.448	4	7	0.61
1er Cuadrante	0.24	0.21			0.43	0.296	4	6	0.4
2do Cuadrante	0.33	0.32			0.76	0.45	4	6	0.616
3er Cuadrante	0.42	0.4			1.1	0.384	4	6	0.52
Hastiales	0.66	0.3	0.6		1.8	0.35	4	5	0.479
Corona	0.67	0.54	0.53			0.11	5	5	0.15
Ayuda corona		0.33	0.54			0.32	2	5	
Arrastre	0.73	0.67	53		2.1	0.54	5	9	0.73
ayuda arrastre		0.32	0.54			0.23	4	5	
			TOTAL			3.128	36	54	



● Taladros Cargados
● Taladros Vacíos

Figura 50: Malla de perforación y voladura

Tabla 19: Datos técnicos de la galería 7160

MALLA DE PERFORACION Y ESQUEMA DE CARGUIO							
GALERIA SECCION 2.10 x 2.40							
Sección (m)	2.10	x	2.40	m³ / Disp.	8.62	Gradiente	5%
Tipo de roca:	II	RMR	64	Efic.Perf.	95%	Nv. - Labor	2890
Long. de barra de perf.	6	Pies		Efic.Disp.	93%		
Long. efectiva de perf.	1.70	m		Avanc.Efect.	95%	1.70	m
Nº Tal. Frente	40	Ø broca Prod. (mm): 36					
Taladros Cargados	36	Ø broca Rimado (mm): 63.5					

En la Tabla adjunta se puede ver la distribución de taladros en la GL 7160, donde se resume la

cantidad de taladros, el número total de cartuchos por taladro y la cantidad de explosivo, Kilogramo de explosivo por taladro y la cantidad de carmex

Tabla 20: Distribución de carga explosiva

PERFORACION CON JACK LEG AHORA					
DESCRIPCION	N° Taladros		EMULNOR 3000 7/8" x 7	CART/ TAL	KG/ATL CARMEX 2.10m
Alivio(Rimados)	0	2			
Arranque	4		7	24	1.92
1era ayuda	4		6	24	1.92
2da ayuda	4		6	24	1.92
Cuadradores	4		6	24	1.92
Ayuda Corona	2		5	10	0.8
Corona	3	2	5	15	1.2
Hastial	6		5	30	2.4
ayuda arrastre	4		5	20	1.6
Arrastre	5		8	40	3.2
TALADROS PERFORADOS	36	4	211		
KILOGRAMO DE EXPOSIVO			16.88	KG	16.88
					36

Tabla 21: Distribución de carga explosiva

PERFORACION CON JACK LEG ANTES					
DESCRIPCION	N° Taladros		EMULNOR 3000 7/8" x 7	CART/ TAL	KG/ATL CARMEX 2.10m
Alivio	0	3			
Arranque	4		8	24	1.92
1era ayuda	4		7	28	2.24
2da ayuda	4		7	28	2.24
Cuadradores	4		7	28	2.24
Ayuda Corona	3		6	18	1.44
Corona	5	0	5	25	2
Hastial	6		6	36	2.88
ayuda arrastre	4		6	24	1.92
Arrastre	6		8	48	3.84
TALADROS PERFORADOS	40	3	259		
KILOGRAMO DE EXPOSIVO			20.72	KG	20.72
					40

COMPARATIVO DE KPIs DE PERFORACION Y VOLADURA

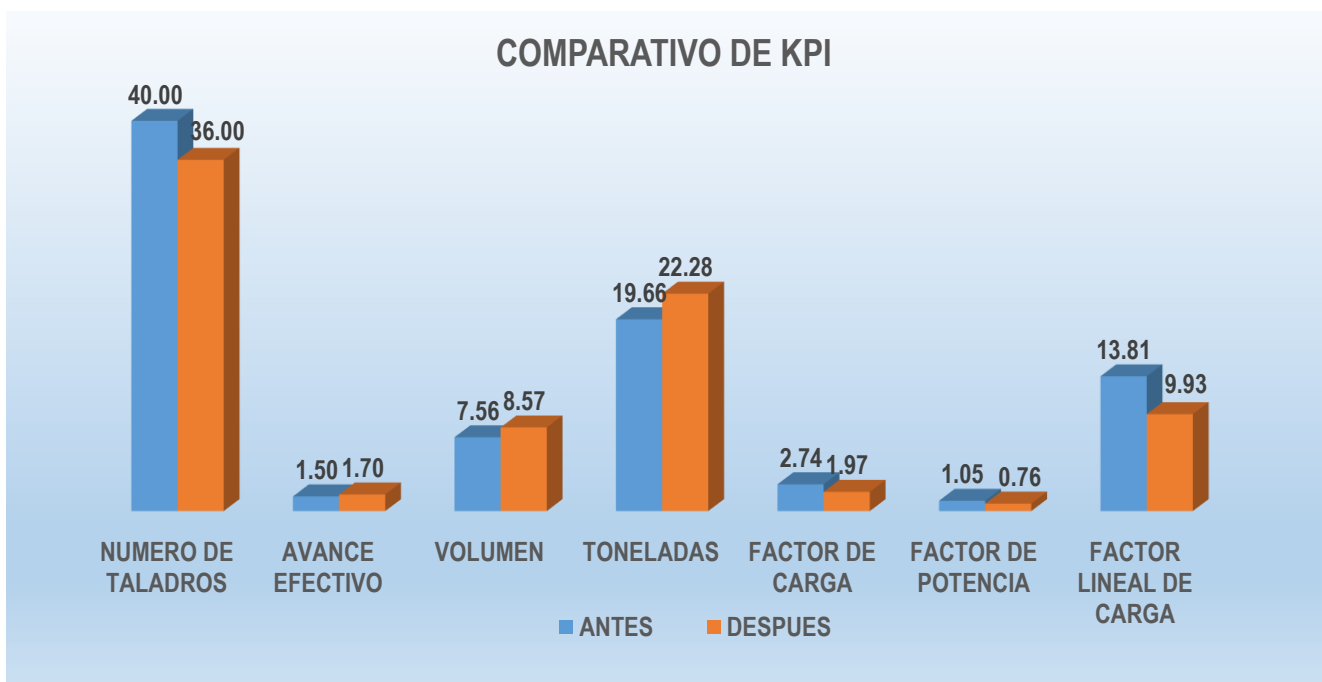
Tabla 22: KPI de voladura (ahora)

KPI	LONG. DE BARRA DE PERF. (6 PIES)	AHORA	ANTES
AVANCE EFECTIVO	metros	1.70	1.50
VOLUMEN	m3	8.57	7.56
TONELADAS	ton	22.28	19.66
FACTOR DE CARGA	Kg/m3	1.97	2.74
FACTOR DE POTENCIA	Kg/ton	0.76	1.05
FACTOR LINEAL DE CARGA	Kg/ml	9.93	13.81

Como el que se presenta en el siguiente gráfico adjunto, en esta investigación ha reducido notablemente el número de talados, factor de carga y factor de potencia como también se mejoró el avance efectivo el volumen disparado, menor tonelaje y el factor lineal de carga, para ello se muestra los resultados en la GL 7160.

De igual forma muestra los promedios de avances anteriores y actuales, promedios de eficiencia de voladura actuales y anteriores.

Figura 51: KPI de GL 7160



CUADRO DE RESULTADOS OBTENIDOS DE PERFORACION Y VOLADURA EN LA MALLA PROPUESTA EN GAL 7160

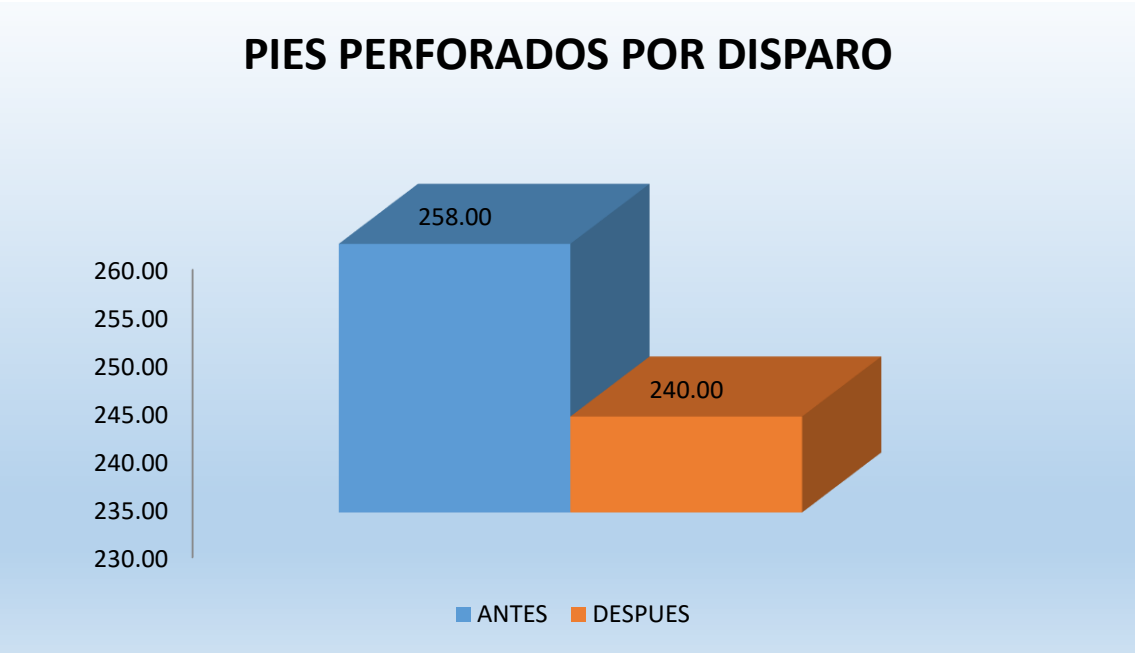
Tabla 23: Cuadro de resultados obtenidos de perforación y voladura de la nueva malla propuesta

Fecha	guardia	NOM LABOR	A	H	DETALLE	Nº MAQUINA	Nº DISP	Nº TAL PERF	Nº TAL DISP	LONG PIES	PIES PERF. ACUMULADOS	AVANCE (m)	EMULSION 3000	CARMEX 7	MECHA RAPIDA	PPT
06/08/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	15	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
06/08/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.71	169	36	6	240.00
07/08/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	15	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
07/08/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	15	1	40	36	6	240	1.72	169	36	6	240.00
07/08/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	15	1	40	36	6	240	1.71	169	36	6	240.00
07/08/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
08/08/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	15	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
09/08/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	15	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
09/08/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
09/08/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	15	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
09/08/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
10/08/2023	D	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	15	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
10/08/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
10/08/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	15	1	40	36	6	240	1.72	169	36	6	240.00
10/08/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
11/08/2023	N	GL 7160 N	2.10	2.40	AVANCE	15	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
12/08/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
13/08/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.71	169	36	6	240.00
14/08/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.69	169	36	6	240.00
15/08/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.72	169	36	6	240.00
16/08/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.69	169	36	6	240.00
16/08/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
17/08/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
18/08/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
18/08/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
19/08/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.68	169	36	6	240.00
19/08/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.71	169	36	6	240.00
23/08/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.72	169	36	6	240.00
24/08/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
24/08/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
25/08/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
26/08/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.73	169	36	6	240.00
26/08/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
27/08/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.72	169	36	6	240.00
27/08/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.73	169	36	6	240.00
28/08/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.71	169	36	6	240.00
29/08/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
30/08/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
30/08/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
31/08/2023	D	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
31/08/2023	N	GL 7160 S	2.10	2.40	AVANCE	16	1	40	36	6	240	1.70	169	36	6	240.00
PROMEDIO							1.00	40.00	36.00	6.00	240.00	1.70	169.00	36.00	6.00	240.00

Los avances efectivos antes del Diseño de malla de Perforación y voladura fueron menores a 1.50 metros en algunos casos aún menos, en cambio aplicando la nueva malla de Perforación y Voladura propuesta son mayores a 1.70 metros, lo cual fue lo que se esperaba para poder obtener avances al 95 % y así cumplir el avance programado del mes.

En el grafico siguiente también se puede apreciar los pies perforados por disparo, antes fueron mayores a 258 pies perforados, pero con la malla propuesta son menores a 240 pies perforados, lo que nos reducirá el tiempo de perforación, vida útil de aceros de perforación y los costos de perforación y voladura.

Figura 52: KPI de Pies perforados



En la Tabla adjunto, se muestra el costo de voladura de la GL de sección 2.1 m x 2.4 m antes y después de malla propuesta.

Tabla 23: Calculo de costos antes de la investigación

CALCULO DE COSTOS GALERIAS LIMPIEZA CON PALA COMPAÑIA SECCION 7' x 8' CIRCADO EMULNOR							
Tipo de roca	SEMIDURO				COD P.U.	002	
Nro Taladros	43 Tal.		8.10	m3	para cuneta		
Longitud de barreno	6 Pies		21.87	tn			
Pies Perforados	258						
Eficiencia de perforación	95%		2.25	Kg/m3			
Eficiencia de voladura	92.5%		19.88	Carros U-35			
Avance por disparo	1.61 Mts.		0.83	Kg/ Tn	T.C. \$/./ \$=	3.90	
1.- MANO DE OBRA							
Obreros	Unidad	Jornal \$	Horas	Tareas	\$ x Disp	\$/m	
Perforista Palero	Jornal	20.00	10.07	1.26	25.18		
Ayudante	Jornal	16.67	10.07	1.26	20.98		
Peon	Jornal	15.38	5.00	0.63	9.62		
Sub- total			25.14	3.14	55.77		
Leyes Sociales	106.79%				59.56		
Total Obreros					115.33	71.76	
2.- MATERIALES PERFORACION							
Barrenos	Unidad	Precio \$	V. Util	Cant.	\$ x Disp	\$/m	
Barra Conica de 6 pies	Unidad	85.09	1,200.00	1	18.29		
Broca de 38 mm	Unidad	23.46	300.00	1	20.17		
Total barrenos					38.47	23.94	
Mangueras y accesorios:	Unidad	Precio \$	V. Util	Cant.	\$ x Disp.	\$/m	
Manguera de 1/2"	Metros	1.23	150.00	30	0.25		
Manguera de 1"	Metros	2.45	120.00	30	0.61		
Aceite de Perforación	Galones	13.06	1.00	0.36	4.68		
Total mangueras y accesorios					5.54	3.45	
3.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD							
Descripción	Unidad	Precio \$	V. Util	Cantidad	\$x Disp	\$/m	
Protector	Unidad	11.40	360.00	3.14	0.10		
Guantes de Cuero	Par	2.70	15.00	3.14	0.57		
Correas portalamparas	Unidad	3.01	360.00	3.14	0.03		
Botas de jebe	Par	19.01	180.00	3.14	0.33		
Mameluco	Unidad	22.42	180.00		0.00		
Respiradores 3M	Pieza	28.49	360.00	3.14	0.25		
Filtro de Respirador	Pza.	8.30	10.00	3.14	2.61		
Tapón de oídos	Par	0.28	30.00	3.14	0.03		
Lentes de Seguridad Malla	Pza.	4.84	120.00	3.14	0.13		
Pantalon de jebe	Pza.	11.08	60.00	2.00	0.37		
Arnes de 4 Argollas	Pza.	85.93	90.00		0.00		
Linea de Vida	Pza.	42.86	90.00		0.00		
Lampara de baterias + Cargador	Pza.	33.45	360.00	3.14	0.29		
Casaca de Jebe	Pza.	13.56	90.00	2.00	0.30		
Pantalon	Pza.	4.55	180.00	3.14	0.08		
Camisa	Pza.	4.52	180.00	3.14	0.08		
Guantes de Neopreno	Pza.	12.26	15.00	3.14	2.57		
Total Implementos de Seguridad					7.73	4.81	
4.- HERRAMIENTAS Y OTROS MATERIALES							
Materiales	Unidad	Precio \$	V. Util	Cant.	\$ x Disp	\$/m	
Lampa	Pza.	6.02	120.00	1.00	0.050		
Pico	Pza.	7.77	120.00	1.00	0.065		
Llave Stylson 14"	Pza.	12.56	180.00	1.00	0.070		
Alambre de Amarre	Kgr.	1.57	1.00	0.25	0.393		
Barretillas	Jgo	11.84	90.00	2.00	0.263		
Atacador de Madera	Pza.	3.27	30.00	1.00	0.109		
Comba de 6 Libras	Pza.	13.83	180.00	1.00	0.077		
Guiadores de Tubo	Pza.	0.71	30.00	3.00	0.071		
Cucharilla	Pza.	2.39	360.00	1.00	0.007		
Aceitera	Pza.	2.05	360.00	1.00	0.006		
Punzon de Cobre	Pza.	2.97	360.00	1.00	0.008		
Mochila Ex.	Pza.	39.73	90.00	2.00	0.883		
Flexometro	Pza.	3.44	45.00	1.00	0.076		
Sacabroca	Pza.	76.23	360.00	1.00	0.212		
Sacabarreno	Unidad	5.62	120.00	1.00	0.047		
Total herramientas					2.336	1.45	
5.- EQUIPO DE PERFORACION Y AFLADO:							
Descripción	Unidad	P.U. \$	V. Util	Repuestos	\$ x Pie Perf.	\$/m	
Máquina Perforadora	Unidad	4,500.00	100,000.00	1.00	0.09		
					0.09	14.45	
SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS						119.86	
Utilidad		10%				11.99	
Inprevistos		5%				5.99	
COSTO POR METRO LINEAL						137.83	
6.- MATERIALES VOLADURA:							
Explosivos	Unidad	Precio \$	Tal.	Cant.	\$ x Disp	\$/m	
Emulnor	Cartuchos	0.29	41	5.5	65.40		
Carmex	Pza.	0.89	41	1	36.49		
Mecha Rapida	Metros	0.55	10.00	1	5.50		
Total Explosivos					107.39	66.82	
COSTO POR METRO LINEAL						204.65	

Tabla 24: Calculo de costos después de la investigación

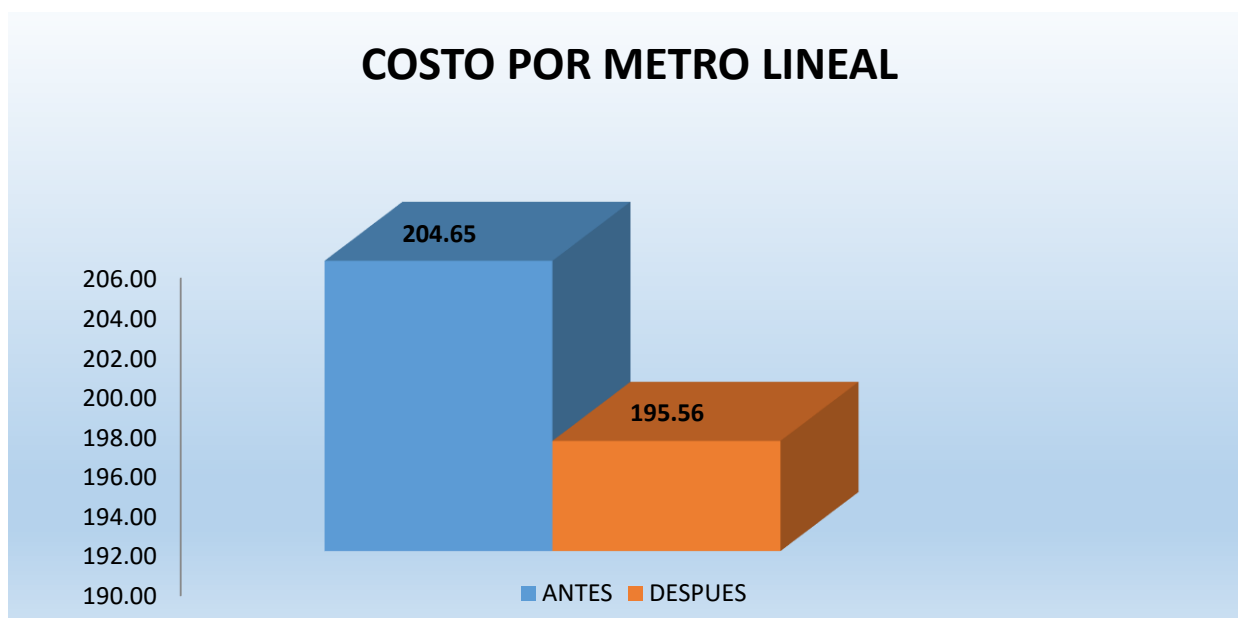
CALCULO DE COSTOS GALERIAS LIMPIEZA CON PALA COMPAÑIA SECCION 7' x 8' CIRCADO EMULNOR						
	Tipo de roca	SEMIDURO				COD P.U.
	Nro Taladros	40 Tal.		8.10 m3		para cuneta
	Longitud de barreno	6 Pies		21.87 tn		
	Pies Perforados	240				
	Eficiencia de perforación	95%		2.08 Kg/m3		
	Eficiencia de voladura	92.5%		19.88 Carros U-35		
	Avance por disparo	1.61 Mts.		0.77 Kg/ Tn	T.C. S/./ \$=	3.90
1.-	MANO DE OBRA					
	Obreros	Unidad	Jornal \$	Horas	Tareas	\$ x Disp
	Perforista Palero	Jornal	20.00	10.07	1.26	25.18
	Ayudante	Jornal	16.67	10.07	1.26	20.98
	Peon	Jornal	15.38	5.00	0.63	9.62
	Sub- total			25.14	3.14	55.77
	Leyes Sociales	106.79%				59.56
	Total Obreros					115.33
2.-	MATERIALES PERFORACION					
	Barrenos	Unidad	Precio \$	V. Util	Cant.	\$ x Disp
	Barra Conica de 6 pies	Unidad	85.09	1,200.00	1	17.02
	Broca de 38 mm	Unidad	23.46	300.00	1	18.77
	Total barrenos					35.79
	Mangueras y accesorios:	Unidad	Precio \$	V. Util	Cant.	\$ x Disp.
	Manguera de 1/2"	Metros	1.23	150.00	30	0.25
	Manguera de 1"	Metros	2.45	120.00	30	0.61
	Aceite de Perforación	Galones	13.06	1.00	0.33	4.35
	Total mangueras y accesorios					5.21
3.-	IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD					
	Descripción	Unidad	Precio \$	V. Util	Cantidad	\$x Disp
	Protector	Unidad	11.40	360.00	3.14	0.10
	Guantes de Cuero	Par	2.70	15.00	3.14	0.57
	Correas portalamparas	Unidad	3.01	360.00	3.14	0.03
	Botas de jebe	Par	19.01	180.00	3.14	0.33
	Mameluco	Unidad	22.42	180.00		0.00
	Respiradores 3M	Pieza	28.49	360.00	3.14	0.25
	Filtro de Respirador	Pza.	8.30	10.00	3.14	2.61
	Tapón de oídos	Par	0.28	30.00	3.14	0.03
	Lentes de Seguridad Malla	Pza.	4.84	120.00	3.14	0.13
	Pantalon de jebe	Pza.	11.08	60.00	2.00	0.37
	Arnes de 4 Argollas	Pza.	85.93	90.00		0.00
	Linea de Vida	Pza.	42.86	90.00		0.00
	Lampara de baterias + Cargador	Pza.	33.45	360.00	3.14	0.29
	Casaca de Jebe	Pza.	13.56	90.00	2.00	0.30
	Pantalon	Pza.	4.55	180.00	3.14	0.08
	Camisa	Pza.	4.52	180.00	3.14	0.08
	Guantes de Neopreno	Pza.	12.26	15.00	3.14	2.57
	Total Implementos de Seguridad					7.73
4.-	HERRAMIENTAS Y OTROS MATERIALES					
	Materiales	Unidad	Precio \$	V. Util	Cant.	\$ x Disp
	Lampa	Pza.	6.02	120.00	1.00	0.050
	Pico	Pza.	7.77	120.00	1.00	0.065
	Llave Stylilson 14"	Pza.	12.56	180.00	1.00	0.070
	Alambre de Amarre	Kgr.	1.57	1.00	0.25	0.393
	Barretillas	Jgo	11.84	90.00	2.00	0.263
	Atacador de Madera	Pza.	3.27	30.00	1.00	0.109
	Comba de 6 Libras	Pza.	13.83	180.00	1.00	0.077
	Guiadores de Tubo	Pza.	0.71	30.00	3.00	0.071
	Cucharilla	Pza.	2.39	360.00	1.00	0.007
	Aceitera	Pza.	2.05	360.00	1.00	0.006
	Punzon de Cobre	Pza.	2.97	360.00	1.00	0.008
	Mochila Ex.	Pza.	39.73	90.00	2.00	0.883
	Flexometro	Pza.	3.44	45.00	1.00	0.076
	Sacabroca	Pza.	76.23	360.00	1.00	0.212
	Sacabarreno	Unidad	5.62	120.00	1.00	0.047
	Total herramientas					2.336
5.-	EQUIPO DE PERFORACION Y AFILADO:					
	Descripción	Unidad	P.U. \$	V. Util	Repuestos	\$ x Pie Perf.
	Máquina Perforadora	Unidad	4,500.00	100,000.00	1.00	0.09
						0.09
	SUB TOTAL COSTOS DIRECTOS					116.97
	Utilidad		10%			11.70
	Inprevistos		5%			5.85
	COSTO POR METRO LINEAL					134.52
6.-	MATERIALES VOLADURA:					
	Explosivos	Unidad	Precio \$	Tal.	Cant.	\$ x Disp
	Emulnor	Cartuchos	0.29	36	5.8	60.55
	Carmex	Pza.	0.89	36	1	32.04
	Mecha Rapida	Metros	0.55	10.00	1	5.50
	Total Explosivos					98.09
	COSTO POR METRO LINEAL					195.56

Comparativo de KPIs de Costos

Con los datos obtenidos en campo calculamos el costo por metro lineal en un frente, considerando la cantidad de taladros, avance por disparo, cantidad de explosivo, costos de mano de obra, costo de equipo de perforación y accesorios, costo de explosivo y accesorios de voladura, costo de equipos, materiales y herramientas; además de ellos estamos considerando un 25% más en gastos generales y un 10% como utilidad todo ello en dólares.

Con base en los datos obtenidos en GL 7160, se calculó el costo por metro lineal de frente, tomando en cuenta el número de taladros, la cantidad de explosivos, costos de mano de obra, costos de equipos y accesorios de perforación, explosivos y Costos de accesorios de perforación. costos de voladuras, equipos, materiales y herramientas.

Figura 53. Comparativo de costos



5.3 Prueba de Hipótesis

Este estudio se realizó en los meses de mayo a julio de 2023 y tuvo como objetivo optimizar la perforación y voladura en la GL 7160 a efectos de cálculo se optimiza la perforación y voladura utilizando el modelo matemático de Roger Holmberg con un rendimiento de 1.50 m a de 1.70 m actualmente con una eficiencia de 95 %, por lo que es posible optimizar, con una carga explosiva adecuada y menos que lo anterior en la U.E VALETITA IV de la COMPAÑIA MINERA TUNKYRO.

Análisis Hipótesis general

Los resultados obtenidos con el modelo matemático de Roger Holmberg son satisfactorios y se optimiza la perforación y voladura donde se aprecia notablemente en la reducción de número de taladros, factor de carga, factor de potencia, se mejora y se logra alcanzar el cumplimiento del programa de metros en metros lineales.

Análisis de hipótesis específicas

Mediante el modelo matemático de Roger Holmberg, se mejora la eficiencia de perforación y voladura en la U.E VALETITA IV de la COMPAÑIA MINERA TUNKYRO, reduciendo el número de taladros, factor de carga y potencia mejorando a eficiencia de voladura.

Para demostrar hipótesis específicas, basamos nuestro trabajo de campo en los resultados obtenidos en cada prueba realizada durante el desarrollo de este trabajo de investigación, así como los reportes diarios de operación en la base de datos de las labores de avances programadas en el planeamiento mensual de la U.E VALETITA IV de la COMPAÑIA MINERA TUNKYRO.

Hipótesis estadística

Hipótesis alterna o de investigación (H1):

El diseño de la malla de perforación y voladura por el modelo matemático de Roger Holmberg influirá de forma positiva en la optimización de perforación y voladura reduciendo el Número de taladros, Factor de potencia, carga y la reducción de los costos de operación, en la U.E VALETITA IV de la COMPAÑIA MINERA TUNKYRO.

Hipótesis Nula (H0):

El diseño de la malla de perforación y voladura por el modelo matemático de Roger Holmberg no influirá de forma positiva en la optimización de perforación y voladura reduciendo el Número de taladros, Factor de potencia, carga y la reducción de los costos de operación, en la U.E VALETITA IV de la COMPAÑIA MINERA TUNKYRO.

Nivel de Significancia o Riesgo

El nivel de significancia utilizando en el diseño cuasi experimental fue $\alpha = 0.05$; por ser adecuado en las investigaciones, el cual corresponde a un nivel de confiabilidad de 95%, lo que se rechaza el H0, es decir que: el metraje programado según propuesta de optimización es mayor a la evaluación.

5.4 Discusión de Resultados

En cuanto al objetivo general: Optimización de perforación y voladura realizando un análisis de diseño adecuado mediante el modelo matemático de Roger Holmberg en la GL 7160 de la U.E VALETITA IV de la COMPAÑIA MINERA TUNKYRO, se optimiza el número de taladros, de 40 taladros cargados a 36 taladros cargados, así optimizando considerablemente el factor de carga, factor de potencia con lo que se redujeron los costos por metro lineal de avance.

En cuanto al objetivo específico 1: Optimizar la perforación y voladura diseñando a partir de modelo matemático de Roger Holmberg, se determinó que se redujo las deficiencias de voladura, de los disparos soplados con total de promedio de 3.3 por mes que se reportaba actualmente no hay reportes, los disparos anillados con promedio de 2.3 por mes, actualmente no hay reportes y los disparos con tacos con promedio de 2 por mes actualmente no hay reportes como se puede observar en el cuadro de resultados obtenidos de perforación y voladura en la malla propuesta en la GI 7160.

En cuanto al objetivo específico 2: Mejorar la eficacia y eficiencia de perforación y voladura a partir de modelo matemático de Roger Holmberg, se optimiza y mejora el avance lineal de 1.50 m promedios a 1.7 m por disparo, lo que se pudo cumplir el avance programado del mes.

En cuanto al objetivo específico 3: Reducir el número de taladros, factor de carga y potencia en perforación y voladura en la GL 7160 en la Unidad Minera VALETITA-IV de la Compañía Minera Tunkyro S.A.C, se reduce de 40 taladros a 36 taladros, logrando reducir 4 taladros, esta reducción corresponde a 15 % taladros menos respecto a la malla empírica que se usaba en los frentes de avance; se redujo los pies perforados de 258 a 240 pies perforados lo que corresponde a 6.97 % menos respecto al anterior, el factor de carga de 2.74 kg/tn a 1.97 kg/ton, esta variación corresponde a una reducción de 28.10 % respecto a los reportes anteriores de la malla empírica y factor de potencia de 1.05 a 0.76 kg/m³ que corresponde a la reducción de 27.6 % antes de la malla propuesta y lo mas importante con la malla de perforación propuesta con 36 taladros se redujeron el costo de operación de 204.65 \$/m a 195.56 \$/m; esta diferencia permitirá un ahorro de 9.09 \$/disparo;

CONCLUSIONES

1. Con la aplicación del método de Roger Holmberg implementado en la U. E VALETITA IV de la compañía minera TUNKYRO, se logra optimizar el número de taladros de 40 taladros cargados a 36 taladros cargados y las estadísticas de perforación y voladuras deficientes de los disparos soplados, anillados y tacos de un promedio de 13 reportes al mes a 2 reportes/mes en promedio.
2. De acuerdo a los resultados encontrados en esta investigación se puede decir que la eficiencia por disparo mejora considerablemente, de los avances lineales programados de un promedio de 1.5 m por disparo por guardia a 1.70 m promedio por guardia logrando cumplir con el planeamiento mensual programado. En el mes de agosto se reflejan estos resultados como se ve en el cuadro de resultados obtenidos de la malla propuesta
3. se reduce de 40 taladros a 36 taladros, logrando reducir 4 taladros, esta reducción corresponde a 15 % taladros menos respecto a la malla empírica que se usaba en los frentes de avance; se redujo los pies perforados de 258 a 240 pies perforados lo que corresponde a 6.97 % menos respecto al anterior, el factor de carga de 2.74 kg/tn a 1.97 kg/ton, esta variación corresponde a una reducción de 28.10 % respecto a los reportes anteriores de la malla empírica y factor de potencia de 1.05 a 0.76 kg/m³ que corresponde a la reducción de 27.6 % antes de la malla propuesta y lo importante se redujeron el costo de operación de 204.65 \$/m a 195.56 \$/m; esta diferencia permitirá un ahorro de 9.09 \$/disparo.
4. Finalmente en respuesta a la Propuesta de nuevos parámetros técnicos en el diagrama de perforación y voladura para optimizar el avance lineal en las excavaciones en la U. E VALETITA IV de la compañía minera TUNKYRO SAC, se concluye que los avances de mes de enero, febrero, marzo, abril, mayo y junio de 2023, se logra un avance promedio de 232 m a diferencia en los meses de julio y agosto de 2023 se ha logrado un promedio de 368.6 m. claramente se evidencia que se optimiza la malla de perforación y voladura y se ha logrado tener un avance por mes 136.6 m más. A diferencia de lo anterior.

RECOMENDACIONES

1. Para mejorar el avance programado del mes en la U. E VALETITA IV de la compañía minera TUNKYRO SAC, se debe implementarse el uso de malla de perforación y voladura diseñado mediante el algoritmo de Roger Holmberg por haber optimizado la voladura.
2. Para reducir los disparos deficientes y tener un avance lineal óptimo es recomendable pintar la malla de perforación y voladura optimizada, tomar en cuenta el perímetro y área de la labor (galería) y factores como el tipo de roca, longitud de perforación, tipo de broca, la velocidad de perforación, los aceros de perforación y la experiencia del personal.
3. Se recomienda planificar el avance diario para lograr alcanzar las metas trazadas, supervisión antes, durante y después de perforación en ambas guardias (día y noche), y el modelamiento de mallas de perforación con un software (Jk Simblast) para poder tener en cuenta el análisis, distribución de carga explosiva y así controlar la sobre rotura de la galería.
4. Todos los algoritmos calculados en el presente trabajo de investigación, pueden ser usados en otras minas hasta encontrar sus propias características del macizo rocoso, especialmente el tipo de roca, calidad y la constante de roca "C".
5. Seguir con las capacitaciones constantes con los especialistas sobre temas de perforación y voladura a todos los colaboradores, para realizar las voladuras controladas en el frente de trabajo para reducir el consumo de explosivos y no tener una sobre excavación en la galería.

REFERENCIAS BLIBIOGRAFICAS

- Apaza, D. (2013). *Diseño de malla de perforación y voladura calculada, empleando el método de Holmberg y su aplicación en las labores de desarrollo de la mina Arcata*. (tesis pregrado). Repositorio Institucional Universidad Nacional del Altiplano, Puno.
- Carrasco, P. (2015). *Aplicación del método Holmberg para optimizar la malla de perforación y voladura en la unidad Parcoy- Cia. Consorcio Minero Horizonte S.A.* (tesis pregrado). Repositorio Institucional Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, Ayacucho.
- Choque, E. (2017). *Diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en Cía Minera Ares S.A.C. -U.O. Arcata*. (tesis pregrado). Repositorio Institucional Universidad Nacional del Altiplano, Puno.
- EXSA S.A (2009). *Manual práctico de Voladura*. Lima – Peru.
- Henostroza, M. (2019). *Geomecánica en la perforación y voladura, para mejorar la fragmentación en la Unidad Minera Virgen de la Merced de la Compañía Minera Llipo SAC - 2019* (Tesis de pregrado). Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Huaraz.
- López, C. López, E. Pernia, J. & Ortiz, F. (2009). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Madrid: Instituto Geológico y Minero de España.
- Lunarejo, 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 Llipo SAC, 2021*. (tesis pregrado). Repositorio de la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Huaraz.
- Mateo, J. Rivera, C. Arauzo, L. (2020) *Modelo Matemático de Pearse y Holmberg para Reducir la Zona de Daños en Labores Horizontales de Minería Subterránea*. 18° Multiconferencia Internacional LACCEI para Ingeniería, Educación y Tecnología
- Persson, A. Holmberg, H. Lee, J. (1994). *Rock Blasting and Explosives Engineering*. Estados Unidos, CRC Press LLC. Capítulo 7.
- Rivera, H. (2019). *Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central hidroeléctrica san gabán iii*. (tesis pregrado). Repositorio Institucional Universidad Nacional del Altiplano, Puno.
- Quezada, W. (2017). *Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en frentes de 3.5m*3m en roca tipo ii veta papagayo. mina poderosa*. (tesis pregrado). Repositorio Institucional Universidad Nacional de Trujillo, Trujillo.

Quispe, D. (2016). *Optimización de costos unitarios en la explotación de la veta Raja -Minera El Solitario S.A.C. Vitor - Arequipa* (Tesis de pregrado). Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa.

Quispe, J. (2014). *El modelo matemático de Holmberg como alterativa en el diseño de mallas de perforación para optimizar las operaciones de voladura subterránea en la Cía. Minera Casapalca. S.A.* (Tesis de pregrado). Universidad Nacional de Huancavelica, Huancavelica.

Unidad Minera Valetita IV. (2023). *Plan de minado y programación mensual*. Chaipe, Pullo

https://laccei.org/LACCEI2020-VirtualEdition/full_papers/FP363.pdf

ANEXOS

Anexo 1. Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIOS	HIPOTESIS	METODOLOGIA	POBLACION
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPOTESIS GENERAL	Tipo de Investigación El presente trabajo de investigación tiene las condiciones metodológicas de tipo: Descriptivo - Aplicada Diseño: Experimental - Descriptivo	Población Unidad VALETITA-IV de la Compañía Minera Tunkyro S.A.C, Tamaño de Muestra Labor de avance del Nv. 2890. Selección de Muestra Muestra no probabilística, si determinística.
¿Cómo se puede optimizar la perforación y voladura en la Galería 7160 de la Veta Qorihuayrachina en la Unidad Minera Valetita IV, de la Empresa Minera TUNKYRO, aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en las labores de desarrollo?	Optimizar de perforación y voladura realizando un análisis de diseño adecuado de malla de perforación en la Galería 7160 de la Unidad Minera VALETITA-IV aplicando el modelo matemático Roger Holmberg para optimizar el avance lineal en labores de desarrollo y las operaciones unitarias de perforación y voladura.	Se optimiza la perforación y voladura en la Galería 7160 de la Unidad VALETITA-IV aplicando el postulado modelo matemático Roger Holmberg.		
PROBLEMAS SECUNDARIOS	OBJETIVOS ESPECIFICOS	HIPOTESIS ESPECIFICO		
¿La implementación de nuevos diseños de perforación y voladura, significará mejoras en avances lineales para la empresa y esto permitirá minimizar las malas estadísticas de voladuras deficientes?	Optimizar la perforación y voladura diseñando la malla de perforación a partir del modelo matemático Roger Holmberg, para reducir las deficiencias de voladuras en las labores de desarrollo.	Utilizando el método matemático de Roger Holmberg se optimizo las operaciones de perforación y voladura para mejorar el rendimiento del avance lineal por disparo, reduciendo el número de taladros.		
¿Se podrá mejorar eficacia y eficientemente la voladura en labores de desarrollo y en la Unidad VALETITA-IV empleando el modelo matemático de Roger Holmberg?	Mejorar la eficacia y eficiencia de perforación y voladura aplicando el modelo matemático Roger Holmberg para optimizar el avance lineal.	Mejora la eficiencia de las operaciones de perforación y voladura en la Unidad Minera VALETITA-IV de la Compañía Minera Tunkyro S.A.C aplicando el método matemático de Roger Holmberg		
¿En qué porcentaje disminuirá el número de taladros, el factor de carga y potencia en la malla de perforación y voladura aplicando el método de Roger Holmberg en la Unidad Valetita IV - Compañía Minera TUNKYRO SAC?	Reducir el número de taladros, factor de carga y potencia en perforación y voladura en la GL 7160 en la Unidad Minera VALETITA-IV de la Compañía Minera Tunkyro S.A.C	La aplicación de una voladura controlada reduce el número de taladros, factor de carga y potencia en la Unidad Minera VALETITA-IV de la Compañía Minera Tunkyro S.A.C		

Anexo 2. Valoración y clasificación geomecánica de RMR de bieniewski 1989

PARAMETROS DE CLASIFICACION					
Resistencia de la roca intacta (Mpa)					
1	Ensayo de carga puntual	> 10	10-4	4-2	Rangos para Ens.
	Compresion simple	> 250	250-100	100-50	50-25
	Puntuacion	15	12	7	4
2	ROD (%)	100 - 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25
	Puntuacion	20	17	13	6
3	Separacion de diaclasas	>2 m.	0.6-2m.	0.2-0.6m.	0.06-0.2m.
	Puntuacion	20	15	10	8
Estado de discontinuidades:					
4	Longitud	< 1m.	1 - 3m.	3 - 10m.	10 - 20m.
	Puntuacion	6	4	2	1
	Abertura	Nada	< 0.1mm.	0.1 - 1.0mm.	1 - 5mm.
	Puntuacion	6	5	3	1
	Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente Rug.	Lisa o plana
	Puntuacion	6	5	3	1
	Relleno	Ninguno	< 5mm.(duro)	> 5mm.(duro)	< 5mm.(blando)
	Puntuacion	6	4	2	0
	Alteracion	Inalterada	Liger. Alterada	Moder. Alterada	Muy alterada
	Puntuacion	6	5	3	1
Agua subteranea					
5	Flujo por C/10 m. de labor	Nulo	<10 Lts/min.	10-25 Lts/min.	25-125 Lts/min.
	Presion de agua/tension principal	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5
	Estado general	Seco	Humedo	Mojado	Goteando
	Puntuacion	15	10	7	4
CORRECCION POR LA ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES					
B	Direccion y buzamiento	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable
	Tuneles y minas	0	-2	-5	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15
	Taludes	0	-2	-25	-50
CLASIFICACION					
C	Clase	I	II	III	IV
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala
	Puntuacion	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21
CARACTERISTICAS GEOTECNICAS					
D	Clase	I	II	III	IV
	Tiempo de mantenimiento	10 años	6 meses	1 semana	10 horas
	Longitud	15 m.	8 m.	5 m.	2.5 m.
	Cohesion	> 4 Kp/cm2	3 - 4 Kp/cm2	2 - 3 Kp/cm2	1 - 2 Kp/cm2
	Angulo de rozamiento	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°
EFECTO DE LA ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES					
E	Direccion perpendicular al eje del tunel			Direccion paralela	
	Avance con buzamiento			Al eje del tunel	
	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	Cualquier direccion
	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy favorable
					Media
					Muy desfavorable

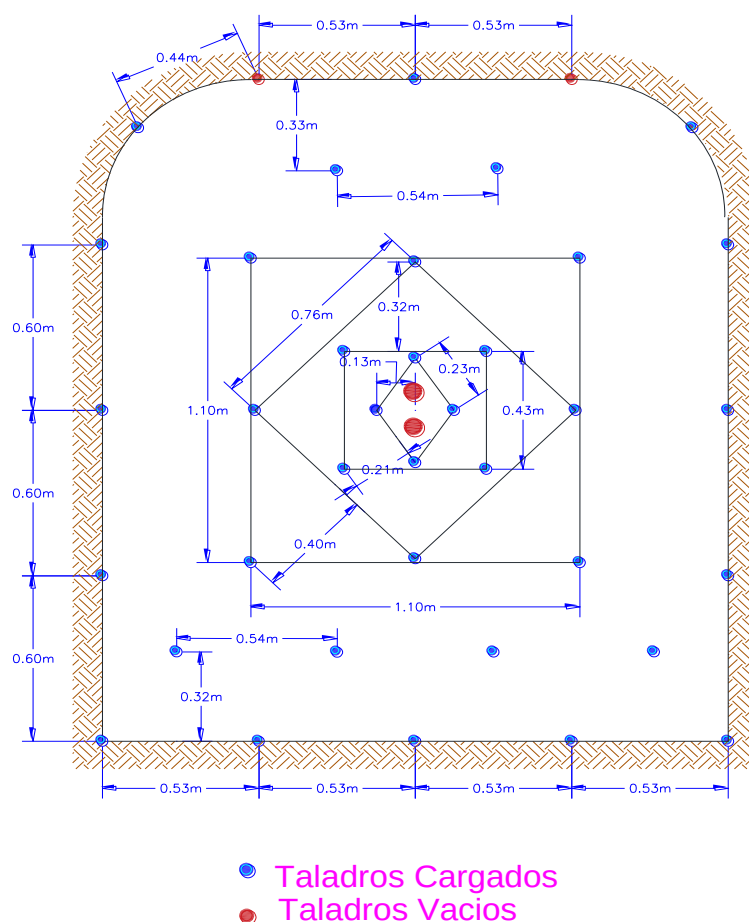
Anexo 3. Valoración y clasificación geomecánica de GSI

DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA		METODOLOGÍA DE APLICACIÓN	
Unidad operativa		LARGOS DE DESARROLLO 2.0 m a 3.0 m. (PERMANENTES)	
VALETITA IV		INDICE G.S.I.	
SOSTENIMIENTO SEGUN MODIFICACION		INDICE RMR	
LABOR PERMANENTE SECCION 2.0 A 2.5 m.		INDICE G	
TIPOS DE SOSTENIMIENTO		TIPO DE TIEMPO DE SOSTENIMIENTO	
A	SPILT SET GALVANIZADOS Puntales en lo necesario	A	
	Spit Set 5' galvanizados Espaciados a 1.5 m	B	
	CONTAS STRUT con Spit Set entre bloques o cunetas	C	
	Malla Electroaleada con SPILT SET 5' galvanizados Espaciados 1.0x1.2 m	D	
	CUADROS DE MADERA 8' Espaciados a 1.2 m	E	
B	CUADROS DE MADERA 8' Espaciados a 1.0 - 0.8 m	F	
		G	
		H	
		I	
		J	
CONDICIÓN ESTRUCTURAL		CONDICIÓN SUPERFICIAL (RESISTENCIA)	
LEVEMENTE FRACTURADA.		CONDICIÓN RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA	
		CONDICIÓN RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA	
		CONDICIÓN RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA	
		CONDICIÓN RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA	
MODERADAMENTE FRACTURADA.		CONDICIÓN RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA	
		CONDICIÓN RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA	
		CONDICIÓN RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA	
		CONDICIÓN RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA	
MUY FRACTURADA.		CONDICIÓN RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA	
		CONDICIÓN RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA	
		CONDICIÓN RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA	
		CONDICIÓN RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA	
INTENSAMENTE FRACTURADA.		CONDICIÓN RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA	
		CONDICIÓN RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA	
		CONDICIÓN RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA	
		CONDICIÓN RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA	
Recuerde siempre, que la seguridad nos corresponde a cada uno de nosotros, de eso depende nuestro bienestar personal y familiar.		APLICACIÓN SIN FACTORES INFLUYENTES	
		CORRECCIONES POR FACTORES INFLUYENTES	
		MEDIDAS PREVENTIVAS Y DE CONTROL	
		PROHIBICIONES Y SANCIONES	

Anexo 4. Valoración y clasificación geomecánica – Calidad de macizo rocoso de Q de Barton.

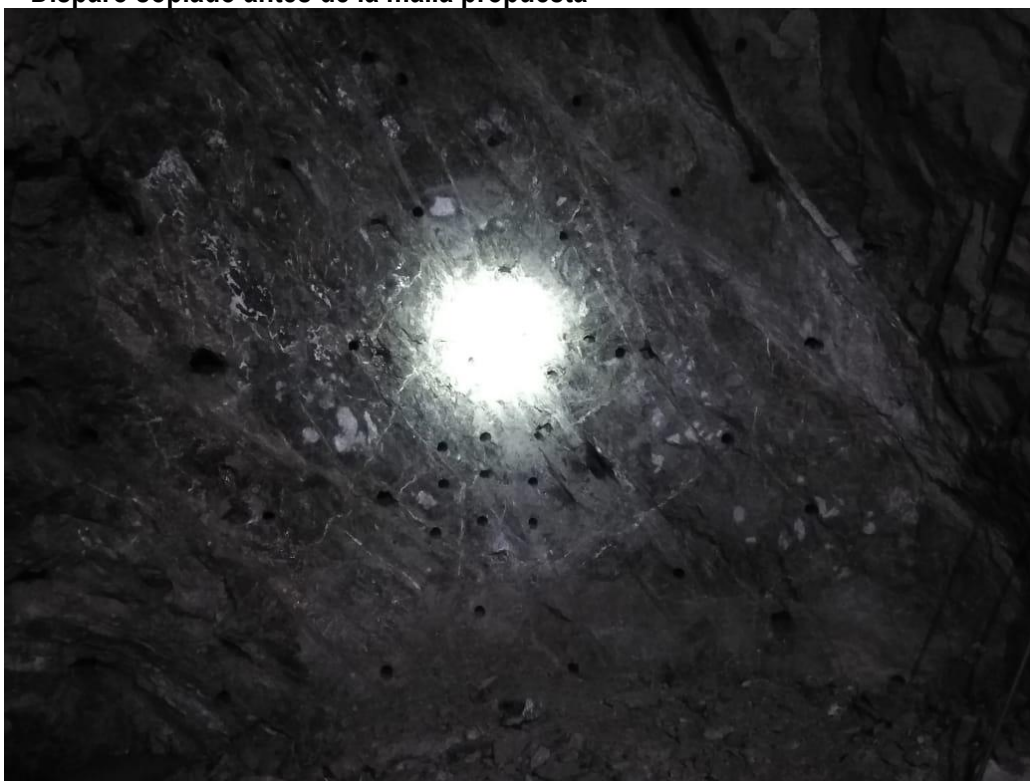
Sistema de clasificación geomecánica – Calidad del macizo rocoso Q de Barton									
Parámetro				Rasgo observado				Valor	
Índice de calidad de la roca		RQD $RQD = 115 - 3.3 J_v$ $RQD = \frac{\sum \text{trozos mayores a 10 cm}}{\text{Total de la perforacion}} \times 100$							
Índice de familia de juntas		Jn							
Índice de rugosidad de las juntas		Jr							
Índice de meteorización de las juntas		Ja							
Índice de la presencia de agua en las juntas		Jw							
Índice del factor del estado tensional		SRF							
$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$								Q =	
Calidad del macizo rocoso									
Q	1000 - 400	400 - 100	100 - 40	40 - 10	10 - 4	4 - 1	1 - 0.1	0.1 - 0.01	0.01 - 0.001
Descripción	Excepcionalmente bueno	Extremadamente bueno	Muy bueno	Bueno	Regular	Pobre	Muy pobre	Extremadamente pobre	Excepcionalmente pobre

Anexo 5. Diseño de malla de Perforación y Voladura propuesta GL 7160



Anexo 6. Fotografías

Disparo soplado antes de la malla propuesta



Disparo anillado antes de la malla propuesta



Perforación de Diseño de malla de perforación propuesta



Arranque y ayudas Perforados de la malla propuesta



Resultados de perforación y voladura de la malla propuesta



Resultados de corona controlada después de la voladura



Personal de labor y equipos de limpieza (pala neumática y U-35)



ACTA N° 020-2024-FIMGC: ACTA DE SUSTENTACION DE TESIS

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga de la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal N° 185-2024-FIMGC-D**, a los siete días del mes de marzo de 2024, siendo las 10:00 a.m, reunidos en el Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, bajo la presidencia del Dr. M.Sc. José Ernesto ESTRADA CÁRDENAS Decano de la FIMGC y los miembros; Dr. Indalecio QUISPE RODRIGUEZ, M.Sc. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO, M.Sc. Edmundo CAMPOS ARZAPALO, actuando como secretario docente el M.Sc. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO, para proceder a la sustentación de tesis para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, del bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas:

JEHIEL EBER MACHACA NUÑEZ

Quien presentó la tesis denominada:

OPTIMIZACIÓN DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA MEDIANTE EL MÉTODO DE ROGER HOLMBERG EN GL 7160 DE LA VETA QORIHUAYRACHINA DE LA U.E VALETITA IV-COMPAÑÍA MINERA TUNKYRO.

Los señores miembros del jurado luego de expuesto la tesis y absueltas las preguntas, delibera y lo declaran:

APROBADO CON NOTA DIECISEIS (16)

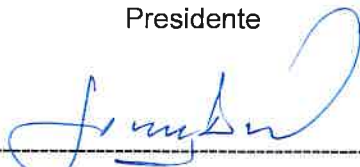
Siendo las 11:40 a.m. del día 07 de marzo de 2024, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad a lo actuado los miembros del jurado firmamos al pie del presente.



MSc. José Ernesto ESTRADA CÁRDENAS
Presidente



Dr. Indalecio QUISPE RODRIGUEZ
Miembro



M.Sc. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO
Miembro



M.Sc. Edmundo CAMPOS ARZAPALO
Miembro



M.Sc. kelvis BERROCAL ARGUMEDO
Secretario docente de la FIMGC

cc:
Archivo



UNSCH

CERTIFICADO DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACION

El que suscribe; en mi calidad de Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación y encargado de certificar la originalidad de la tesis abajo indicado y por lo tanto responsable verificador de originalidad de trabajo de tesis de pregrado en primera instancia, en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N°039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación UNSCH, deja constancia que:

- Apellidos y Nombres del Bach. : MACHACA NUÑEZ JEHIEL EBER
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de Tesis : **OPTIMIZACIÓN DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA MEDIANTE EL MÉTODO DE ROGER HOLMBERG EN GL 7160 DE LA VETA QORIHUAYRACHINA DE LA U.E VALETITA IV - COMPAÑÍA MINERA TUNKYRO.**
- Evaluación de la originalidad : 24 % de similitud

Por tanto, según los artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, **es procedente el certificado de originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 26 de agosto de 2024

.....
MBA Ing° Leonil Fernando Quispe Aronés
Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación

Optimización de malla de perforación y voladura mediante el método de Roger Holmberg en GL 7160 de la veta Qorihuayrachina de la U.E Valetita IV – Compañía MineraTunkyro.

por Jehiel Eber MACHACA NUÑEZ

Fecha de entrega: 25-ago-2024 10:32p.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2438112037

Nombre del archivo:

Optimización_de_malla_de_perforación_y_voladura_mediante_el_método_de_Roger_Holmberg_en_GL_7160_de_la_veta_Qorihuayrachina_de_le_U.E_ValetitaIV_-_Caompañía_Minera_Tunkyro.pdf (4.87M)

Total de palabras: 37720

Total de caracteres: 186574

Optimización de malla de perforación y voladura mediante el método de Roger Holmberg en GL 7160 de la veta Qorihuayrachina de la U.E Valetita IV – Compañía Minera Tunkyro.

INFORME DE ORIGINALIDAD

24%

INDICE DE SIMILITUD

8%

FUENTES DE INTERNET

1%

PUBLICACIONES

24%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1

Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga

Trabajo del estudiante

23%

2

repositorio.unap.edu.pe

Fuente de Internet

<1%

3

repositorio.unasam.edu.pe

Fuente de Internet

<1%

4

repositorio.unsch.edu.pe

Fuente de Internet

<1%

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo