

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Optimización del proceso de perforación y voladura
para mejorar la eficiencia de avance y controlar la
sobrerotura en los frentes de avance de la unidad
minera Cerro Lindo, Nexa Resources S. A. A.**

Jhonatan Huincho Torres

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2022

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

ASESOR

Ing. Ramos Aranda, Benjamín Manuel

AGRADECIMIENTO

A Dios por darme la vida y permitirme lograr una meta más en mi vida profesional.

A la universidad por abrirme las puertas y dejarme ser parte de esa alma mater.

A mis maestros que hicieron parte de este proceso de formación inculcándonos y orientándonos a cumplir con nuestros objetivos.

DEDICATORIA

A Dios por darme la vida, a mis padres que siempre me apoyaron tanto económica y moralmente y a toda mi familia quiénes estuvieron en los buenos y malos momentos.

ÍNDICE

ASESOR.....	ii
AGRADECIMIENTO	iii
DEDICATORIA	iv
ÍNDICE	v
ÍNDICE DE TABLAS	viii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	ix
RESUMEN.....	xi
ABSTRACT	xii
INTRODUCCIÓN.....	xiii
CAPITULO I PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	14
1.1. Planteamiento y Formulación del Problema	14
1.1.1. Planteamiento del Problema.....	14
1.1.2. Formulación del Problema	16
1.1.2.1. Problema General	16
1.1.2.2. Problemas Específicos.....	16
1.2. Objetivos	16
1.2.1. Objetivos General	16
1.2.2. Objetivos Específicos	17
1.3. Justificación	17
1.3.1. Justificación Práctica	17
1.3.2. Justificación Académica.....	17
1.3.3. Justificación Económica.....	17
1.4. Hipótesis de la Investigación	18
1.4.1. Hipótesis General	18
1.4.2. Hipótesis Específicas.....	18
1.5. Identificación de Variables.....	18
1.5.1. Variables Independientes	18
1.5.2. Variables Dependientes.....	18
1.5.3. Operacionalizacion de variables	19
CAPITULO II.....	20
MARCO TEORICO	20
2.1. Antecedentes del Problema	20
2.1.1. Antecedentes Nacionales	20

2.1.2.	Antecedentes Internacionales.....	21
2.2.	Generalidades de la Unidad Minera Cerro Lindo.....	21
2.2.1.	Ubicación.....	21
2.2.2.	Accesibilidad.....	23
2.2.3.	Geología.....	23
2.2.3.1.	Geología Regional	23
2.2.3.2.	Geología Local.....	24
2.2.3.3.	Litología	24
2.2.4.	Equipo de Perforación y Carguío	27
2.2.5.	Explosivos y Accesorios para la Voladura	27
2.3.	Bases Teóricas	28
2.3.1.	Evaluación del Macizo Rocosó	28
2.3.2.	Diseño de Malla de Peroración y Voladura	31
2.3.2.1.	Sistemas de Avance	31
2.3.2.2.	Esquema de Voladura.....	32
2.3.2.3.	Arranques de Taladros Paralelos	33
2.3.3.	Cálculos para el Diseño de Malla y Voladura.....	33
2.3.3.1.	Diseño de Arranque	34
2.3.3.2.	Diseño de Cuadrantes.....	38
2.4.	Definición de términos básico.....	45
CAPITULO III.....		47
METODOLOGÍA		47
3.1.	Método y Alcance de la Investigación	47
3.1.1.	Método de la Investigación	47
3.1.2.	Alcance de la Investigación	47
3.2.	Diseño de Investigación	47
3.2.1.	Tipo de Investigación.....	47
3.2.2.	Nivel de Investigación.....	48
3.3.	Población y Muestra.....	48
3.3.1.	Población.....	48
3.3.2.	Muestra	48
CAPITULO IV		49
RESULTADOS		49
4.1.	Esquema de trabajo para Optimizar el Proceso de Perforación y Voladura.....	49

4.2. Optimización del Proceso de Perforación y Voladura	51
4.2.1. Evaluación Geomecánica	52
4.2.1.1. Elaboración de la malla de perforación y voladura	58
4.2.1.2. Cálculos Para el Diseño	58
4.2.1.3. Malla de perforación y Voladura	81
4.2.2. Operarios de Perforación y Carguío	82
4.2.2.1. Esquema para mejorar la calidad de trabajo de los operarios	82
4.3. Resultados Obtenidos	86
4.3.1. Resultados antes de la optimización del proceso de perforación y voladura.....	86
4.3.2. Resultados después de la optimización del proceso de perforación y voladura .	90
4.4. Discusión de Resultados.....	93
4.5. Evaluación de proceso subsiguientes	95
RECOMENDACIONES.....	99
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	100
ANEXOS.....	101

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Problemas que afectan la perforación y voladura.....	15
Tabla 2. Variable Independiente	18
Tabla 3. Variable Dependiente I.....	18
Tabla 4. Variable Dependiente II.....	19
Tabla 5. Operacionalización de Variables.....	19
Tabla 6. Coordenadas de Delimitación del Proyecto.....	22
Tabla 7. Interpretación de valores de RQD	28
Tabla 8. Clasificación del macizo rocoso RMR	29
Tabla 9. Factor de corrección de esfuerzos en juntas	35
Tabla 10. Factor de fijación y Relación S/B.....	39
Tabla 11. Problemas principales que afectan la perforación y voladura	49
Tabla 12. Programa de avances mes de Octubre Nv. 1550.....	51
Tabla 13. Parámetros para el diseño	58
Tabla 14. Resultados de la voladura antes de la optimización	86
Tabla 15. Resultados de la voladura después de la optimización	90
Tabla 16. Cálculos de carguío y transporte.....	95
Tabla 17. Cálculos de cantidad de shotcrete (m3)	96

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Diagrama de Pareto del análisis de problemas	15
Figura 2. Ubicación de la Unidad Minera Cerro Lindo	22
Figura 3. Acceso Unidad Minera Cerro Lindo	23
Figura 4. Geología	24
Figura 5. Sulfuro primario de pirita	25
Figura 6. Sulfuro primario de barita	25
Figura 7. Sulfuro semimasivo	26
Figura 8. Volcánico andesítico	26
Figura 9. Volcánico félsico	27
Figura 10. Estimación del RQD	28
Figura 11. Índice de Resistencia Geológica (GSI)	30
Figura 12. Correlación para el martillo Schmidt	31
Figura 13. Sistema de avances en galerías	32
Figura 14. Zonas de una voladura en galería	33
Figura 15. Corte cilíndrico	33
Figura 16. Esquema de trabajo	50
Figura 17. Plano topográfico Nv. 1550 OB6	52
Figura 18. Calculo N° de fracturas promedio	53
Figura 19. Calculo del RQD – método Hudson	53
Figura 20. Prueba con esclerómetro (Martillo de Smith)	54
Figura 21. Cálculo del índice GSI	55
Figura 22. Mapeo Geomecanico Bp 700 Nv. 1550 OB6	56
Figura 23. Mapeo Geomecanico Nv 1550 OB6	57
Figura 24. Sección de la labor BP 700 Nv 1550 OB	59
Figura 25. Diseño de arranque	61
Figura 26. Diseño de 1° cuadrante	64
Figura 27. Diseño de segundo cuadrante	66
Figura 28. Diseño del Tercer cuadrante	67
Figura 29. Diseño de taladros de ayuda de Cuadradores	69
Figura 30. Diseño de taladros de ayuda de corona	71
Figura 31. Diseño de taladros de ayuda de arrastres	74
Figura 32. Diseño de taladros de hastiales	76

Figura 33. Diseño de taladros de corona	78
Figura 34. Diseño de taladros de arrastre	80
Figura 35. Diseño de malla de perforación y voladura propuesto.....	81
Figura 36. Esquema de trabajo para operarios de perforación y voladura	82
Figura 37. Capacitación a operarios	82
Figura 38. Implementación de plantilla de arranque.....	83
Figura 39. Uso de guíadores en la perforación.....	83
Figura 40. Uso de puntos de contra en la perforación.....	84
Figura 41. Marcado de líneas de control para la perforación.....	84
Figura 42. Preparación de cañas	85
Figura 43. Planos topográficos antes de la optimización.....	86
Figura 44. Resultados de avance antes de la optimización.....	87
Figura 45. Resultados de sobrerotura antes de la optimización	87
Figura 46. Factor de carga antes de la optimización	88
Figura 47. Factor de avance antes de la optimización	88
Figura 48. Eficiencia y sobre rotura de operarios antes de la optimización	89
Figura 49. Planos topográficos después de la Optimización	90
Figura 50. Resultados de avance después de la optimización	91
Figura 51. Resultados de sobrerotura después de la optimización	91
Figura 52. Factor de carga después de la optimización	92
Figura 53. Factor de avance después de la optimización.....	92
Figura 54. Eficiencia sobrerotura de operarios de perforación y carguío.....	93
Figura 55. Comparación de resultados de eficiencia.....	93
Figura 56. Comparación de resultados de sobrerotura	94
Figura 57. Comparacion de resultados de factor de carga y avance.....	94
Figura 58. Comparación de resultados de los operarios	95
Figura 59. Comparación de carguío y transporte	96
Figura 60. Comparación de m3 de shotcrete	97

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene como título “Optimización del proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A.” Cuyo objetivo es Optimizar el proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera cerro lindo, Nexa Resources S.A.A., considerando la gran importancia que tiene dentro de la operación minera, ya que nos ayudará a lograr el plan programado de avance mensual y mayor estabilidad del macizo rocoso. La metodología de la investigación es el método experimental ya que manipularemos la variable independiente para ver los efectos en la variable dependiente, Teniendo como muestra el Bp 700 Nv 1550 OB6.

Al realizar la optimización del proceso de perforación y voladura se obtuvo una mejora en la eficiencia de avance de 88.20% a 93.60% obteniendo un avance promedio de 4.85m por otra parte se redujo el porcentaje de sobrerotura de 14.90% a 8.70%.

Palabras claves: *Optimización del proceso de perforación y voladura, mejorar la eficiencia y controlar la sobrerotura.*

ABSTRACT

This research work is entitled "Optimization of the drilling and blasting process to improve advance efficiency and control overbreaking in the advance fronts of the Cerro Lindo mining unit, Nexa Resources S.A.A." Whose objective is to optimize the drilling and blasting process to improve advance efficiency and control overbreaking in the advance fronts of the Cerro Lindo mining unit, Nexa Resources S.A.A., considering the great importance it has within the mining operation, since It will help us achieve the scheduled monthly advance plan and greater stability of the rock mass. The research methodology is the experimental method since we will manipulate the independent variable to see the effects on the dependent variable, having as a sample the Bp 700 Nv 1550 OB6.

When optimizing the drilling and blasting process, an improvement in advance efficiency was obtained from 88.20% to 93.60%, obtaining an average advance of 4.85m. On the other hand, the percentage of overbreaking was reduced from 14.90% to 8.70%.

Keywords: *Drilling and blasting process optimization, improving efficiency and controlling overshoot.*

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación desarrolla la Optimización del proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro lindo, Nexa Resources S.A.A., situado en el distrito de Chavin, provincia de Chincha, departamento de Ica. Para el desarrollo de la investigación se ha recurrido a la base de datos de disparos de los últimos tres meses y bibliografías respecto al tema.

El siguiente trabajo de investigación está dividido en cuatro capítulos:

Capítulo I: desarrollo del problema de investigación, planteamiento y formulación del problema, justificación, objetivos, alcances y limitaciones del proyecto de investigación.

Capítulo II: se desarrolla el marco teórico donde se aprecian los antecedentes, información teórica relevante sobre las variables de estudio, es decir sobre la voladura basada en las clasificaciones geo mecánicas sustentado en teorías y bibliografía actualizada, la definición de términos básicos utilizados, seguido de la hipótesis y el sistema de variables.

Capítulo III: se presenta el marco metodológico, donde se detalla el tipo, método y diseño de investigación, además de las técnicas de recolección de datos y el procesamiento de información.

Capítulo IV: se desarrolla la presentación, análisis y discusión de resultados, finalmente las conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas y anexos.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Planteamiento y Formulación del Problema

1.1.1. Planteamiento del Problema

El proceso de perforación y voladura es una de las operaciones más primordiales dentro del ciclo de minado. En la unidad minera Cerro Lindo, se viene explotando cuerpos mineralizados para lo cual se tiene un programa de avance semanal y mensual de labores de desarrollo, preparación y explotación.

Durante la explotación actual en la unidad minera Cerro Lindo en el área de perforación y voladura, se tiene problemas con la eficiencia del avance, el cual impide cumplir con el plan programado de avance mensual. Sumado a esto al realizar el levantamiento topográfico de cada labor se obtiene un promedio del 13% en sobrerotura, generando un impacto negativo en las operaciones como:

- Mayor inestabilidad del macizo rocoso, generando condiciones inseguras.
- Demoras operativas en la limpieza por tener mayor volumen roto a evacuar.
- Mayor volumen en el lanzado de shotcrete.

Mediante un diagrama de Pareto lograremos identificar los problemas principales que afectan el proceso de perforación y voladura, para lo cual se realizó el seguimiento al proceso de perforación y voladura en 12 frentes.

Tabla 1. Problemas que afectan la perforación y voladura.

PROBLEMAS	Frecuencia del Evento	% Frecuenci	% Acumulado
Diseño de malla de perforación no adecuado.	12	25.5%	25.5%
Falta identificar las características geomecánicas que influyen en la voladura.	12	25.5%	51.1%
Deficiencia de los operarios durante la perforación y el carguío.	10	21.3%	72.3%
Mala calidad de aceros de perforación.	5	10.6%	83.0%
Malas condiciones de operatividad de los equipos Anfoloader.	2	4.3%	87.2%
Malas condiciones de operatividad de los equipos Jumbo.	1	2.1%	89.4%
Cantidad inadecuada de explosivo.	1	2.1%	91.5%
Tiempo reducido para ejecutar la perforación.	1	2.1%	93.6%
Rotación de personal por casos positivos de COVID 19.	1	2.1%	95.7%
Falta de concentración problemas personal.	1	2.1%	97.9%
Presencia de agua.	1	2.1%	100.0%
	47	100%	

Fuente: *Elaboración propia.*

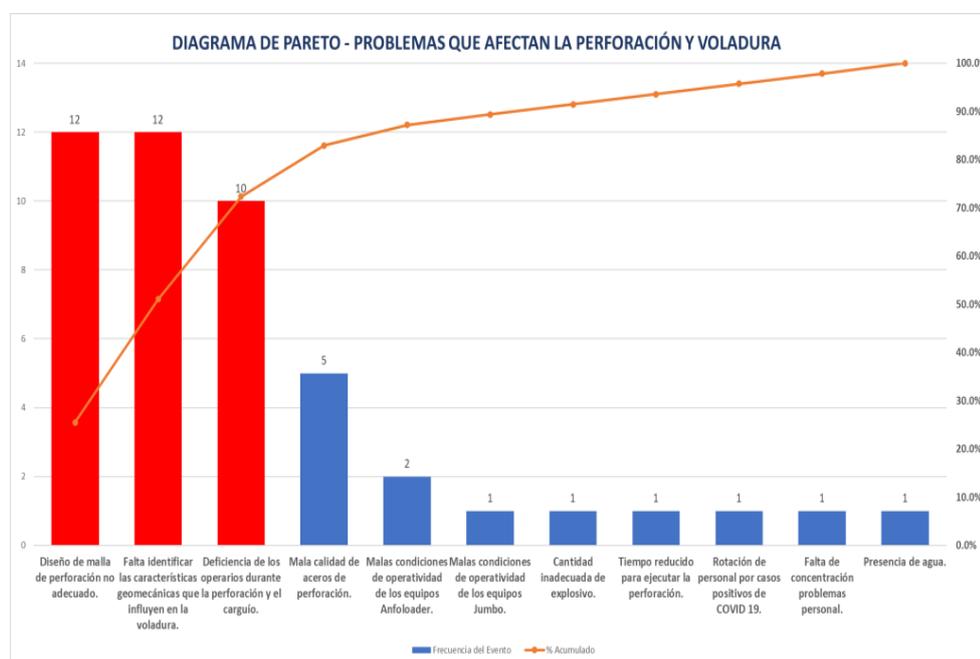


Figura 1. Diagrama de Pareto del análisis de problemas.
Fuente: *Elaboración propia*

Según el diagrama de Pareto se logró identificar 3 problemas principales que afectan el proceso de perforación y voladura:

- Diseño de malla de perforación y voladura no adecuado.
- Falta identificar las características geomecánicas que influye en la voladura.
- Deficiencia de los operarios durante la perforación y el carguío.

Mediante ello se realiza un esquema de trabajo para la optimización de proceso de perforación y voladura.

1.1.2. Formulación del Problema

1.1.2.1. Problema General

- ¿Cómo optimizar el proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A.?

1.1.2.2. Problemas Específicos

- ¿Cómo influye las características geomecánicas en la eficiencia de avance y el control de la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A.?
- ¿Qué diseño de malla de perforación y voladura es el adecuado para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A.?
- ¿Cómo mejorar la calidad de trabajo de los operarios de perforación y voladura en la eficiencia de avance y el control de la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A.?

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo General

- Optimizar el proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A.

1.2.2. Objetivos Específicos

- Evaluar las características geomecánicas que influyen en la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A.
- Diseñar la malla de perforación y voladura adecuado para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A.
- Evaluar y mejorar la calidad de trabajo de los operarios de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A.

1.3. Justificación

1.3.1. Justificación Práctica

La presente investigación se realiza por la necesidad de mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en la unidad minera Cerro Lindo, para ello se realizará un seguimiento en campo, que nos permita conocer las buenas y malas prácticas en el proceso de perforación y voladura para mejorar la situación actual y cumplir con el plan de avance programado.

1.3.2. Justificación Académica

Esta investigación se realiza para identificar los puntos críticos en el proceso de perforación y voladura para luego elaborar un plan de mejora haciendo uso de los conocimientos adquiridos en los cursos de perforación y voladura, geomecánica, Autocad y Excel.

1.3.3. Justificación Económica

Mediante la siguiente investigación lograremos una mayor eficiencia de avance y un buen control de la sobrerotura que nos beneficiará en:

- Obtener mayor metraje de avance para cada labor que se verá reflejado económicamente en la valorización.
- Reducir costos en el lanzado de shotcrete ya que al controlar la sobrerotura se utilizará menor volumen en el lanzado de shotcrete.

1.4. Hipótesis de la Investigación

1.4.1. Hipótesis General

- La optimización del proceso de perforación y voladura permitirá tener una mayor eficiencia de avance y un control de la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A.

1.4.2. Hipótesis Específicas

- Las características geomecánicas influyen en la eficiencia de avance y el control de la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A.
- El diseño de malla de perforación y voladura influye en la eficiencia de avance y el control de la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A.
- La calidad de trabajo de los operarios de perforación y voladura influye en la eficiencia de avance y el control de la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera cerro lindo, Nexa Resources S.A.A.

1.5. Identificación de Variables

1.5.1. Variables Independientes

Tabla 2. *Variable Independiente*

Optimización del proceso de perforación voladura	
Dimensiones	Indicadores
Características geomecánica.	RMR, RQD, GSI
Malla de perforación voladura.	# Taladros, factor de carga
Calidad de trabajo de los operarios.	% de eficiencia

Fuente: *Elaboración Propia*

1.5.2. Variables Dependientes

Tabla 3. *Variable Dependiente I*

Eficiencia de avance	
Dimensiones	Indicadores
Avance lineal	% de eficiencia

Fuente: *Elaboración Propia*

Tabla 4. Variable Dependiente II

Control de la sobrerotura	
Dimensiones	Indicadores
Sobrerotura	% de sobrerotura

Fuente: *Elaboración Propia*

1.5.3. Operacionalización de variables

Tabla 5. Operacionalización de Variables

Problema	¿Cómo optimizar el proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera cerro lindo, Nexa Resources S.A.A.?	
Variable	Independiente	Dependiente
	Optimización del proceso de perforación voladura.	Eficiencia de avance / Control de la sobrerotura.
Definición conceptual	Consiste en evaluar los parámetros y estándares en el proceso de perforación y voladura y mediante ello plantear mejoras operativas para obtener buenos resultados que ayudarán a cumplir con el plan programado.	<ul style="list-style-type: none"> •Eficiencia de avance, es el % del avance real sobre la longitud perforada, que nos ayuda a determinar si tuvimos éxito o no en la voladura. • Control de la sobre rotura, es una mejora que nos permite lograr la sección establecida de la labor para evitar condiciones de riesgo, mayores costos operativos y mayor uso de equipos.
Hipótesis	La optimización del proceso de perforación voladura permitirá tener una mayor eficiencia de avance y un control de la sobre rotura en los frentes de avance de la unidad minera cerro lindo, Nexa Resources S.A.A..	

Fuente: *Elaboración Propia*

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del Problema

2.1.1. Antecedentes Nacionales

- Castañeda en su tesis titulada: “Reducción de la sobrerotura mediante la mejora de los parámetros de voladura en la profundización de la rampa 2705, en la unidad minera de Parcoy de Consorcio minero Horizonte S.A.”, se tiene como objetivo reducir la sobrerotura para incrementar la profundización de la RP2705, cumplir con la producción y avance requerida y disminuir los costos unitarios en la Unidad Minera de Parcoy de CMH S.A. Así mismo afirma que, a través del rediseño de la malla de perforación y selección del explosivo para taladros de pre corte se logró mayor eficiencia de voladura, menor consumo de explosivo, menor cantidad de taladros perforados en el contorno, con los cuales se logró reducir el costo total de las operaciones unitarias. (1)

- Choque, en su tesis titulada: “Diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmeberg para reducir la incidencia de voladuras deficientes en Cía Minera Ares S.A.C.”, tiene como objetivo determinar el 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 Cía Minera Ares S.A.C. Concluyendo que se logró una eficiencia de voladura en

cuanto a los avances lineales con un promedio de 2.33 m. a 2.97 m. logrando el planeamiento mensual al 110%. (2)

- Romaní, en su tesis que lleva como título: “Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar avances y sobre rotura Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.A.”, tiene como objetivo, determinar cómo influye el diseño de las mallas de perforación y voladura para optimizar los avances y la sobre rotura en el Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.A. Concluye que, al usar voladura controlada mediante el armado de cañas para los hastiales y Famecorte E-20 para la corona, se llegó a obtener un promedio de 4.86% estando por debajo del objetivo de Volcán que es 5%; es decir se alcanzó 97,2% de lo planteado. (3)
- Carhullanqui en su tesis titulada: “Incidencia de la capacitación, supervisión y control en la perforación y voladura en los trabajadores - contrata JRC – Unidad Minera el Brocal – Colquijirca – Pasco”, tiene como objetivo determinar la incidencia de la capacitación, Supervisión y control en perforación y voladura de los trabajadores de la contrata JRC – Unidad Minera el Brocal – Colquijirca – Pasco. Concluyendo que, se redujo la sobrerotura en un 1.79%, obteniendo en promedio 0.15 cm más en avance lineal, así mismo se disminuyó las voladuras secundarias y se redujo la cantidad de explosivos. (4)

2.1.2. Antecedentes Internacionales

- Sánchez, en su tesis titulada: “Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth.”, el investigador tiene como objetivo optimizar los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth. Además, demostró falencias en el número de taladros, cantidad de carga, velocidad de detonación, avance del frente y tiempo destinado a las labores de barrenación y cargado de sustancia explosiva y con ellas en el costo de explotación. (5)

2.2. Generalidades de la Unidad Minera Cerro Lindo

2.2.1. Ubicación

La unidad minera de Cerro Lindo se ubica políticamente en los distritos de Chavín, Pueblo Nuevo y Grocio Prados, perteneciente a la provincia de Chincha,

departamento de Ica, a una altitud de 1820 m.s.n.m., está ubicado geográficamente en las siguientes coordenadas que delimitan el proyecto.

Tabla 6. *Coordenadas de Delimitación del Proyecto*

Vértice	Coordenadas UTM - WGS - 84	
	Este	Oeste
A	391,794	8,551,718
B	391,634	8,552,563
C	391,325	8,553,032
D	392,089	8,554,325
E	392,390	8,554,994
F	393,532	8,554,002
G	393,835	8,553,638
H	390,399	8,552,158

Fuente: *Actualización de plan de cierre de minas de la unidad minera Cerro Lindo.*

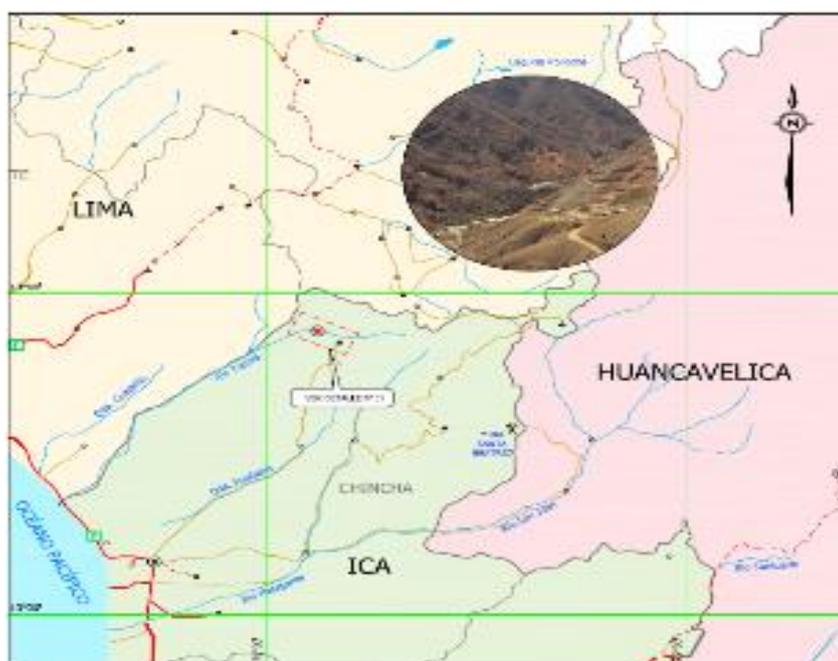


Figura 2. *Ubicación de la Unidad Minera Cerro Lindo*
Fuente: *Google*

2.2.2. Accesibilidad

El Acceso a la Unidad minera Cerro Lindo desde la ciudad de Lima es por vía terrestre, teniendo como ruta, la carretera Panamericana Sur, hasta el Km 180, de este punto a un aproximado de 60 Km. por la carretera hacia Chavín.



Figura 3. Acceso Unidad Minera Cerro Lindo
Fuente: Google

2.2.3. Geología

2.2.3.1. Geología Regional

El yacimiento mineral de Cerro Lindo, se encuentra hospedado en una serie volcánica – sedimentaria de la formación Huaranguillo del Cretáceo perteneciente al grupo Casma. Las primeras coladas volcánicas se depositaron en una cuenca de Back Arc sobre un basamento más antiguo no expuesto, como resultado de los movimientos tectónicos extensionales durante el proceso de subducción de la litósfera oceánica. (6)

Las rocas volcánicas sedimentarias del grupo Casma, se extienden a lo largo de 1600 Km en el Océano Pacífico, desde la región Ica hasta la región Piura, ubicado en la zona norte del Perú. A lo largo de toda esta zona se intrusionan las rocas intrusivas del Batolito de la Costa del Cretáceo superior, la intrusión

del batolito, generó un intenso metamorfismo de contacto en las rocas volcánica - sedimentaria. En el área de Cerro Lindo se desarrolló un metamorfismo regional de andalucita cordierita regional de grado medio, finalmente, diques andesíticos - porfiríticos intruyeron al Batolito de la Costa y a la serie volcánica - sedimentaria. (6)

2.2.3.2. Geología Local

El yacimiento de Cerro Lindo, es un depósito de sulfuros masivos volcánica - sedimentaria (VMS), cuya génesis es similar a otros depósitos a nivel mundial y que abarca una extensión mineralógica aproximada de 1350 m de largo, 83 m de ancho y 245 m de profundidad, esta secuencia de mineral ocupa un graben de intracuenca con orientación hacia el NO, el depósito está inclinado hacia el SO con un buzamiento promedio de 65°, producto de la deformación orogénica. (6)

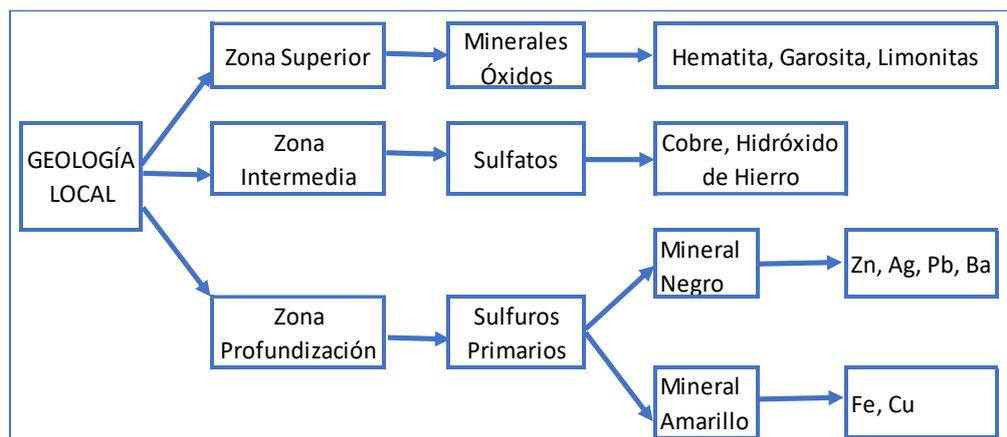


Figura 4. Geología

Fuente: Elaboración propia

2.2.3.3. Litología

La litología de la zona de estudio está conformada principalmente por tres tipos de rocas: los sulfuros donde están los minerales, los volcánicos y los diques. Los volcánicos aparecen alrededor de los sulfuros formando la roca encajonante, mientras que los diques cortan transversalmente al sulfuro y volcánicos. (6)

SPP: Sulfuro Primario de Pirita

Sulfuro masivo de pirita granoblástica, puede ser de grano fino a grueso con parches de calcopirita intergranular y presencia de baritina y esfalerita de manera puntual. El SPP de grano grueso es el más desfavorable geomecánicamente, ya que se separa fácilmente en granos individuales de pirita, el SPP de grano fino es bastante competente. (6)

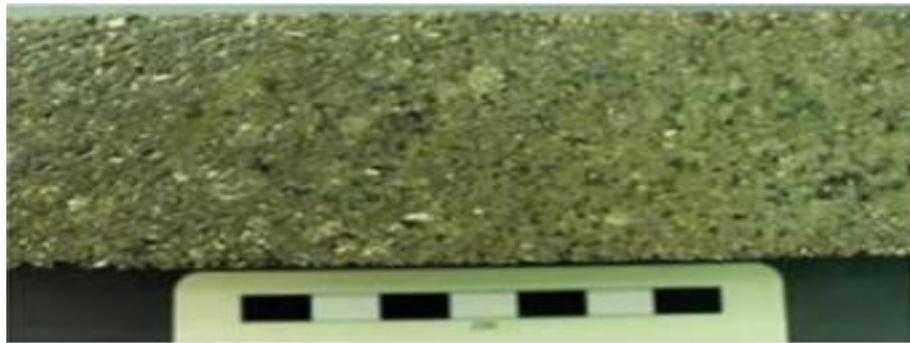


Figura 5. Sulfuro primario de pirita
Fuente: Modelamiento Geomecánico 3D y Evaluación de las
Condiciones de Estabilidad Global de la Mina Cerro Lindo

SPB: Sulfuro Primario de Barita

Sulfuro primario de baritina, puede presentarse de manera bandeada o granular con contenido de esfalerita, galena y pirita en una matriz de baritina con restos de sílice. El tamaño de grano también afecta el comportamiento geomecánica, siendo el SPB de grano fino el de mejor comportamiento mientras que el SPB de grano grueso tiende a desmoronarse fácilmente. (6)

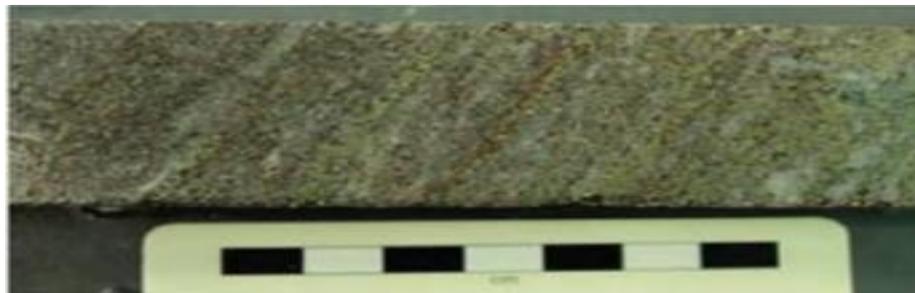


Figura 6. Sulfuro primario de barita
Fuente: Modelamiento Geomecánico 3D y Evaluación de las
Condiciones de Estabilidad Global de la Mina Cerro Lindo

SSM: Sulfuro Semimasivo

El Sulfuro semimasivo, consiste en venillas o parches de pirita en una matriz volcánica silicificada, es una roca competente, pero frágil en algunos tramos con un índice de resistencia de R3 a R6, está poco fracturada y las fracturas están libres de arcillas. (6)



Figura 7. Sulfuro semimasivo

Fuente: Modelamiento Geomecánico 3D y Evaluación de las Condiciones de Estabilidad Global de la Mina Cerro Lindo

Dique: Volcánico Andesítico

Roca volcánica de composición intermedia (andesítica) a máfica y de textura porfirítica a porfiroblástica, contiene cloritas, micas y arcillas que afectan negativamente las condiciones de las juntas, lo que reduce el total del RMR. La resistencia varía desde R2 a R6 para los diques, identificándose a un dique de baja resistencia ubicado entre el OB2 y el OB5. (6)



Figura 8. Volcánico andesítico

Fuente: Modelamiento Geomecánico 3D y Evaluación de las Condiciones de Estabilidad Global de la Mina Cerro Lindo

Volcánico Félsico

Se trata de un volcánico félsico macizo o bandeado de color gris claro con pirita diseminada y fenocristales de plagioclasa y cuarzo.



Figura 9. Volcánico félsico
Fuente: Modelamiento Geomecánico 3D y Evaluación de las Condiciones de Estabilidad Global de la Mina Cerro Lindo

2.2.4. Equipo de Perforación y Carguío

- Para la perforación de los frentes se utiliza el equipo Jumbo modelo DD421 de la marca SANDVIK. Ver en anexo N° 2. Dicho equipo cuenta con programa de mantenimiento, esto para garantizar su óptimo funcionamiento.
- Para realizar el carguío de los frentes, se utiliza el equipo Anfoloader modelo CDA 300 de la marca ARGOS. Ver en anexo N°3.

2.2.5. Explosivos y Accesorios para la Voladura

a) Explosivos

- **Examon P:** para el carguío de los taladros de arranque, ayudas, hastiales y corona. Ver en anexo N°4
- **Senatel:** para el carguío de los taladros de arrastre. Ver en anexo N°5
- **Exsacord:** cordón detonante que se activa por medio de un fulminante común y sirve para activar a los Exaneles. Ver en anexo N°6

b) Accesorios

- **Detonador ensamblado:** Accesorio que evita el chispeo manual de la mecha de seguridad, permitiendo la salida segura del personal del lugar de disparo. Ver en anexo N°7
- **Exanel:** sistema de iniciación no eléctrico que tiene como función iniciar el cebo y retardar el tiempo asignado. Ver en anexo N°8

2.3. Bases Teóricas

2.3.1. Evaluación del Macizo Rocoso

a) Índice de Calidad de Roca RQD

Es uno de los sistemas más empleados para caracterizar la competencia del macizo rocoso. El RQD asigna un porcentaje de calificación al macizo rocoso de 100% a 0%. (7)

Tabla 7. Interpretación de valores de RQD

Valor del RQD	Descripción del índice de calidad de roca
0 – 25	Muy Mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 – 100	Excelente

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas - OSINERGMIN

El sistema se basa en medir la frecuencia del número de fracturas naturales presentes en el macizo rocoso, si la frecuencia de fracturas aumenta, la valoración del RQD disminuye. En estas áreas no es necesario usar testigos ya que se puede obtener una mejor imagen del macizo rocoso a partir del mapeo. Para estos casos se recomienda el método de Prisset y Hudson. (7)

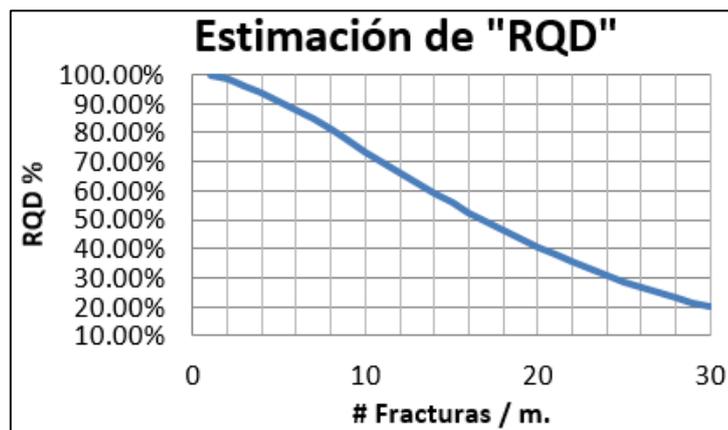


Figura 10. Estimación del RQD

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas – OSINERGMIN

b) Sistema RMR

El Sistema RMR (Clasificación del macizo rocoso) fue desarrollado por Bieniawski, quien clasificó el macizo rocoso de 0 a 100 puntos siendo 0, para la roca muy mala y 100, para roca muy buena. (7)

Tabla 8. Clasificación del macizo rocoso RMR

Descripción	RMR	Clase de Macizo Rcoso
Roca Muy Buena	81 - 100	I
Roca Buena	61 - 80	II
Roca Regular	41 - 60	III
Roca Mala	21 - 40	IV
Roca Muy Mala	0 - 20	V

Fuente: *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas - OSINERGMIN*

Para calcular el valor del RMR se considera los siguientes parámetros:

- Resistencia a compresión uniaxial de la roca intacta.
- RQD
- Resistencia de las discontinuidades.
- Efecto del agua.
- Ajuste por orientación.

c) Índice GSI (índice de resistencia geológica)

El índice de resistencia geológica (GSI) se basa en evaluar el macizo rocoso en función a dos criterios: estructura geológica y condición de la superficie de las juntas. (7)

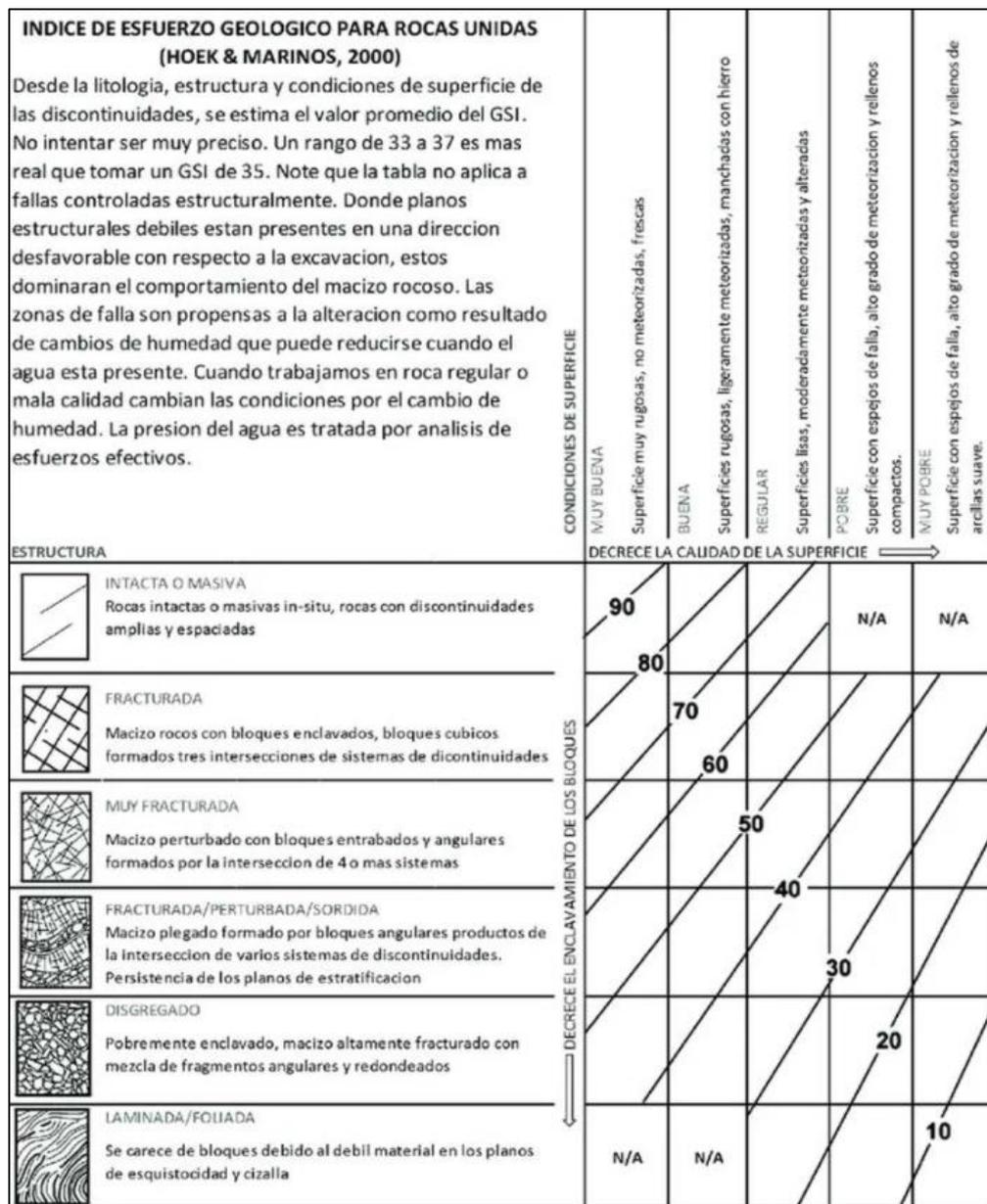


Figura 11. Índice de Resistencia Geológica (GSI)
Fuente: Geotécnica fácil

d) Resistencia a la Comprensión Simple

Es un dispositivo mecánico usado para realizar ensayos no destructivos, el martillo solo se debe utilizar en la superficie de los materiales a ensayar, para la ejecución del ensayo se realizan los siguientes pasos:

- Posicionar el martillo perpendicularmente a la superficie de la roca a ensayar.

- Disparar el vástago o punzón de impacto empujando el martillo a la superficie del ensayo hasta que el botón salte hacia afuera.
- Pulsar el botón para bloquear el vástago de impacto después de cada impacto.
- A continuación, leer y anotar el valor de rebote indicado por el puntero.
- Se recomienda realizar 10 lecturas y utilizar el promedio.

Una vez obtenido el valor promedio se procede a correlacionar con la resistencia mediante el siguiente gráfico.

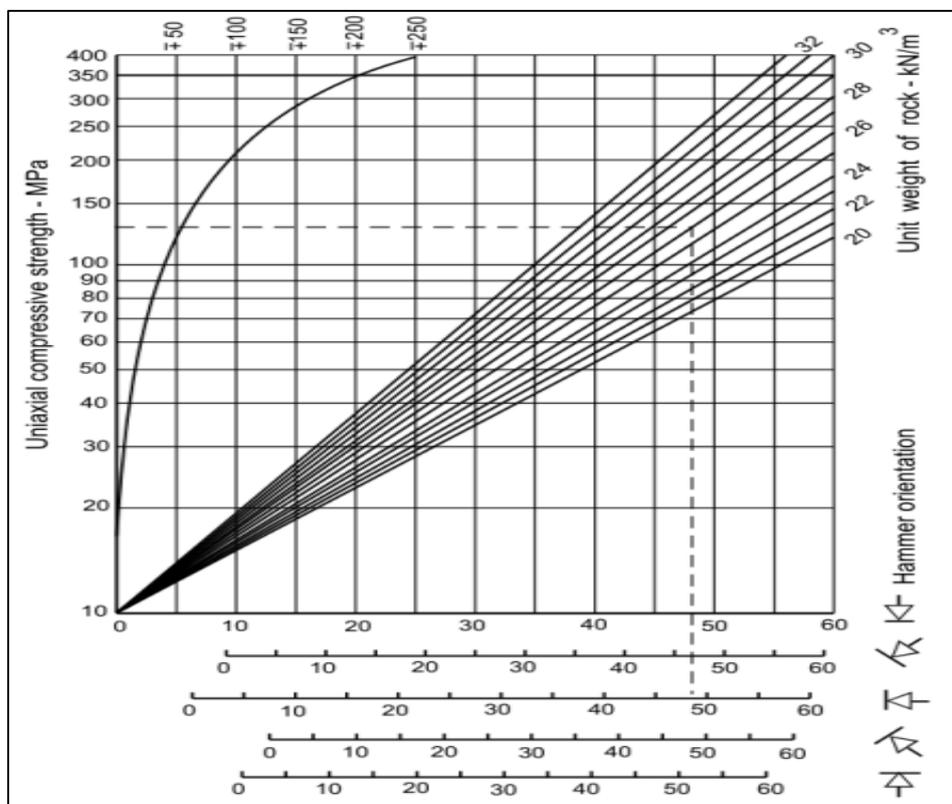


Figura 12. Correlación para el martillo Schmidt
Fuente: GEOENGINEERING SERVICES & CONSULTING E.I.R.L.

2.3.2. Diseño de Malla de Perforación y Voladura

2.3.2.1. Sistemas de Avance

En rocas competentes, los frentes con sección inferior a 100 m^2 pueden escavarse con perforación y voladura a sección completa, se utiliza la excavación por facés para la apertura de grandes túneles donde la sección

resulta demasiado grande para ser cubierta por el equipo de perforación o cuando las características geomecánicas de la roca no permitan la excavación a plena sección. (8)

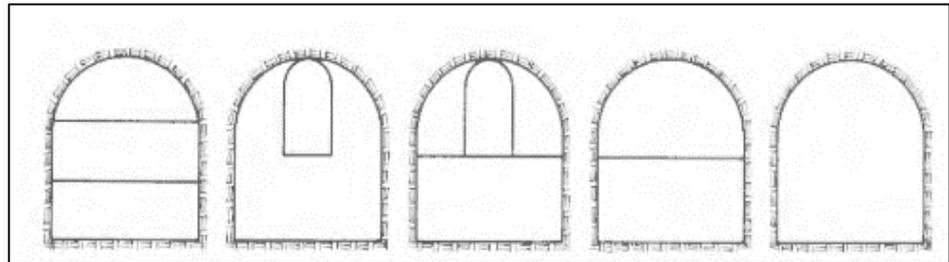


Figura 13. Sistema de avances en galerías

Fuente: Manual de perforación y voladura de rocas – Instituto geológico y minero de España

La forma de cómo se ataca la sección de la galería depende de diversos factores:

- Equipos de perforación.
- Tiempo disponible para ejecución.
- Tipo de roca.
- Tipo de sostenimiento.
- Sistema de ventilación.

2.3.2.2. Esquema de Voladura

Las voladuras de galerías se caracterizan por que no tienen inicialmente ninguna superficie libre, salvo el propio frente de ataque, el principio de ejecución se basa en crear un hueco libre, el cual rompe las cargas restantes de la sección. (8)



Figura 14. Zonas de una voladura en galería
Fuente: Manual de perforación y voladura de rocas – Instituto geológico y minero de España

2.3.2.3. Arranques de Taladros Paralelos

a) Corte Cilíndrico

Este tipo de corte mantiene similares distribuciones al corte quemado, pero se diferencia por tener taladros vacíos con mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica. Este tipo de corte es muy importante el Burden y el espaciamiento entre taladros. (9)

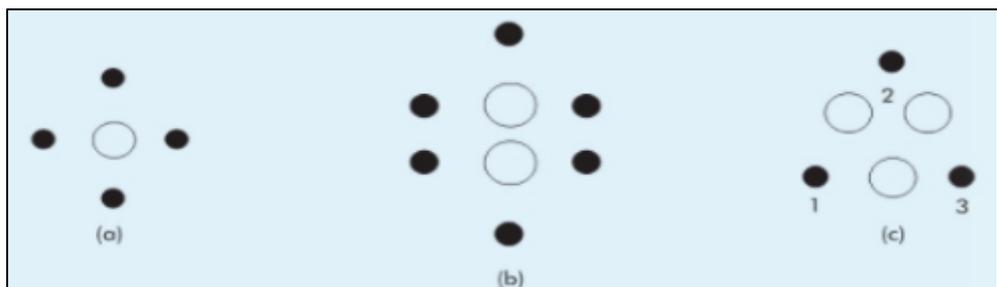


Figura 15. Corte cilíndrico
Fuente: Manual de perforación y voladura Exsa

2.3.3. Cálculos para el Diseño de Malla y Voladura

El proceso para el diseño de la malla de perforación y voladura inicia con la definición de la sección del túnel y el área de la excavación. Estos datos sirven para tener mayor precisión en los cálculos que se desarrollaran. (10)

Considerar:

\emptyset_e : Diámetro de taladro equivalente.

\emptyset_a : Diámetro de taladro de alivio.

El diámetro de taladro equivalente

Es necesario tener un diámetro de alivio en el frente excavación, ya que a más caras libres el resultado óptimo tiene mayor probabilidad. Para ello, se tiene que realizar el cálculo del diámetro equivalente del taladro de alivio. (10)

$$\emptyset_e = \emptyset_a \sqrt{\#Tal \emptyset_a}$$

Avance por disparo

El avance del disparo, está limitado por diámetro del taladro equivalente y la desviación de los taladros cargados. El avance puede llegar al 95% de la longitud del taladro siempre y cuando la desviación se mantenga por debajo del 2%. (8)

$$L = 0.95 * H_{\text{Longitud de barra efectiva}}$$

Para la simulación de la longitud del taladro se utilizará la siguiente fórmula.

$$H = 0.15 + 34.1 * (\emptyset_e) - 39.4 * (\emptyset_e)^2$$

Donde:

H : Longitud del taladro en relación al diámetro equivalente.

2.3.3.1. Diseño de Arranque

Para los cálculos de arranque, se utilizará el modelo matemático de Pears y Holmerg, que garantiza una óptima voladura del arranque para el aprovechamiento de la energía del explosivo en el macizo rocoso, reduciendo la inestabilidad de la periferia de la excavación. (10)

Índice de calidad de roca equivalente (%)

$$ERQD = RQD \times JSF$$

Donde:

RQD: Índice de calidad de roca.

JSF: Factor de corrección de esfuerzos en juntas.

Tabla 9. Factor de corrección de esfuerzos en juntas

Calidad de la roca	Factor de corrección JSF
Muy débil	0.7
Débil	0.8
Medio	0.9
Fuerte	1

Fuente: Modelo matemático de Pearse y Holmberg para reducir la zona de daño en labores horizontales de minería subterránea.

Cálculo del factor de volabilidad "*K_v*" en función al índice de calidad de la roca equivalente.

$$K_v = 1.96 - 0.27 \times \ln ERQD$$

Presión de detonación (*PD*)

$$PD = \rho_e \times \frac{(VOD)^2}{4} \times 10^{-5}$$

Donde:

ρ_e : Peso específico.

VOD: Velocidad de detonación.

(*S_{td}*): Resistencia a la tracción dinámica

$$S_{td} = 4.5 \times 10.197 \times s_t$$

Donde:

s_t : Resistencia a la tracción estática $s_t = 8\% \times s_c$

s_c : Resistencia compresiva uniaxial

Burden, práctico (B_a) con la fórmula modificada de Pearse.

$$B_a = \frac{Kv \cdot \emptyset_0}{100} * \sqrt{\frac{PD}{S_{td}}}$$

Donde:

Kv : Índice de volabilidad.

S_{td} : Resistencia a la tracción dinámica.

PD : Presión de detonación.

\emptyset_0 : Diámetro de taladro de producción.

Para el ancho de apertura (A_h), es necesario calcular la longitud media desde el centro del arranque (X_a y X_b) (2)

$$A_h = \sqrt{X_a^2 + X_b^2}$$
$$X_a = \frac{\emptyset_e}{2} + B_a$$

Donde:

X_a, X_b : Longitud medida desde el centro del arranque

Mediante la fórmula modificada de Ashby, calcularemos el consumo específico de explosivos (CE).

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

Donde:

GSI : Índice de resistencia de la roca

ρ_r : Densidad de la roca

Luego de haber obtenido el valor del consumo específico del explosivo, con la siguiente fórmula calcularemos la constante de roca (C) sueco.

$$C = 0.8784 * CE + 0.052$$

La densidad de carga (q_a) está relacionado con: la constante de roca, los diámetros de taladros utilizados en el arranque, el burden y el tipo de explosivo a emplear, se calcula a partir de la siguiente fórmula:

$$q_a = \frac{55 X \emptyset_0 * \left[\frac{B_a}{\emptyset_e} \right]^{1.5} * \left[B_a - \frac{\emptyset_e}{2} \right] * \frac{C}{0.4}}{RWS_{ANFO}}$$

Donde:

RWS: Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

El cálculo de la longitud del taco está en relación al diámetro de taladro de producción.

$$L_{taco} = 10 * \emptyset_0$$

La longitud carga (L_C), se estima mediante una resta entre la longitud del taladro y la longitud de taco.

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

La cantidad de masa explosiva (Q_a), se calculará mediante la multiplicación de la densidad de carga (q_a) y la longitud de carga.

$$Q_a = q_a * L_{carga}$$

2.3.3.2. Diseño de Cuadrantes

Considerar:

A_h : Ancho de abertura en el arranque.

q_a : Densidad de carga en el arranque.

Para el cálculo del Burden en los cuadrantes (B_c), se considera que ya existe un ancho de apertura y una densidad de carga ya calculados en el arranque.

El valor del burden se calcula con la siguiente fórmula: (8)

$$B_c = 0.088 * \sqrt{\frac{A_h * q_o * RWS_{ANFO}}{\emptyset_o * C}}$$

En el ancho de apertura para cuadrantes (A_{hc}), es necesario calcular la longitud lineal del centro hacia la esquina del cuadrante. (X_c y X_d) (2)

$$A_{hc} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2}$$
$$X_c = X_d = \frac{A_h}{2} + B_c$$

La densidad de carga para los cuadrantes (q_c), se estima mediante la siguiente fórmula.

$$q_c = \frac{32.3 * \emptyset_o * C * B_c}{RWS_{ANFO} * \text{sen}(\text{arctang}\left(\frac{A_h}{2 * B_c}\right)^{1.5}}$$

La cantidad de masa explosiva por cada taladro (Q_c), se estima mediante la multiplicación de la densidad de carga por la longitud de carga.

$$Q_c = q_c * L_{carga}$$

2.3.3.3. Diseño de ayudas y contorno

Para los cálculos de los taladros de ayuda y de contorno se debe tener en cuenta el factor de fijación y la relación espaciamento Burden.

Tabla 10. Factor de fijación y Relación S/B

Dirección de salida de los taladros	Fact. De fijación	Relación de Espaciamento y Burden
Hacia arriba y horizontales	1.45	1.25
Hacia abajo	1.2	1.25
Para taladros de corona		0.8
Para taladros de arrastre		1.0

Fuente: *Manual de perforación y voladura de rocas – Instituto geológico y minero de España*

Al ser una excavación de dimensiones regulares, se tiene que hacer unos reajustes en el factor (C) de la roca y se aplicarán las siguientes fórmulas para el reajuste. (10)

$$B \leq 0.6 * L$$

Según el resultado, se determina el rango para el reajuste en el factor (C) de la roca.

Para:

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

$$B \leq 1.4 \text{ m} \rightarrow C' = C + \frac{0.07}{b}$$

Ya calculado el reajuste del factor (C), procedemos a calcular el Burden máximo (B_{max}) para los taladros.

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

Donde:

q_0 : Densidad de carga en el arranque.

f : Factor de fijación correspondiente a la dirección de salida.

$\frac{S}{B}$: Relación espaciamento y burden dependiendo de la dirección de salida.

Para el cálculo de la densidad de carga (q_p), en los taladros de ayuda y contorno se utiliza la siguiente fórmula.

$$q_p = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{max.}}{RWS_{ANFO} * \text{seno} \left(\text{arcotang} \left(\frac{A_h}{2 * B_{max.}} \right) \right)}$$

Donde:

A_h : Ancho de abertura de cada diseño

Para los siguientes cálculos de ayudas y contorno considerar:

A_{labor} : Ancho de la labor.

$A_{u.c.}$: Ancho de apertura del último cuadrante.

$A_{u.c.}$: Ancho de apertura del ultimo cuadrante.

r : Radio de labor.

L : Profundidad de taladros.

γ : Ángulo de los taladros de corona.

Ψ : Error de perforación.

a) Ayuda de hastiales

Los cálculos para los taladros de ayuda de hastiales se ejecutarán mediante las siguientes fórmulas:

Burden practicó en ayuda de hastiales ($B_{Pract\ ay.\ hast}$)

$$B_{Pract\ ay.\ hast} = \frac{A_{labor} - A_{u.c}}{4}$$

Para el cálculo del número de taladros para ayuda de hastiales ($N_{Tal\ ay.hast}$) se tiene que, considerar la relación entre espaciamiento y

Burden para una salida horizontal ($\frac{S}{B}$).

$$N_{Tal\ ay.hast} = \left(\frac{A_{labor} - A_{u.c}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

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

$$S_{ay.hast} = \frac{A_{u.c}}{N_{Tal ay.hast} - 2}$$

Ancho de abertura de ayuda de hastiales ($A_{h Ay.hast}$)

$$A_{h Ay.hast} = A_{u.c} + (2 B_{Pract ay. hast} * S_{ay.hast})$$

b) Ayuda de corona

Para determinar el Burden práctico para las ayudas de corona ($B_{Prac. ay.corona}$) se tiene que calcular la altura disponible para tajeo ($H_{disp TJ(\downarrow)}$) mediante la siguiente fórmula:

$$B_{Prac. ay.corona} = 0.51 * H_{disp TJ(\downarrow)}$$

$$H_{disp TJ(\downarrow)} = 0.64 * (H_{Tunel} - A_{u.c.})$$

Para determinar el espaciamiento de taladros en ayuda de corona ($S_{Ay.Corona}$), se tiene que calcular la longitud de segmento donde irán los taladros ($L_{Segm ay.corona}$)

$$S_{Ay.Corona} = 0.3333 * L_{Segm. ay.Corona}$$

$$L_{Segm ay.corona} = 0.6533 * A_{Tunel}$$

Para el cálculo de número de taladros en la ayuda de corona ($N_{Tal ay. Corona}$) se tiene que considerar la relación espaciamiento y Burden hacia abajo ($\frac{S}{B}$)

$$N_{Tal ay. Corona} = \left(\frac{L_{Segm. ay.Corona}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

El ancho de abertura de la ayuda de corona será igual a la longitud del segmento de la ayuda de corona.

$$A_{h Ay.corona} = L_{Segm. ay.Corona}$$

c) Ayuda de arrastre

Para el cálculo del Burden práctico de las ayudas de arrastre, se tiene que determinar la altura disponible hacia arriba (H_{disp}), esto mediante la siguiente fórmula.

$$H_{disp} = 0.36 * (H_{labor} - A_{h\ Ult.cuad})$$
$$B_{Prac. ay. arrastre} = \frac{H_{disp}}{2}$$

Para el cálculo del espaciamiento de taladros en ayuda de arrastre se tiene que, determinar la longitud del segmento de los taladros de ayuda de arrastre ($L_{Segm\ ay.arrastre}$) que está en relación con el ancho de la labor.

$$L_{Segm\ ay.arrastre} = 0.72 * A_{Labor}$$
$$S_{Ay.arrastre} = 0.3333 * L_{Segm. ay.arrastre}$$

Para el cálculo del N° de taladros para ayuda de arrastre se tiene que, considerar la relación, espaciamiento y Burden hacia arriba ($\frac{S}{B}$)

$$N_{Tal\ ay.arrastre} = \left(\frac{L_{Segm. ay.arrastre}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

Cálculo de ancho de abertura de ayuda de arrastre será igual a la longitud del segmento para ayuda de arrastre.

$$A_{h\ Ay.arrastre} = L_{Segm. ay.arrastre}$$

d) Hastiales

Burden práctico para hastiales ($B_{Prac. hastiales}$)

$$B_{Prac. hastiales} = \frac{0.2755 * A_{Tunel}}{2\ Flancos}$$

Para el cálculo de espaciamiento de taladros en los hastiales ($S_{Tal\ hast.}$) es necesario determinar la altura disponible para ubicarlos ($H_{Disp.hastiales}$).

$$H_{Disp.hastiales} = H_{Túnel} - r$$

$$S_{Tal\ hast.} = 0.3345 * H_{Disp.hastiales}$$

Para calcular el N° de taladros para los hastiales ($N_{Tal\ hast.}$) se tiene que considerar la relación entre espaciamento y burden para una salida horizontal ($\frac{S}{B}$).

$$N_{Tal\ hast.} = \left(\frac{H_{Disp.hastiales}}{S/B} \right) + 2$$

Donde:

$H_{Disp.hastiales}$: Altura disponible en los hastiales

El ancho de abertura de hastiales será igual a la altura disponible en los hastiales.

$$A_h\ hastiales = H_{Disp.hastiales}$$

e) Arrastre

Burden práctico para taladros de arrastre

$$B_{pract.arrast.} = B_{max. arrastre} - L \text{ seno } y - \Psi$$

Para el cálculo de N° de taladros en el arrastre se tiene que considerar la relación entre espaciamento y Burden para una salida hacia arriba.

$$N^{\circ}\ tal.arrast. = \left(\frac{A_{tunnel} + 2L * \text{seno } y}{B_{max.arrastre} * \frac{S}{B}} \right) + 2$$

El cálculo de espaciamento para los taladros de arrastre se obtiene mediante la siguiente ecuación:

$$S_{tal.arrast.} = \frac{A_{tunnel} + 2L * \text{seno } y}{N^{\circ}\ tal.arrast. - 1}$$

El ancho de abertura de arrastre ($A_{h\text{arrast}}$) será igual al ancho de la labor.

$$A_{h\text{arrast}} = A_{\text{tunel}}$$

f) Corona

En este caso se realizará voladura controlada para minimizar el daño en la corona y paredes de la labor.

El espaciamiento en la corona (S_{Corona}) está en relación con el diámetro de taladro cargado ϕ_0 y una constante k que toma valores entre {15,16}.
(10)

$$S_{\text{Corona}} = k * \phi_0$$

Para el Burden práctico en la corona ($B_{\text{Prác.corona}}$) se tiene que determinar el burden máximo para una voladura controlada ($B_{\text{max.corona}}$) donde se considera la relación ($\frac{S}{B} = 0.80$), por lo cual el burden máximo se obtiene con la siguiente ecuación:

$$B_{\text{max.corona}} = \frac{S}{0.8}$$

$$B_{\text{Prác.corona}} = B_{\text{max.corona}} - L_{\text{seno}} - \Psi$$

Para el cálculo del N° de taladros en la corona se deberá considerar la relación espaciamiento y Burden ($\frac{S}{B}$) para taladros de corona.

$$N^{\circ}_{\text{tal.corona}} = \left(\frac{A_{\text{tunel}}}{B_{\text{max.corona}} * \frac{S}{B}} \right) + 2$$

El cálculo de la densidad de carga en la corona (q_{corona}) está en función al diámetro de perforación, para barrenos con calibre inferior a los 150 mm se debe emplear la siguiente ecuación:

$$q_{\text{corona}} = 90 * \phi_0^2$$

2.4. Definición de términos básicos

- **Broca**

Es una herramienta metálica de corte que crea orificios circulares en diversos materiales cuando se coloca en una herramienta mecánica.

- **Burden**

Es la longitud perpendicular del taladro a la cara libre. (8)

- **Cara libre**

Se llama cara libre de labor a una zona o roca que se quiere volar, a cada uno de los lados que están en contacto con el aire, según un cubo imaginario tomado para comparación. (8)

- **Detonador**

Es un dispositivo que contiene una carga detonante para iniciar un explosivo, al que normalmente se le conoce con el nombre de fulminante, pueden ser eléctricos o no. (8).

- **Diámetro del taladro**

Es el diámetro del agujero que se va a perforar y tiene forma de cilindro alargado. (8)

- **Explosivo**

Es aquella sustancia que por algunas causas externas se transforman en gas, liberando calor y presión en un tiempo breve.

- **Eficiencia**

Porcentaje de producción estimada, para alcanzar las metas estimadas en una empresa.

- **Espaciamiento**

Es la longitud entre los taladros cargados en una misma área de influencia.

- **Frente**

Es la parte donde se ejecuta la ejecución la perforación y voladura. (8)

- **Mapeo Geomecánico**

Se desarrolla a través de la identificación de las características del macizo rocoso, las características de las principales familias de discontinuidades. Para cada familia se determina el tipo de discontinuidad, orientación, resistencia de la pared, espaciamiento, persistencia, apertura, relleno, rugosidad presente y grado de alteración o meteorización. (7)

- **Macizo rocoso**

Es la composición de rocas intactas y estructuras. (7)

- **Malla de perforación**

Indica la distribución de los taladros a perforar, considerando el burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de cada taladro.

- **Optimización**

Consiste en mejorar los resultados de un proceso logrando mayor eficiencia.

- **Perforación**

Tiene como propósito la ejecución de huecos en la roca, destinadas a alojar explosivos y sus accesorios iniciadores denominados como taladros. (8)

- **Paralelismo**

Es la dirección de las rectas de los taladros que se perforan en el frente de avance.

- **Voladura**

Es el proceso de fragmentación de la roca mediante explosivos confinados.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1. Método y Alcance de la Investigación

3.1.1. Método de la Investigación

La presente investigación se desarrollará en la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A., donde utilizaremos el método de investigación científico ya que obtendremos resultados claros por medio de técnicas de observación y experimentación para lograr los objetivos planteados.

3.1.2. Alcance de la Investigación

La presente investigación será aplicada en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources donde llevaremos en práctica las diferentes teorías que nos ayudará a obtener los resultados deseados en la investigación.

3.2. Diseño de Investigación

Para la presente investigación se utilizará el diseño experimental ya que manipularemos la variable independiente para ver los efectos sobre la variable dependiente.

3.2.1. Tipo de Investigación

El tipo de investigación es aplicada, ya que pondremos en práctica los resultados obtenidos en la investigación y así solucionar el problema planteado.

3.2.2. Nivel de Investigación

El nivel de investigación es experimental

3.3. Población y Muestra

3.3.1. Población

La población para la siguiente investigación serán todos los frentes de avances de la compañía minera Cerro Lindo, Nexa Resources.

3.3.2. Muestra

En la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources, tiene como profundización la RP 074 OB6 donde se logró llegar al Nv 1550. Dicho nivel se encuentra en la etapa de desarrollo para ello se tiene como labor de avance el BP 700, que se tomará como muestra para esta investigación.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS

4.1. Esquema de trabajo para optimizar el proceso de perforación y voladura.

Ya identificado los problemas en el proceso de perforación y voladura, se realizó un esquema de trabajo donde se muestran las acciones que se realizarán para la optimización del proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura.

Tabla 11. *Problemas principales que afectan la perforación y voladura*

Problemas	Frecuencia del Evento	% Acumulado
Diseño de malla de perforación y voladura no adecuado.	12	25.5%
Falta identificar las características geomecánicas que influye en la voladura.	12	51.1%
Deficiencia de los operarios durante la perforación y el carguío.	10	72.3%

Fuente: *Elaboración propia.*

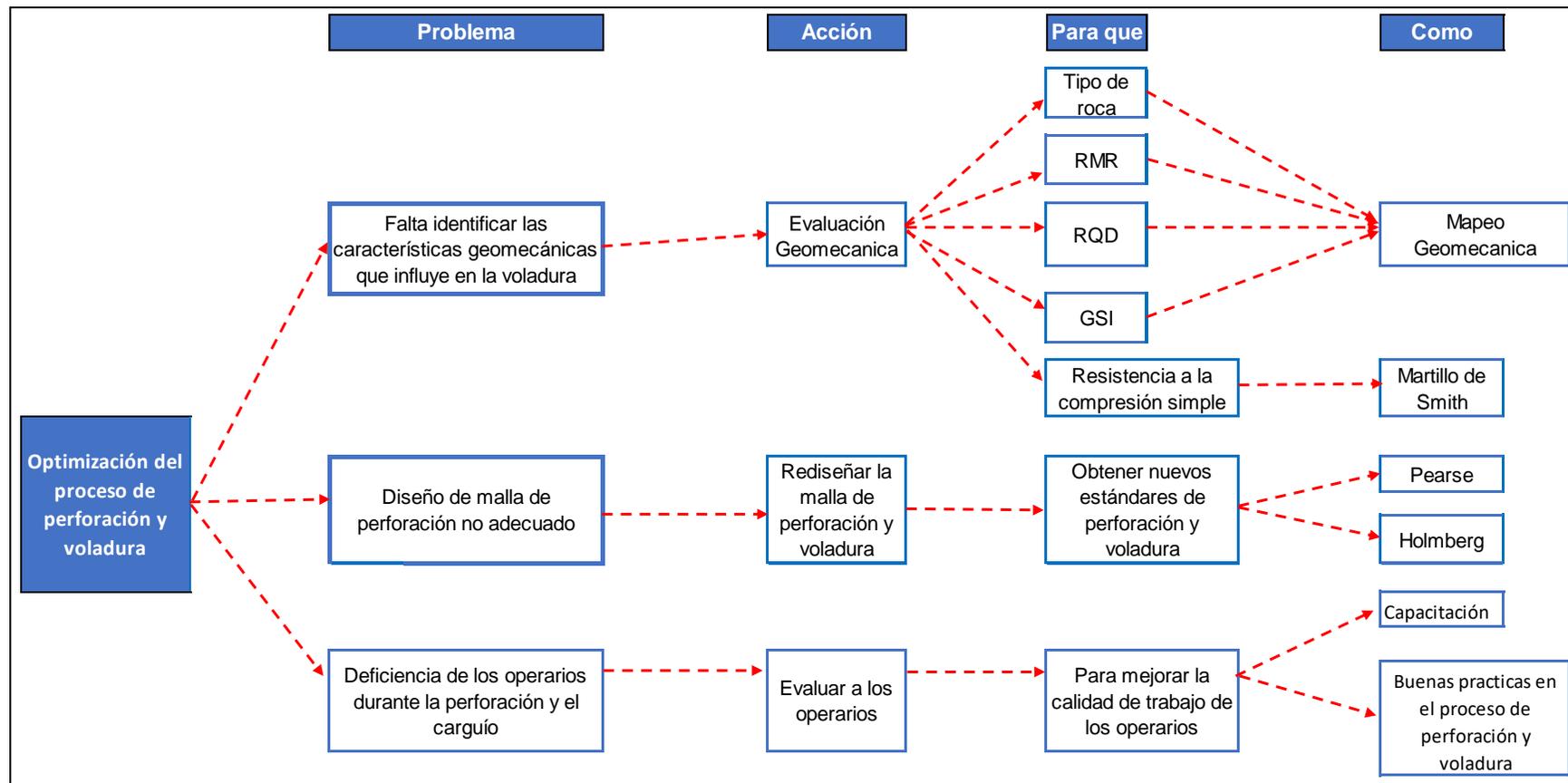


Figura 16. Esquema de trabajo
Fuente: Elaboración propia

4.2. Optimización del proceso de perforación y voladura

La presente investigación se ejecutará en el Bp. 700 Nv. 1550 OB6, como se evidencia en la tabla N° 22. En dicha labor se programó un avance de 67.20 m. para el mes de octubre.

Tabla 12. Programa de avances mes de octubre Nv. 1550.

nexa PROGRAMA DE AVANCES NV - 1550 MES DE OCTUBRE 2021 - Unidad Minera Cerro Lindo									
NIVEL	PRIORIDAD	ORE BODY	LABOR	FASE	MATERIAL	OBJETIVO	SECCIÓN	GRADIENTE (%)	PROGRAMA (m.)
1550	1	OB1	Bp 700	Desarrollo	D	Acceso Principal	5x5	2%	16.8
1550	1	OB1	Cx 052	Desarrollo	D	Rampa	5x5	-13%	20.0
1550	1	OB6	Cx 730	Desarrollo	D	Acceso Principal	5x5	2%	8.4
1550	2	OB1	Bp 980	Desarrollo	D	Acceso Principal	5x4.5	2%	22.0
1550	2	OB1	Cx 021	Preparación	R	Preparación T-021A	5x4.5	2%	15.0
1550	1	OB1	Cx 041	Preparación	M	Preparación T-041E	5x4.5	2%	8.4
1550	2	OB1	Cx 121	Preparación	D	Preparación OB1	5x4.5	2%	25.6
1550	2	OB1	Cx 141	Preparación	D	Preparación OB1	5x4.5	2%	25.2
1550	1	OB1	Ga 090	Preparación	M	Preparación OB1	5x4.5	2%	29.0
1550	2	OB1	Ga 910	Preparación	M	Preparación T-041E	5x4.5	2%	26.8
1550	2	OB1	Bp 900	Desarrollo	D	Acceso Principal	5x4.5	-2%	21.0
1550	1	OB6	Bp 700	Desarrollo	D	Acceso Principal	5x4.5	2%	64.2
1550	2	OB6	Cx 750	Desarrollo	D	Sumidero Principal	5x4.5	10%	12.6
1550	2	OB1	Cx 910	Preparación	M	Preparación T-041E	5x4.5	10%	21.0

Fuente: Departamento de planeamiento Unidad minera Cerro Lindo

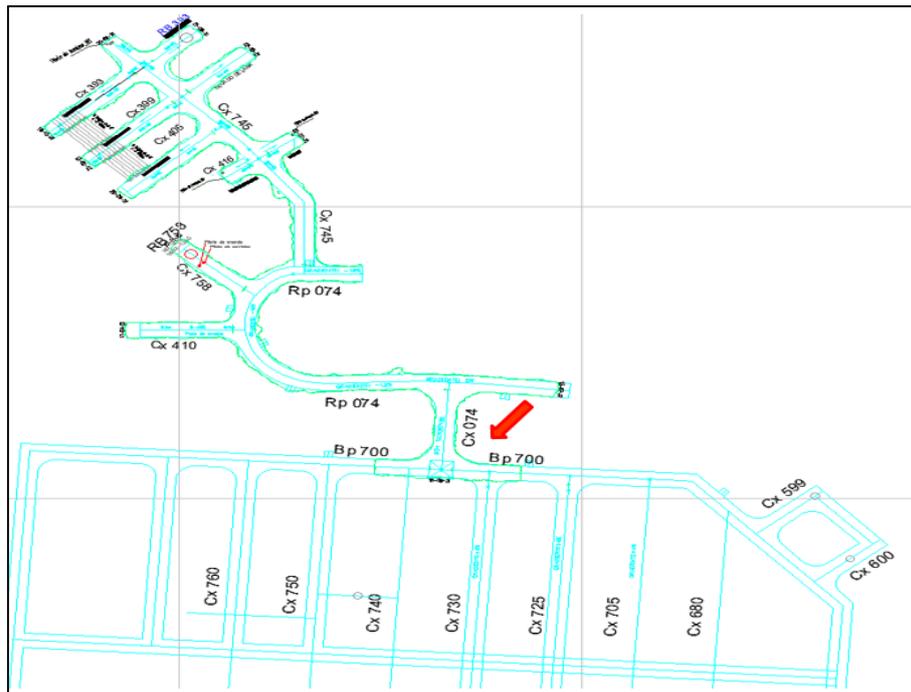


Figura 17. Plano topográfico Nv. 1550 OB6
Fuente: Departamento de planeamiento Unidad minera Cerro Lindo

4.2.1. Evaluación Geomecánica

Se realizará la evaluación geomecánica para estimar los valores de RMR, RQD, GSI y resistencia a la compresión simple.

a) Cálculo del RQD

Para la estimación el valor del “RQD”, utilizaremos el método de Hudson, para lo cual es necesario obtener el número de fracturas promedio en un metro cuadrado de la labor.



Figura 18. Cálculo N° de fracturas promedio
Fuente: Elaboración propia

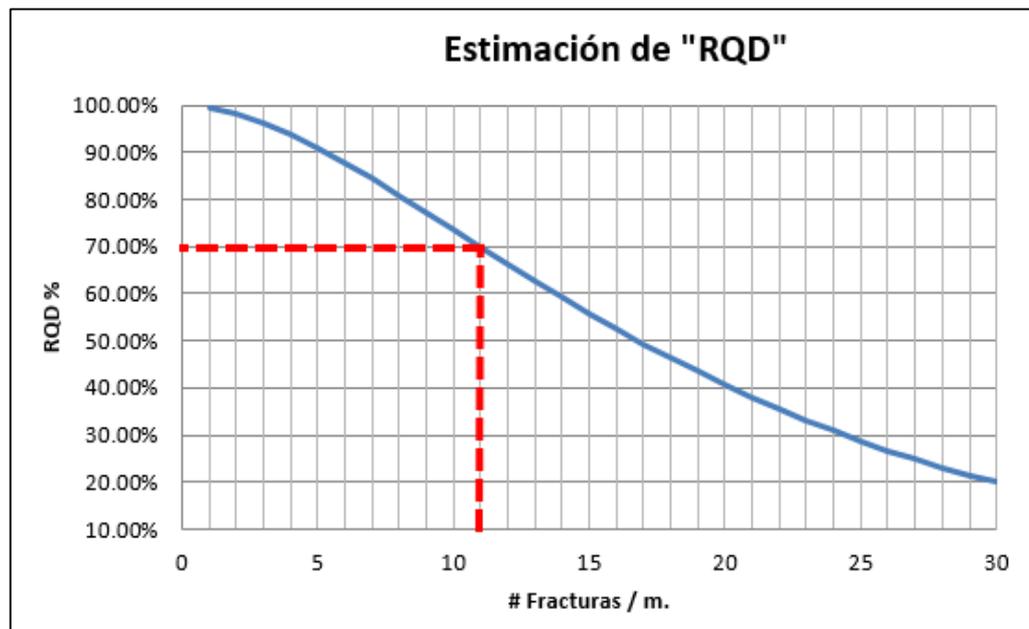


Figura 19. Cálculo del RQD – método Hudson
Fuente: Elaboración propia

Según la evaluación en campo, se obtuvo un promedio de 11 fracturas en un metro, obteniendo un RQD del 70%.

b) Resistencia a la Compresión Simple

Para el cálculo de la resistencia a la compresión simple se utilizará el martillo de Smith, que consiste en realizar 10 pruebas de rebote y así obtener un promedio, el cual será introducido en un ábaco y obtener la resistencia a la compresión simple.



RESULTADO DE PRUEBA CON ESCLERÓMETRO (Rcu)

UNIDAD MINERA CERRO LINDO

EMPRESA	Aesa	TIPO DE PRUEBA	Resistencia a la compresión simple
EQUIPO	SCHIMID - Matest C381	PROVEEDOR	GEOINSTRUMENTS INTERNACIONAL S.A.C.
RANGO	10 - 60 N/mm ²	NORMA	ASTM D5873

DATOS GENERALES	CARACTERÍSTICAS DEL ENSAYO	PLANO DE LA LABOR
FECHA	LITOLOGÍA	
LABOR	CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA	
REFERENCIA	GSI	
ORIENTACIÓN	RMR	
SUPERVISOR	TIPO	
TÉCNICO	OBSERVACIÓN	



DESCRIPCIÓN DE LA PRUEBA

N° DE REBOTE	POSICIÓN DE PRUEBA	R _L (Valor de Rebote)
1	Hz	49.0
2	Hz	51.0
3	Hz	50.0
4	Hz	40.0
5	Hz	46.0
6	Hz	47.0
7	Hz	50.0
8	Hz	46.0
9	Hz	48.0
10	Hz	43.0
PROMEDIO RL		47.00
Rcu		134.5 Mpa

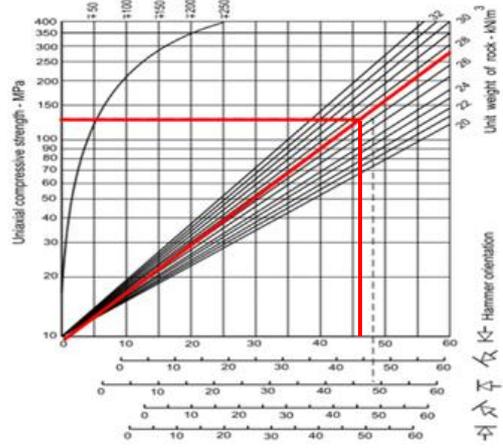
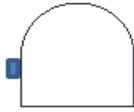


Figura 20. Prueba con esclerómetro (Martillo de Smith)
Fuente: Elaboración propia

c) GSI

Haciendo uso de la tabla de GSI logramos obtener índice geomecánico "GSI".

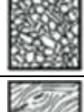
INDICE DE ESFUERZO GEOLÓGICO PARA ROCAS UNIDAS (HOEK & MATINOS, 2000) Desde la litología, estructura y condiciones de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio del GSI. No intentar ser muy precisos. Un rango de 33 a 37 es más real que tomar un GSI de 35. Note que la tabla no aplica a fallas controladas estructuralmente. Donde planos estructurales débiles están en una dirección desfavorable con respecto a la excavación, estos dominaran el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteración como resultado de cambio de humedad que pueda reducirse cuando el agua está presente. Cuando trabajamos en roca regular o mala calidad cambian las condiciones por el cambio de humedad. La presencia del agua tratada por el análisis de esfuerzos efectivos		CONDICIÓN DE SUPERFICIE					
ESTRUCTURA		DECRECE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE					
	INTACTA O MASIVA Rocas intactas o masivas in-situ, rocas con discontinuidades amplias y espaciadas	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	
	FRACTURADA Macizo rocoso con bloques enclavados, bloques cúbicos formando tres intersecciones de sistemas de discontinuidades	Superficie muy rugosa, no meteorizadas, frescas	Superficie rugosa, ligeramente meteorizada, manchadas con hierro	Superficie lisas, moderadamente meteorizadas y alteradas	Superficie con espejo de falla, alto grado de meteorización y rellenos	Superficie con espejo de falla, alto grado de meteorización y rellenos de arcillas suave	
	MUY FRACTURADA Macizo perturbado con bloques entrelazados y angulares formados por la intersección de 4 o mas discontinuidades						
	FRACTURADA / PERTURBADA / SORDIDAD Macizo plegado formado por bloques angulares producto de la intersección de varios sistemas de discontinuidades. Persistencia de los planos de estratificación						
	DISGREGADO Pobrementemente enclavado, macizo altamente fracturado con mezcla de fragmentos angulares y redondeados						
	LAMINADA / FOLIADA Se carece de bloques debido al débil material en los planos de esquistosidad y cizalla						

Figura 21. Cálculo del índice GSI

Fuente: Elaboración propia

Según el mapeo geomecánico el Bp 700 Nv 1550 OB6 está emplazado en roca volcánica de moderada a levemente fracturada y con una condición superficial de buena a regular por lo cual la estimación del "GSI" es de 60 – 70.

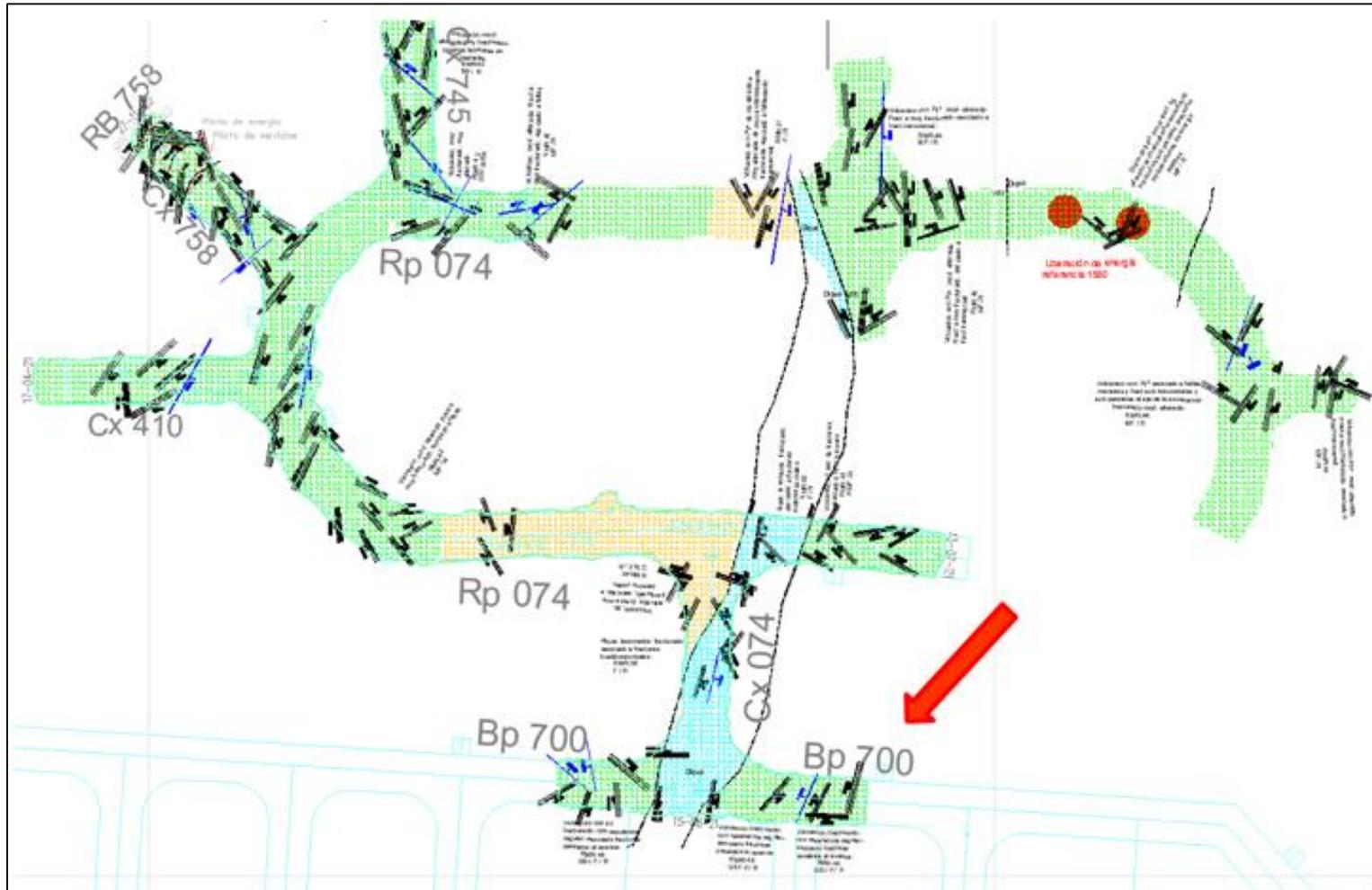


Figura 23. Mapeo Geomecánico Nv 1550 OB6
Fuente: Elaboración propia

4.2.1.1. Elaboración de la malla de perforación y voladura

Para la ejecución de la malla de perforación y voladura se considera tres parámetros: la roca, de la perforación y del explosivo.

Tabla 13. *Parámetros para el diseño.*

PARÁMETROS PARA EL DISEÑO			
PARÁMETROS DE LA ROCA	RMR	44	
	GSI	55	
	RQD	70%	
	Densidad de la roca	2.7 g/cm ³	
PARÁMETROS DE LA PERFORACIÓN	Diámetro de la broca	45 mm	
	Diámetro de la rimadora	102 mm	
	Longitud del barreno	18 pies	
	Eficiencia de la perforación	95%	
PARÁMETROS DEL EXPLOSIVO	EXAMON P	Densidad aparente	0.72 - 0.82 g/cm ³
		Densidad compacta	0.82 +- 3%
		Velocidad de detonación	3400 +- 400
		Presión de detonación	21 Kbar
		Energía	3899 KJ/Kg
		RWS	104%
		RBS	106%
		Resistencia al agua	Nula
		Volumen de gases	1056.5 l/Kg
		Categoría de gases	2da
		Color	Anaranjado

Fuente: *Elaboración propia*

4.2.1.2. Cálculos para el Diseño

Cálculo del área de la sección de la labor.

$$\text{Área 1} = 5 * 3.50 = 17.50 \text{ m}^2$$

$$\text{Área 2} = 3 * 1 = 3 \text{ m}^2$$

$$\text{Área 3} = \text{Área 4} = \frac{\pi * 1^2}{4}$$

$$\text{Área total}(S) = 17.50 + 3 + 2(0.785) = 22.07 \text{ m}^2$$

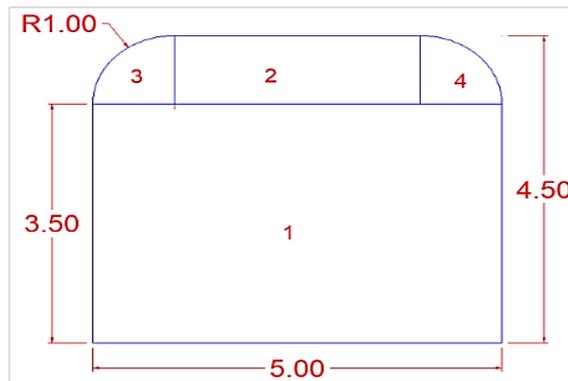


Figura 24. Sección de la labor BP 700 Nv 1550 OB
Fuente: Elaboración propia

Cálculo del perímetro de la labor

$$Permetro = 2(3.50) + 5 + 3 + 2(1.75)$$

$$Perimetro(P) = 18.50 \text{ m}$$

Para el diseño del arranque se utilizarán 4 taladros de alivio con el cual se calculará el diámetro equivalente de los taladros de alivio.

$$\varnothing_e = \varnothing_a x \sqrt{\#Tal \varnothing_a}$$

$$\varnothing_e = 0.102 x \sqrt{4}$$

$$\varnothing_e = 0.204 \text{ m}$$

Avance efectivo de la voladura.

$$L = 0.95 * H_{Longitud \text{ de barra efectiva}}$$

Para la perforación del frente se realizará con una barra de 18 Pies, teniendo una perforación efectiva de 17 Pies (5.182 m).

$$L = 0.95 * 5.182$$

$$L = 4.923 \text{ m}$$

a) Arranque

Para el cálculo del arranque se utilizará el modelo matemático de Pearse y Holmberg.

Calidad de roca equivalente (%)

$$ERQD = RQD \times JSF$$

Donde:

□□□ : Se considera una calidad de roca media con un valor de 0.9.

□□□: Según la evaluación geomecánica se ha obtenido un valor de 65%.

$$ERQD = 70\% \times 0.9 = 63$$

Factor de volabilidad (□□)

$$K_v = 1.96 - 0.27 \times \ln ERQD$$

$$K_v = 1.96 - 0.27 \times \ln(63)$$

$$K_v = 0.841$$

Presión de detonación (PD)

$$PD = \rho_e \times \frac{(VOD)^2}{4} \times 10^{-5}$$

$$\rho_e = 0.82 \text{ g/cm}^3 \quad VOD = 3400 \text{ m/s}$$

$$PD = 0.82 \times \frac{(3400)^2}{4} \times 10^{-3}$$

$$PD = 2369.8 \text{ MPa}$$

$$PD = 2369.8 \times 10.1972 = 24165.3 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

Cálculo de la resistencia a la tracción dinámica (S_{td}), según las pruebas con el martillo de Smith se ha obtenido como promedio 134.5 MPa de resistencia a la compresión simple (S_c).

$$S_{td} = 4.5 \times 10.197 \times s_t$$

$$s_t = 8\% \times S_c$$

$$s_t = 8\% \times 134 = 10.72 \text{ MPa}$$

$$S_{td} = 4.5 \times 10.197 \times 10.72$$

$$S_{td} = 491.90 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

Burden práctico con la fórmula modificada de Pearse.

$$B_p = \frac{Kv * D}{1000} * \sqrt{\frac{PD}{S_{td}}}$$

$$B_p = \frac{0.841 * 45}{1000} * \sqrt{\frac{24165.3}{491.90}}$$

$$B_p = 0.265 \text{ m}$$

$$B_p \approx 27 \text{ mm}$$

Ancho de la apertura (A_{ho}). Es necesario calcular las longitudes X_a y X_b

$$X_a = \frac{\emptyset_e}{2} + B_p$$

$$X_a = X_b = \frac{0.204}{2} + 0.267 = 0.37 \text{ m}$$

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

$$A_{ho} = \sqrt{0.37^2 + 0.37^2}$$

$$A_{ho} = 0.52 \text{ m}$$

Diseño arranque:

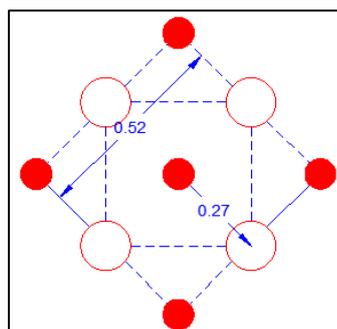


Figura 25. Diseño de arranque
Fuente: Elaboración propia

Para el cálculo del consumo específico del explosivo (CE) se utilizará la fórmula modificada de Ashby:

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

$$CE = \frac{0.56 * 2.7 * TAN\left(\frac{65 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 70}{3.3}}}$$

$$CE = 0.53 \frac{kg}{m^3}$$

Constante de roca (C):

$$C = 0.8784 * CE + 0.052$$

$$C = 0.8784 * 0.53 + 0.052$$

$$C = 0.52 \text{ kg/m}^3$$

Concentración de carga (q_o):

$$q_o = \frac{55 * \emptyset_o * \left[\frac{B_e}{\emptyset_e}\right]^{1.5} * \left[B_e - \frac{\emptyset_e}{2}\right] * \frac{C}{0.4}}{RWS_{ANFO}}$$

$$q_o = \frac{55 * 0.045 * \left[\frac{0.306}{0.204}\right]^{1.5} * \left[0.306 - \frac{0.204}{2}\right] * \frac{0.52}{0.4}}{1.04}$$

$$q_o = 1.16 \text{ kg/m}$$

Longitud del taco (L_{taco}):

$$L_{taco} = 10 * \emptyset_o$$

$$L_{taco} = 10 * 0.045 = 0.45 \text{ m}$$

Longitud de carga (L_C):

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

$$L_C = 5.18 - 0.45 = 4.73 \text{ m}$$

Masa explosiva para un taladro (Q_e):

$$Q_e = q_o * L_{carga}$$

$$Q_e = 1.16 * 4.73 = 5.48 \text{ kg}$$

b) Primer cuadrante

Burden (B_1)

$$B_1 = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{ho} * q_o * RWS_{ANFO}}{\emptyset_o * C}}$$

$$B_1 = 0.088 * \sqrt{\frac{0.521 * 1.16 * 1.04}{0.045 * 0.52}}$$

$$B_1 = 0.46 \text{ m}$$

Ancho de abertura (A_{h1}), es necesario calcular las longitudes X_c y X_d :

$$X_c = X_d = \frac{A_{ho}}{2} + B_1$$

$$X_c = X_d = \frac{0.521}{2} + 0.46$$

$$X_c = X_d = 0.72 \text{ m}$$

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

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

$$A_{h1} = 1.02 \text{ m}$$

Diseño 1° cuadrante:

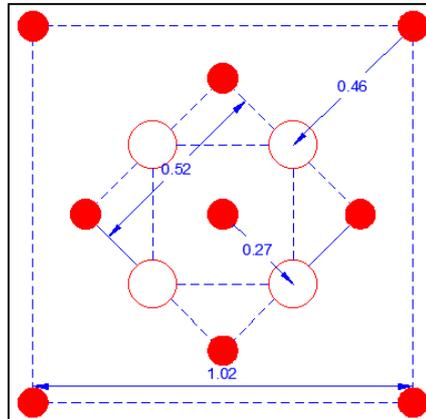


Figura 26. Diseño de 1° cuadrante
Fuente: Elaboración propia

Concentración de carga (q_1):

$$q_1 = \frac{32.3 * \emptyset_0 * C * B_1}{RWS_{ANFO} * \text{sen}(\text{arcotang}(\frac{A_{ho}}{2 * B_1})^{1.5})}$$

$$q_1 = \frac{32.3 * 0.045 * 0.52 * 0.46}{1.04 * \text{sen}(\text{arcotang}(\frac{0.521}{2 * 0.455})^{1.5})}$$

$$q_1 = 0.85 \frac{kg}{m}$$

Masa explosiva para un taladro (Q_{e1}):

$$Q_{e1} = q_1 * L_{carga}$$

$$Q_{e1} = 0.85 * 4.73 = 4.02 \text{ kg}$$

c) Segundo Cuadrante

Burden (□□):

$$B_2 = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h1} * q_o * RWS_{ANFO}}{\emptyset_o * C}}$$

$$B_2 = 0.088 * \sqrt{\frac{1.013 * 1.16 * 1.04}{0.045 * 0.52}}$$

$$B_2 = 0.64 \text{ m}$$

Ancho de abertura (A_{h2}): es necesario calcular las longitudes X_e y X_f

$$X_e = X_f = \frac{A_{h1}}{2} + B_2$$

$$X_e = X_f = \frac{1.013}{2} + 0.64$$

$$X_e = X_f = 1.15 \text{ m}$$

$$A_{h2} = \sqrt{X_e^2 + X_f^2}$$

$$A_{h2} = \sqrt{1.15^2 + 1.15^2}$$

$$A_{h2} = 1.62 \text{ m}$$

Diseño 2° cuadrante:

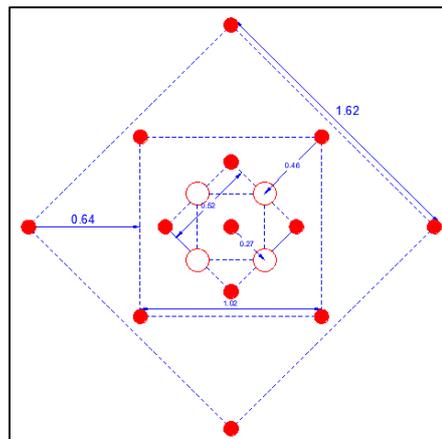


Figura 27. Diseño de segundo cuadrante
Fuente: Elaboración propia

Concentración de carga (q_2):

$$q_2 = \frac{32.3 * \emptyset_0 * C * B_{max2}}{RWS_{ANFO} * \text{sen}(\text{arcotang}(\frac{A_{h1}}{2 * B_{max2}})^{1.5})}$$

$$q_2 = \frac{32.3 * 0.045 * 0.52 * 0.64}{RWS_{ANFO} * \text{sen}(\text{arcotang}(\frac{1.02}{2 * 0.64})^{1.5})}$$

$$q_2 = 0.80 \frac{kg}{m}$$

Masa explosiva para un taladro (Q_{e2}):

$$Q_{e2} = q_2 * L_{carga}$$

$$Q_{e2} = 0.80 * 4.73 = 3.78 \text{ kg}$$

d) Tercer cuadrante

Burden (B_3):

$$B_3 = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h2} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\emptyset_0 * C}}$$

$$B_3 = 0.088 * \sqrt{\frac{1.62 * 1.16 * 1.04}{0.045 * 0.52}}$$

$$B_3 = 0.80 \text{ m}$$

Ancho de abertura (A_{h3}), es necesario calcular las longitudes X_g y X_h

$$X_g = X_h = \frac{A_{h2}}{2} + B_{P2}$$

$$X_g = X_h = \frac{1.616}{2} + 0.803$$

$$X_g = X_h = 1.61$$

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

$$A_{h3} = \sqrt{1.61^2 + 1.61^2}$$

$$A_{h3} = 2.28 \text{ m}$$

Diseño 3° cuadrante:

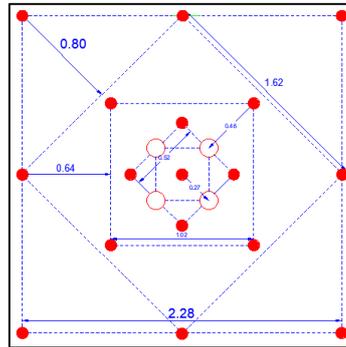


Figura 28. Diseño del Tercer cuadrante
Fuente: Elaboración propia

Concentración de carga (q_3):

$$q_3 = \frac{32.3 * \emptyset_0 * C * B_3}{RWS_{ANFO} * \text{sen}(\text{arctang}(\frac{A_{h2}}{2 * B_3})^{1.5})}$$

$$q_3 = \frac{32.3 * 0.045 * 0.52 * 0.80}{1.04 * \text{sen}(\text{arctang}(\frac{1.62}{2 * 0.80})^{1.5})}$$

$$q_3 = 0.82 \frac{kg}{m}$$

Masa explosiva para un taladro (Q_{e3}):

$$Q_{e3} = q_3 * L_{carga}$$

$$Q_{e3} = 0.82 * 4.73 = 3.88 \text{ kg}$$

e) Ayuda de hastiales

Reajustes del factor de roca "C":

$$B \leq 0.6 * L$$

Para:

$$B \geq 1.4 \text{ m} \rightarrow C' = C + 0.05 \quad B \leq 1.4 \text{ m} \rightarrow C' = C + \frac{0.07}{b}$$

$$B \leq 0.6 * 5.182$$

$$B \leq 3.109$$

$$C' = 0.52 + 0.05 = 0.57 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

Burden máximo ($B_{max \text{ ay.hast.}}$):

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

$$B_{max \text{ ay.hast.}} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.16 * 1.04}{0.57 * 1.45 * 1.25}}$$

$$B_{max \text{ ay.hast.}} = 0.97 \text{ m}$$

Burden práctico con respecto a la sección de la labor ($B_{Pract \text{ ay. hast}}$)

$$B_{Pract \text{ ay. hast}} = \frac{A_{Tunel} - A_{h \text{ 3}^\circ \text{ cuadra}}}{4}$$

$$B_{Pract \text{ ay. hast}} = \frac{5 - 2.28}{4}$$

$$B_{Pract \text{ ay. hast}} = 0.68 \text{ m}$$

N° de taladros ($N_{Tal \text{ ay.hast}}$):

$$N_{Tal \text{ ay.hast}} = \left(\frac{A_{Tunel} - A_{h \text{ 3}^\circ \text{ cuad}}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N_{Tal \text{ ay.hast}} = \left(\frac{5 - 2.28}{1.25} \right) + 2$$

$$N_{Tal \text{ ay.hast}} = 4.167$$

Espaciamiento de taladros ($S_{ay.hast}$):

$$S_{ay.hast} = \frac{A_{h\ 3^\circ\text{cuad}}}{N_{Tal\ ay.hast} - 2}$$

$$S_{ay.hast} = \frac{2.28}{2}$$

$$S_{ay.hast} = 1.14\text{ m}$$

Ancho de abertura ($A_{h\ ay.hast}$):

$$A_{h\ ay.hast} = A_{h\ 3^\circ\text{cuad}} + (2 B_{Pract\ ay.\ hast} * S_{ay.hast})$$

$$A_{h\ ay.hast} = 2.28 + (2 * 0.68 * 1.14)$$

$$A_{h\ ay.hast} = 3.83\text{ m}$$

Diseño ayuda hastiales:

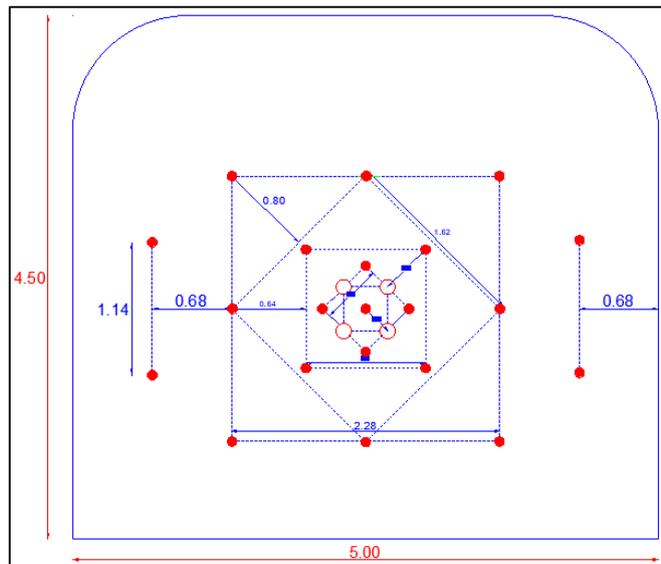


Figura 29. Diseño de taladros de ayuda de Cuadradores.
Fuente: Elaboración propia

Concentración de carga ($q_{ay.hast}$):

$$q_{ay.hast} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{max\ hast.}}{RWS_{ANFO} * \text{seno} \left(\text{arcotang} \left(\frac{A_h\ Ay.hast}{2 * B_{max\ hast.}} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_{ay.hast} = \frac{32.3 * 0.045 * 0.57 * 0.79}{1.04 * \text{seno} \left(\text{arcotang} \left(\frac{3.83}{2 * 0.79} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_{ay.hast} = 0.79 \frac{kg}{m}$$

Masa de explosivo para un taladro ($Q_{e\ Ay.hast}$):

$$Q_{e\ Ay.hast} = q_{4\ Ay\ hast} * L_{carga}$$

$$Q_{e\ Ay.hast} = 0.79 * 4.73 = 3.74\ kg$$

f) Ayuda de corona

Altura disponible ($H_{disp\ TJ(\downarrow)}$):

$$H_{disp\ TJ(\downarrow)} = 0.64 * (H_{Tunel} - A_h\ Ult.cuad)$$

$$H_{disp\ TJ(\downarrow)} = 0.64 * (4.50 - 2.28)$$

$$H_{disp\ TJ(\downarrow)} = 1.42\ m$$

Burden máximo:

$$B_{max.\ ay.corona} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{max.\ ay.corona} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.16 * 1.04}{0.57 * 1.20 * 1.25}}$$

$$B_{max.\ ay.corona} = 1.06\ m$$

Burden práctico:

$$B_{Prac.\ ay.corona} = 0.51 * H_{disp\ TJ(\downarrow)}$$

$$B_{Prac.\ ay.corona} = 0.51 * 1.4208$$

$$B_{Prac.\ ay.corona} = 0.72$$

Longitud disponible para taladros ($L_{Segm\ ay.corona}$):

$$L_{Segm\ ay.corona} = 0.6533 * A_{Tunel}$$

$$L_{Segm\ ay.corona} = 0.6533 * 5$$

$$L_{Segm\ ay.corona} = 3.2665\ m$$

Espaciamiento ($S_{ay.Corona}$):

$$S_{ay.Corona} = 0.3333 * L_{Segm.\ ay.Corona}$$

$$S_{ay.Corona} = 0.3333 * 3.2665$$

$$S_{ay.Corona} = 1.0887\ m$$

N° de taladros ($N_{Tal\ ay.\ Corona}$)

$$N_{Tal\ ay.\ Corona} = \left(\frac{L_{Segm.\ ay.Corona}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N_{Tal\ ay.\ Corona} = \left(\frac{3.2665}{1.25} \right) + 2$$

$$N_{Tal\ ay.\ Corona} = 4.61$$

Ancho de abertura ($A_{h\ ay.corona}$):

$$A_{h\ ay.corona} = L_{Segm.\ ay.Corona}$$

$$A_{h\ ay.corona} = 3.26\ m$$

Diseño de ayuda de Corona:

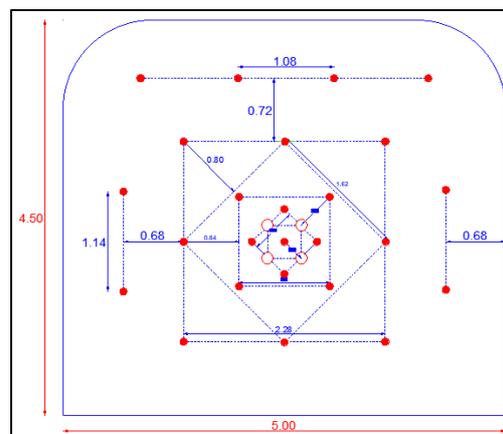


Figura 30. Diseño de taladros de ayuda de corona
Fuente: Elaboración propia

Concentración de carga ($q_{ay\ Corona}$):

$$q_{ay\ Corona} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{max\ ay.corona.}}{RWS_{ANFO} * \text{seno} \left(\text{arctang} \left(\frac{A_h\ Ay.corona}{2 * B_{max\ ay.corona}} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_{5\ Ay\ Corona} = \frac{32.3 * 0.045 * 0.57 * 1.06}{1.04 * \text{seno} \left(\text{arctang} \left(\frac{3.27}{2 * 1.06} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_{ay\ Corona} = 0.95 \frac{kg}{m}$$

Masa explosivo para un taladro ($Q_{e\ ay.corona}$):

$$Q_{e\ ay.corona} = q_{5\ Ay\ corona} * L_{carga}$$

$$Q_{e\ ay.corona} = 0.95 * 4.73 = 4.49\ kg$$

g) Ayuda de arrastre

Altura disponible ($H_{disp(\downarrow)}$):

$$H_{disp(\downarrow)} = 0.36 * (H_{Tunel} - A_h\ Ult.cuad)$$

$$H_{disp(\downarrow)} = 0.36 * (4.50 - 2.28)$$

$$H_{disp(\downarrow)} = 0.79\ m$$

Burden máximo ($B_{max.\ ay.arrastre}$):

$$B_{max.\ ay.arrastre} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{max.\ ay.arrastre} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.16 * 1.04}{0.57 * 1.45 * 1.25}}$$

$$B_{max.\ ay.arrastre} = 0.97\ m$$

Burden práctico ($B_{prac. ay. arrastre}$):

$$B_{prac. ay. arrastre} = \frac{H_{disp TJ(\downarrow)}}{2}$$
$$B_{prac. ay. arrastre} = \frac{0.84}{2}$$
$$B_{prac. ay. arrastre} = 0.42 \text{ m}$$

Longitud disponible para los taladros ($L_{ay. arrastre}$):

$$L_{ay. arrastre} = 0.72 * A_{Tunnel}$$
$$L_{ay. arrastre} = 0.72 * 5$$
$$L_{ay. arrastre} = 3.60 \text{ m}$$

Espaciamiento ($S_{ay. arrastre}$):

$$S_{ay. arrastre} = 0.3333 * L_{Segm. ay. arrastre}$$
$$S_{ay. arrastre} = 0.3333 * 3.60$$
$$S_{ay. arrastre} = 1.19 \text{ m}$$

N° de taladros ($N_{Tal ay. arrastre}$):

$$N_{Tal ay. arrastre} = \left(\frac{L_{Segm. ay. arrastre}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$
$$N_{Tal ay. arrastre} = \left(\frac{3.60}{1.25} \right) + 2$$
$$N_{Tal ay. arrastre} = 4.88$$

Ancho de abertura ($A_{h ay. arrastre}$):

$$A_{h ay. arrastre} = L_{Segm. ay. arrastre}$$
$$A_{h ay. arrastre} = 3.60 \text{ m}$$

Diseño ayuda de arrastre:

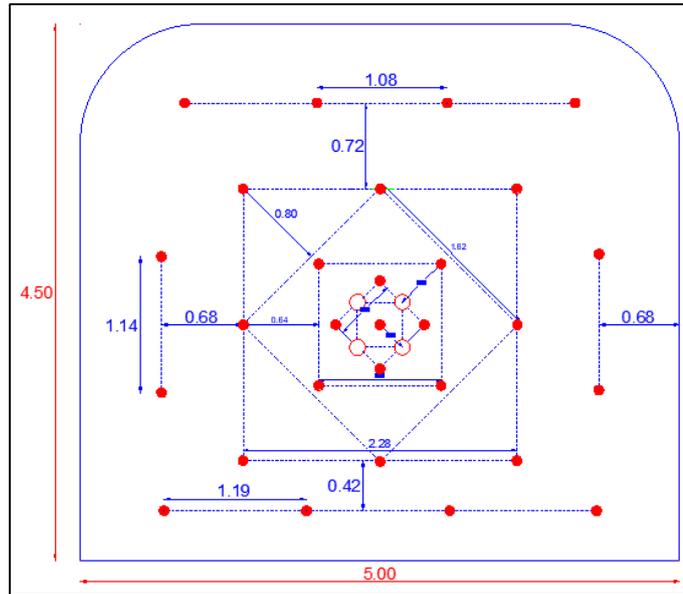


Figura 31. Diseño de taladros de ayuda de arrastres
Fuente: Elaboración propia

Concentración de carga ($q_{ay.arrastre}$):

$$q_{ay.arrastre} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{max\ ay.arrastre.}}{RWS_{ANFO} * \text{seno} \left(\text{arctang} \left(\frac{A_h\ Ay.arrastre}{2 * B_{max\ ay.arrastre}} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_{ay.arrastre} = \frac{32.3 * 0.045 * 0.57 * 0.97}{RWS_{ANFO} * \text{seno} \left(\text{arctang} \left(\frac{3.60}{2 * 0.97} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_{ay.arrastre} = 0.83 \frac{kg}{m}$$

Masa de explosiva para un taladro ($Q_{e\ Ay.arrastre}$):

$$Q_{e\ ay.arrastre} = q_{6\ Ay\ arrastre} * L_{carga}$$

$$Q_{e\ ay.arrastre} = 0.83 * 4.73 = 3.93\ kg$$

h) Hastiales

Burden máximo ($B_{max. \text{ hastiales}}$):

$$B_{max. \text{ hastiales}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$
$$B_{max. \text{ hastiales}} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.16 * 1.04}{0.57 * 1.45 * 1.25}}$$
$$B_{max. \text{ hastiales}} = 0.97 \text{ m}$$

Burden práctico ($B_{Prac. \text{ hastiales}}$):

$$B_{Prac. \text{ hastiales}} = \frac{0.2755 * 5}{2 \text{ Flancos}}$$
$$B_{Prac. \text{ hastiales}} = \frac{0.2755 * 5}{2}$$
$$B_{Prac. \text{ hastiales}} = 0.694 \text{ m}$$

Longitud disponible para los taladros ($L_{Disp.hastiales}$):

$$L_{Disp.hastiales} = H_{Túnel} - r$$
$$L_{Disp.hastiales} = 4.50 - 1.5 = 3.00 \text{ m}$$

Espaciamiento ($S_{Tal \text{ hast.}}$):

$$S_{Tal \text{ hast.}} = 0.3345 * H_{Disp.hastiales}$$
$$S_{Tal \text{ hast.}} = 0.3345 * 3.00$$
$$S_{Tal \text{ hast.}} = 1.0 \text{ m}$$

N° de taladros ($N_{Tal \text{ hast.}}$):

$$N_{Tal \text{ hast.}} = \left(\frac{H_{Disp.hastiales}}{S/B} \right) + 2$$
$$N_{Tal \text{ hast.}} = \left(\frac{4}{1.25} \right) + 2$$
$$N_{Tal \text{ hast.}} = 5.2$$

Ancho de abertura ($A_{h \text{ hastiales}}$):

$$A_{h \text{ hastiales}} = H_{\text{Disp.hastiales}}$$

$$A_{h \text{ hastiales}} = 3 \text{ m}$$

Diseño hastiales:

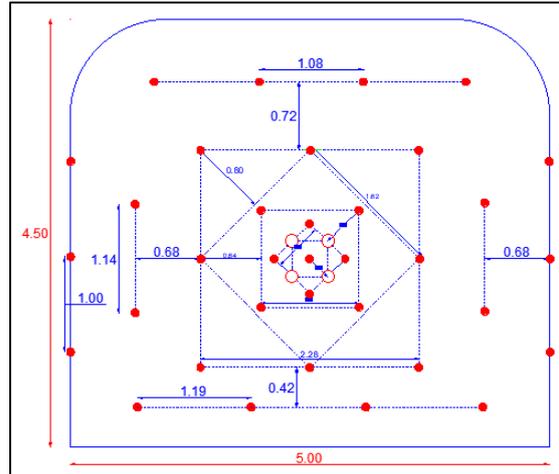


Figura 32. Diseño de taladros de hastiales
Fuente: Elaboración propia

Concentración de carga ($q_{\text{Tal.hast.}}$):

$$q_{\text{Tal.hast.}} = \frac{32.30 * \phi_0 * C' * B_{\text{max hast.}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{sen}(\text{arctang}(\frac{A_{h \text{ hastiales}}}{2 * B_{\text{max hast.}}})^{1.5})}$$

$$q_{\text{Tal.hast.}} = \frac{32.30 * 0.045 * 0.57 * 0.97}{1.04 * \text{sen}(\text{arctang}(\frac{3}{2 * 0.97})^{1.5})}$$

$$q_{\text{Tal.hast.}} = 0.464 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Masa explosiva para un taladro ($Q_{e \text{ hastiales}}$):

$$Q_{e \text{ hastiales}} = q_{\text{Tal.hast.}} * L_{\text{carga}}$$

$$Q_{e \text{ hastiales}} = 0.464 * 4.73 = 2.194 \text{ kg}$$

i) Corona

En este caso se realizará una voladura controlada para minimizar el daño en la corona y paredes de la labor.

Espaciamiento:

$$S_{Corona} = k * \phi_0$$

$$S_{Corona} = 15.5 * 0.045$$

$$S_{Corona} = 0.69 \text{ m}$$

Burden máximo ($B_{max.corona}$):

Relación ($\frac{S}{B} = 0.80$)

$$B_{max.corona} = \frac{S}{0.8}$$

$$B_{max.corona} = \frac{0.69}{0.8}$$

$$B_{max.corona} = 0.87 \text{ m}$$

N° de taladros ($N^{\circ}_{tal.corona}$):

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

$$N^{\circ}_{tal.corona} = \left(\frac{5}{0.87 * 0.8} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal.corona} = 9.1$$

Diseño corona:

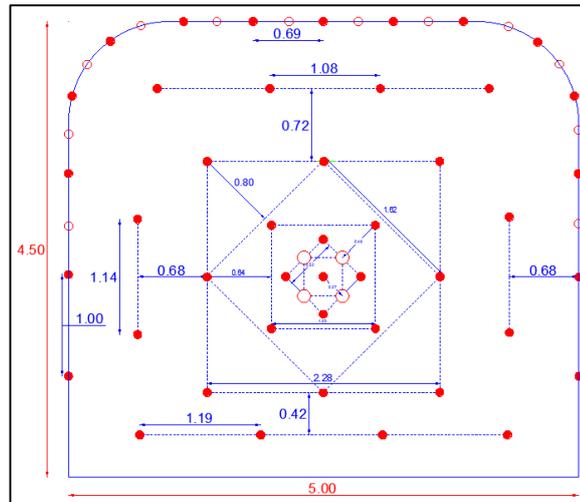


Figura 33. Diseño de taladros de corona
Fuente: Elaboración propia

Concentración de carga (q_{corona}):

$$q_{corona} = 90 * \phi_0^2$$
$$q_{corona} = 90 * 0.045^2$$
$$q_{corona} = 0.182 \frac{kg}{m}$$

Masa explosiva para un taladro ($Q_{e\ corona}$):

$$Q_{e\ corona} = q_{(Q_{e\ corona})} * L_{carga}$$
$$Q_{e\ corona} = 0.182 * 4.73 = 0.86 \text{ kg}$$

j) Arrastre

Para ejecutar la voladura de taladros de arrastre, utilizaremos el explosivo emulex 100.

Burden máximo ($B_{max. arrastre}$):

$$B_{max. arrastre} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C' * f * (\frac{S}{B})}}$$

$$B_{max.arrastr} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.16 * 1.34}{0.432 * 1.45 * 1}}$$

$$B_{max.arrastr} = 1.41 \text{ m}$$

N° de taladros ($N^{\circ}_{tal. arrast.}$):

$$N^{\circ}_{tal. arrast.} = \left(\frac{A_{tunel} + 2L * \text{seno } \gamma}{B_{max.arrastr} * \frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal. arrast.} = \left(\frac{5 + 2 * 5.183 * \text{seno } 0}{1.41 * 1} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal. arrast.} = 5.55 \approx 6$$

Espaciamiento ($S_{tal. arrast.}$):

$$S_{tal. arrast.} = \frac{A_{tunel} + 2L * \text{seno } \gamma}{N^{\circ}_{tal. arrast.} - 1}$$

$$S_{tal. arrast.} = \frac{5 + 2 * 5.183 * \text{seno } 0}{6 - 1}$$

$$S_{tal. arrast.} = 1 \text{ m}$$

Ancho de abertura ($A_{h \text{ arrast.}}$):

$$A_{h \text{ arrast.}} = A_{tunel}$$

$$A_{h \text{ arrast.}} = 5$$

Diseño de malla más arrastre:

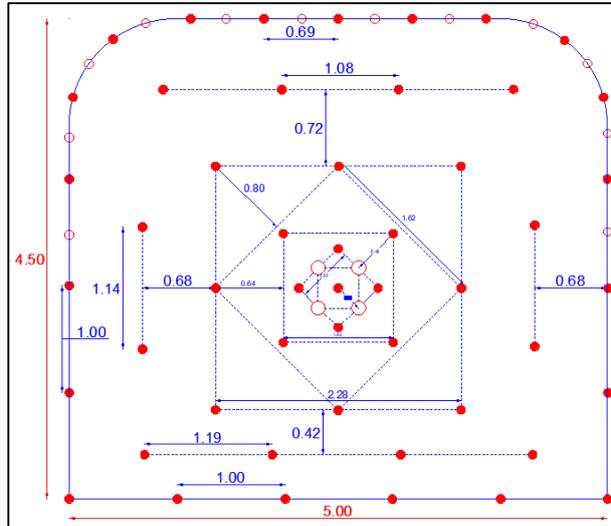


Figura 34. Diseño de taladros de arrastre
Fuente: Elaboración propia

Concentración de carga ($q_{Tal.arrast.}$):

$$q_{Tal.arrast.} = \frac{32.30 * \phi_0 * C' * B_{max.arrast.}}{RWS_{ANFO} * \text{sen}(\text{arcotang}(\frac{A_{h.arrast.}}{2 * B_{max.arrast.}})^{1.5})}$$

$$q_{Tal.arrast.} = \frac{32.30 * 0.045 * 0.57 * 1.41}{1.34 * \text{sen}(\text{arcotang}(\frac{5}{2 * 1.41})^{1.5})}$$

$$q_{Tal.arrast.} = 0.95 \text{ kg/m}$$

Masa explosiva para un taladro ($Q_{e.arrast.}$):

$$Q_{e.arrast.} = q_{Tal.arrast.} * L_{carga}$$

$$Q_{e.arrast.} = 0.95 * 4.73 = 4.5 \text{ kg}$$

Cantidad de cartuchos empleados:

$$N^{\circ} \text{ De cartuchos} = \frac{q_{\phi} \text{ arrastre} * L_{carga}}{\text{Peso de un cartucho empleado}}$$

$$N^{\circ} \text{ De cartuchos} = \frac{0.95 * 4.73}{0.277}$$

$$N^{\circ} \text{ De cartuchos} = 16$$

4.2.1.3. Malla de perforación y Voladura

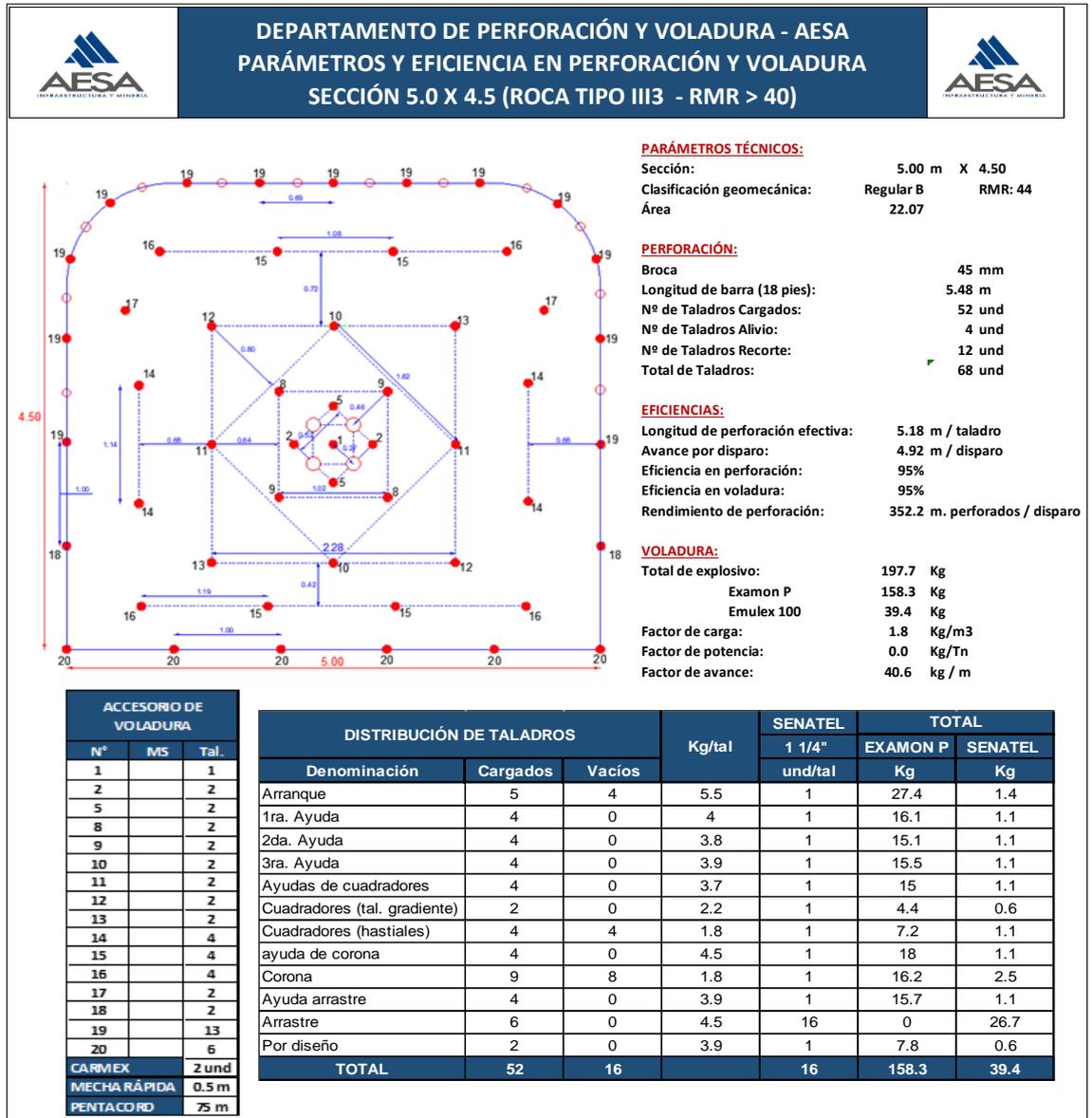


Figura 35. Diseño de malla de perforación y voladura propuesta
 Fuente: Elaboración propia

4.2.2. Operarios de Perforación y Carguío

4.2.2.1. Esquema para mejorar la calidad de trabajo de los operarios

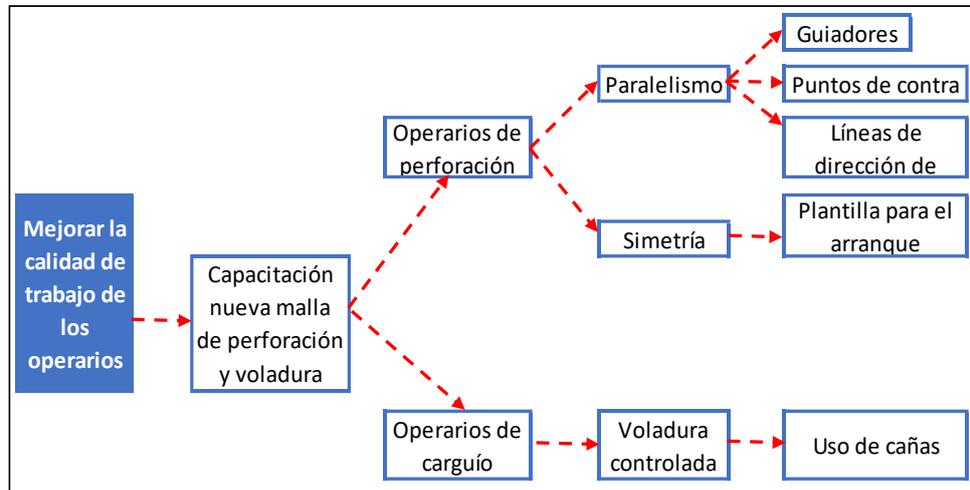


Figura 36. Esquema de trabajo para operarios de perforación y voladura
Fuente: Elaboración propia

a) Capacitación

Se entregó el nuevo diseño de malla y se capacitó sobre de los controles que tienen que tomar en cuenta durante el proceso de perforación y carguío con la finalidad de lograr un avance efectivo y un menor porcentaje de sobrerotura.



Figura 37. Capacitación a operarios
Fuente: Elaboración propia

b) Controles aplicados para la perforación y carguío

Simétrica en taladros de arranque

Conjuntamente con los operarios de perforación se implementó plantillas para el marcado del arranque, con el fin de lograr mayor simetría en la perforación y así obtener mayor longitud de cara libre que influirá en el éxito de la voladura.



Figura 38. Implementación de plantilla de arranque
Fuente: Elaboración propia

Guiadores en el proceso de perforación

Se implementa guiadores de barras recicladas cortadas a 1.50m. para el control del paralelismo durante la perforación.



Figura 39. Uso de guiadores en la perforación
Fuente: Elaboración propia

Puntos contra

Se colocan puntos de contra que sirven como guía para un mejor control de dirección y paralelismo durante el proceso de perforación.

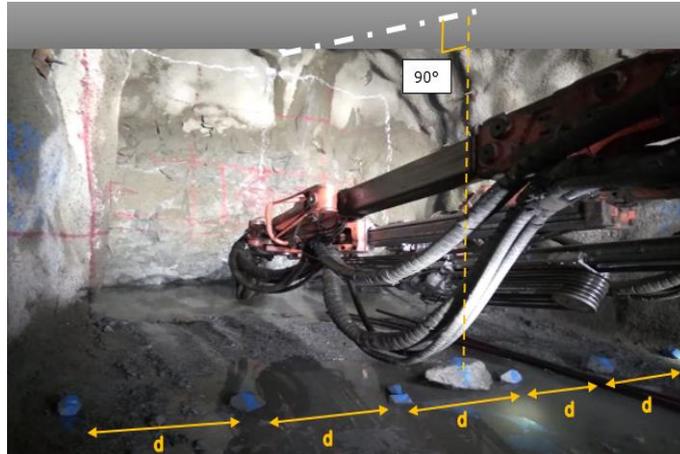


Figura 40. Uso de puntos de contra en la perforación
Fuente: Elaboración propia

Líneas de control

Se realiza el pintado de las líneas de dirección en hastiales y pintado de gradiente para obtener un mayor control del paralelismo en los taladros de contorno.



Figura 41. Marcado de líneas de control para la perforación
Fuente: Elaboración propia

Voladura controlada

Se realiza la ejecución de cañas para la voladura controlada, mediante la utilización de una tubería de 21 mm de diámetro, donde se introduce el Examon P. con su respectivo cebo.



Figura 42. Preparación de cañas
Fuente: Elaboración propia

4.3. Resultados Obtenidos

4.3.1. Resultados antes de la optimización del proceso de perforación y voladura

Tabla 14. Resultados de la voladura antes de la optimización

# DISP	FECHA	OPERADOR	CARGADOR	Longitud Barra	LONG. PERF (Pies)	AVANCE TOPOGRÁFICO (m)	ANCHO EJECUTADO (m)	ALTO EJECUTADO (m)	ANCHO DISEÑO (m)2	ALTO DISEÑO (m)3	VOLUMEN REAL (m3)	VOLUMEN PLAN (m3)	EFICIENCIA VOL. (%)	SOBREROTURA LABOR (%)	EXAMON-P (Kg)	EMULEX 100 11/4"X12" (Kg)	FACTOR DE CARGA (kg/m3)	FACTOR DE AVANCE (kg/m)
1	22-Set	A.CHAMORRO	E.FARFAN	18	17	4.55	5.47	4.71	5	4.5	117.22	102.38	87.8%	14.5%	172	50	1.89	48.79
2	25-Set	J.HUACHO	O.CABALLON	18	17	4.61	5.39	4.77	5	4.5	118.52	103.73	89.0%	14.3%	172	50	1.87	48.16
3	26-Set	A.CHAMORRO	E.FARFAN	18	17	4.52	5.38	4.81	5	4.5	116.97	101.70	87.2%	15.0%	172	50	1.90	49.12
4	28-Set	C.SILVA	M.TAIPE	18	17	4.58	5.41	4.84	5	4.5	119.92	103.05	88.4%	16.4%	172	50	1.85	48.47
5	30-Set	J.HUACHO	O.CABALLON	18	17	4.59	5.45	4.72	5	4.5	118.07	103.28	88.6%	14.3%	172	50	1.88	48.37
TOTAL						22.85					590.71	514.13						

Fuente: Departamento de planeamiento Unidad minera Cerro Lindo – AESA

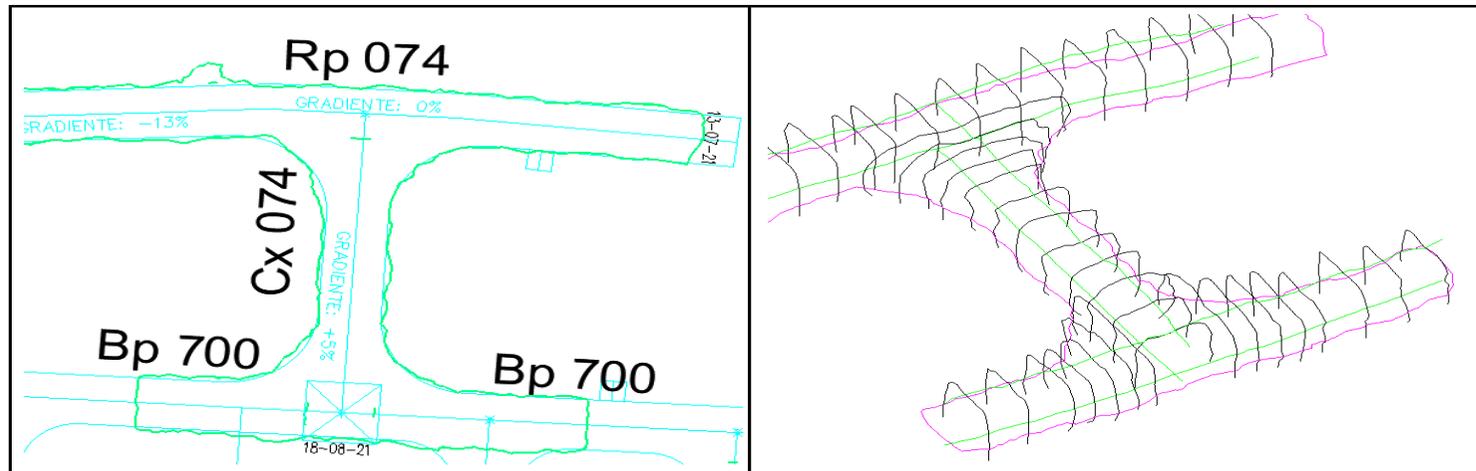


Figura 43. Planos topográficos antes de la optimización
Fuente: Departamento de planeamiento Unidad minera Cerro Lindo – AESA

Eficiencia de avance y porcentaje de sobrerotura



Figura 44. Resultados de avance antes de la optimización
Fuente: Elaboración propia



Figura 45. Resultados de sobrerotura antes de la optimización
Fuente: Elaboración propia

Factor de carga y avance

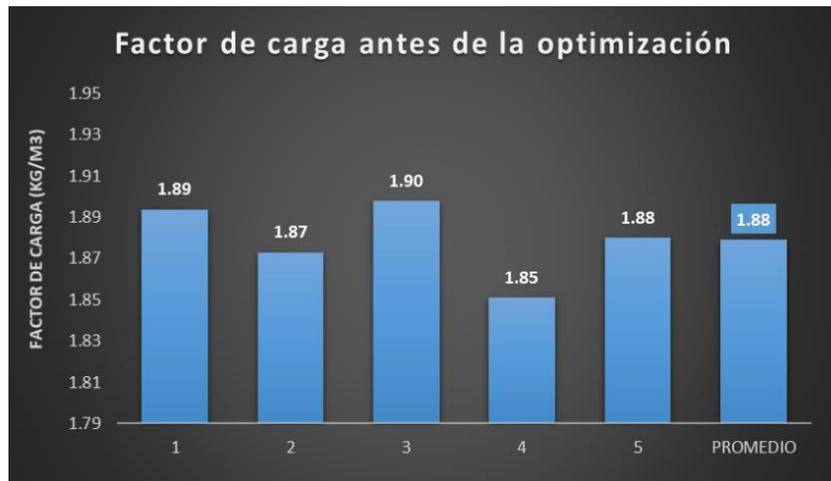


Figura 46. Factor de carga antes de la optimización
Fuente: Elaboración propia

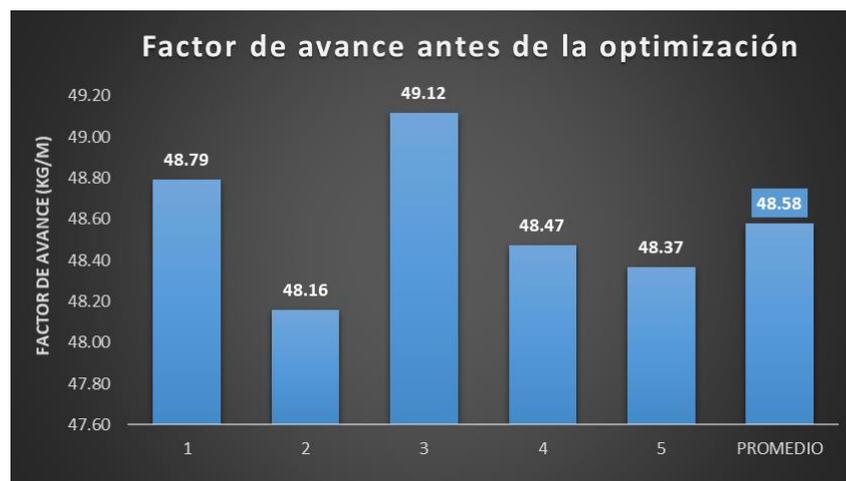


Figura 47. Factor de avance antes de la optimización
Fuente: Elaboración propia

Eficiencia y sobre rotura de operarios de perforación y voladura.

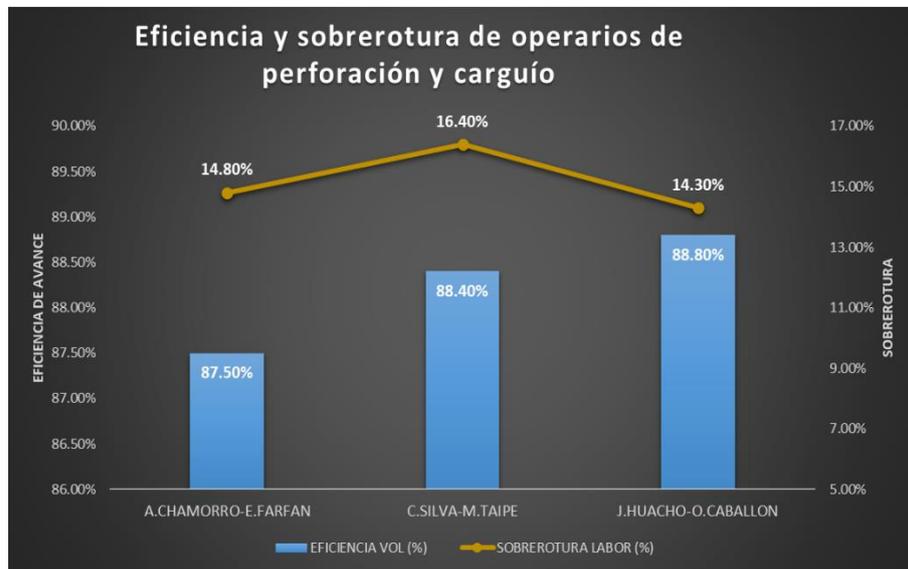


Figura 48. Eficiencia y sobre rotura de operarios antes de la optimización.
Fuente: Elaboración propia

4.3.2. Resultados después de la optimización del proceso de perforación y voladura

Tabla 15. Resultados de la voladura después de la optimización.

# DISP	FECHA	OPERADOR	CARGADOR	Longitud Barra	LONG. PERF (Pies)	AVANCE TOPOGRAFICO (m)	ANCHO EJECUTADO (m)	ALTO EJECUTADO (m)	ANCHO DISEÑO (m)²	ALTO DISEÑO (m)³	VOLUMEN REAL (m³)	VOLUMEN PLAN (m³)	EFICIENCIA VOL (%)	SOBREROTURA LABOR (%)	EXAMON-P (Kg)	EMULEX 100 11/4" X12" (Kg)	FACTOR DE CARGA (kg/m³)	FACTOR DE AVANCE (kg/m)
1	2-Oct	A.CHAMORRO	E.FARFAN	18	17	4.85	5.32	4.62	5	4.5	119.21	109.13	93.6%	9.2%	158.3	39.4	1.66	40.76
2	3-Oct	J.HUACHO	O.CABALLON	18	17	4.9	5.22	4.6	5	4.5	117.66	110.25	94.6%	6.7%	158.3	39.4	1.68	40.35
3	5-Oct	A.CHAMORRO	E.FARFAN	18	17	4.88	5.28	4.59	5	4.5	118.27	109.80	94.2%	7.7%	158.3	39.4	1.67	40.51
4	7-Oct	C.SILVA	M.TAIPE	18	17	4.91	5.29	4.65	5	4.5	120.78	110.48	94.8%	9.3%	158.3	39.4	1.64	40.26
5	8-Oct	J.HUACHO	O.CABALLON	18	17	4.83	5.28	4.63	5	4.5	118.08	108.68	93.2%	8.7%	158.3	39.4	1.67	40.93
6	10-Oct	A.CHAMORRO	E.FARFAN	18	17	4.78	5.32	4.59	5	4.5	116.72	107.55	92.2%	8.5%	158.3	39.4	1.69	41.36
7	11-Oct	C.QUISPE	M.TAIPE	18	17	4.9	5.25	4.63	5	4.5	119.11	110.25	94.6%	8.0%	158.3	39.4	1.66	40.35
8	13-Oct	C.SILVA	M.TAIPE	18	17	4.81	5.37	4.61	5	4.5	119.07	108.23	92.8%	10.0%	158.3	39.4	1.66	41.10
9	14-Oct	A.CHAMORRO	E.FARFAN	18	17	4.79	5.28	4.65	5	4.5	117.60	107.78	92.4%	9.1%	158.3	39.4	1.68	41.27
10	16-Oct	J.HUACHO	O.CABALLON	18	17	4.8	5.3	4.61	5	4.5	117.28	108.00	92.6%	8.6%	158.3	39.4	1.69	41.19
11	17-Oct	C.QUISPE	M.TAIPE	18	17	4.82	5.29	4.64	5	4.5	118.31	108.45	93.0%	9.1%	158.3	39.4	1.67	41.02
12	19-Oct	A.CHAMORRO	E.FARFAN	18	17	4.9	5.3	4.65	5	4.5	120.76	110.25	94.6%	9.5%	158.3	39.4	1.64	40.35
TOTAL						58.17					1422.84	1308.83						

Fuente: Departamento de planeamiento Unidad minera Cerro Lindo – AESA

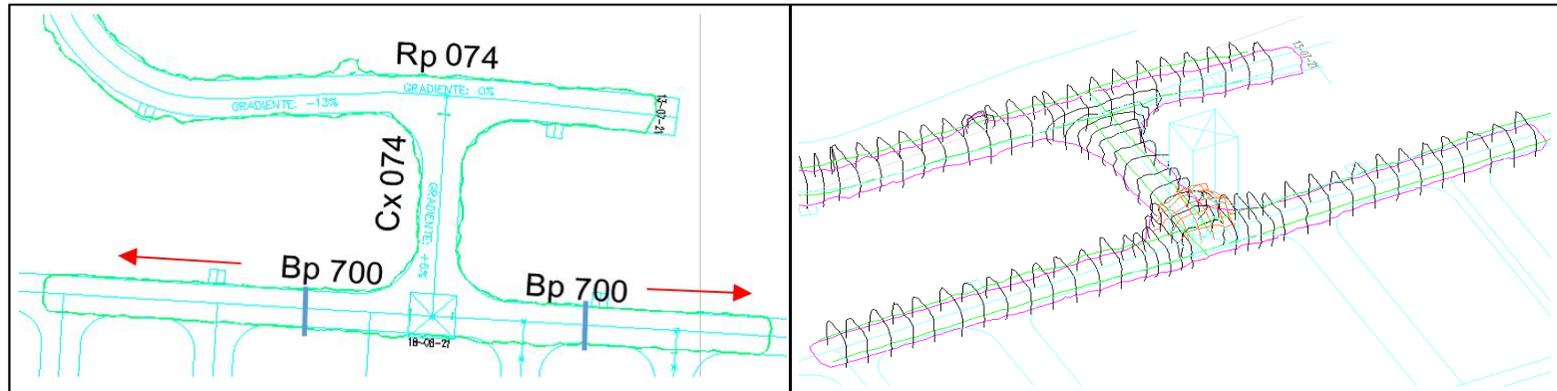


Figura 49. Planos topográficos después de la Optimización
Fuente: Elaboración Propia

Eficiencia de avance y sobrerotura



Figura 50. Resultados de avance después de la optimización
Fuente: Elaboración propia



Figura 51. Resultados de sobrerotura después de la optimización
Fuente: Elaboración propia

Factor de carga y avance

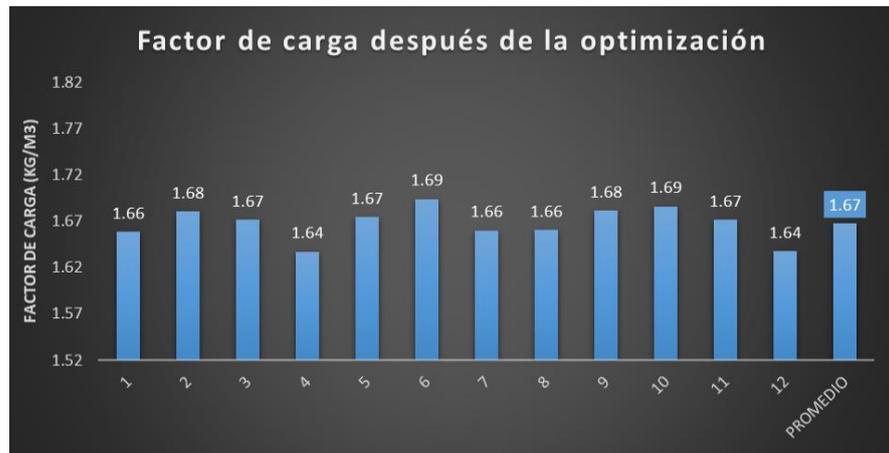


Figura 52. Factor de carga después de la optimización
Fuente: Elaboración propia

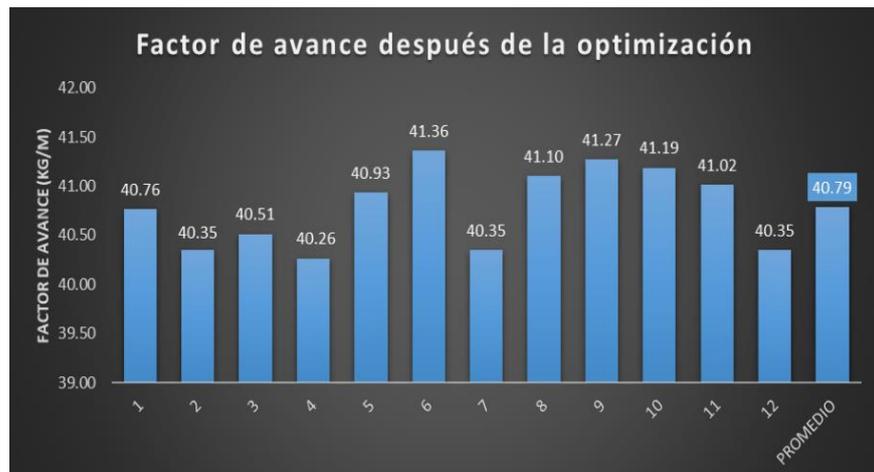


Figura 53. Factor de avance después de la optimización
Fuente: Elaboración propia

- Eficiencia y sobrerotura de operarios de perforación y voladura después de la optimización.

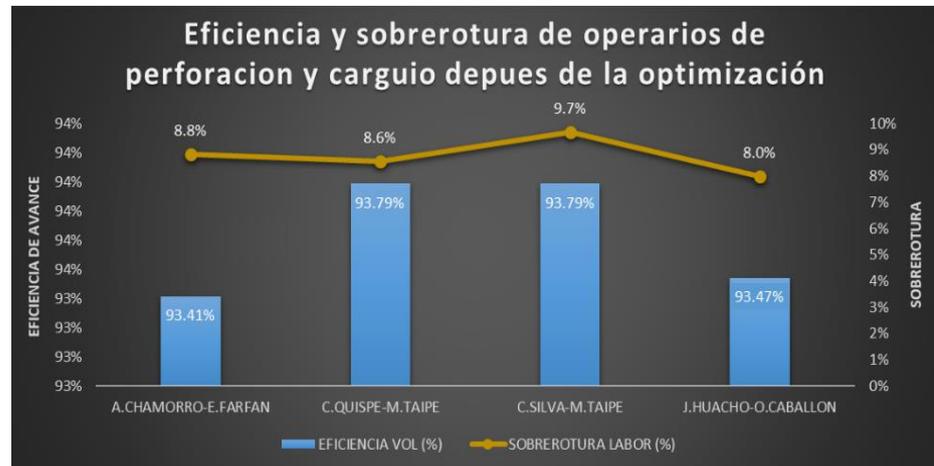


Figura 54. Eficiencia sobrerotura de operarios de perforación y carga
Fuente: Elaboración propia

4.4. Discusión de Resultados

Para interpretar los resultados, se tiene que comparar los resultados obtenidos antes y después de la optimización del proceso de perforación y voladura.

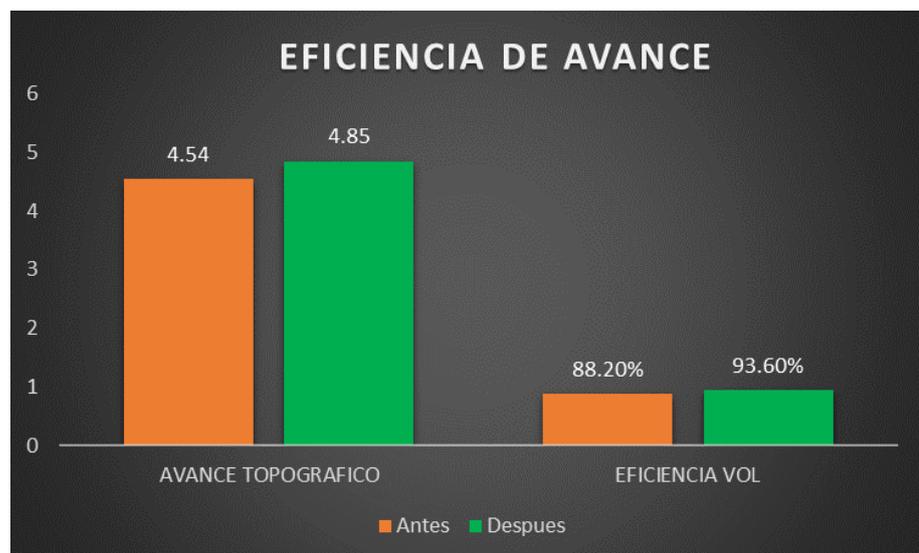


Figura 55. Comparación de resultados de eficiencia.
Fuente: Elaboración propia

En la figura 55, se observa que la eficiencia de avance era de un 88.20%, después de la optimización se logró una eficiencia de avance del 93.6%; logrando una mejora en la eficiencia del 5.40%.

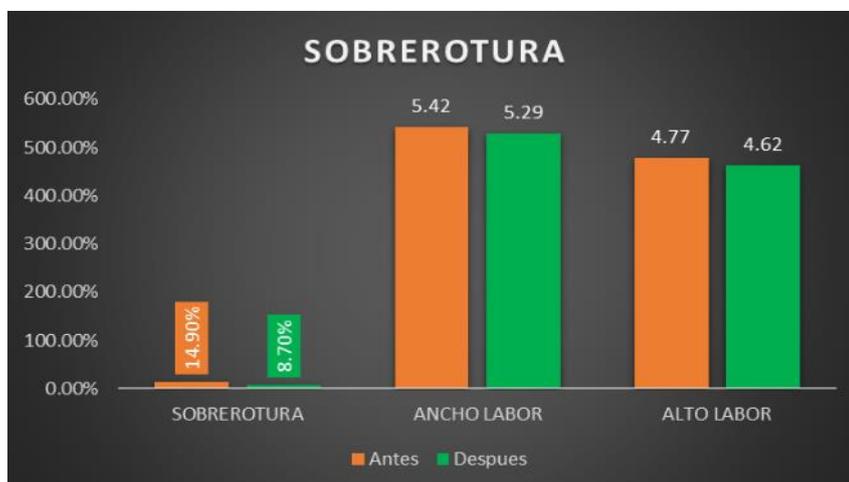


Figura 56. Comparación de resultados de sobrerotura
Fuente: Elaboración propia

En la figura 56, se observa una sobrerotura de 14.90%, después de la optimización se logró una sobrerotura de 8.70%; logrando reducir el porcentaje de sobrerotura en 6.20%.

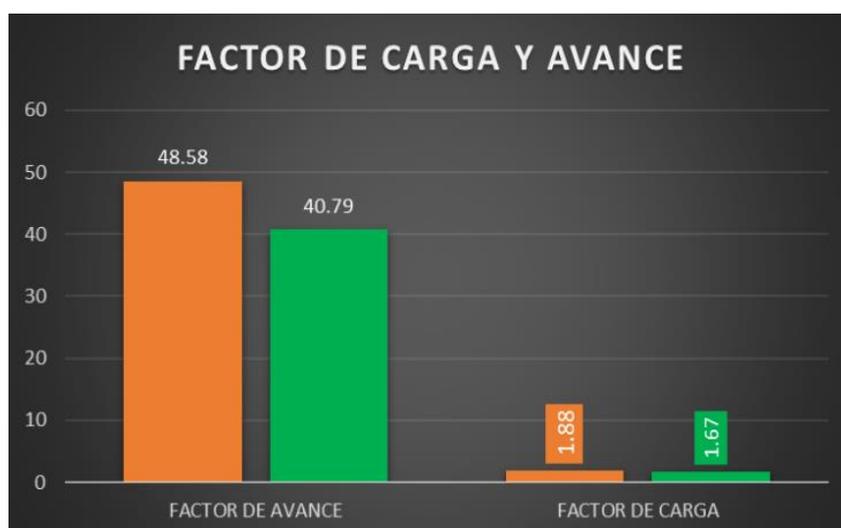


Figura 57. Comparación de resultados de factor de carga y avance.
Fuente: Elaboración Propia

Eficiencia y sobrerotura de operarios.

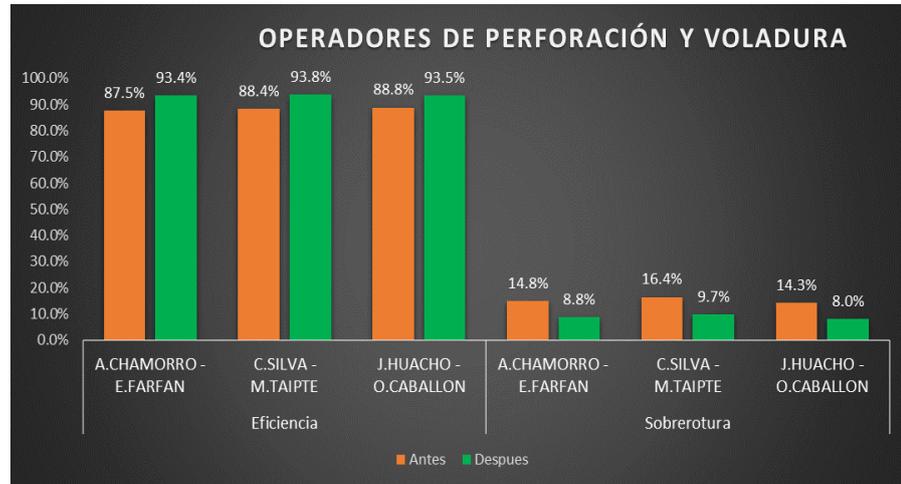


Figura 58. Comparación de resultados de los operarios
Fuente: *Elaboración Propia*

4.5. Evaluación de proceso subsiguientes:

a) Carguío y transporte:

$$Cap_{real} = \frac{Cap_{Cuchara} * F_{llenado}}{1 + F_{esponjamiento}}$$

Tabla 16. Cálculos de carguío y transporte

	FACTOR DE LLENADO	FACTOR DE ESPONJAMIENTO
	95%	20%

CARGUÍO					
	VOLUMEN (m3)	CAPACIDAD SCOOP R2900G (m3)	CAPACIDAD REAL (m3)	# CUCHARAS	AVANCE (m)
ANTES	118.57	7.2	5.7	20.73	4.57
DESPUÉS	118.14	7.2	5.7	20.80	4.85

TRANSPORTE					
	VOLUMEN (m3)	CAPACIDAD VOLQUETE (m3)	CAPACIDAD REAL (m3)	# VOLQ	AVANCE (m)
ANTES	118.57	15	11.875	9.98	4.57
DESPUÉS	118.14	15	11.875	9.95	4.85

Fuente: *Elaboración propia*

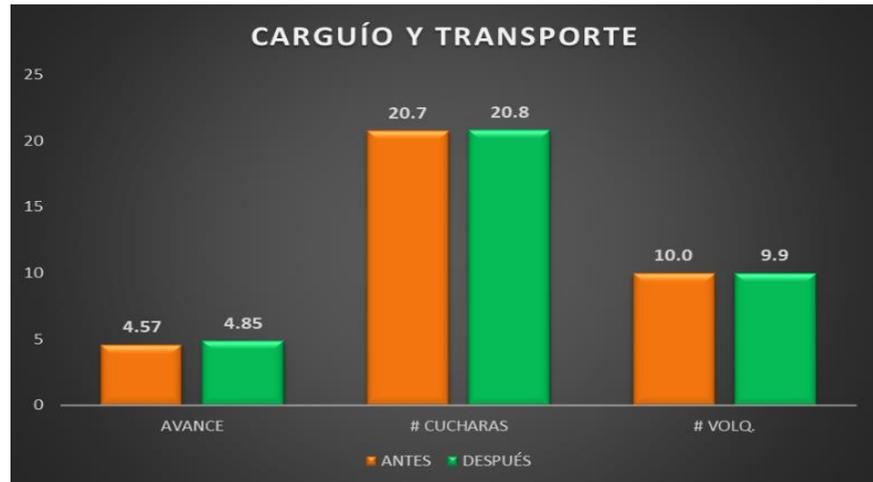


Figura 59. Comparación de carguío y transporte
Fuente: Elaboración Propia

La figura 59, muestra las cantidades de cucharas y número de volquetes que se emplean para realizar la limpieza del frente disparado, después de la optimización del proceso de perforación y voladura no se ve ninguna variación de resultados debido a que se obtuvo valores similares en cuanto al volumen roto por disparo.

b) Sostenimiento

Con los datos obtenidos de las secciones, se realizó el cálculo de la cantidad de shotcrete (m³) a utilizar.

Considerar la siguiente fórmula para un espesor de 3":

$$Shot_{m3} = \frac{(2 * H + A) * Avanc.* 0.93}{8.25}$$

Tabla 17. Cálculos de cantidad de shotcrete (m³)

	AVANCE TOPOGRAFICO (m)	ANCHO EJECUTADO (m)	ALTO EJECUTADO (m)	SHOTCRETE (m ³)	SHOTCRETE/M. AVANC.
ANTES	4.57	5.42	4.77	7.7	1.7
DESPUES	4.85	5.29	4.62	7.9	1.6

Fuente: Elaboración propia

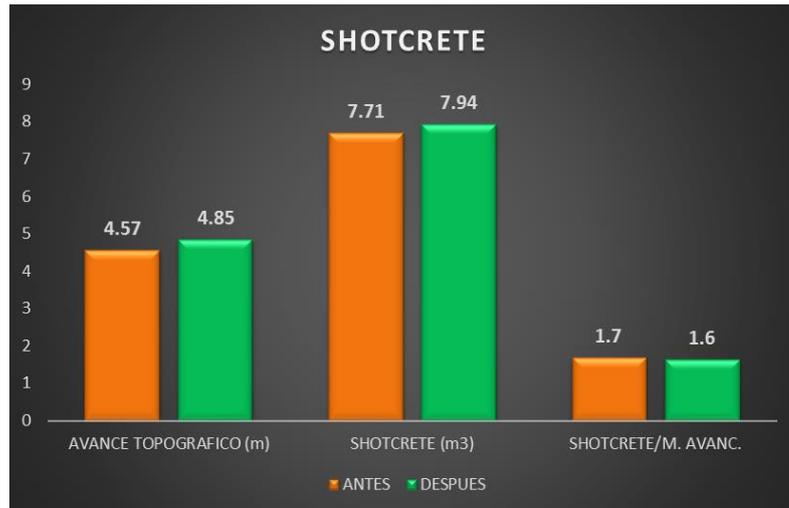


Figura 60. Comparación de m3 de shotcrete
Fuente: Elaboración Propia

La figura 60, muestra un comparativo de la cantidad de shotcrete que se emplea en una labor, esto mediante las dimensiones de la sección.

c) Seguridad

- Mediante el control de la sobre rotura y el sostenimiento empleado se logrará obtener mayor estabilidad del macizo rocoso.
- Al reducir la cantidad de carga por disparo se obtendrá menor cantidad de gases emitidos por los explosivos.

CONCLUSIONES

- Mediante la optimización del proceso de perforación y voladura se logró mejorar la eficiencia de avance de 88.20 % a 93.60%, obteniendo un avance promedio de 4.85 m. por disparo.
- Mediante la optimización del proceso de perforación y voladura se logró reducir el porcentaje de sobrerotura de 14.90% a 8.70%, obteniendo en promedio un ancho de 5.29 m y un alto de 4.62m.
- Mediante la optimización del proceso de perforación y voladura se logró reducir la cantidad de shotcrete empleado en un metro de avance de 1.7 m³ a 1.6 m³, esto mediante el control de la sobrerotura.
- Según el análisis se logró reducir la cantidad de carga a emplear por disparo de 222 kg. a 197.7 kg. que corresponde a un factor de carga de 1.88 kg/m³ a 1.67 kg/m³. Esto gracias a la evaluación geomecánica y el uso del modelo matemático de Roger Holmberg y Pearse.
- Gracias a las buenas prácticas implementadas como: plantilla para el arranque, guidores, puntos de contra, líneas de dirección y uso de cañas, se logró mejorar la calidad de trabajo de los operarios, por ende, se vio evidencia en los resultados obtenidos en la eficiencia de avance y sobrerotura.

RECOMENDACIONES

- Continuar con la ejecución de investigaciones en diseño de malla para cada tipo de roca y litología en la unidad minera Cerro lindo, Nexa Resources S.A.A.
- Capacitar permanentemente a los operarios de perforación y carguío, también realizar el seguimiento en campo en cuanto al cumplimiento de los controles en la perforación y carguío para lograr: paralelismo, simetría y correcto carguío del frente.
- Interactuar más con el área de geomecánica para tener el detalle de las características geomecánicas de cada labor que nos permitirá tomar mejores decisiones en el proceso de perforación y voladura.
- Aprovechar los tiempos improductivos para interactuar con los operarios y plantear oportunidades de mejoras en el proceso.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. **CASTAÑEDA ROJAS, Nilo.** *Reducción de la sobrerotura mediante la mejora de los parámetros de voladura en la profundización de la rampa 2705, en la unidad minera de Parcoy de Consorcio minero Horizonte S.A.* Tesis para optar al título profesional de ingeniero de minas, Universidad nacional de san antonio abad del cusco. Cusco : s.n., 2019.
2. **CHOQUE VELARDE, Emerson.** *Diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmeberg para reducir la incidencia de voladuras deficientes en Cía Minera Ares S.A.C.* Tesis para optar al título profesional de ingeniero de minas, Universidad nacional del altiplano . Puno : s.n., 2017.
3. **ROMANI CARHUAMACA, Ronal.** *Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar avances y sobre rotura Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.A.* Universidad nacional del centro del Péru, Tesis para optar al título profesional de ingeniero de minas. Huancayo : s.n., 2018.
4. **CARHUALLANQUI PONCE, Oscar.** *Incidencia de la capacitación, supervisión y control en perforación y voladura en los trabajadores-contrata JRC-Unidad Minera el Brocal-Colquijirca-Pasco.* Tesis para optar al título profesional de ingeniero de minas, Universidad Continental. Huancayo : s.n., 2019.
5. **SÁNCHEZ VILLARREAL, Yarida.** *Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth.* Trabajo de Grado presentado como requisito parcial para optar el Título de Ingeniera de Minas Grado Académico de Tercer Nivel, Universidad central del Ecuador. Quito : s.n., 2012.
6. **Consulting, SRK.** *Modelamiento Geomecánico 3D y Evaluación de las Condiciones de Estabilidad Global de la Mina Cerro Lindo.* Peprarado para Compañía Minera Milpo. 2017.
7. **Osinergmin.** *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas.* Lima : s.n., 2017.
8. **LOPEZ JIMENO, Carlos.** *Manual de perforación y voladura de rocas.* Madrid : s.n., 1987.
9. **EXSA.** *Manual práctico de voladura.* 5. Lima : s.n., 2019.
10. **MATEO MENDOZA, Jhordan.** *Modelo Matemático de Pearse y Holmberg para Reducir la Zona de Daños en Labores Horizontales de Minería Subterránea.* Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas. Lima : s.n., 2020.
11. **GOMES BASTAR, Sergio.** *Metodología de la investigación.* Mexico : RED TERCER MILENIO, 2012.

ANEXOS

ANEXO 1: Matriz de consistencia

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPÓTESIS GENERAL
¿Cómo optimizar el proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera cerro lindo, Nexa Resources S.A.A.?	Optimizar el proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera cerro lindo, Nexa Resources S.A.A.	La optimización del proceso de perforación y voladura permitirá tener una mayor eficiencia de avance y un control de la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera cerro lindo, Nexa Resources S.A.A.
PROBLEMAS ESPECÍFICOS	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	HIPÓTESIS ESPECIFICAS
¿Cómo influye las características del macizo rocoso en la eficiencia de avance y el control de la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera cerro lindo, Nexa Resources S.A.A.?	Evaluar las características del macizo rocoso para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera cerro lindo, Nexa Resources S.A.A.	Las características del macizo rocoso influyen en la eficiencia de avance y el control de la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera cerro lindo, Nexa Resources S.A.A.
¿Qué diseño de malla de perforación y voladura es el adecuado para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera cerro lindo, Nexa Resources S.A.A.?	Diseñar la malla de perforación y voladura adecuado para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera cerro lindo, Nexa Resources S.A.A.	El diseño de malla de perforación y voladura influye en la eficiencia de avance y el control de la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera cerro lindo, Nexa Resources S.A.A.
¿Cómo influye la calidad de trabajo de los operarios de perforación y voladura en la eficiencia de avance y el control de la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera cerro lindo, Nexa Resources S.A.A.?	Evaluar y mejorar la calidad de trabajo de los operarios de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera cerro lindo, Nexa Resources S.A.A.	La calidad de trabajo de los operarios de perforación y voladura influye en la eficiencia de avance y el control de la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera cerro lindo, Nexa Resources S.A.A.

ANEXO 2: FICHA TÉCNICA JUMBO DD421 - SANDVIK

CARACTERÍSTICAS CLAVE		
Área de cobertura	49 m ² (8820 x 6 060 mm)	
Perforadoras de roca hidráulicas	2 x RD520, 20 kW	
Taladro avanza	2 x TF512, 12 - 18 pies	
Plumas	2 x SB40	
Sistema de control	2 x THC561	
Longitud del agujero	Hasta 5200 mm	
Ancho de giro (sección en T)	35000 mm	
Ancho de transporte	2150 mm	
Altura de transporte	3350 mm / 3200 mm	
Longitud de transporte	12350 mm	
Peso total	24 500 kg	

ANEXO 3: MANUAL DE PARTES DE SISTEMA CARGADOR DE ANFO ARGOS CDA-600

CUADRO DE CAPACIDADES			
Componente	Uso	Capacidad Máxima	Recomendaciones
Canastilla	Elevación de personal	300 kg. Para 1 persona	No exceder peso, ni cargar objetos que podrían caer de la estructura
Grúa	Carga canastilla	300 Kg. A 7 metros	Realizar maniobra de acuerdo a diagrama de carga
Bombona de acero inoxidable	Carguío de ANFO	300 Kg. A 300 psi	No exceder la capacidad de carga, y verificar el manómetro de cada tanque

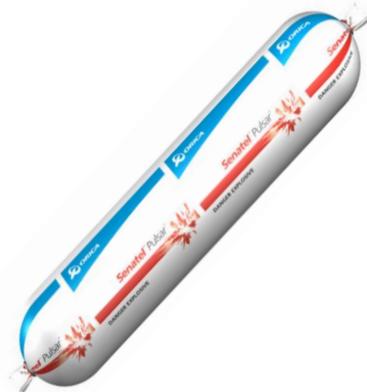
ANEXO 4: FICHA TÉCNICA EXAMON P - EXSA

Examon P		
Especificaciones técnicas	Unidades	Examon P
Densidad Aparente		0.72 - 0.82
Densidad Compacta		0.82 +- 3%
Velocidad de detonación	m/s	3,400 +- 400
Presión de detonacion	kbar	21
Energia	KJ/Kg	3,899
RWS	%	104
RBS	%	106
Resistencia al agua		Nula
Volumen de gases	l/kg	1,056.50
Categoría de gases	Categoría	2 da



ANEXO 5: SENATEL PULSAR

Senatel™ Pulsar™	
Especificaciones Técnicas	Senatel™ Pulsar™
Densidad (g/cm ³)	1.2
Presentación	Encartuchado
Diámetro mínimo cartucho (mm)	28
Tipo barreno	Agua y seco
Velocidad detonación VOD (m/s)	6050 ± 200
Potencia Relativa Peso RWS (%)	134
Potencia Relativa Volumen RBS (%)	201
Producción CO ₂ (l/kg)	158
Resistencia al agua	Excelente



ANEXO 6: FUENTE: FICHA TÉCNICA EXSACORD – EXSA

EXSACORD Cordon detonante		
Especificaciones técnicas	Unidades	NP 05 (Azul)
Velocidad de detonación	m/s	7,000
Carga PETN	g/m	5.5
Diametro externo	mm	3.7
Resistencia a la tracción	kgf	70



ANEXO 7: FICHA TÉCNICA DETONADOR ENSAMBLADO – EXSA

Detonador ensamblado				
Componentes				
Fulminante N°8				
Mecha de Seguridad				
Conector delgnición				
Longitud de mecha de seguridad	Cantidad de piezas x caja	Peso Neto kg	Peso Bruto	Dimensiones de caja Ext.cm
2.10 mts	350	17.55	18.75	32.5x32.5x62.5
2.40 mts	350	19.42	20.62	32.5x32.5x62.5
2.70 mts	300	19.04	20.24	32.5x32.5x62.5

ANEXO 8: FICHA TÉCNICA EXANEL

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS			
Especificaciones técnicas	Unidades	Mínimo	Nominal
Potencia del detonador	Fuerza No.	10	12
Esopo	Mm	10	12
Resistencia al impacto	2Kg a 1 m	No detona	No detona
Resistencia al desglose del tubo	Kg-f	9	12
Velocidad de la onda de choque	mm	1900	2000
Resistencia a la tracción del tubo	Newton	200	220
DETONADOR NO ELÉCTRICO EXANEL		Periodo corto (MS)	Periodo largo (LP)
N° de serie		Tiempo de retardo (milisegundos)	
DNE EXANEL N° 1		25	100
DNE EXANEL N° 2		50	200
DNE EXANEL N° 3		75	300
DNE EXANEL N° 4		100	400
DNE EXANEL N° 5		125	500
DNE EXANEL N° 6		150	600
DNE EXANEL N° 7		175	800
DNE EXANEL N° 8		200	1000
DNE EXANEL N° 9		250	1200
DNE EXANEL N° 10		300	1400
DNE EXANEL N° 11		350	1800
DNE EXANEL N° 12		400	2400
DNE EXANEL N° 13		450	6000
DNE EXANEL N° 14		500	3800
DNE EXANEL N° 15		600	4600
DNE EXANEL N° 16		700	5500
DNE EXANEL N° 17		800	6400
DNE EXANEL N° 18		900	7400
DNE EXANEL N° 19		1000	8500
DNE EXANEL N° 20		1200	9600

