

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



T E S I S

Diagnóstico de la perforación y voladura del crucero Cx 1160 N 2360
con fines de mejora y reducir los costos en Compañía Minera

Horizonte S.A.

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Bach. Roy William ESPINOZA AQUINO

Asesor:

Mg. Silvestre Fabian BENAVIDES CHAGUA

Cerro de Pasco - Perú - 2026

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



T E S I S

Diagnóstico de la perforación y voladura del crucero Cx 1160 N 2360

con fines de mejora y reducir los costos en Compañía Minera

Horizonte S.A.

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Edwin Elias SANCHEZ ESPINOZA
PRESIDENTE

Mg. Wilfried Bryan PEREZ PARRAGUEZ
MIEMBRO

Dr. Luis Alfonso UGARTE GUILLERMO
MIEMBRO



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

Facultad de Ingeniería de Minas

Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas

"Año de la Esperanza y el Fortalecimiento de la Democracia"



INFORME DE ORIGINALIDAD N° 017-2026

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Originality, que a continuación se detalla:

Presentado por:

Bach. ESPINOZA AQUINO, Roy William

Escuela de Formación Profesional
Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:
Tesis

Título del trabajo:
"Diagnóstico de la perforación y voladura del crucero Cx 1160 N 2360 con fines de mejora y reducir los costos en Compañía Minera Horizonte S.A."

Asesor:
Mg. Silvestre Fabian, BENAVIDES CHAGUA

Índice de Similitud: **5 %**

Calificativo

APROBADO

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 04 de junio de 2026



Firmado digitalmente por
FERNANDEZ MALLQUI Raul FAU
20154605046 soft
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 04.06.2026 16:54:35 -05:00

DEDICATORIA

A Dios, por acompañarme en cada etapa de mi vida, darme fortaleza en los momentos difíciles y permitirme continuar avanzando hasta alcanzar esta meta tan importante para mi formación profesional.

A mi familia, por estar presente a lo largo de este camino, por sus palabras de aliento, su cariño y la confianza que depositaron en mí. Su apoyo ha sido una motivación para no rendirme ante las dificultades y seguir esforzándome por cumplir mis objetivos.

A todas las personas que contribuyeron de alguna manera a mi crecimiento personal y académico, gracias por sus enseñanzas, consejos y muestras de apoyo, que me ayudaron a continuar con perseverancia.

Dedico este trabajo a quienes forman parte de mi vida y me impulsan a ser mejor cada día. La culminación de esta tesis representa una etapa importante de mi esfuerzo y el inicio de nuevos retos y oportunidades para mi futuro profesional.

AGRADECIMIENTO

Expreso mi sincero agradecimiento a la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, por brindarme la oportunidad de formarme profesionalmente y adquirir los conocimientos necesarios para mi desarrollo académico. Asimismo, agradezco a los docentes que, durante mi formación, compartieron sus experiencias y enseñanzas, contribuyendo a mi crecimiento personal y profesional.

De manera especial, expreso mi gratitud a mi asesor de tesis, por su orientación, sus recomendaciones y el tiempo dedicado durante el desarrollo de esta investigación. Sus aportes y sugerencias fueron importantes para mejorar el presente trabajo y avanzar en el cumplimiento de los objetivos propuestos.

Finalmente, agradezco a todas las personas que me brindaron su apoyo y colaboración durante este proceso, contribuyendo de una u otra manera a la culminación de esta etapa tan significativa en mi vida académica.

RESUMEN

Este trabajo de investigación, titulado “DIAGNOSTICO DE LA PERFORACION Y VOLADURA DEL CRUCERO Cx 1160 N 2360 CON FINES DE MEJORA Y REDUCIR LOS COSTOS EN COMPAÑÍA MINERA HORIZONTE S.A.”. tiene como objetivo principal Determinar la influencia del diagnóstico de los parámetros de perforación y voladura del crucero Cx 1160, N 2360 en la mejora y reducción de los costos en Compañía Minera Horizonte S.A.

Su hipótesis principal fue: Si influye el diagnóstico de los parámetros de perforación y voladura del crucero Cx 1160, N 2360 en la mejora y reducción de los costos. La presente investigación se desarrolla bajo un enfoque metodológico de tipo aplicado. Su alcance comprende niveles descriptivo y explicativo, y se estructura sobre un diseño de investigación no experimental. La muestra lo constituye el Crucero Cx 1160 N 2360., como conclusiones se tiene: Habiendo realizado la investigación del proceso de perforación y voladura del crucero Cx 1160 N 2360 en Consorcio Minero Horizonte se ve que si influye la evolución de la perforación y voladura, porque nos permitirá realizar las mejoras correspondientes.

El diagnostico hecho indica que si se puede mejorar los resultados obtenidos de la perforación y voladura, donde se obtuvo los siguientes resultados: total de taladros perforados 55, taladros cargados 41, factor de avance 28.69 kg/m, factor de carga 1.79 kg/m³, factor de potencia 0.63 kg/tn , eficiencia de voladura 90.4 %, cantidad de explosivos 94.7 kgs, longitud de perforación 3.30 m, volumen roto 52.8 m³, toneladas disparadas 150.48 tn .La mejora que se obtuvo en el proceso de perforación y voladura fueron total de taladros perforados 55, taladros cargados 41, factor de avance 28.69 kg/m, factor de carga 1.27 kg/m³ , factor de potencia 0.45 kg/tn, eficiencia de voladura 94.7%, cantidad de explosivos 70.4 kgs, longitud de perforación 3.46 m, volumen roto 55.36 m³, toneladas disparadas 157.7 tn .o.

Palabras claves: Perforación, voladura, mejora, costos

ABSTRACT

This research study, titled “Diagnosis of Drilling and Blasting at Crosscut Cx 1160 N 2360 to Improve Operations and Reduce Costs at Compañía Minera Horizonte S.A.,” aims to determine how the diagnosis of drilling and blasting parameters at Crosscut Cx 1160 N 2360 influences operational improvements and cost reductions for the company.

The main hypothesis was that the diagnosis of drilling and blasting parameters at Crosscut Cx 1160 N 2360 does indeed influence improvements and cost reductions. This study employs an applied research approach. Its scope encompasses both descriptive and explanatory levels, and it is structured around a non-experimental research design. The study sample consists of Crosscut Cx 1160 N 2360. The conclusions indicate that the analysis of the drilling and blasting process at Crosscut Cx 1160 N 2360 demonstrates that evaluating these operations is influential, as it enables the implementation of necessary improvements. The assessment indicates that the results of the drilling and blasting operations can be improved. The initial results were: 55 total holes drilled, 41 holes loaded, an advance factor of 28.69 kg/m, a charge factor of 1.79 kg/m³, a powder factor of 0.63 kg/t, 90.4% blasting efficiency, 94.7 kg of explosives, a drilling length of 3.30 m, a broken volume of 52.8 m³, and 150.48 tonnes blasted. The improved results achieved in the drilling and blasting process were: 55 total holes drilled, 41 holes loaded, an advance factor of 28.69 kg/m, a charge factor of 1.27 kg/m³, a powder factor of 0.45 kg/t, 94.7% blasting efficiency, 70.4 kg of explosives, a drilling length of 3.46 m, a broken volume of 55.36 m³, and 157.7 tonnes blasted.

Keywords: Drilling, blasting, improvement, costs

INTRODUCCION

En el sistema de explotación minera, los procesos de perforación y voladura constituyen operaciones críticas, dada su directa influencia en la estabilidad geomecánica de las labores, la eficiencia fragmentación y los costos operativos. Su diseño debe, por tanto, fundamentarse en criterios técnicos rigurosos para mitigar riesgos como la inestabilidad del macizo rocoso, la sobreexcavación, los sobre costos y la demanda excesiva de sostenimiento.

En el Consorcio Minero Horizonte, se han identificado deficiencias en las operaciones de voladura, manifestadas como sobre-fragmentación y dilución de mineral. Esta problemática surge de la práctica actual de diseñar la malla de perforación basándose predominantemente en la experiencia empírica del personal, sin considerar parámetros geomecánicos del macizo rocoso, su calidad, y las relaciones técnicas entre el número de taladros, la cantidad de explosivo y otros factores clave.

El presente estudio se estructura de la siguiente manera:

Capítulo I: Planteamiento del Problema. Aborda la problemática del diagnóstico de la perforación y voladura en el Crucero Cx 1160 Nivel 2360, definiendo el problema general y específicos, los objetivos generales y específicos, la justificación, hipótesis, descripción de variables, así como la delimitación y limitaciones de la investigación.

Capítulo II: Marco Teórico. Compila y analiza los antecedentes de la investigación relacionados con parámetros de perforación y voladura en operaciones mineras análogas. Asimismo, se establecen las bases teóricas que sustentan el estudio.

Capítulo III: Metodología. Detalla el método de investigación empleado, su nivel y tipo, el diseño de investigación, la definición de la población y muestra, las técnicas e instrumentos para la recolección de datos, y los procedimientos para su procesamiento.

Capítulo IV: Resultados y Discusión. Presenta y analiza los hallazgos obtenidos de la evaluación de las operaciones de perforación y voladura, así como las propuestas de mejora identificadas.

Conclusiones y Recomendaciones. Sintetiza los hallazgos más relevantes del estudio y formula recomendaciones específicas derivadas del análisis.

Finalmente, el documento incluye las referencias bibliográficas que sustentan la investigación.

ÍNDICE

Página

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCION

ÍNDICE

ÍNDICE DE TABLAS

ÍNDICE DE FIGURAS

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1.	Planteamiento del problema	1
1.2.	Delimitación de la investigación	2
1.2.1.	Delimitación espacial.....	2
1.2.2.	Delimitación temporal	2
1.3.	Formulación del problema	2
1.3.1.	Problema general.....	2
1.3.2.	Problemas específicos	2
1.4.	Formulación de objetivos.....	3
1.4.1.	Objetivo general	3
1.4.2.	Objetivos específicos	3
1.5.	Justificación de la investigación	3
1.6.	Limitación de la investigación	4

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1.	Antecedentes de estudio	5
2.1.1.	Antecedentes nacionales	5

2.2.	Bases teóricas – científicas	9
2.2.1.	Aspectos generales de la Mina.....	9
2.2.2.	Geomecánica de rocas	13
2.2.3.	Clasificación geomecánica.....	14
2.2.4.	Diseño de Malla para galerías y túneles (Metodo Holmberg)	25
2.2.5.	Esquemas de voladura.....	31
2.2.6.	Perforación.....	42
2.2.7.	Explosivos.....	47
2.2.8.	Tipos de explosivos.....	50
2.2.9.	Voladura de rocas	69
2.3.	Definición de términos conceptuales	71
2.4.	Enfoque filosófico – epistémico	74

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1.	Tipo de investigación	78
3.2.	Nivel de investigación	78
3.3.	Características de la investigación.....	79
3.4.	Métodos de investigación	79
3.5.	Diseño de investigación.....	79
3.6.	Procedimiento de muestreo	79
3.6.1.	Población	79
3.6.2.	Muestra.....	80
3.7.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	80
3.7.1.	Técnicas.....	80
3.7.2.	Instrumentos	80
3.8.	Técnicas de procesamiento y análisis de datos	80
3.9.	Orientación ética.....	80

CAPITULO IV

PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

4.1.	Presentación, análisis e interpretación de resultados	81
4.1.1.	Método de explotación Corte y Relleno Ascendente	81
4.1.2.	Características del macizo rocoso	82
4.1.3.	Evaluación de los parámetros actuales de perforación y voladura	84
4.1.4.	Mejora de la nueva malla de perforación	97
4.2.	Discusión de resultados.....	110

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

ANEXOS

ÍNDICE DE TABLAS

Página

Tabla 1. Accesibilidad Por Vía Terrestre:	12
Tabla 2. Accesibilidad Vía aérea.....	12
Tabla 3. Calidad del macizo rocoso según el índice RQD de Deere (1968).	15
Tabla 4. Clasificación Geomecánica de Bieniawski RMR89.....	17
Tabla 5. Corrección por orientación de discontinuidades	17
Tabla 6. Calidad del macizo rocoso en relación al Índice RMR89.	17
Tabla 7. Valores de Índice de Diaclasado según Barton y Grimstad (1994).	18
Tabla 8. Valores Índice de Rugosidad Discontinuidades según Barton y Grimstad (1994)..	19
Tabla 9. Valores de Índice de Alteración de diaclasas según Barton y Grimstad (1994).	20
Tabla 10. Valores factor de Reducción agua en diaclasas según Barton y Grimstad(1994)	21
Tabla 11. Valores de factores de reducción de tensiones según Barton y Grimstad (1994).	21
Tabla 12. Clasificación Q de Barton, según Barton, Lien y Lunde, (1974).....	23
Tabla 13. Distancia entre taladros.....	27
Tabla 14. Coeficiente de la roca.....	27
Tabla 15. Factor (kg/m3).....	29
Tabla 16. Carga específica	30
Tabla 17. Kilos de explosivos estimados por m3 de roca	31
Tabla 18. Factores de fijación y relación	40
Tabla 19. Características técnicas Emulnor	51
Tabla 20. Características técnicas Dinamita Pulverulenta.....	52
Tabla 21. Características técnicas Dinamita Semigelatina	54
Tabla 22. Características técnicas Dinamita Gelatina	55
Tabla 23. Características técnicas Emulgran	56
Tabla 24. Características técnicas Emulfan	57
Tabla 25. Características técnicas Emusal.....	58
Tabla 26. Características técnicas Emulnor Bag	59

Tabla 27. Características técnicas: Emulsión gasificable – SAN G Apu	60
Tabla 28. Características técnicas: SAN G Aurum	62
Tabla 29. Características técnicas: Superfam DOS®	63
Tabla 30. Características técnicas Mecha de Seguridad	65
Tabla 31. Características técnicas: Fulminante Común.....	65
Tabla 32. Características técnicas: CARMEX – Detonador Ensamblado	66
Tabla 33. Características técnicas: Mecha rápida	67
Tabla 34. Características técnicas: Fanel.....	68
Tabla 35. Operacionalización de variables e indicadores	77
Tabla 36. Distribución de taladros cargados con explosivos	86
Tabla 37. Coeficiente del tipo de roca	87
Tabla 38. Uso del Fanel MS 4.8 mts.	89
Tabla 39. Uso de fanel LP 4.8 mts	89
Tabla 40. Resultados de voladura.....	90
Tabla 41. Resultados de la perforación	90
Tabla 42. Resultados de la voladura	91
Tabla 43. Distribución de carga explosiva por taladro	91
Tabla 44. Resumen de los parámetros del diagnóstico de la perforación y voladura	93
Tabla 45. Costo de mano de obra	94
Tabla 46. Costo de máquina perforadora	95
Tabla 47. Costo de materiales de perforación	95
Tabla 48. Costo de manguera y accesorios	95
Tabla 49. Costo de materiales de voladura	96
Tabla 50. Costo de herramientas y otros materiales	96
Tabla 51. Costo de implementos de seguridad	96
Tabla 52. Resumen de costos.....	97
Tabla 53. Distribución de taladros cargados	98
Tabla 54. Uso del Fanel MS 4.8 mts.	100

Tabla 55. Uso de fanel LP 4.8 mts	101
Tabla 56. Resultados de voladura.....	101
Tabla 57. Resultados de la perforación.....	102
Tabla 58. Resultados de la voladura	102
Tabla 59. Distribución de carga explosiva por taladro	103
Tabla 60. Resumen de los parámetros de la mejora de la perforación y voladura.....	105
Tabla 61. Costo de mano de obra.....	106
Tabla 62. Costo de máquina perforadora	106
Tabla 63. Costo de materiales de perforación	107
Tabla 64. Costo de manguera y accesorios	107
Tabla 65. Costo de materiales en voladura.....	107
Tabla 66. Costo de herramientas y otros materiales	108
Tabla 67. Costo de implementos de seguridad	108
Tabla 68. Resumen de costos de perforacion y voladura mejorada	109
Tabla 69. Resultados comparativos de la perforacion y voladura.....	110
Tabla 70. Resultados comparativos de costos	111

ÍNDICE DE FIGURAS

	Página
Figura 1. Ubicación de la mina Consorcio Horizonte	11
Figura 2. Índice de resistencia geológica (GSI)	24
Figura 3. Sistemas de avances en galerías y túneles.....	25
Figura 4. Zonas de una voladura en un frente.....	32
Figura 5. Arranque de cuatro secciones.....	34
Figura 6. Influencia en la desviación de los taladros	37
Figura 7. Geometría de los taladros de arrastres (vista en planta)	39
Figura 8. Diseño de malla de perforación & voladura, por metodología sueca Sección: 4,5 x 4,5 m.	41
Figura 9. Principios de la perforación	45
Figura 10. Emulnor	51
Figura 11. Dinamita Pulverulenta	53
Figura 12. Dinamita Semigelatina	54
Figura 13. Dinamita Gelatina.....	55
Figura 14. Emulgran	56
Figura 15. Emulfan.....	57
Figura 16. Emulsal	59
Figura 17. Emulnor Bag	60
Figura 18. Emulsión gasificable – SAN G Apu	61
Figura 19. SAN G Aurum	62
Figura 20. Características técnicas: Superfam DOS®.....	63
Figura 21. Mecha de seguridad.....	64
Figura 22. Características técnicas: Fulminante Común	66
Figura 23. Características técnicas: CARMEX – Detonador Ensamblado	67
Figura 24. Mecha rápida	68
Figura 25. Fanel.....	69

Figura 26. Método de explotación	82
Figura 27. Malla de perforacion anterior.....	86
Figura 28. Malla de perforación anterior.....	99

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1. Planteamiento del problema

El yacimiento de Consorcio Minero Horizonte S.A. se halla emplazado en rocas de granodiorita mayormente muy fracturado del Batolito Pataz y que posee 7 sistemas de falla, con presencia de agua subterránea los cuales ocasionan inestabilidad a las labores mineras; estos aspectos hacen que se debe contar primeramente antes de iniciar la explotación con estudios de geomecánica, para poder definir el sistema de explotación, de sostenimiento a emplear.

Dentro del sistema de explotación el proceso de perforación y voladura son procesos muy importantes y delicados. Lo cual debe ser diseñado con sumo cuidado y rigurosamente para poder evitar inestabilidad del terreno, de las labores, evitar sobre costos, uso de mayor sostenimiento.

En Consorcio Minero Horizonte se tiene problemas de voladura donde se puede observar sobre rotura, dilución debido a que se diseña la malla de perforación en base a la experiencia del trabajador. Sin aplicar los criterios geomecánicos de la roca, calidad de roca, cantidad de explosivo, número de taladros, etc.

Estos aspectos hacen que se realiza la presente investigación, evaluando para una mejora posterior y así poder reducir la sobrerotura, mejorar los avances, mayor

estabilidad de las labores lo que significara a la larga un menor costo en las operaciones realizadas.

1.2. Delimitación de la investigación

1.2.1. Delimitación espacial

El presente estudio se circunscribirá geográficamente a las instalaciones del Consorcio Minero Horizonte S.A., ubicadas en la jurisdicción del distrito de Parcoy, en la provincia de Pataz del departamento de La Libertad. La zona de interés se encuentra a 2,700 metros sobre el nivel del mar

1.2.2. Delimitación temporal

El desarrollo de la investigación está proyectado para un período de seis meses, comprendido entre julio y diciembre de 2024. Este plazo incluye las fases de recolección de datos, análisis e interpretación de resultados.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿Cómo influye el diagnóstico de los parámetros de perforación y voladura del crucero Cx 1160, N 2360 en la mejora y reducción de los costos en Compañía Minera Horizonte S.A.?

1.3.2. Problemas específicos

Problema específico a

¿Qué indica el diagnóstico de los parámetros de perforacion y voladura del crucero Cx 1160, N 2360, en la mejora y reducción de costos, en Compañía Minera Horizonte S.A.?

Problema específico b

¿Cuál debe ser la mejora de los parámetros de perforacion y voladura del crucero Cx 1160, N 2360, en la mejor y reducción de los costos, en Compañía Minera Horizonte S.A.?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Determinar la influencia del diagnóstico de los parámetros de perforación y voladura del crucero Cx 1160, N 2360 en la mejora y reducción de los costos en Compañía Minera Horizonte S.A.

1.4.2. Objetivos específicos

Objetivo específico a

Realizar un diagnóstico de los parámetros de perforación y voladura que presenta el crucero Cx 1160, N 2360 para una mejora y reducción de los costos, Compañía Minera Horizonte S.A.

Objetivo específico b.

Mejorar los parámetros de perforación y voladura del crucero Cx 1160, N 2360 para una mejora y reducción de los costos, en Compañía Minera Horizonte S.A.

1.5. Justificación de la investigación

Planteamos las siguientes justificaciones.

Justificación Teórica

Justifica y tiene importancia teórica porque al realizar la investigación sobre los parámetros de perforación y voladura podremos obtener nuevas informaciones o conocimientos que servirán para realizar otras investigaciones o aplicar a otras realidades.

Justificación Práctica

Justifica su realización porque con los datos obtenidos y al ponerlo en práctica podremos controlar los problemas de sobrerotura, dilución, avance de la perforación y evitar mayores problemas.

Justificación Económica

Justifica la investigación porque al determinar una malla de perforación adecuada al tipo de terreno, con los parámetros óptimos podremos evitar sobre costos tanto en la perforación, voladura, carguío, tratamiento metalúrgico.

1.6. Limitación de la investigación

En la realización de la investigación vemos que no se tendrá inconvenientes o limitaciones en la mayoría de las etapas de la investigación, cabe mencionar una limitante el tiempo de obtención de los datos porque estos datos estarán en función de los trabajos de perforación y voladura que realiza la empresa.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes de estudio

2.1.1. Antecedentes nacionales

Primer antecedente: El estudio de (CASTRO, ROSADO, 2023). cuyo título es: “Evaluación del proceso de perforación y voladura para la optimización de costo en labores de avance, Unidad Minera Santa María” Este trabajo busca diagnosticar los procesos de perforación y voladura en minería subterránea para proponer mejoras técnicas que incrementen la eficiencia operacional y minimicen los costos de producción. Mediante el análisis de parámetros técnicos, como diseño de mallas, tipos de explosivos y secuencia de voladuras, se identificaron oportunidades de mejora en la fragmentación de roca, el control de dilución y el consumo de recursos. Los resultados demuestran que una planificación técnica rigurosa de estas operaciones incide directamente en la rentabilidad y sostenibilidad de los proyectos mineros.

Como conclusiones se tuvo:

En las tres labores evaluadas se debe mejorar el tiempo de perforacion, así como también determinar la cantidad y distribución del explosivo en cada taladro para poder disminuir los costos.

Se determino los siguientes parámetros promedio de perforacion por taladro 7.35 pies, total de metros perforados por labor 154.56 metros, con un tiempo total de 417.37 minutos equivalente a 3.38 horas de perforacion por labor.

Evaluación de los Resultados de Voladura

Las operaciones de voladura en las tres labores mostraron un alto nivel de eficiencia, superando el 93% en todos los casos. Los resultados detallados por labor son:

RA ELI 2 (-): Eficiencia del 93%, factor de carga de 1.96 kg/m³, factor de potencia de 0.73 kg/tn, volumen disparado de 35.74 m³ y 96.5 tn de mineral.

RA RABI 5 (+): Eficiencia del 94%, factor de carga de 2.8 kg/m³, factor de potencia de 0.98 kg/tn, volumen de 11.15 m³ y 31.78 tn de tonelaje.

RA RABI 6 (+): Eficiencia del 95%, factor de carga de 2.65 kg/m³, factor de potencia de 0.98 kg/tn, volumen de 15.31 m³ y 41.34 tn de mineral.

Conclusión breve: Se observa una correlación directa entre un mayor factor de carga/potencia y una mayor eficiencia en la voladura. La labor RA RABI 6 (+) presentó el mejor balance entre los indicadores evaluados.

Segundo antecedente

La tesis de (URDAY, 2022) cuyo título es “OPTIMIZACIÓN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN ROCAS VOLCANOCLÁSTICAS PARA REDUCCIÓN DE COSTOS EN CARGUÍO, ACARREO Y AUMENTO DE EFICIENCIA EN CHANCADO”. Se plantea como objetivo del estudio optimizar la fragmentación de la roca, con el fin de reducir los costos de operación, mediante la implementación de un diseño de malla de perforación específicamente calculado a partir de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso.

Como conclusiones se tuvo:

El tiempo de un ciclo de carguío se redujo en un 25.9 % al optimizar la malla de perforacion, con un ahorro 10,507.36 S/ , en el acarreo se redujo en un 17 %, con un ahorro de 9,842.00 S/.

Se tuvo un nuevo diseño de la malla de perforación y voladura mediante los modelos matemáticos considerando las características geomecánicas

El tamaño de la fragmentación óptima se halló mediante el modelo matemático de Langerfors y Konya los cuales fueron de 7.2 pulgadas y 7.8 pulgadas respectivamente.

Mediante el programa Wip Frag el tamaño de la fragmentación se determinó en 6.25 y 6.24 pulgadas como P80 lo que indica un aumento del tamaño de la partícula, reduciendo la cantidad de finos.

La eficiencia de chancado aumentó en un 15 %, llegándose a tratar 184 TMD más en promedio.

Tercer antecedente

En el trabajo de Chávez (CHAVEZ, 2020) se estableció como objetivo la modificación de los parámetros de perforación y voladura con la finalidad de optimizar la fragmentación en el sector Norte del tajo San Pedro Sur.

Como conclusión se tiene:

Con la optimización de la fragmentación se tuvo un P80 de 8.17 pulgadas, con la que se redujo un 28 % respecto al valor de 11.4 pulgadas

Se tuvo un incremento de los costos de perforación y voladura en un 0.199 \$/tm, la recuperación aumentó en un 3% lo que significó un aumento de 0.878 \$/tm en el ingreso.

La optimización de la fragmentación se logró mediante la recalibración de parámetros críticos, entre los que se encuentran: el factor de potencia, las características del taco (tipo y longitud), los retardos entre salidas de taladros y una reducción significativa en el espaciamiento y burden de la malla de perforación.

Malla de perforación fue de 3.6 m x 4.6 m que viene a ser la más adecuada

Cuarto antecedente

La tesis de, (CALDERON, 2015) cuyo objetivo fue: en las labores de avances y de producción optimizar la perforación y voladura en la mina MACDESA.

Las conclusiones arribadas fueron:

Indica que se debe asumir la responsabilidad del proceso de perforación y voladura todos los implicados en esta actividad para poder obtener un buen rendimiento.

El diseño de mallas de perforación y voladura fundamentado en clasificaciones geomecánicas constituye una metodología técnicamente superior, al permitir una optimización más eficiente en comparación con enfoques empíricos. Esta ventaja se deriva de la capacidad de los sistemas de clasificación para caracterizar cuantitativamente la respuesta del macizo rocoso a la carga explosiva.

Dicha optimización se materializa mediante el control riguroso de los tiempos en los ciclos operativos, la precisión en el diseño y replanteo de la malla en campo, y la implementación de guías para garantizar la correcta alineación y inclinación de los taladros. La integración sistémica de estos factores es determinante para alcanzar los indicadores de una voladura eficiente.

Como resultado, se obtiene un material con una fragmentación adecuada, lo cual facilita significativamente las operaciones posteriores de limpieza, carguío, acarreo, transporte y, finalmente, la molienda del mineral.

Quinto antecedente

El estudio de Mamani ,(MAMANI J. , 2017) se orientó a validar que la aplicación de un diseño mejorado de malla de perforación, en conjunción con una optimización de la carga explosiva, generaría un incremento en la eficiencia operacional y una reducción significativa de los costos en los procesos de perforación y voladura.

Como conclusión, el estudio determinó que:

Se logró una reducción en el número de taladros, de 32 a 28, gracias al nuevo diseño de malla aplicado en la chimenea.

Esto generó una disminución significativa en los costos, que pasaron de 202.81 \$/m a 181.45 \$/m.

Se registró, asimismo, una reducción en el consumo específico del explosivo SEMEXA 65%, el cual disminuyó de 8.60 kg/m a 7.08 kg por metro perforado, lo que evidencia una significativa mejora en la eficiencia del uso de insumos.

Sexto Antecedente

La investigación de (PALOMINO, 2016) se enfocó en la optimización de las operaciones de perforación y voladura, con el propósito de incrementar la eficiencia del rendimiento operativo y reducir los costos inherentes a dichos procesos.

Entre las conclusiones más relevantes del estudio se destacan:

Caracterización Geomecánica: El tipo de roca predominante en la unidad minera fue clasificada como regular, con un índice RMR (Rock Mass Rating) de 68.9 y un índice Q de Barton de 15.9.

Parámetros Optimizados: Tras la optimización, se establecieron los siguientes parámetros operativos:

Sección de la labor: 3 m x 3 m.

Longitud de perforación: 1.66 m.

Número de taladros: 34 de producción y 3 de alivio. Explosivos utilizados: Semexa E 65, Exagel E 65 y Examon P. Avance lineal por disparo: 1.66 m.

Eficiencia de perforación: 97 %. Factor de carga: 2.44 kg/tal.

Factor de avance: 21.4 kg/m. Sobre-rotura (overbreak): 13.4 %.

Costo de perforación y voladura: 253.64 \$/m.

2.2. Bases teóricas – científicas

2.2.1. Aspectos generales de la Mina

Ubicación

Las operaciones de Minera Parcoy, que operan bajo el control de Consorcio Minero Horizonte S.A., se emplazan estratégicamente en el encuentro de los ríos Parcoy y Llacuabamba, en el Anexo de Retamas, Distrito de Parcoy, Provincia de Pataz, Departamento de La Libertad, Perú. Esta ubicación geográfica provee ventajas operacionales fundamentales, destacando su posición hidrográfica privilegiada que

garantiza el abastecimiento de recursos hídricos para los procesos industriales, junto con una accesibilidad optimizada a corredores logísticos naturales que facilitan la conectividad regional. Presenta condiciones favorables para el desarrollo de actividades mineras, permitiendo la maximización de la eficiencia operacional y la optimización de costos en una región de compleja topografía andina.

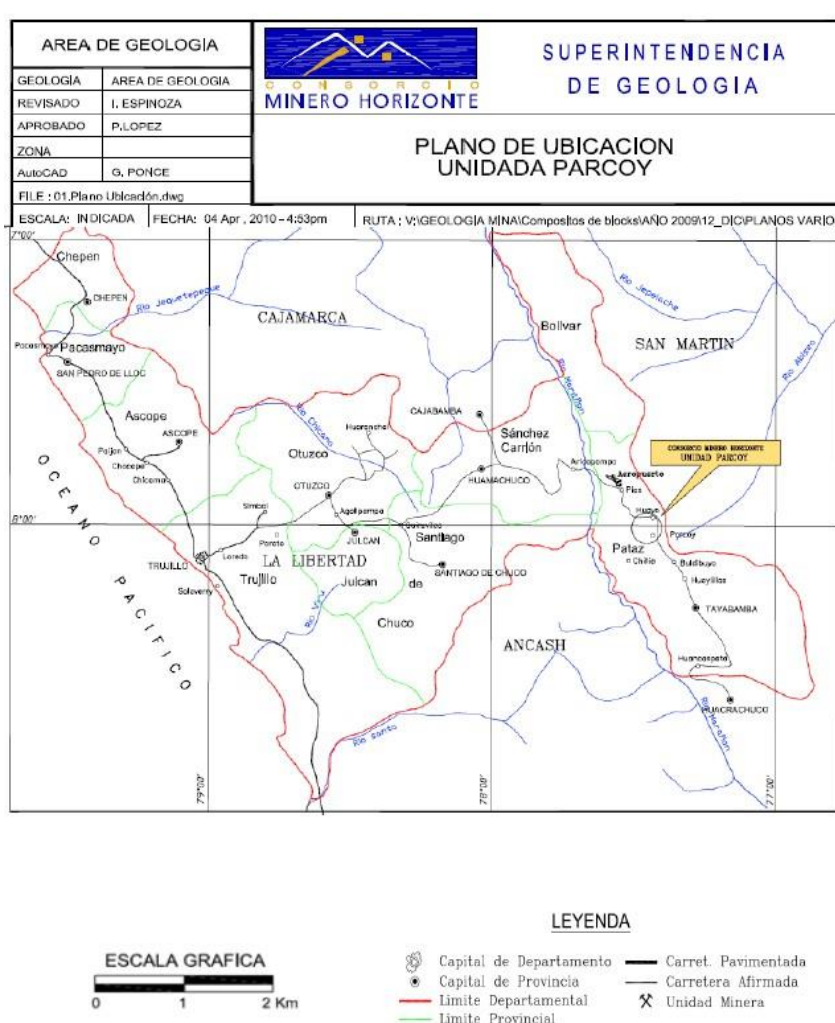
Contexto Geográfico

La zona se caracteriza por su topografía accidentada y su elevada altitud, típica de la cordillera de los Andes. La presencia de estos sistemas fluviales no solo define la geomorfología local, sino que también influye en aspectos logísticos y ambientales de la actividad minera. La accesibilidad a la unidad está condicionada por la red vial regional y las características del terreno.

Implicancias Operativas y Ambientales

La ubicación en una confluencia fluvial demanda rigurosos protocolos de gestión hídrica y control de impactos ambientales, alineados con la normativa minera peruana. Asimismo, la proximidad a comunidades locales, como el Anexo de Retamas, requiere programas de relacionamiento comunitario y desarrollo sostenible.

Figura 1. Ubicación de la mina Consorcio Horizonte



Accesibilidad

Por Vía Terrestre:

El acceso terrestre a las instalaciones de la mina se realiza mediante una ruta segmentada que conecta Lima con la localidad de Retamas, donde se ubica la unidad minera. El trayecto total comprende 560 km desde Lima hasta Trujillo (aproximadamente 9 horas de viaje), seguido de 440 km desde Trujillo hasta Chagual (19 horas), y finalmente 40 km desde Chagual hasta Retamas (3 horas). La duración prolongada del viaje, especialmente en el tramo Trujillo-Chagual, refleja las condiciones topográficas desafiantes de la zona, caracterizadas por carreteras sinuosas y restricciones de transitabilidad. Esta logística de acceso condiciona operativamente el transporte de insumos y personal hacia la mina.

Tabla 1. Accesibilidad Por Vía Terrestre:

CIUDAD		DISTANCIA	TIEMPO
Lima	Trujillo	560 Km	9 Horas
Trujillo	Chagual	440 Km	19 Horas
Chagual	Retamas	40 Km	3 Horas

Fuente: Elaboración propia basada en datos logísticos de la unidad minera.

Por Vía Aérea:

El acceso a la unidad minera por vuelos se realiza mediante operaciones de aviación ligera, con avionetas que utilizan la infraestructura del aeródromo ubicado en la planicie adyacente a la laguna de Pías. Esta vía de acceso constituye un eslabón crítico en la cadena logística de personal y materiales de alta prioridad, optimizando los tiempos de traslado en una topografía compleja. La capacidad operacional de esta ruta aérea está sujeta a factores meteorológicos y a las limitaciones de carga inherentes a las aeronaves de tipo liviano.

El trayecto aéreo desde Lima hasta Pías tiene una duración aproximada de 1 hora y 20 minutos, seguido de un vuelo de Pías a Trujillo de 45 minutos. Desde el aeródromo de Pías, se requiere continuar el traslado por vía terrestre hasta las instalaciones de la mina en Retamas. Esta opción reduce significativamente el tiempo total de viaje en comparación con la ruta terrestre, aunque está sujeta a condiciones climáticas y disponibilidad de operaciones aéreas.

Tabla 2. Accesibilidad Vía aérea

CIUDAD		TIEMPO
Lima	Pías	1 Hora 20 Minutos
Pías	Trujillo	45 Minutos

Fuente: Elaboración propia en base a datos de operaciones aéreas de la unidad minera.

Nota: El aeródromo de Pías funciona como punto de conexión intermedio para el transporte de personal y carga de alta prioridad.

Esta combinación de transporte aéreo y terrestre reduce significativamente el tiempo total de viaje en comparación con la ruta exclusivamente terrestre, aunque está sujeta a condiciones climáticas y disponibilidad de operaciones aéreas.

2.2.2. Geomecánica de rocas

La geomecánica de rocas constituye una disciplina fundamental para el diagnóstico de las condiciones in situ durante la explotación de yacimientos mineros. Este enfoque implica la revisión sistemática de indicadores geomecánicos y la identificación de limitaciones estructurales que puedan afectar la estabilidad de las labores mineras. A partir de estudios geológicos y geomecánicos integrales—que caracterizan el comportamiento de unidades rocosas en galerías, chimeneas, piques, chutes y otros desarrollos en niveles y subniveles (especialmente en cajas de vetas)—se realiza una selección conceptual de procedimientos orientados a optimizar el método de minado.

Esta selección se basa en criterios geomecánicos rigurosos destinados a mejorar la eficiencia, seguridad y sostenibilidad de las operaciones mineras (Aliaga & Huincho, 2022).

Criterios geomecánicos

Para garantizar la seguridad durante la explotación minera y una planificación eficiente del minado, es esencial aplicar los siguientes criterios geomecánicos en cada fase del ciclo de vida de la mina:

1. Durante la Fase de Diseño

- **Uso de la excavación minera:** Definir la función y vida útil de cada estructura (galerías, chimeneas, etc.) para determinar los requerimientos de estabilidad.
- **Factor de seguridad y/o probabilidad de falla:** Establecer márgenes de seguridad basados en el riesgo geomecánico aceptable para cada elemento diseñado.
- **Área de influencia:** Evaluar el impacto de las excavaciones en estructuras

adyacentes y la superficie.

- Normas técnicas aplicables: Cumplir con estándares internacionales (ej.: ISRM, ASTM) y regulaciones locales para el diseño geomecánico.

2. Durante la Fase de Explotación

- Estándares constructivos: Implementar protocolos de construcción que aseguren la integridad de las excavaciones (ej.: soporte adecuado, secuencia de minado).
- Especificaciones técnicas: Utilizar materiales y técnicas alineadas con las condiciones geomecánicas del macizo rocoso.
- Técnicas de construcción y explotación: Aplicar métodos como el minado por paneles o el uso de pilares, según la estabilidad requerida.
- Mapeo, instrumentación y monitoreo: Realizar cartografía geomecánica continua, instalar instrumentos (ej.: extensómetros, piezómetros) y monitorear deformaciones en tiempo real.

3. Durante el Cierre de Minas

- Durabilidad: Garantizar la estabilidad a largo plazo de estructuras críticas (ej.: taludes, túneles de acceso) post-cierre.
- Monitoreo: Mantener sistemas de vigilancia para detectar posibles fallas o cambios en el comportamiento geomecánico.
- Mantenimiento: Implementar planes de conservación para estructuras remanentes que puedan afectar la seguridad o el medio ambiente.

2.2.3. Clasificación geomecánica

Son los parámetros geomecánicos que se obtienen durante la evaluación de la roca y sirven para el diseño y ejecución del minado

Aportando las características de los macizos rocosos y los ensayos nos dan el índice de calidad del macizo rocoso y sus características para realizar el sostenimiento de túneles y taludes, chimeneas.

Entre las principales clasificaciones tenemos los siguientes:

Índice de calidad de roca (RQD)

Es un parámetro geomecánico fundamental que cuantifica el nivel de fracturamiento del macizo rocoso. Se expresa como el porcentaje de recuperación de testigos de roca intactos mayores o iguales a 10 cm de longitud frente a la dimension total de la perforación, proporcionando una medida indirecta de la frecuencia lineal de discontinuidades (como fracturas, fallas o juntas).

Cuantifica y Clasifica la roca en categorías de calidad (excelente a muy mala) y es fundamental en sistemas de clasificación geomecánica como el **RMR de Bieniawski** y el **Índice Q de Barton**. Su aplicación es crucial para definir sistemas de soporte, evaluar estabilidad de excavaciones y orientar la planificación minera.

Tabla 3. Calidad del macizo rocoso según el índice RQD de Deere (1968).

RQD (%)	Calidad
<25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Media
75 – 90	Buena
90 – 100	Muy buena

Calidad del macizo rocoso (RMR)

El Índice de Clasificación del Macizo Rcoso (RMR), desarrollado por Bieniawski, evalúa la calidad geomecánica del macizo mediante la asignación de valores a seis parámetros clave. La suma de estos parámetros genera un índice final que oscila entre 0 y 100, clasificando el macizo en cinco categorías de calidad: desde *muy mala* (0) hasta *muy buena* (100). Uno de los parámetros considera la orientación de las discontinuidades en relación con la excavación, el cual puede adoptar valores negativos según el tipo de estructura (túneles, chimeneas, cimentaciones o taludes).

Parámetros para el Cálculo del RMR:

1. Resistencia uniaxial de la matriz rocosa (ensayo de compresión simple).
2. RQD (*Rock Quality Designation*), que cuantifica el grado de fracturación.
3. Espaciado de las discontinuidades (distancia entre fracturas).
4. Condiciones de las discontinuidades, evaluadas mediante:
 - a. Longitud.
 - b. Abertura.
 - c. Rugosidad.
 - d. Relleno.
 - e. Grado de alteración.
5. Condiciones hidrogeológicas (flujo de agua, presión de poros).
6. Orientación de las discontinuidades (efecto de la dirección respecto a la excavación).
7. Condiciones hidrogeológicas (flujo de agua, presión de poros).
8. Orientación de las discontinuidades (efecto de la dirección respecto a la excavación).

El RMR es ampliamente utilizado para diseñar soporte en excavaciones subterráneas, predecir estabilidad y optimizar métodos de explotación minera

Tabla 4. Clasificación Geomecánica de Bieniawski RMR89

1	Resistencia de la matriz	Ensayo de carga puntual	> 10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	Comprensión Simple (Mpa)		
	rocosa (Mpa)	comprensión Simple	> 250 R6	250 - 100 R5	100 - 50 R4	50 - 25 R3	25 - 5 R2	5 - 1 R1	< 1 R0
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Puntuación		20	17	13	6	3		
3	Separación entre diaclasas		> 2 m.	0.6 - 2 m.	0.2 - 0.6 m.	0.06 - 0.2 m.	< 0.06 m.		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	< 1 m.	1 - 3 m.	3 - 10 m.	10 - 20 m.	> 20 m.		
		Puntuación	6	5	3	2	0		
		Abertura	Nada	< 0.1	0.1 - 1.0 mm.	1 - 5 mm.	> 5 mm.		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugoso	Rugoso	Ligeramente Rug.	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm.	Relleno duro > 5 mm.	Relleno blando < 5 mm.	Relleno blando > 5 mm.		
		Puntuación	6	4	2	2	0		
		Alteración	Alterada	Ligeramente alterada	Moderadamente Alterada	Muy Alterada	Descompuesta		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 100 m de túnel	Nula	< 10 litros/min.	10 - 25 litros/min.	25 - 125 litros/min.	> 125 litros/min.		
		Relación: Presión de agua/Tensión principal mayor	0	0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Estado general	Seco	Ligeramente Húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		

Tabla 5. Corrección por orientación de discontinuidades

Dirección y buzamiento		Muy favorable	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
Puntuación	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentación	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Tabla 6. Calidad del macizo rocoso en relación al Índice RMR89.

Clases	Calidad	Valoración RMR89	Cohesión	Angulo de rozamiento
I	Muy buena	81 - 100	> 4 kg/ cm ²	> 45°
II	Buena	61 - 80	3 - 4 Kg/ cm ²	35° - 45°
III	Media	41 - 60	2 - 3 Kg/ cm ²	25° - 35°
IV	Mala	21 - 40	1 - 2 Kg/ cm ²	15° - 25°
V	Muy mala	< 20	< 1 kg/ cm ²	< 15°

Índice Q (BARTON)

El **Índice Q de Barton** es un sistema de clasificación geotécnica del macizo rocoso ampliamente utilizado para evaluar la calidad del macizo y diseñar el sostenimiento necesario en excavaciones subterráneas. Fue desarrollado por Barton, Lien y Lunde en 1974 y se calcula mediante la siguiente fórmula:

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) \cdot \left(\frac{J_r}{J_a} \right) \cdot \left(\frac{J_w}{SRF} \right)$$

Parámetros del Índice Q:

RQD (Rock Quality Designation): Índice de calidad de la roca que refleja el grado de fracturación del macizo, calculado como el porcentaje de testigos de roca intactos mayores de 10 cm en una perforación.

J_n: Coeficiente que representa el número de familias de discontinuidades (diaclasas, fallas, juntas). Valores altos indican mayor fracturación.

Tabla 7. Valores de Índice de Diaclasado según Barton y Grimstad (1994).

2. Número de familias de diaclasas	J_n
A. Masivo, sin o con pocas diaclasas	0,5 – 1.0
B. Una familia de diaclasas	2
C. Una familia de diaclasas + una aislada	3
D. Dos familias de diaclasas.	4
E. Tres familias de diaclasas	6
F. Tres familias de diaclasas	9
G. Tres familias de diaclasas + una aislada	12
H. Cuatro o más familias de diaclasas	15
I. Rocas trituradas, terregal	20

J_r: Coeficiente de rugosidad de las discontinuidades, que evalúa la resistencia al corte debido a la asperezas de las superficies.

Tabla 8. Valores Índice de Rugosidad Discontinuidades según Barton y Grimstad (1994)

3. Número de familias de diaclasas	Jn
a. Contacto en las paredes	
b. Contacto en las paredes antes del cizalleo de 10 cm.	
A. Diaclasa sin continuidad	4
B. Rugosas o irregulares, onduladas	3
C. Ondulación suave	2
D. Reliz de falla o superficie de fricción ondulada.	1.5
E. Rugosas o irregulares pero planas	1.5
F. Lisas y planas	1.0
G. Reliz de falla o superficie de fricción plana	20
c. sin contacto de roca depues del cizalleo	
H. Zona que contiene minerales arcillosos de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0
I. Zona arenosa, de grava o de roca tributaria de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes	1.0

Ja: Coeficiente de alteración de las discontinuidades, relacionado con el grado de meteorización o la presencia de relleno en las fracturas.

Tabla 9. Valores de Índice de Alteración de diaclasas según Barton y Grimstad (1994).

4. Número de alteración de las diaclasas.	Ja	Angulo de fricción
a) Contacto en las paredes de la roca.		
A. Relleno soldado, duro, inablandable, relleno impermeable.	0,75	
B. Paredes inalteradas, solo con manchas de superficie.	1,0	25°-35°
C. Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca triturada sin arcilla.	2,0	25°-30°
D. Recubrimientos limosos o areno arcillosos, pequeñas partículas de arcilla (inablandable).	3,0	20°-25°
E. Recubrimientos ablandables o con arcilla de baja fricción o sea caolinita o mica, clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimientos sin continuidad de 1 – 2 mm de espesor o menos).	4,0	8°-16°
b) Contacto en las paredes antes de un cizalleo de 10 cm.		
F. Partículas arenosas, roca desintegrada sin arcilla.	4,0	25°-30°
G. Rellenos de minerales arcillosos muy consolidados e inablandables (continuos < 5 mm de espesor).	6,0	16°-24°
H. Rellenos de minerales arcillosos de consolidación media o baja, ablandables (continuos < 5 mm de espesor).	8,0	8°-16°
I. Rellenos de arcillas expansivas, montmorillonita (continuos < 5 mm de espesor). El valor Ja depende del porcentaje de partículas expansivas y del acceso de agua.	8,0–12,0	6°-12°
c) Sin contacto de las paredes después del cizalleo.		
J. Zona de capa o arcilla desintegrada o triturada (véase G, H, I para condiciones de arcilla)	6,0	6°-24°
K. Zona de capa o arcilla desintegrada o triturada (véase G, H, I para condiciones de arcilla)	8,0	
L. Zona de capa o arcilla desintegrada o triturada (véase G, H, I para condiciones de arcilla)	8,0–12,0	
M. Zonas de capa o arcilla limosa o arenosa, pequeñas fracciones de arcilla inablandable.	5,0	
N. Zonas o capas gruesas de arcilla (véase G, H, I para condiciones de arcilla).	10,0–	6° – 24°
O. Zonas o capas gruesas de arcilla (véase G, H, I para condiciones de arcilla).	13,0	
P. Zonas o capas gruesas de arcilla (véase G, H, I para condiciones de arcilla).	13,0–20,0	

Jw: Factor de reducción por presión de agua, que considera el efecto de la presión hidrostática en la estabilidad del macizo.

Tabla 10. Valores factor de Reducción agua en diaclasas según Barton y Grimstad(1994)

5. Factor de reducción por agua en las diaclasas.	Jw	Presión kgf/cm ²
A. Excavación seca o poca infiltración, o sea < 5 lit/min localmente.	1,0	< 1,0
B. Infiltración o presión mediana con lavado ocasional de los rellenos.	0,66	1,0 – 2,5
C. Gran infiltración o presión alta en roca competente con diaclasas sin relleno.	0,50	2,5 – 10,0
D. Gran infiltración a presión alta, lavado importante de los rellenos.	0,33	2,5 – 10,0
E. Infiltración o presión excepcionalmente alta con las voladuras, disminuyendo con el tiempo.	0,2-0,1	>10
F. Infiltración o presión excepcionalmente alta en todo momento.	0,1-0,05	>10

SRF (Stress Reduction Factor): Factor de reducción de tensiones, que incorpora efectos como esfuerzos in situ, deformabilidad o zonas de falla.

Tabla 11. Valores de factores de reducción de tensiones según Barton y Grimstad (1994).

6. Factor de reducción de tensiones.	SRF
a) Zonas de debilidad que interceptan la excavación y que pueden ser la causa de que el macizo se desestabilice cuando se construye el túnel.	
A. Múltiples zonas de debilidad que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada, roca circundante muy suelta (cualquier profundidad).	10,0
B. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación < 50 m)	5,0
C. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación > 50 m).	2,5
D	7,5
E. Zonas de fractura aisladas en roca competente sin arcilla, profundidad de excavación < 50 m.	5,0
F. Zonas de fractura aisladas en roca competente sin arcilla, profundidad de excavación > 50 m.	2,5

G. Diaclasas abiertas sueltas, diaclasado intenso cualquier profundidad.	5,0		
	$\frac{\sigma_c}{\sigma_1}$	$\frac{\sigma_t}{\sigma_1}$	SRF
b) Rocas competentes, problemas de tensiones.			
H. Tensiones bajas, cerca de la superficie.	> 200	> 13	2,5
J. Tensiones de nivel medio.	200 – 10	13 – 0,66	1,0
K. Elevado nivel de tensiones, estructura muy cerrada generalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de las paredes.	10 – 5	0,66 – 0,33	0,5 - 2
L. Planchoneo moderado después de una hora en roca masiva.	5 – 3	0,5 – 0,65	5 - 50
M. Planchoneo y explosión de roca en pocos minutos en roca masiva.	3 – 2	0,65 - 1	50 - 200
N. Intensa explosión de roca e inmediata deformación dinámica en roca masiva.	< 2	> 1	200 - 400
c) Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente, bajo la influencia de presiones altas de la roca.			
O. Presiones compresivas moderadas			5 - 10
P. Presiones compresivas altas.			10 - 20
d) Roca expansiva, acción química expansiva dependiendo de la presencia de agua.			
Q. Presiones expansivas moderadas.			5 - 10
R. Presiones expansivas altas.			10 - 20

Aplicaciones:

Clasifica el macizo rocoso en un rango de 0.001 (calidad extremadamente pobre) a 1000 (calidad excepcional).

Permite definir el tipo y cantidad de sostenimiento requerido en túneles (ej.: pernos, mallas, shotcrete).

Predictor del comportamiento del macizo rocoso ante excavaciones profundas o en condiciones geotécnicas complejas.

El **Índice Q de Barton** se compone de tres factores clave que representan aspectos críticos del comportamiento del macizo rocoso:

1. RQD / Jn: Tamaño de los bloques

Refleja la **fragmentación del macizo rocoso**. Un valor alto indica bloques grandes y menor fracturación, mientras que un valor bajo sugiere bloques pequeños y mayor fracturación.

2. Jr / Ja: Resistencia al corte entre bloques

Evalúa la resistencia al corte a lo largo de las discontinuidades. Valores altos indican superficies rugosas y no alteradas (alta resistencia), mientras que valores bajos corresponden a superficies lisas o alteradas (baja resistencia).

3. Jw / SRF: Influencia del estado tensional y hidrológico

Considera el efecto de la presión de agua (Jw) y las tensiones in situ (SRF). Valores altos reflejan condiciones favorables (baja presión de agua y tensiones estables), y valores bajos indican riesgo de inestabilidad por agua o esfuerzos críticos.

Esta clasificación permite correlacionar el valor de Q con el tipo de sostenimiento requerido en túneles y excavaciones subterráneas. Por ejemplo, macizos con $Q < 1$ suelen necesitar soporte intensivo (mallas, pernos, concreto proyectado), mientras que macizos con $Q > 40$ requieren mínimo o ningún sostenimiento.

Tabla 12. Clasificación Q de Barton, según Barton, Lien y Lunde, (1974)

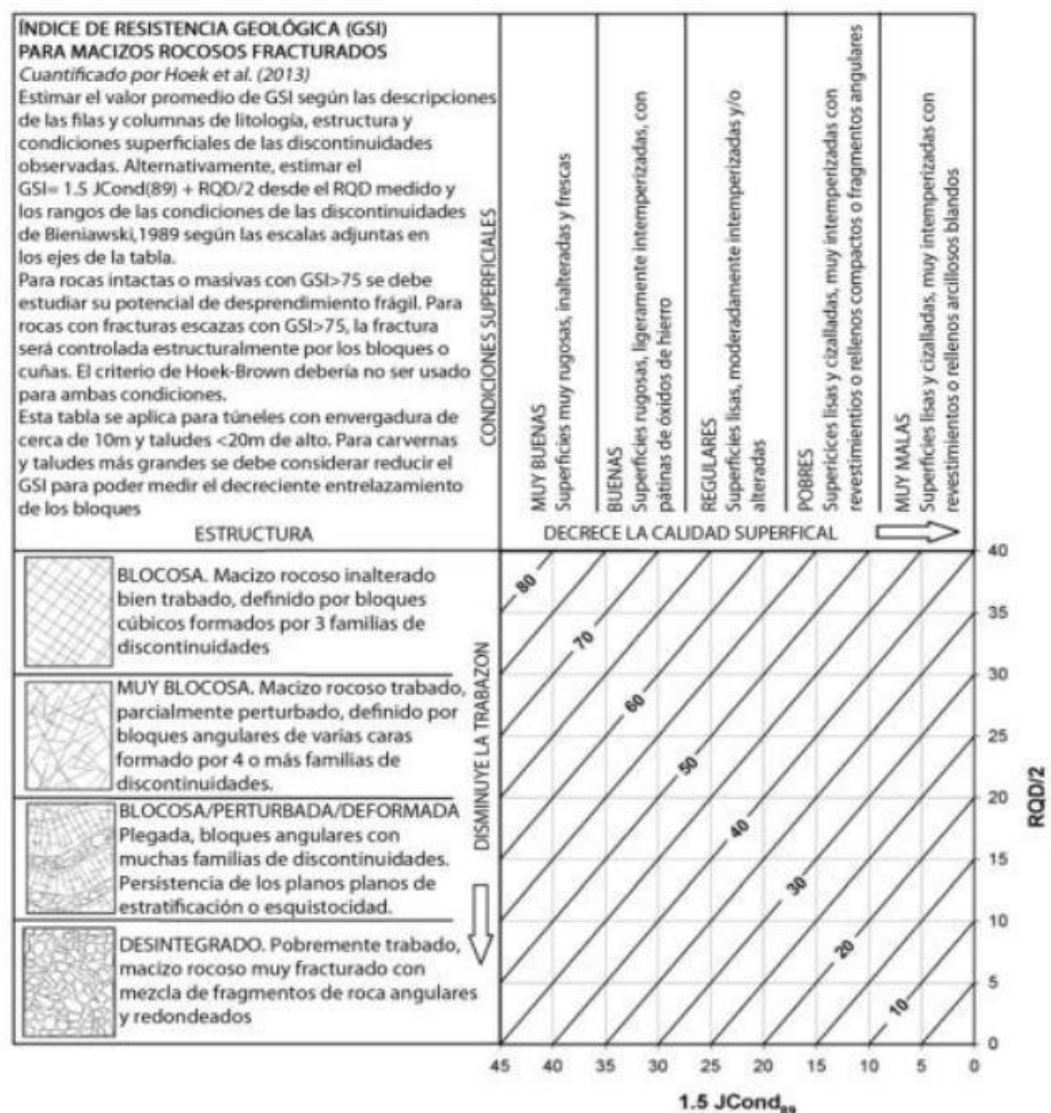
Valoración Q	Calidad
0.001 – 0.01	Roca excepcionalmente mala
0.01 – 0.1	Roca extremadamente mala
0.1 – 1	Roca muy mala
1 – 4	Roca mala
4 – 10	Roca media
10 – 40	Roca buena
40 – 100	Roca muy buena
100 – 400	Roca extremadamente buena
400 – 1000	Roca excepcionalmente buena

Índice de resistencia geológica (GSI)

Se trata de la clasificación visual por medio de un sistema que evalúa la calidad del macizo rocoso basándose en su estructura geológica, el tamaño de los bloques y la morfología de las discontinuidades en tanto condiciones como rugosidad, alteración

y relleno. A diferencia de métodos puramente cuantitativos, el GSI integra observaciones directas de la fracturación y la resistencia al movimiento entre bloques. Su rango de **0 a 100** permite categorizar el macizo desde calidad *muy pobre* (roca altamente alterada) hasta *excelente* (roca masiva o con fracturas mínimas). Es ampliamente utilizado para estimar parámetros de resistencia en modelos geotécnicos como el criterio de Hoek-Brown y para diseñar excavaciones en rocas fracturadas o débiles.

Figura 2. Índice de resistencia geológica (GSI)



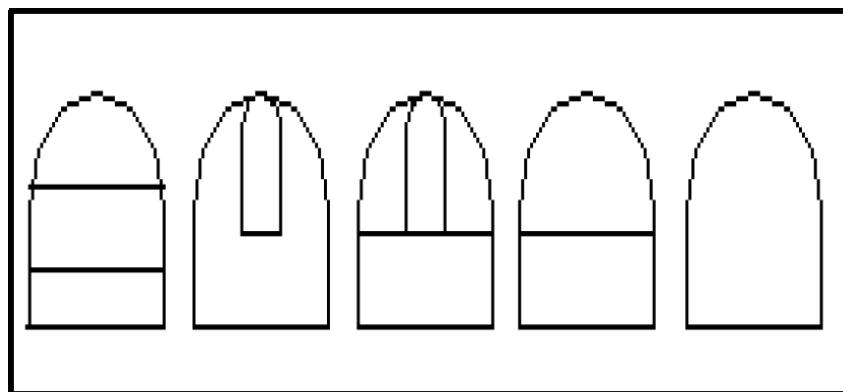
2.2.4. Diseño de Malla para galerías y túneles (Metodo Holmberg)

a. Sistema de avance

El diseño de mallas de perforación y voladura para galerías y túneles, según el Método Holmberg, está condicionado por múltiples factores técnicos y operativos.

El sistema de avance seleccionado depende críticamente de: (1) la capacidad del equipo de perforación disponible, (2) el tiempo asignado para la ejecución de la labor, (3) las propiedades geomecánicas del tipo de roca, (4) las exigencias del sistema de sostenimiento requerido, y (5) las restricciones impuestas por el sistema de ventilación. En macizos rocosos competentes, secciones transversales inferiores a 100 m² suelen excavarse mediante voladura a sección completa en un único ciclo, aprovechando la estabilidad inherente del medio. Por el contrario, la excavación por fases se adopta en túneles de gran sección, ya sea por limitaciones físicas de los equipos de perforación para cubrir toda el área o debido a condiciones geomecánicas adversas que imposibilitan la extracción segura a plena sección. Este enfoque garantiza tanto la eficiencia operativa como la estabilidad temporal y final de la excavación.

Figura 3. Sistemas de avances en galerías y túneles



b. Distribución de taladros

El diseño de la malla de perforación en excavaciones subterráneas implica una disposición estratégica de taladros, categorizados según su función y secuencia de disparo:

c. Taladros de Arranque (Cueles):

Ubicados en el centro de la frente, son los primeros en detonar para generar la cavidad inicial. Presentan una carga explosiva incrementada entre **1.3 y 1.5 veces** respecto a otros taladros, garantizando la creación de una cara libre efectiva.

d. Taladros de Ayuda (Contracueles y Destrozo):

Rodean los taladros de arranque y expanden la cavidad hacia los perímetros. Incluyen:

- *Primeras ayudas (Contracueles):* Adyacentes a los cueles.
- *Segundas y terceras ayudas (Destrozo o Franqueo):* Distribuidos según las dimensiones de la frente. Su número y configuración dependen de la geometría de la sección.

e. Taladros de Contorno (Periféricos):

- *Cuadradores (Hastiales):* Definen los flancos verticales del túnel.
- *Alzas (Corona o Techo):* Configuran la bóveda superior.

En voladuras de precorte (smooth blasting), estos taladros se disparan de forma instantánea al final de la secuencia, minimizando el daño al macizo rocoso circundante.

f. Taladros de Arrastre (Piso):

Situados en la base del túnel, son los últimos en detonar para completar la sección y facilitar la remoción de escombros.

Cálculo del Número de Taladros

El número total de taladros depende de:

- Resistencia y fracturación del macizo rocoso.
- Grado de confinamiento del frente.
- Fragmentación requerida.
- Diámetro de perforación (dd).

Fórmula Empírica:

$$N. T. = 10 \times \sqrt{A} \times H$$

La optimización de la malla busca equilibrar la eficiencia de voladura con la estabilidad del contorno excavado, reduciendo sobre-excavación y costos de sostenimiento.

Tabla 13. Distancia entre taladros

Dureza de la roca	Distancia entre taladros (m)
Tenaz	0.50 a 0.55
Intermedia	0.60 a 0.65
Friable	0.70 a 0.75

g. Coeficiente o factor de roca

Tabla 14. Coeficiente de la roca

Dureza de la roca	Coeficiente de roca (m)
Tenaz	2.00
Intermedia	1.50
Friable	1.00

Distancia entre los taladros

El espaciamiento entre taladros se determina en función del número total de perforaciones y el área del frente de voladura, siguiendo rangos establecidos según su categoría funcional:

- Taladros de arranque (cuellos): 15 - 30 cm.
- Taladros de ayuda (contracuellos y destrozo): 60 - 90 cm.
- Taladros periféricos (cuadradores y alzas): 50 - 70 cm.

Regla práctica: La distancia máxima (E) puede estimarse como

$E \text{ (cm)} = 60 \times d \text{ (pulgadas)}$, donde d es el diámetro de la broca. Por ejemplo, para una broca de 2 pulgadas, $E = 120$ cm.

Taladros periféricos: Se perforan a 20 - 30 cm del límite de la pared del túnel para minimizar la sobrerotura (overbreak). Su orientación es ligeramente divergente respecto al eje del túnel, garantizando que la sección se mantenga uniforme en la nueva cara libre.

h. Longitud de taladros

La longitud de los taladros (L) depende de:

- Ancho útil de la sección transversal.
- Método de arranque seleccionado (ej.: corte quemado, corte en "V").
- Capacidad del equipo de perforación.

Corte quemado: Permite longitudes de 2 - 3 m.

Corte en "V" o cuña: Limitado a 1 - 2 m en túneles de pequeña sección.

Fórmula para corte en "V"/cuña: $L = 0.5 \times \sqrt{S}$

Donde S es el área de la sección transversal del túnel (m^2).

Cantidad de carga

En voladuras subterráneas está determinada por la tenacidad del macizo rocoso y la geometría del frente de avance, siendo influenciada por

parámetros operativos como la densidad de taladros, su diámetro y profundidad, así como las propiedades del explosivo y sistemas de iniciación empleados. Cabe resaltar que el consumo específico de explosivo (expresado en kg/m^3) presenta una relación inversamente proporcional con la sección transversal del túnel, mientras que exhibe una correlación directamente proporcional con la competencia geomecánica del macizo rocoso.

Tabla 15. Factor (kg/m^3)

Tipo de roca	factor (kg/m^3)
Muy difíciles	1.5 a 1.8
Difíciles	1.3 a 1.5
Fáciles	1.1 a 1.3
Muy fáciles	1.0 a 1.2

La clasificación de la volabilidad de las rocas se establece según su competencia geomecánica, donde se distinguen cuatro categorías principales:

1. **Rocas muy difíciles:** Incluyen materiales como granito, conglomerado y arenisca, caracterizados por su alta resistencia y tenacidad.
2. **Rocas difíciles:** Comprenden arenisca sacaroide y arena esquistosa, con resistencia media-alta pero mayor fracturación.
3. **Rocas fáciles:** Como esquisto, arcilla, esquistos arcillosos y lutita, que presentan menor competencia y mayor facilidad de fragmentación.
4. **Rocas muy fáciles:** Arcilla esquistosa y rocas de consistencia muy suave, que requieren mínima energía para su voladura.

Esta clasificación determina directamente los parámetros de diseño de voladura, incluyendo la densidad de taladros, carga explosiva específica y tipo de explosivo a emplear.

Características de los taladros de destroce

Los taladros de destroce se diseñan con base en parámetros técnicos específicos: la carga de fondo se determina como $L / 3$ para taladros convencionales y $L / 6$ para alzas, donde L es la longitud del taladro; el burden

(B) no debe exceder $(L - 0.40) / 2$, el espaciamiento (E) en cuadradores oscila entre $1.1B$ y $1.2B$; la carga de columna equivale al 50% de la carga de fondo ($CC=0.5 \times CF$); y la longitud del taco (T) se establece en $0.5B$ para taladros convencionales y $0.2B$ para arrastres, asegurando así una fragmentación eficiente y minimizando la sobrerotura.

Tabla 16. Carga específica

Diámetro de taladro(mm)	Carga específica (kg/m ³)
30	1.1
40	1.3
50	1.5

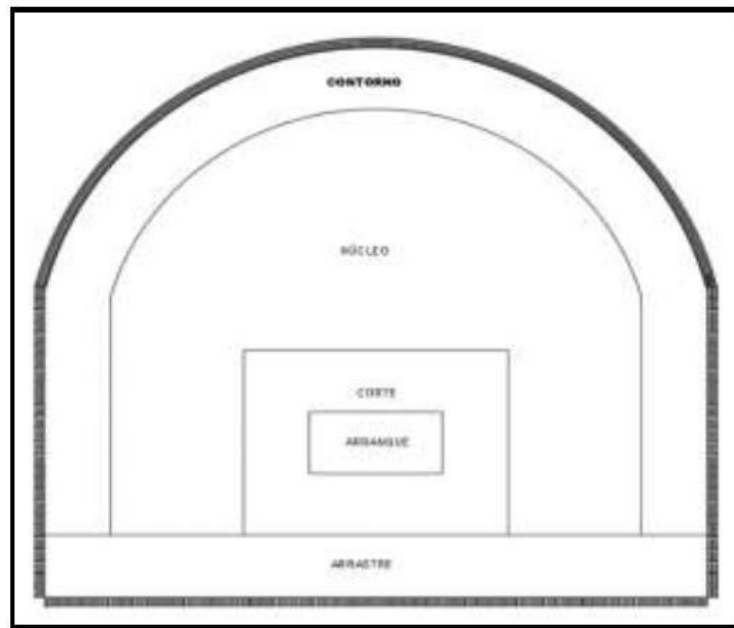
Tabla 17. Kilos de explosivos estimados por m³ de roca

Área del túnel en m ³	Kilos de explosivos estimados por m ³ de roca		
	En roca dura y tenaz	En roca intermedia	En roca suave y friable
De 1 a 5	2.60 a 3.2	1.80 a 2.30	1.20 a 1.60
De 5 a 10	2.00 a 2.60	1.40 a 1.80	0.90 a 1.20
De 10 a 20	1.65 a 2.00	1.10 a 1.40	0.60 a 0.90
De 20 a 40	1.20 a 1.65	0.75 a 1.10	0.40 a 0.60
De 40 a 60	0.80 a 1.20	0.50 a 0.75	0.30 a 0.40

2.2.5. Esquemas de voladura

Este tipo de voladuras se distingue por que no cuenta con superficie libre de salida al inicio, exceptuando el propio frente de avance. El principio operativo fundamental radica en la generación de una cavidad inicial mediante la detonación de taladros de arranque, la cual funciona como zona de expansión para la fragmentación inducida por las cargas secundarias. Esta cavidad, denominada *cara libre artificial*, presenta típicamente un área entre **0.50 y 0.80 m²**, dimensionada para optimizar la energía de los explosivos y garantizar la proyección controlada del material fragmentado. La eficacia de este esquema depende críticamente de la secuencia de iniciación, la geometría de los taladros y las propiedades geomecánicas del macizo rocoso.

Figura 4. Zonas de una voladura en un frente



Avance por Disparo

El avance efectivo en voladuras subterráneas se encuentra determinado por dos parámetros críticos: el diámetro del taladro vacío y la desviación angular de los taladros cargados. Investigaciones demuestran que cuando la desviación angular se controla por debajo del 2%, es posible alcanzar avances medios equivalentes al 95% de la profundidad total de perforación, de acuerdo con la relación:

$$X = 0.95 \times L$$

Para diseños de arranque con cuatro secciones, la profundidad óptima de perforación (L) se determina mediante el modelo geométrico:

$$L = 0,15 + 34,1 \phi 2 - 39,4 \phi 2^2$$

Donde $\phi 2$ representa el **diámetro equivalente** (en metros). En casos donde se emplean múltiples taladros vacíos (NT) en lugar de uno único de mayor diámetro, la ecuación mantiene su validez al sustituir $\phi 2$ por el diámetro equivalente corregido:

$$\phi 2 = \phi '2 \times \sqrt{NT}$$

Siendo ϕ_2' el diámetro individual de los taladros vacíos. Este enfoque garantiza la optimización del avance mientras se minimizan las desviaciones geométricas durante la perforación.

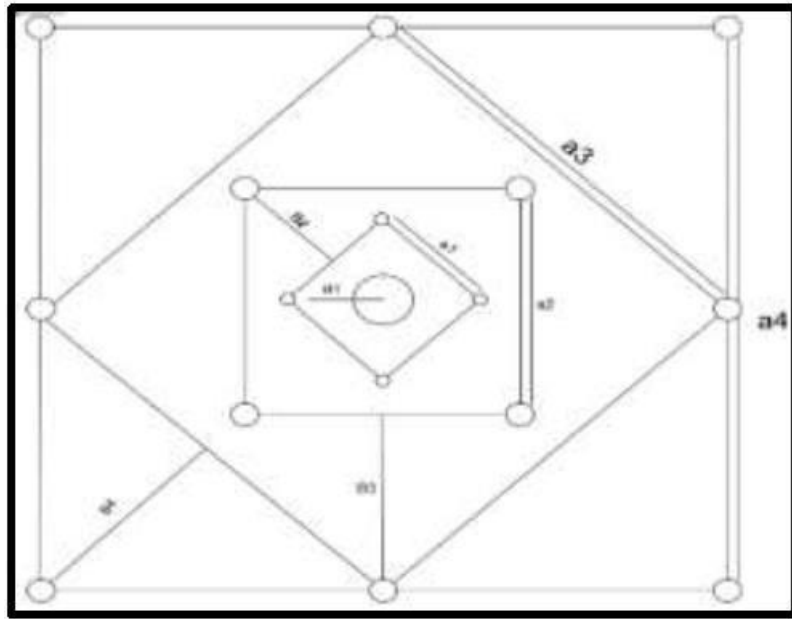
Arranque de cuatro secciones

El diseño geométrico para un esquema de arranque de cuatro secciones con configuración de taladros paralelos (Figura 2.3) se fundamenta en criterios técnicos específicos orientados a garantizar una fragmentación eficiente del material y una proyección controlada de la roca. Un parámetro crítico en esta configuración lo constituye la distancia máxima entre el taladro central vacío y los taladros cargados de la primera sección, la cual no debe superar $1.7\phi_2$, donde ϕ_2 representa el diámetro equivalente del taladro vacío. Esta relación geométrica asegura una interacción óptima entre las cargas explosivas y el espacio de compensación, facilitando una rotura controlada y el avance eficaz del frente de disparo.

Este límite asegura una adecuada interacción de las ondas de choque y la creación efectiva de la cara libre inicial, optimizando la rotura del macizo rocoso y facilitando la salida del material fragmentado.

El cumplimiento de esta relación geométrica es fundamental para minimizar la sobrerotura (*overbreak*), reducir el consumo de explosivo y mantener la estabilidad de las paredes de la excavación.

Figura 5. Arranque de cuatro secciones



En burdenes superiores a $2\phi 2$ (donde $\phi 2$ es el diámetro equivalente del taladro vacío), se recomienda determinar el burden de la primera sección (B1) mediante la relación:

$$B1 = 1.5\phi 2$$

En casos donde la desviación de perforación excede el **1%**, el burden práctico debe ajustarse considerando el error de perforación (Ep), según la expresión:

$$B1 = 1.7\phi 2 - Ep = 1.7\phi 2 - (\alpha \cdot L + e)$$

Donde:

Ep = Error total de perforación (m),

α = Desviación angular (m/m),

L = Profundidad de los taladros (m),

e = Error de emboquille (m).

Concentración Lineal de Carga

La concentración lineal de carga (qq) se calcula para garantizar una fragmentación eficiente y se determina mediante la expresión:

$$q_1 = 55\phi_1 \left[\frac{B}{\phi_2} \right]^{1,5} \times \left[B - \frac{\phi_2}{2} \right] \times \left[\frac{c}{0.4} \right] \times \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

Dónde:

- q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m),
- ϕ_1 = Diámetro de perforación (m),
- ϕ_2 = Concentración lineal de carga (kg/m),
- B = Burden (m),
- C = Constante de roca (adimensional),
- RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

Para secciones subsiguientes, donde ya existen huecos rectangulares de anchura A_h , el burden (B) se calcula considerando la concentración lineal de carga (q_1) y el área de hueco preexistente:

$$B = 8,8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \times q_1 \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times c}}$$

Este enfoque asegura una adaptación progresiva del diseño a la geometría cambiante del frente de voladura, optimizando la fragmentación y evitando sobrecargas explosivas.

Cuando se presenta un error de perforación (Ep), el área efectiva de hueco (A_h) en la superficie libre difiere del valor teórico inicial. Para corregir este efecto, se utiliza la relación:

$$A_h = \sqrt{2} (B_1 - EP)$$

Donde:

- B_1 = Burden teórico de la primera sección (m),
- Ep = Error de perforación (m), calculado como $Ep = \alpha \cdot L + eEp$

- $=\alpha \cdot L + e$ (siendo α la desviación angular, L la profundidad de los taladros y e el error de emboquille).

Sustituyendo esta expresión en la ecuación general de burden para secciones posteriores, se obtiene:

$$B = 10,5 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{(B_1 - E_P) \times q_1 \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times c}}$$

Este ajuste compensa las imperfecciones en la perforación, garantizando que el burden práctico mantenga una fragmentación eficiente y minimice la sobrerotura.

El burden teórico (B) debe ajustarse considerando la desviación de los taladros (E_P) para obtener el burden práctico (B_2) mediante la expresión:

$$B_2 = B - E_P$$

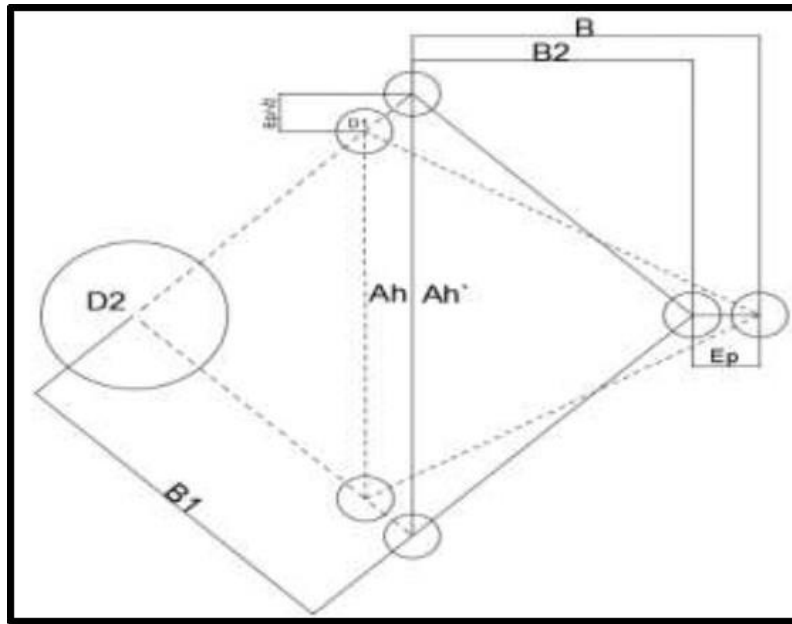
Donde $E_P = \alpha \cdot L + e$ (error total de perforación) Restricciones para el Burden Práctico (B_2)

El valor de B_2 debe satisfacer la siguiente condición geométrica para garantizar una fragmentación eficiente y evitar sobrecargas:

$$B_2 \leq 2 Ah$$

Siendo Ah el ancho del hueco preexistente en la sección. Esta restricción asegura que la energía del explosivo se distribuya adecuadamente dentro del área disponible, optimizando la rotura del macizo rocoso y minimizando la sobrerotura.

Figura 6. Influencia en la desviación de los taladros



La longitud del retacado (T) constituye un parámetro crítico para el control de la energía explosiva y la eficiencia de la fragmentación. Su dimensionamiento se determina mediante la siguiente relación fundamental:

$$T = 10\phi_1$$

Donde:

T : representa la longitud del retacado, expresada en las mismas unidades que el diámetro ϕ_1 corresponde al diámetro del taladro cargado

Esta ecuación establece una relación de proporcionalidad directa entre el diámetro de perforación y la longitud de material de retacado requerida, garantizando un confinamiento adecuado de los gases explosivos y optimizando la transferencia de energía al macizo rocoso.

Arrastres

El burden (B) para taladros de arrastre dispuestos en filas se determina mediante una adaptación de la fórmula utilizada en voladuras de banco, donde la altura del banco se sustituye por el avance del disparo (X) en el contexto subterráneo. La expresión fundamental es:

$$B = 0,9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Dónde:

f = Factor de fijación, que adopta un valor de 1.45 para considerar el efecto gravitacional y la secuencia de retardos entre taladros.

S/B = Relación espaciamento-burden, que generalmente se establece en 1 para optimizar el patrón de fragmentación.

$\bar{C}$ = Constante de roca corregida

$\bar{C} = c + 0,05$ para burden $\geq 1,4$ m

$\bar{C} = c + 0,07/B$ para burden $< 1,4$ m

En los taladros de arrastre es esencial incorporar un ángulo de realce (γ) o inclinación hacia la cavidad preexistente, con el fin de garantizar un hueco suficiente que facilite el emboquille de la próxima perforadora en el ciclo siguiente. Para un avance típico de 3 metros, un ángulo de 3° (equivalente a 5 cm por metro de profundidad) se considera adecuado en la mayoría de los casos. Este valor puede ajustarse según las características específicas del equipo de perforación (ej.: longitud de los brazos, espacio de operación).

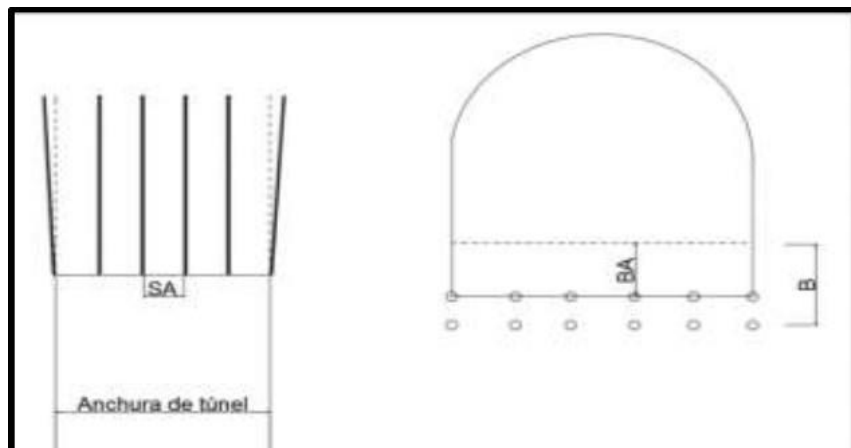
El número de taladros vendrá dado por:

$$NT = \left[\frac{AT + 2L \times \text{sen} \gamma}{B} + 2 \right]$$

Dónde:

AT = anchura de la labor (m).

Figura 7. Geometría de los taladros de arrastres (vista en planta)



El espaciamiento práctico se ajusta considerando la longitud del taladro (L) y el ángulo de realce (γ), mediante la expresión:

$$S'A = SA - L \times \text{sen} \gamma$$

Donde SA es el espaciamiento teórico inicial.

El burden práctico incorpora correcciones por el ángulo de realce (γ) y el error de perforación (EP):

$$BA = B - L \times \text{sen} \gamma - EP$$

Donde

- B = Burden teórico,
- $EP = \alpha \cdot L + e$ (error total de perforación).

Carga de fondo y columna: En la práctica, se suelen utilizar longitudes iguales para ambas, garantizando una distribución uniforme de la energía.

Restricción crítica: El burden teórico debe cumplir la condición: $B \leq 0,6 L$.

Esta relación asegura que la energía del explosivo se confine adecuadamente, evitando sobreexcavación y mejorando la fragmentación.

Núcleo

El cálculo del esquema de taladros del núcleo se basa en una metodología similar a la empleada para los taladros de arrastre, pero con ajustes críticos en los parámetros de confinamiento y distribución de energía. A diferencia de los arrastres,

el núcleo requiere un factor de fijación (f) entre 1.0 y 1.2 —reflejando su mayor grado de confinamiento— y una relación espaciamento-burden (S/B) de 1.0 a 1.1, lo que implica una proximidad mayor entre taladros para garantizar la fragmentación en condiciones de restricción volumétrica. La ecuación fundamental para el burden (B) mantiene la forma, donde la concentración lineal de carga (q) y la potencia del explosivo ($RWSANFO$) se adaptan a la densidad de la roca (ρ_r). Adicionalmente, se impone la restricción geométrica $B \leq 0.5 \cdot L$ —más estricta que en arrastres— para evitar la subvoladura y asegurar la rotura completa del núcleo. Estos criterios técnicos responden a la necesidad de manejar energías de voladura concentradas en zonas donde la ausencia de caras libres exige una mayor precisión en el diseño.

Tabla 18. Factores de fijación y relación

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación " f "	Relación S/H
Hacia Arriba y Horizontalmente	1,45	1,25
Hacia Abajo	1,20	1,25

En voladuras subterráneas, la concentración de carga de columna debe ser el 50% de la carga de fondo ($q_c = 0.5 \cdot q_f$) para todos los tipos de taladros. Este principio garantiza una distribución óptima de energía: la carga de fondo fractura la zona de mayor confinamiento, mientras la carga de columna extiende controladamente la fragmentación, minimizando proyecciones y daños al macizo rocoso.

Contorno

Para los taladros de contorno, la concentración de carga de columna (q_c) debe ser igual al **50% de la concentración de carga de fondo (q_f)** en todos los casos, garantizando una distribución de energía que minimice el daño al macizo rocoso circundante. Cuando no se utiliza voladura controlada (ej.: recorte o smooth blasting),

el diseño sigue los criterios de los taladros de arrastre, pero con parámetros específicos:

Factor de fijación $f=1.2$ (mayor confinamiento por proximidad a las paredes).

Relación espaciamento-burden $S/B=1.25$ (mayor espaciamento relativo para reducir densidad de energía).

En voladuras controladas (precorte o recorte), el espaciamento entre taladros (SC) se calcula mediante:

$$SC = K\phi$$

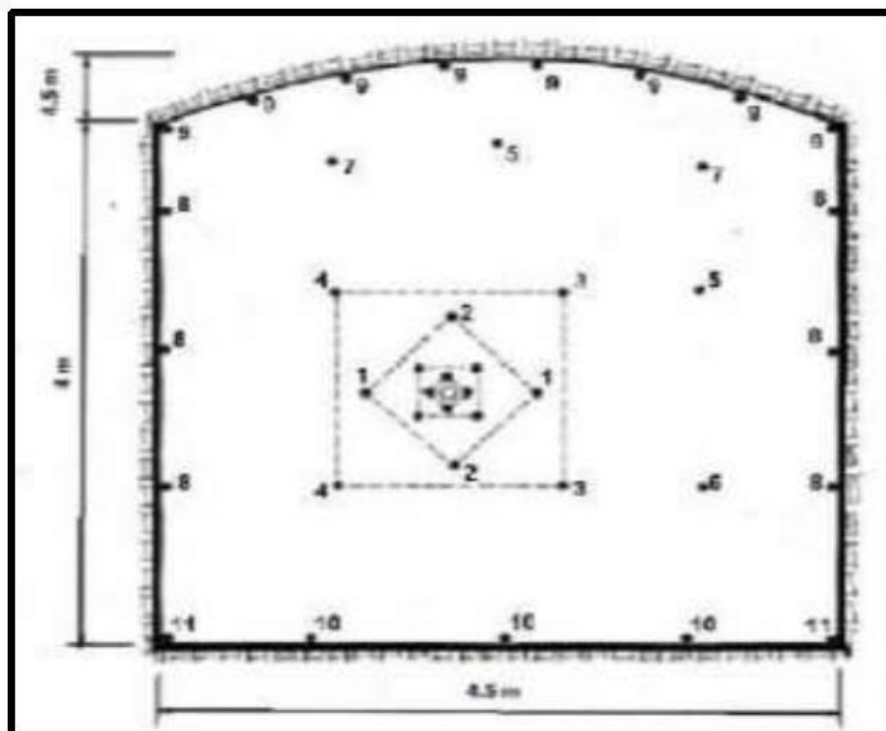
Dónde:

$K=15$ a 16 (constante que depende de la roca y el tipo de explosivo),

ϕ = Diámetro del taladro (en metros).

Este enfoque asegura una perforación lineal precisa y reduce la sobrerotura, preservando la estabilidad del contorno de la excavación

*Figura 8. Diseño de malla de perforación & voladura, por metodología sueca
Sección: 4,5 x 4,5 m.*



2.2.6. Perforación

Concepto

La perforación constituye una operación esencial en la industria minera, caracterizada por la creación sistemática de orificios de diámetro controlado en el macizo rocoso mediante equipos especializados de accionamiento mecánico, hidráulico o térmico. Estas perforaciones, denominadas técnicamente taladros, funcionan como receptáculos para la posterior colocación de cargas explosivas, cuyo propósito es fragmentar la roca de manera controlada para permitir la construcción de infraestructura subterránea (túneles, galerías) y la extracción de minerales.

La optimización de este proceso se fundamenta en el análisis de parámetros geomecánicos del macizo rocoso -incluyendo su resistencia, competencia y densidad de discontinuidades- integrados con criterios de diseño geométrico como la distribución espacial de taladros (malla de perforación). Esta aproximación técnica garantiza tanto la eficiencia energética de la voladura subsiguiente como la preservación de la estabilidad estructural de las excavaciones. La ejecución precisa de las operaciones de perforación se erige, en consecuencia, como un factor crítico para asegurar la productividad operacional y mantener los más altos estándares de seguridad en el desarrollo de proyectos mineros.

Tipos de perforación Perforación por rotación:

Este método utiliza un empuje axial y torque aplicados mediante una broca, transmitidos a través de un tubo de perforación que gira y presiona la broca contra la roca. Su objetivo es actuar sobre múltiples puntos del fondo del barreno, fragmentando la roca de manera continua y uniforme. Es ideal para rocas blandas a medianamente duras.

Perforación por percusión:

Se basa en el impacto de un pistón que golpea la culata de la barra, transmitiendo energía cinética en forma de onda de choque a través del varillaje hasta

la broca. La onda se desplaza a alta velocidad y su forma depende del diseño del pistón. Este método es eficaz en rocas duras y fracturadas.

Perforación por rotopercusión:

La perforación por rotopercusión representa un método tecnológicamente avanzado que integra simultáneamente dos mecanismos cinéticos: la percusión axial y el movimiento rotacional. En este sistema, un martillo hidráulico o neumático genera impactos de alta frecuencia que se transmiten a través del conjunto de barras hasta la broca de corte, mientras un mecanismo independiente imprime un giro continuo que permite la redistribución sistemática de los puntos de impacto en el frente de ataque.

Esta sinergia operacional presenta ventajas significativas en macizos rocosos de consistencia media a alta, donde se manifiesta mediante:

Incremento sustancial en las tasas de penetración Optimización del consumo energético por volumen de roca fragmentada

Reducción del desgaste en componentes críticos del equipo Mayor precisión en la trayectoria de perforación

La eficiencia del sistema radica en la complementariedad de ambos movimientos: mientras la percusión genera microfisuras mediante carga dinámica, la rotación garantiza la remoción efectiva del material fragmentado y la exposición continua de superficies vírgenes al mecanismo de fractura.

Equipos Rotopercutivos con Martillo en Cabeza

Los equipos rotopercutivos con martillo en cabeza se caracterizan por generar las acciones de rotación y percusión en el exterior del barreno. En este sistema, la energía es transmitida a través de una espiga y el varillaje hasta alcanzar la broca de perforación. Los martillos pueden emplear accionamiento neumático (utilizando aire comprimido) o hidráulico (mediante fluidos a presión), lo que les confiere versatilidad en diferentes condiciones de operación. Si bien este diseño es adecuado para perforaciones de profundidad moderada y rocas con dureza variable, presenta la desventaja de una pérdida significativa de energía durante la transmisión a través de

los componentes mecánicos, lo que puede reducir su eficiencia en aplicaciones que exigen mayor potencia o profundidad.

Equipos Rotopercutivos con Martillo en Fondo (DTH)

Los equipos con martillo en fondo (conocidos como DTH, por sus siglas en inglés *Down-The-Hole*) posicionan el mecanismo de percusión directamente sobre la broca, dentro del barreno, mientras que la rotación se controla desde el exterior. Esta configuración permite una transmisión más eficiente de la energía, minimizando las pérdidas y aumentando la velocidad de perforación, especialmente en rocas duras y operaciones de gran profundidad. No obstante, estos sistemas suelen implicar un mayor costo inicial y requieren mantenimiento especializado, debido a la complejidad de sus componentes y a las condiciones extremas en las que operan. Por ello, son ampliamente preferidos en proyectos que demandan alto rendimiento y precisión en macizos rocosos competentes.

Principios de la perforación

La perforación rotopercutiva se fundamenta en cuatro principios operativos esenciales:

Percusión:

Los impactos generados por el golpeteo del pistón producen ondas de choque que se transmiten a la broca. En los sistemas de martillo en cabeza, esta energía se transmite a través del varillaje, mientras que en los sistemas de martillo en fondo (DTH), los impactos actúan directamente sobre la broca. Este mecanismo permite la fragmentación inicial de la roca mediante esfuerzos de compresión y cizallamiento.

Rotación:

Mediante un movimiento de giro continuo, se hace rotar la broca para que los impactos de percusión se distribuyan en diferentes posiciones de la superficie rocosa. Esto asegura una fragmentación uniforme y evita el desgaste localizado de la herramienta de corte.

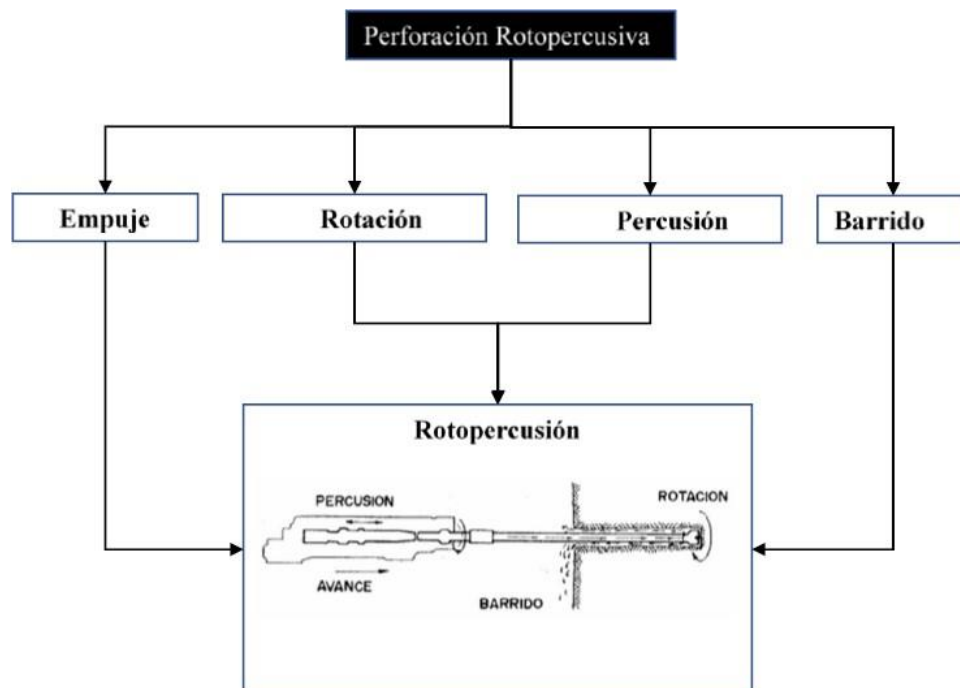
Empuje:

Se aplica una fuerza axial sobre la sarta de perforación para mantener el contacto constante entre la broca y el fondo del barreno. Este empuje optimiza la transferencia de energía y previene la pérdida de eficiencia por rebotes o vibraciones.

Barrido:

Un fluido de barrido (aire comprimido, agua o lodos) se inyecta a través del varillaje para extraer el detritus (finos de roca) desde el fondo del barreno. Este proceso garantiza la limpieza del área de perforación, reduce el desgaste de la broca y mejora la velocidad de avance.

Figura 9. Principios de la perforación

**Calidad de la perforación**

La calidad de la perforación se define por cuatro condiciones críticas: diámetro, longitud, rectitud y estabilidad del taladro, cada una de las cuales incide directamente en la eficiencia y seguridad de la voladura.

Diámetro:

El diámetro del taladro depende de la aplicación específica, siendo generalmente más adecuado y económico utilizar el menor diámetro factible. Esto minimiza el consumo de explosivo, reduce la energía requerida en la perforación y mejora la precisión en la distribución de la carga.

Longitud:

La longitud del taladro influye en la selección de la capacidad del equipo perforador y determina el avance del disparo (profundidad de excavación por ciclo). Longitudes mayores exigen equipos con mayor empuje y estabilidad, así como un control riguroso de la desviación.

Rectitud:

La rectitud varía según el tipo de roca, el método de perforación y las características del equipo. Es esencial lograr la mayor rectitud y alineación posible para garantizar que el explosivo se distribuya de manera uniforme y que exista paralelismo entre taladros, facilitando la interacción de las cargas explosivas y optimizando la fragmentación. Desviaciones excesivas pueden causar sobre-excavación o áreas no voladas.

Estabilidad:

Los taladros deben mantenerse abiertos y estables hasta el momento de la voladura. En terrenos sueltos o fracturados, puede ser necesario revestirlos con tubos especiales para evitar su desmoronamiento. La estabilidad asegura que la carga explosiva se coloque correctamente y que la energía se libere de manera controlada.

Impacto en la voladura:

Una perforación de alta calidad —con diámetro adecuado, longitud óptima, rectitud precisa y estabilidad garantizada— maximiza la eficiencia de la voladura, reduce costos operativos y minimiza riesgos geotécnicos.

2.2.7. Explosivos

Concepto

Los explosivos se definen como sustancias o mezclas de composición química controlada -presentes en estado sólido, líquido o gaseoso- cuya característica fundamental es la capacidad de experimentar una transformación termoquímica extremadamente rápida mediante reacciones de óxido-reducción (redox). Esta conversión energética, que ocurre en escalas temporales del orden de microsegundos, genera una liberación súbita de energía térmica y cinética, acompañada de la producción de gases a alta presión y temperatura, junto con residuos condensados. La velocidad de descomposición, superior a la del sonido en el medio material, los clasifica técnicamente como materiales de alta energía con aplicaciones específicas en fragmentación de rocas.

Propiedades de los explosivos

a. Velocidad de detonación

Es la rapidez con la que la onda de detonación se propaga a lo largo de una columna explosiva. Según Castilla (2013), los explosivos comerciales presentan valores de VOD que oscilan entre **1,500 m/s y más de 7,100 m/s**. Esta propiedad determina la eficiencia energética del explosivo y su capacidad para fracturar diferentes tipos de roca, siendo clave en el diseño de voladuras.

b. Densidad

Es una propiedad física que se expresa en gramos por centímetro cúbico (gr/cc) y representa la relación entre su masa y volumen, tomando como referencia la densidad del agua. En la práctica, la mayoría de los explosivos comerciales presentan densidades que oscilan en un rango de 0,8 gr/cc a 1,6 gr/cc. Este parámetro influye directamente en la energía volumétrica del explosivo y su capacidad de fragmentación, siendo crucial para calcular la concentración de carga por metro lineal en los taladros.

c. Presión de detonación

Es la presión generada en la zona de reacción química inmediatamente detrás del frente de detonación, específicamente en el plano Chapman-Jouguet, donde se alcanzan las condiciones termodinámicas de equilibrio. Este parámetro es un indicador crítico de la capacidad de trabajo del explosivo, ya que determina su eficacia para fracturar y desplazar el macizo rocoso. Una mayor presión de detonación se correlaciona con un mayor poder de rotura y fragmentación, siendo esencial para la selección técnica de explosivos en función de las propiedades mecánicas de la roca.

d. Resistencia al agua

Es la capacidad de un explosivo para mantener sus propiedades físico-químicas y desempeño detonante tras estar expuesto a condiciones de humedad o inmersión. Esta propiedad se cuantifica mediante el tiempo máximo (en horas) que el explosivo puede permanecer sumergido en agua estática sin degradarse, perder sensibilidad o reducir su velocidad de detonación.

Explosivos con alta resistencia al agua son esenciales en operaciones mineras subterráneas con presencia de aguas freáticas o en ambientes húmedos, donde la estabilidad del producto garantiza la seguridad y eficiencia de la voladura.

e. Sensibilidad

Es una propiedad crítica que define su capacidad para detonar ante un estímulo externo, como impacto, calor o una onda de choque. Esta característica varía según la composición química y estructura física del material: explosivos gelatinosos, por ejemplo, suelen iniciarse con detonadores convencionales, mientras que agentes explosivos como el ANFO requieren multiplicadores o cebos de alto rendimiento debido a su

menor sensibilidad. La correcta evaluación de esta propiedad es fundamental para garantizar una iniciación confiable, así como para establecer protocolos seguros de manejo, almacenamiento y transporte, minimizando riesgos de accidentes por iniciación accidental.

f. Emanación de gases

Tras la detonación de explosivos comerciales se genera principalmente compuestos no tóxicos, como dióxido de carbono (CO_2), nitrógeno (N_2) y vapor de agua (H_2O). Sin embargo, en menores proporciones también se producen gases altamente tóxicos, como el monóxido de carbono (CO) y los óxidos de nitrógeno (NO_x), los cuales representan riesgos críticos para la salud y seguridad en espacios confinados. La ventilación adecuada y el monitoreo atmosférico post-voladura son esenciales para mitigar la exposición a estos subproductos peligrosos, garantizando condiciones seguras para el personal y cumpliendo normativas ambientales.

g. Inflamabilidad

Describe la susceptibilidad de un explosivo o agente de voladura a encenderse o combustionar cuando se expone a una fuente de calor externa. Esta propiedad es determinante para evaluar riesgos durante el almacenamiento,

transporte y manipulación, ya que materiales con alta inflamabilidad pueden activarse accidentalmente en entornos con temperaturas elevadas, chispas o llamas abiertas. La clasificación de inflamabilidad influye en la selección de medidas de seguridad, como el control de temperaturas en almacenes, el uso de equipos antichispas y la prohibición de fuentes de ignición en zonas de manejo de explosivos.

h. Estabilidad química

Es la capacidad de un explosivo para conservar sus propiedades fisicoquímicas y performance detonante durante su almacenamiento, sin sufrir descomposición, segregación o degradación prematura. Los explosivos industriales modernos están diseñados para exhibir alta estabilidad bajo condiciones controladas de empaque, humedad y temperatura, lo que permite su almacenamiento seguro por períodos prolongados. Factores como la exposición a calor extremo, humedad o contaminantes pueden comprometer esta estabilidad, generando riesgos de combustión espontánea o pérdida de eficacia. Por ello, el manejo y almacenamiento deben seguir normativas estrictas que aseguren la integridad del producto hasta su uso.

2.2.8. Tipos de explosivos

Tenemos los siguientes tipos de explosivos:

Emulnor

Emulnor es una emulsión explosiva encartuchada que se distingue por integrar seguridad, alta potencia y resistencia al agua en su diseño, lo que la convierte en una alternativa técnica superior a las dinamitas convencionales. Gracias a su formulación química avanzada, genera una menor proporción de gases tóxicos tras la detonación —como monóxido de carbono y óxidos de nitrógeno—, mejorando así las condiciones ambientales y de seguridad en espacios confinados. Su aplicación es versátil y se adapta a todo tipo de trabajos de voladura, desde minería subterránea hasta obras civiles, con un modo de uso similar al de los explosivos tradicionales, pero con ventajas operativas significativas como una mayor estabilidad en almacenamiento, menor sensibilidad a estímulos accidentales y un desempeño confiable en condiciones de humedad. Estas características la posicionan como una solución eficiente y sostenible para proyectos que exigen alto rendimiento y control de riesgos.

Figura 10. Emulnor



Características técnicas: Emulnor

Tabla 19. Características técnicas Emulnor

	UNIDAD	EMULNOR 500	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000
Densidad relativa	g/cm ³	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación confinado (*)	m/s	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
Velocidad de detonación sin confinar (**)	m/s	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación	kbar	44	95	93	88
Energía	kcal/kg	628	785	920	1010
Volumen normal de gases	l/kg	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (***)	%	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (***)	%	77	120	142	159
Sensibilidad al Fulminante	---	Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8
Resistencia al agua	---	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	---	Clase 1	Clase 1	Clase 1	Clase 1

(*) Velocidad de detonación en tubo de fierro de 1 ½ pulgadas de diámetro.

(**) Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.

(***) Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Dinamita Pulverulenta

La Dinamita Pulverulenta constituye un explosivo de aplicación polivalente en operaciones de minería superficial, subterránea y proyectos de ingeniería civil. Su composición le confiere características técnicas particularmente efectivas para la voladura en macizos rocosos de consistencia blanda a media, determinadas por su baja velocidad de detonación (VOD) y su elevada sensibilidad al transmitir el frente de detonación entre cartuchos (simpatía).

Estas propiedades físico-químicas permiten su implementación especializada en técnicas de voladura controlada o amortiguada, donde mediante la intercalación estratégica de espaciadores inerte se regula la concentración lineal de carga explosiva. Esta metodología de carga desacoplada posibilita una distribución optimizada de energía en el macizo rocoso, reduciendo significativamente el área de fisuración periférica y minimizando el daño geomecánico en la roca remanente.

Su composición pulverulenta facilita una liberación de energía progresiva, ideal para proyectos que requieren precisión en la fragmentación y control de vibraciones. Sin embargo, su menor resistencia al agua y sensibilidad al impacto exigen manejo con protocolos estrictos de seguridad.

Características técnicas: Dinamita Pulverulenta

Tabla 20. Características técnicas Dinamita Pulverulenta

		UNIDAD	DINAMITA PULVERULENTE 45 S	DINAMITA PULVERULENTE 45	DINAMITA PULVERULENTE 65
Densidad relativa		g/cm ³	1,08 ± 0,1	1,09 ± 0,1	1,10 ± 0,1
Velocidad de detonación	Confinado (*)	m/s	3 700 ± 300	5 000 ± 300	5 200 ± 300
	Sin confinar (**)	m/s	2 000 ± 300	3 300 ± 300	3 500 ± 300
Presión de detonación		kbar	37	68	74
Potencia relativa en peso (***)		%	50	58	60
Fuerza Hess		mm	16	18	21
Resistencia al agua		---	Baja	Baja	Baja
Categoría de humos		---	Clase 1	Clase 1	Clase 1

(*) Velocidad de detonación en tubo de fierro de 1 ½ pulgadas de diámetro.

(**) Velocidad de detonación como cartucho de 7/8 pulgadas de diámetro.

(***) Potencia relativa referida a la Gelatina explosiva (Trauzl) con potencia convencional de 100.

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Figura 11. Dynamita Pulverulenta



Dynamita Semigelatina

Es un explosivo fabricado a base de nitroglicerina, diseñado para ofrecer un alto poder rompedor y una buena resistencia al agua. Su sensibilidad le permite ser iniciada eficazmente con un fulminante común N° 6, lo que facilita su uso en condiciones diversas. Este explosivo se emplea en una amplia gama de aplicaciones, incluyendo minería superficial, minería subterránea y obras civiles, mostrando un rendimiento especialmente eficaz en rocas de dureza intermedia a dura. Gracias a su capacidad para generar una fragmentación adecuada y controlada, es una opción confiable en proyectos que demandan precisión y potencia. Sin embargo, debido a su composición sensible, requiere manejo con estrictos protocolos de seguridad para evitar riesgos de iniciación accidental.

Características técnicas Dynamita Semigelatina

Tabla 21. Características técnicas Dinamita Semigelatina

		UNIDAD	DINAMITA SEMIGELATINA 45	DINAMITA SEMIGELATINA 65	DINAMITA SEMIGELATINA 80
Densidad relativa		g/cm ³	1,12 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación	Confinado (*)	m/s	5 200 ± 300	5 400 ± 300	5 600 ± 300
	Sin confinar (**)	m/s	3 500 ± 300	3 700 ± 300	3 900 ± 300
Presión de detonación		kbar	76	83	91
Potencia relativa en peso (***)		%	65	70	75
Fuerza Hess		mm	22	22	23
Volumen normal de gases		l/kg	880	910	920
Resistencia al agua		---	Buena	Buena	Buena
Categoría de humos		---	Clase 1	Clase 1	Clase 1

(*) Velocidad de detonación en tubo de fierro de 1 ½ pulgadas de diámetro.

(**) Velocidad de detonación como cartucho de 7/8 pulgadas de diámetro.

(***) Potencia relativa referida a la Gelatina explosiva (Trauzl) con potencia convencional de 100.

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Figura 12. Dinamita Semigelatina



Dinamita Gelatina

Es un explosivo de alta potencia ampliamente utilizado en voladuras de rocas con dureza intermedia a muy dura, tanto en minería subterránea y superficial como en obras de construcción civil. Destaca por su alta densidad, elevada velocidad de detonación (VOD) y excepcional resistencia al agua, propiedades que derivan de su composición gelificada basada en nitroglicerina. Su aplicación es ideal como carga de arrastre en taladros húmedos, voladuras de arranque en macizos rocosos competentes y como cartucho cebo para iniciar columnas de ANFO en taladros de diámetro pequeño a intermedio. Pese a su eficacia, requiere un manejo riguroso

debido a su sensibilidad a impactos y fricción, así como condiciones de almacenamiento controladas para prevenir riesgos de estabilidad química.

Características técnicas Dinamita Gelatina

Tabla 22. Características técnicas Dinamita Gelatina

		UNIDAD	DINAMITA FAMESA GELATINA 75	DINAMITA FAMESA GELATINA 80
Densidad relativa		g/cm ³	1,20 ± 0,1	1,22 ± 0,1
Velocidad de detonación	Confinado (*)	m/s	5 700 ± 300	5 800 ± 300
	Sin confinar (**)	m/s	4 000 ± 300	4 100 ± 300
Presión de detonación		kbar	97	105
Potencia relativa en peso (***)		%	75	78
Fuerza Hess		mm	23	25
Volumen normal de gases		l/kg	860	890
Resistencia al agua		---	Excelente	Excelente
Categoría de humos		---	Clase 1	Clase 1

(*) Velocidad de detonación en tubo de hierro de 1 ½ pulgadas de diámetro.

(**) Velocidad de detonación como cartucho de 7/8 pulgadas de diámetro.

(***) Potencia relativa referida a la Gelatina explosiva (Trauzl) con potencia convencional de 100.

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Figura 13. Dinamita Gelatina



Emulgran

Es una emulsión explosiva diseñada específicamente para su uso como carga de columna en taladros con diámetros superiores a 3 pulgadas (76 mm) y en condiciones de inundación o presencia de agua abundante que no puede ser evacuada. Su formulación ofrece una alta resistencia hidrostática y estabilidad en entornos saturados, lo que permite su aplicación en minería subterránea y a cielo abierto donde la carga mecanizada no es viable. Con una alta densidad y energía volumétrica, optimiza la fragmentación en macizos rocosos competentes, manteniendo su desempeño incluso en taladros inundados.

Además, es compatible con sistemas de iniciación convencionales y ofrece mayor seguridad debido a su baja sensibilidad a impactos y fricción. Sin embargo, requiere carga manual o neumática en taladros no mecanizables y no es aplicable para diámetros inferiores a 3 pulgadas debido a su viscosidad.

Características técnicas: Emulgran

Tabla 23. Características técnicas Emulgran

	UNIDAD	EMULGRAN 300	EMULGRAN 600
Densidad relativa	g/cm ³	1,25 ± 0,1	1,28 ± 0,1
Velocidad de detonación (*)	m/s	5 500 ± 300	4 900 ± 300
Presión de detonación	kbar	95	77
Energía	kcal/kg	790	980
Volumen de gases	l/kg	965	920
Potencia relativa en peso (**)	(%)	88	109
Potencia relativa en volumen (**)	(%)	134	170
Sensibilidad al Booster HDP	---	150 g (1/3 libra)	150 g (1/3 libra)
Resistencia al agua	---	Excelente	Excelente

(*) Velocidad de detonación confinado en tubo de hierro de 6 pulgadas de diámetro.

(**) Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Figura 14. Emulgran



Emulfan

Es un agente explosivo formulado para condiciones críticas de humedad, diseñado para su uso como carga de fondo o columna en taladros de diámetros intermedios (2-4 pulgadas) donde exista agua abundante que no pueda evacuarse.

Su alta resistencia hidráulica le permite mantener estabilidad y rendimiento en entornos saturados, siendo ideal para minería subterránea con filtraciones o obras civiles en condiciones húmedas. Compatible con iniciadores convencionales y con baja sensibilidad a impactos, ofrece una alternativa segura y eficaz a explosivos tradicionales, aunque no se recomienda para diámetros inferiores a 2 pulgadas debido a limitaciones de carga.

Características técnicas Emulfan

Tabla 24. Características técnicas Emulfan

	UNIDAD	EMULFAN 300 S	EMULFAN 600 S
Densidad relativa	g/cm ³	1,24 ± 0,1	1,28 ± 0,1
Velocidad de detonación (*)	m/s	5 500 ± 300	5 800 ± 300
Presión de detonación	kbar	94	108
Energía	kcal/kg	790	980
Volumen de gases	l/kg	965	920
Potencia relativa en peso (**)	(%)	88	109
Potencia relativa en volumen (**)	(%)	131	168
Sensibilidad al Booster HDP	---	150 g (1/3 libra)	150 g (1/3 libra)
Resistencia al agua	---	Excelente	Excelente

(*) Velocidad de detonación confinado en tubo de hierro de 6 pulgadas de diámetro.

(**) Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Figura 15. Emulfan



Emulsal

Es una emulsión explosiva encapsulada en una envoltura plástica y libre de aluminio, que destaca por integrar propiedades de seguridad, alta potencia,

resistencia al agua y baja toxicidad en los gases de voladura. Diseñado para uso en minería subterránea, a cielo abierto y obras civiles, es ideal para taladros en condiciones húmedas o saturadas, así como para voladuras de contorno donde se requiere minimizar el daño al macizo rocoso. Su formulación reduce significativamente la emisión de gases tóxicos como monóxido de carbono y óxidos de nitrógeno, mientras que su encapsulación asegura estabilidad y manejo seguro. Sin embargo, su aplicación está limitada a diámetros específicos y presenta un costo superior frente a explosivos convencionales como el ANFO.

Características técnicas Emulsal

Tabla 25. Características técnicas Emusal

		UNIDAD	EMUSAL 3000
Densidad relativa		g/cm ³	1,14 ± 0,1
Velocidad de detonación	Confinado (*)	m/s	5 700 ± 300
	Sin confinar (**)	m/s	4 400 ± 300
Presión de detonación		kbar	93
Energía		kcal/kg	920
Volumen normal de gases		l/kg	880
Potencia relativa en peso (***)		(%)	102
Potencia relativa en volumen (***)		(%)	142
Sensibilidad al Fulminante		---	N° 8
Resistencia al agua		---	Excelente
Categoría de humos		---	Clase 1

(*) Velocidad de detonación en tubo de fierro de 1 ½ pulgadas de diámetro.

(**) Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.

(***) Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Figura 16. Emulsal



Emulnor Bag

Desarrollado por FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C., es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que combina alta potencia, resistencia al agua y baja emisión de gases tóxicos, lo que la hace ideal para voladuras en minería subterránea, a cielo abierto y obras civiles con condiciones de humedad. Su diseño asegura estabilidad química, manejo seguro y compatibilidad con iniciadores convencionales, aunque su uso está optimizado para diámetros específicos y puede representar un mayor costo frente a explosivos tradicionales como el ANFO.

Características técnicas Emulnor Bag

Tabla 26. Características técnicas Emulnor Bag

		UNIDAD	EMULNOR BAG
Densidad relativa		g/cm ³	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación	Confinado (*)	m/s	5 500 ± 300
	Sin confinar (**)	m/s	4 200 ± 300
Presión de detonación		kbar	88
Energía		kcal/kg	1010
Volumen normal de gases		l/kg	870
Potencia relativa en peso (***)		%	112
Potencia relativa en volumen (***)		%	159
Sensibilidad al Fulminante		---	Nº 8
Resistencia al agua		---	Excelente
Categoría de humos		---	Clase 1

(*) Velocidad de detonación en tubo de fierro de 1 ½ pulgadas de diámetro.

(**) Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.

(***) Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Figura 17. Emulnor Bag



Agentes de voladura

Emulsión gasificable – SAN G Apu

Es una emulsión explosiva gasificable diseñada específicamente para minería superficial, optimizada para operar en un rango de temperaturas entre 0°C y 40°C, lo que la hace ideal para condiciones climáticas variables propias de operaciones a cielo abierto. Su formulación garantiza alta energía liberada y estabilidad térmica, asegurando una fragmentación eficiente en macizos rocosos de media a alta dureza, mientras reduce la emisión de gases tóxicos. Sin embargo, su uso está restringido a taladros de gran diámetro en ambientes exteriores, no siendo apta para minería subterránea o temperaturas extremas fuera de su rango operativo.

Características técnicas: Emulsión gasificable – SAN G Apu

Tabla 27. Características técnicas: Emulsión gasificable – SAN G Apu

Velocidad de detonación de la matriz sensibilizada (**)	m/s	4 800 a 6 000
Presión de detonación	Kbar	47 a 99
Energía	kcal/kg	805
Volumen normal de gases	l/kg	1 025
Potencia relativa en peso (***)	(%)	90
Potencia relativa en volumen (***)	(%)	152
Resistencia al agua	---	Excelente
Categoría de humos	---	Clase 1
Diámetro crítico	mm	76 (3 pulgadas)
Tiempo de permanencia en el taladro	días	7

(*) Medido en el viscosímetro BROOKFIELD HA DVII a 50 RPM.

(**) VOD sin confinar en diámetro de 12 ¼ pulgadas a una densidad de 1,10 g/cm³.

(***) Potencias relativas referidas al ANFO, con potencia convencional de 100.

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

	UNIDAD	SAN-G APU
Densidad relativa de la matriz	g/cm ³	1,32 ± 3%
Densidad relativa de la matriz sensibilizada	g/cm ³	0,80 a 1,20
Viscosidad de la matriz en condiciones normales (*)	cP	Min. 12 000

Figura 18. Emulsión gasificable – SAN G Apu



SAN G Aurum

Es una emulsión explosiva versátil diseñada para operar en condiciones exigentes de minería subterránea, obras civiles y tunelería, con un rango de temperatura de -5°C a 40°C y resistencia al agua que la hace adecuada para entornos húmedos o con presencia de agua freática. Su formulación ofrece alta densidad y energía para una fragmentación eficiente en rocas de media a alta dureza, mientras reduce la emisión de gases tóxicos, cumpliendo con normativas de seguridad y sostenibilidad. Sin embargo, no se recomienda para taladros de diámetro inferior a 2 pulgadas y requiere verificación de compatibilidad con sistemas de iniciación en condiciones de humedad extrema.

Características técnicas: SAN G Aurum

Tabla 28. Características técnicas: SAN G Aurum

	UNIDAD	SAN-G AURUM
Densidad relativa de la matriz	g/cm ³	1,38 ± 3%
Densidad relativa de la matriz sensibilizada	g/cm ³	0,90 a 1,20
Viscosidad de la matriz en condiciones normales (*)	cP	Min. 10 000
Velocidad de detonación de la matriz sensibilizada (**)	m/s	3 500 a 4 500
Presión de detonación	Kbar	32 a 63
Energía	kcal/kg	710
Volumen normal de gases	l/kg	988
Potencia relativa en peso (***)	(%)	79
Potencia relativa en volumen (***)	(%)	133
Resistencia al agua	---	Excelente
Categoría de humos	---	Clase 1
Diámetro crítico	mm	32 (1 1/4 pulgadas)
Tiempo de permanencia en el taladro	días	1

(*) Medido en el viscosímetro BROOKFIELD HA DVII a 50 RPM.

(**) Confinado en tubo de PVC de 1 ½ pulgadas de diámetro.

(***) Potencias relativas referidas al ANFO, con potencia convencional de 100.

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Figura 19. SAN G Aurum



Superfam DOS®

Es un agente explosivo granular de alta calidad, compuesto por nitrato de amonio en *prills* grado ANFO, combustible líquido y un colorante identificador. Producido con equipos de precisión que garantizan una mezcla homogénea y estable, está diseñado para voladuras en minería a cielo abierto y obras civiles, especialmente en rocas de baja a media dureza. Aunque ofrece alta energía y compatibilidad con sistemas de carga mecánica, su baja resistencia al agua limita su uso a taladros secos, y requiere el apoyo de un cartucho cebo para una iniciación confiable.

Características técnicas: Superfam DOS®

Tabla 29. Características técnicas: Superfam DOS®

		UNIDAD	SUPERFAM DOS
Densidad aparente		g/cm ³	0,80 ± 0,05
Velocidad de detonación	Confinado en tubo de fierro de 2"	m/s	3 000 ± 300
	Confinado en tubo de fierro de 4"	m/s	4 000 ± 300
Energía teórica por peso		kcal/kg	932
Volumen normal de gases		l/kg	1056
Energía relativa	Por peso	%	100
	Por volumen	%	100
Presión de detonación		kbar	51
Resistencia al agua		---	Nula
Diámetro crítico		mm	38

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Figura 20. Características técnicas: Superfam DOS®



Sistema de iniciación Tradicionales/Convencionales

Mecha de Seguridad

Es un componente esencial en sistemas de iniciación tradicionales, consistiendo en un accesorio flexible con un núcleo central de pólvora que transmite fuego de manera uniforme a una velocidad de aproximadamente **1 cm/s** desde el punto de ignición hasta el fulminante. Diseñada para proporcionar un margen de escape seguro al operador, destaca por su flexibilidad, bajo costo y facilidad de uso en voladuras pequeñas o emergentes, sin depender de energía externa. Sin embargo, su baja precisión para voladuras secuenciales complejas, sensibilidad a condiciones ambientales como humedad o viento, y riesgo de daño mecánico durante la manipulación, limitan su aplicación a contextos específicos donde la simplicidad y economía son prioritarias.

Figura 21. Mecha de seguridad



Características técnicas:

Mecha de seguridad

Tabla 30. Características técnicas Mecha de Seguridad

	UNIDAD	MECHA DE SEGURIDAD BLANCA
Color de recubrimiento plástico	---	Blanco
Núcleo de pólvora	g/m	6,1 ± 0,7
Tiempo de combustión a.n.m.	s/m	160 ± 10
Diámetro externo	mm	5,2 ± 0,2
Impermeabilidad	---	Muy buena

a.n.m. = a nivel del mar

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Fulminante Común

Es un accesorio de voladura compuesto por una cápsula cilíndrica de aluminio que alberga un explosivo primario altamente sensible (como azida de plomo) y un explosivo secundario de alto poder (como pentrita). Diseñado para activarse mediante la chispa de una mecha de seguridad (con velocidad de combustión de ≈ 1 cm/s), genera una onda de choque capaz de iniciar cargas explosivas principales. Su simplicidad y bajo costo lo hacen ideal para minería artesanal, obras civiles con métodos tradicionales y como respaldo en contextos de recursos limitados. Sin embargo, su sensibilidad a impactos, fricción y humedad exige manipulación cuidadosa, y su falta de retardos limita su uso en voladuras secuenciales complejas.

Características técnicas: Fulminante Común

Tabla 31. Características técnicas: Fulminante Común

	UNIDAD	FULMINANTE COMÚN N° 6	FULMINANTE COMÚN N° 8
Longitud del fulminante	mm	45,0	45,0
Diámetro del fulminante	mm	6,3	6,3
Prueba de esopo, diámetro de perforación	mm	Min. 9,0	Min. 9,0
Volumen trauzl	cm ³	Min. 20,0	Min. 23,0
Resistencia a la humedad relativa del 100% por 24 horas	-	Detona	Detona
Resistencia al impacto 2kg/1m	-	No Detona	No detona
Sensibilidad a la chispa de la Mecha de Seguridad	-	Buena	Buena

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Figura 22. Características técnicas: Fulminante Común



CARMEX – Detonador Ensamblado

Es un sistema de iniciación utilizado en minería tradicional para garantizar voladuras seguras y eficientes. Ensamblado con máquinas neumáticas por personal especializado, asegura la hermeticidad de la conexión entre el fulminante, la mecha de seguridad y el conector, proporcionando resistencia a condiciones ambientales adversas. Ideal para minería a pequeña escala y obras civiles, su diseño prioriza la confiabilidad y simplicidad, aunque depende de equipos especializados para su ensamblaje y no permite secuencias complejas de retardos.

Características técnicas: CARMEX – Detonador Ensamblado

Tabla 32. Características técnicas: CARMEX – Detonador Ensamblado

	UNIDAD	EMULNOR 500	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000
Densidad relativa	g/cm ³	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación confinado (*)	m/s	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
Velocidad de detonación sin confinar (**)	m/s	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación	kbar	44	95	93	88
Energía	kcal/kg	628	785	920	1010
Volumen normal de gases	l/kg	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (***)	%	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (***)	%	77	120	142	159
Sensibilidad al Fulminante	---	N° 8	N° 8	N° 8	N° 8
Resistencia al agua	---	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	---	Clase 1	Clase 1	Clase 1	Clase 1

(*) Velocidad de detonación en tubo de hierro de 1 ½ pulgadas de diámetro.

(**) Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.

(***) Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Figura 23. Características técnicas: CARMEX – Detonador Ensamblado



Mecha Rápida

Es un componente pirotécnico que genera una llama incandescente de alta temperatura durante su combustión, diseñada para activar de manera eficiente la masa pirotécnica del Conector para mecha rápida y asegurar el encendido confiable de la mecha de seguridad. Ideal para sistemas de iniciación tradicionales en minería a pequeña escala y canteras, ofrece resistencia a condiciones ambientales adversas como humedad moderada o viento. Sin embargo, su dependencia de conectores específicos, falta de retardos para voladuras secuenciales y necesidad de almacenamiento seco limitan su uso en operaciones que requieren alta precisión o entornos extremos.

Características técnicas: Mecha rápida

Tabla 33. Características técnicas: Mecha rápida

	UNIDAD	MECHA RÁPIDA Z-18
Color de la Mecha Rápida	---	Rojo
Material de la cobertura exterior	---	Plástico
Tiempo de combustión a.n.m.	s/m	35 ± 5
Diámetro externo	mm	2 ± 0,3
Peso total	g/m	Min. 6,0

a.n.m. = a nivel del mar

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Figura 24. Mecha rápida



Fanel

Es un accesorio de voladura diseñado con una manguera de alta resistencia a la tracción y abrasión, lo que lo hace ideal para aplicaciones en minería superficial, subterránea y obras civiles. Su robustez garantiza un desempeño confiable en condiciones adversas, mejorando la eficiencia, seguridad y productividad de las operaciones. Aunque su costo es superior al de mangueras convencionales y requiere cuidados específicos en almacenamiento, su versatilidad y adaptabilidad a diversos sistemas de iniciación y entornos lo convierten en una solución técnica preferente para proyectos que exigen máxima confiabilidad y reducción de riesgos operativos.

Características técnicas: Fanel

Tabla 34. Características técnicas: Fanel

• DEL FULMINANTE DE RETARDO			
		UNIDAD	FANEL
Diámetro		mm	7,3
Longitud		mm	60 / 68 / 88 / 92
Prueba de esopo, diámetro de perforación		mm	Min. 11,0
Volumen traúz		cm ³	Min. 34,0
Resistencia al impacto 2kg/1m		---	No detona
• DE LA MANGUERA FANEL			
		UNIDAD	FANEL
Material		---	Termoplástico flexible y de gran resistencia mecánica
Diámetro		mm	3,3 ± 0,2
Longitud		m	Variable
Color	Periodo corto	---	Rojo o Naranja
	Periodo largo	---	Amarillo
Velocidad de onda		m/s	2 000 ± 200

Figura 25. Fanel



2.2.9. Voladura de rocas

Es un proceso energético tridimensional donde explosivos confinados en taladros generan presiones extremas que liberan una alta concentración de energía en el macizo rocoso. Esta energía se manifiesta en dos efectos principales:

Fragmentación: Reducción del tamaño de la roca en partículas con una distribución granulométrica específica, controlada por parámetros como el tipo de explosivo, diseño de malla y propiedades de la roca.

Desplazamiento: Propulsión y redistribución de los fragmentos para formar pilas de escombros, facilitando su remoción en etapas posteriores.

La eficiencia del proceso depende críticamente de la interacción entre la energía liberada, la geometría de los taladros y el confinamiento geomecánico.

Factores que afectan al diseño de voladura

a. Factores que afectan al rendimiento de la voladura

El diseño y rendimiento de una voladura dependen de la interacción de múltiples factores técnicos, los cuales se categorizan en cuatro dimensiones críticas:

1. Factores Energéticos

Cantidad de energía: Volumen total de explosivo requerido para fragmentar y desplazar la roca.

Distribución de energía: Disposición de la carga en el taladro (carga de fondo, columna, y concentraciones específicas).

Confinamiento de energía: Grado de restricción de la roca alrededor del explosivo, que afecta la eficiencia de la liberación energética.

2. Factores Geométricos

Diámetro del barreno o carga: Influye en la densidad de energía y el burden. **Longitud del barreno:** Determina el avance por disparo y la distribución de carga.

Inclinación del barreno: Afecta la proyección de fragmentos y la estabilidad del frente.

Número y distribución de barrenos: Define la malla de perforación y la superposición de esfuerzos.

3. Factores Inherentes a la Roca

Densidad de la roca: Incide en la energía necesaria para fragmentar y desplazar el material.

Resistencia o dureza: Condiciona la selección del explosivo y su potencia.

Velocidad sísmica del macizo rocoso: Refleja la capacidad de transmisión de ondas de choque.

4. Factores Inherentes al Explosivo

Densidad del explosivo: Determina la energía por unidad de volumen. **Velocidad de detonación (VOD):** Define la rapidez de liberación energética. **Presión de detonación:** Indicador de la capacidad de fractura.

Potencia del explosivo: Relacionada con su capacidad de trabajo útil.

Carga de explosivo: Cantidad total por taladro y su distribución.

Secuenciación de la voladura: Orden de iniciación que controla la interacción entre taladros.

2.3. Definición de términos conceptuales

Booster HDP 1E-450g

También se denomina "cebo", es un explosivo de alta presión, densidad y velocidad de detonación compuesto de pentolita, diseñado para garantizar la iniciación confiable de explosivos menos sensibles como el ANFO o emulsiones. Con una densidad de $\approx 1.6 \text{ g/cm}^3$, velocidad de detonación superior a 7,000 m/s y presión de detonación mayor a 25 GPa, libera una onda de choque intensa que asegura la activación completa de cargas principales en voladuras de minería subterránea, a cielo abierto y en rocas competentes.

Aunque su costo es superior al de cebos convencionales y requiere manejo seguro por su alta sensibilidad, su eficiencia en condiciones adversas (humedad, confinamiento imperfecto) lo convierte en un componente crítico para optimizar la fragmentación y reducir riesgos de fallos en taladros de diámetro medio a grande.

Cebo

Es un iniciador compuesto por un explosivo de alta potencia (como dinamita o pentolita), un fulminante y un sistema de transmisión de ignición (mecha, cordón detonante o manguera no eléctrica), diseñado para generar una onda de choque que active explosivos menos sensibles como el ANFO o emulsiones. Según su preparación, se clasifica en cebo tradicional (dinamita + fulminante + mecha de seguridad) y cebo avanzado (explosivo potente + fulminante + cordón detonante/manguera no eléctrica). Su uso es crítico en minería subterránea, a cielo abierto y rocas competentes, donde asegura una detonación confiable incluso en

condiciones adversas como humedad o confinamiento imperfecto, aunque requiere manejo seguro debido a la sensibilidad de sus componentes.

Conector

Es un accesorio diseñado para complementar sistemas de iniciación con mecha rápida. Compuesto por un casquillo de aluminio ranurado cerca de su base, alberga en su interior una masa pirotécnica especial e impermeable al agua, que garantiza la transmisión confiable de la ignición incluso en condiciones de humedad. Su diseño permite enlazar de manera segura la mecha rápida con otros componentes, como mechas de seguridad o fulminantes, asegurando la continuidad del proceso de iniciación en entornos adversos. Es ampliamente utilizado en minería tradicional y obras civiles donde la simplicidad y resistencia al agua son prioritarias.

Cordón Detonante

Consiste en un cordón flexible con un núcleo sólido de explosivo de alto poder (como pentrita o hexógeno), caracterizado por su alta resistencia a la tensión y a la humedad. Con una velocidad de detonación que oscila entre 6,000 y 7,000 m/s, este accesorio se emplea para conectar y sincronizar múltiples cargas explosivas en voladuras secuenciales o de precisión. Su aplicación es clave en minería subterránea, a cielo abierto y obras de ingeniería civil que requieren coordinación temporal entre taladros, aunque exige manejo cuidadoso debido a su sensibilidad a impactos y fricción.

Dinamita

Es un explosivo sensible al fulminante, caracterizado por contener un compuesto sensibilizador como principal fuente de energía. En la mayoría de los casos, este sensibilizador es la nitroglicerina, mientras que los nitratos actúan como aditivos portadores de oxígeno para optimizar la reacción química. Su alta sensibilidad y potencia la hacen ideal para voladuras en rocas de media a alta dureza, aunque requiere manejo cuidadoso debido a su propensión a la degradación y sudoración de nitroglicerina en condiciones inadecuadas.

Explosivos

Son compuestos químicos susceptibles de sufrir una descomposición extremadamente rápida, generando en milisegundos grandes volúmenes de gases a temperaturas y presiones elevadas. Esta liberación súbita de energía produce efectos destructivos controlados, utilizados para fragmentar macizos rocosos en minería y construcción. Su eficacia depende de propiedades como la velocidad de detonación, densidad y estabilidad química, que determinan su aplicabilidad en diferentes contextos geomecánicos.

Fanel Dual

Es un sistema de iniciación no eléctrico compuesto por un fulminante de profundidad N°12, un fulminante de superficie N°3, una manguera de choque, una etiqueta identificatoria y un conector plástico tipo hongo. Diseñado con un retardo de 17 ms y una longitud estándar de 8 metros, ofrece precisión en secuencias de voladura y resistencia a interferencias electromagnéticas, siendo ideal para operaciones en entornos sensibles o con riesgo de electricidad estática.

Fulminante común

Consiste en una cápsula cilíndrica de aluminio cerrada en un extremo, que alberga dos cargas explosivas: un explosivo primario altamente sensible (como el azida de plomo) y un explosivo secundario de alto poder (como la pentrita). Activado por la chispa de una mecha de seguridad, genera una onda de choque capaz de iniciar explosivos menos sensibles. Su simplicidad y bajo costo lo hacen popular en minería artesanal, though requiere almacenamiento seco para evitar degradación.

Modelo KuzRam

Es una herramienta predictiva que combina las ecuaciones de Kuznetsov (para estimar el tamaño medio de fragmentación) y Rosin-Rammler (para describir la distribución granulométrica). A través de seis ecuaciones interrelacionadas, permite predecir la distribución de tamaños de fragmentos ("R") resultantes de una voladura, basándose en parámetros como la carga explosiva, propiedades de la roca y diseño

de la malla. Es ampliamente utilizado para optimizar la fragmentación y reducir costos operativos.

Proceso de Voladura

Engloba un conjunto de tareas secuenciales: transporte de explosivos y accesorios desde polvorines al frente de disparo, preparación preventiva del área, carguío de taladros, conexión de circuitos, verificación de medidas de seguridad, autorización formal y encendido del disparo. Cada etapa requiere supervisión rigurosa para garantizar eficiencia, minimizar riesgos y cumplir con normativas ambientales y de seguridad.

Software de Wipfrag

Es un software especializado en análisis de fragmentación de roca mediante procesamiento digital de imágenes. Ejecutable en dispositivos como computadoras portátiles, teléfonos inteligentes o tabletas, permite generar curvas granulométricas precisas a partir de fotografías de pilas de escombros post-voladura. Su versatilidad y rapidez lo convierten en una herramienta esencial para evaluar la eficiencia de voladuras, ajustar diseños y optimizar procesos productivos en minería y construcción.

2.4. Enfoque filosófico – epistémico

En el sistema de explotación minera, los procesos de perforación y voladura constituyen operaciones críticas, dada su directa influencia en la estabilidad geomecánica de las labores, la eficiencia fragmentación y los costos operativos. Su diseño debe, por tanto, fundamentarse en criterios técnicos rigurosos para mitigar riesgos como la inestabilidad del macizo rocoso, la sobreexcavación, los sobre costos y la demanda excesiva de sostenimiento.

En el Consorcio Minero Horizonte, se han identificado deficiencias en las operaciones de voladura, manifestadas como sobre-fragmentación y dilución de mineral. Esta problemática surge de la práctica actual de diseñar la malla de perforación basándose predominantemente en la experiencia empírica del personal, sin considerar parámetros geomecánicos del macizo rocoso, su calidad, y las

relaciones técnicas entre el número de taladros, la cantidad de explosivo y otros factores clave

Hipótesis General

Si influye el diagnóstico de los parámetros de perforación y voladura del crucero Cx 1160, N 2360 en la mejora y reducción de los costos en Compañía Minera Horizonte S.A.

Hipótesis específicas

Hipótesis específica a

El diagnóstico de los parámetros de perforación y voladura del crucero Cx 1160, N 2360, indica que se debe contar con un nuevo diseño de malla para mejorar y reducir los costos, en Compañía Minera Horizonte S.A.

Hipótesis específica b

La mejora de los parámetros de perforación y voladura del crucero Cx 1160, N 2360, implica menor cantidad de taladros y explosivos para mejorar y reducir los costos, en Compañía Minera Horizonte S.A.

***Identificación de variables* Variables para la hipótesis general**

Variable independiente

Diagnóstico de los parámetros de perforación y voladura.

Variable dependiente

Mejora y reducción de costos.

Variables para la hipótesis específicas

Variables para la hipótesis específica a

Variable independiente

Diagnóstico de los parámetros de perforación y voladura.

Variable dependiente

Nuevo diseño de malla de perforación. Variables para la hipótesis específica b

Variable independiente

Mejora de los parámetros de perforación y voladura.

Variable dependiente

Menor cantidad de taladros y explosivos.

Tabla 35. Operacionalización de variables e indicadores

OPERACIONALIZACION DE VARIABLES E INDICADORES				
VARIABLE	DEFINICION CONCEPTUAL	DEFINICION OPERACIONAL	DIMENCION	INDICADORES
Variables para la hipótesis general Variable independiente Diagnóstico de los parámetros de perforación y voladura. Variable dependiente Mejora y reducción de costos. Variables para la hipótesis específicas Variables para la hipótesis específica a Variable independiente Diagnóstico de los parámetros de perforación y voladura. Variable dependiente Nuevo diseño de malla de perforación. Variables para la hipótesis específica b Variable independiente Mejora de los parámetros de perforación y voladura. Variable dependiente Menor cantidad de taladros y explosivos.	Perforación: Es la primera actividad en el ciclo de minado, cuyo objetivo es realizar agujeros de forma cilíndrica en el macizo rocoso, donde serán colocados los explosivos. Voladura: Es la acción de fracturar o fragmentar la roca, mediante el empleo de explosivos.	En la investigación sobre diagnóstico de la perforación y voladura se realizará un diagnóstico, aspectos geomecánicos de la roca, mejoramiento y costos de estos procesos.	-geomecánica de la labor -Diagnostico -Mejoramiento -Costos	-Calidad de roca - Numero de taladros -Longitud de perforación -diámetro de perforación -Longitud de avance -Factor de avance -Factor de potencia -taladros perforados -Sección de la labor -malla de perforación -Tipo de explosivo -Accesorios - Distribución de la carga explosiva -Costos de voladura.

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1. Tipo de investigación

La presente investigación se clasifica como APLICADA, ya que se enfoca en evaluar parámetros específicos de perforación y voladura en el crucero CX 1160, N 2360, con el objetivo de optimizar resultados operativos en un contexto real. Este enfoque se sustenta en el marco metodológico propuesto por Baena (2017), quien destaca que este tipo de investigaciones tienen por finalidad abordar problemas prácticos mediante la implementación de conocimientos técnicos existentes, en lugar de generar teorías nuevas. La investigación utilizará datos empíricos, mediciones *in situ* y análisis comparativos para proponer mejoras concretas en la eficiencia de voladuras, reducción de costos y mitigación de impactos ambientales. (BAENA , 2017).

3.2. Nivel de investigación

Ahora se presenta un trabajo a nivel descriptivo-explicativo, orientada a caracterizar y examinar los parámetros de perforación y voladura en el crucero CX 1160, N 2360, con base en el enfoque metodológico de Hernández, Fernández y Baptista (2014). Este nivel permite documentar detalladamente las variables operativas —como diseño de malla, tipo de explosivo y secuencia de iniciación— y analizar su incidencia en la fragmentación, eficiencia y seguridad del proceso, con el

fin de generar propuestas de optimización sustentadas en evidencia empírica y teórica. (HERNANDEZ, FERNANDES, BAPTISTA, 2014)

3.3. Características de la investigación

El método de explotación predominante en el Consorcio Minero Horizonte S.A. corresponde al sistema de Corte y Relleno Ascendente. Esta técnica se implementa mediante la utilización de relleno hidráulico o detrítico como soporte estructural, ejecutándose de forma mecanizada con equipos de bajo perfil cuya selección se determina en función de las dimensiones geométricas del tajo.

3.4. Métodos de investigación

El estudio emplea el método científico con enfoque analítico-deductivo, según Bernal (2010), que combina la observación sistemática de parámetros de perforación y voladura en el crucero CX 1160, N 2360, el análisis de datos operativos y la deducción de relaciones causales para validar resultados mediante contrastación teórica y técnica. (BERNAL, 2010).

3.5. Diseño de investigación

Debido a que no se manipularán variables la presente investigación es de carácter no experimental, sino que se analizarán los parámetros de perforación y voladura en el crucero CX 1160, N 2360 en su contexto natural y en un momento específico, conforme a la definición de Sánchez, Reyes y Mejía (2018). Este enfoque permite observar y documentar las relaciones existentes entre las variables sin intervención, basándose en datos reales de la operación minera. (SANCHEZ, REYES, MEJIA, 2018)

3.6. Procedimiento de muestreo

3.6.1. Población

La población de estudio está constituida por todas las labores mineras que ejecutan actividades de perforación y voladura en la Compañía Minera Horizonte S.A., abarcando cruceros, galerías, tajeos y demás desarrollos subterráneos donde se aplican estos procesos.

3.6.2. Muestra

La muestra correspondiente es el Crucero Cx 1160 N 2360 de la COMPAÑÍA MINERA HORIZONTE S.A.

3.7. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.7.1. Técnicas

Observación directa

Análisis de documentos

3.7.2. Instrumentos

Tenemos:

Guía de observación

Ficha de registro

Documentos escritos

3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Ordenaremos los datos de campo en base a los instrumentos Excel, Word para poder obtener los resultados y conclusiones

3.9. Orientación ética

En el caso de la presente investigación se tendrá en cuenta los aspectos éticos que demanda la profesión, considerando la responsabilidad, verdad, la confidencialidad, respeto que debemos guardar en todo momento.

CAPITULO IV

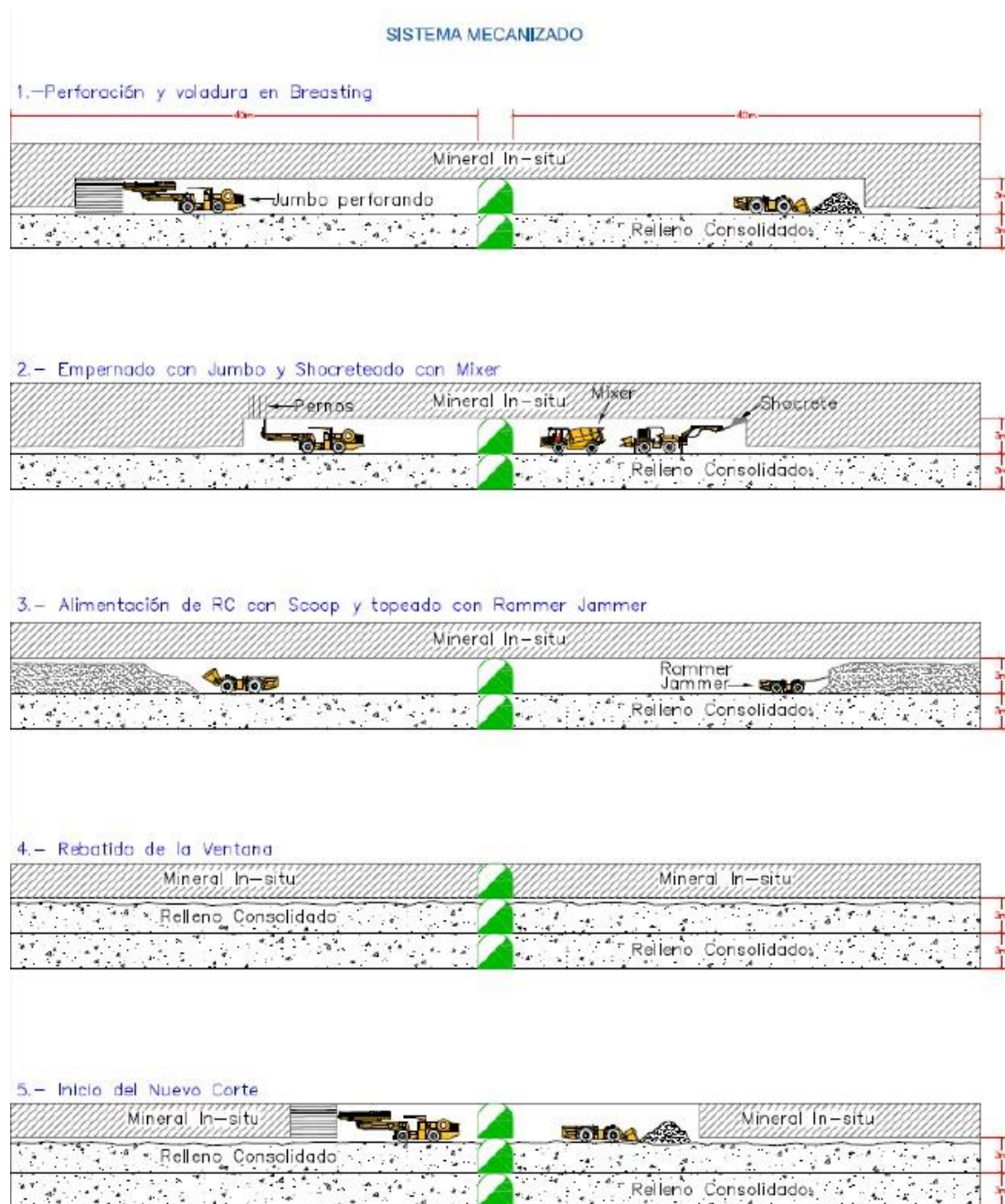
PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

4.1. Presentación, análisis e interpretación de resultados

4.1.1. Método de explotación Corte y Relleno Ascendente

El método de explotación predominante en el Consorcio Minero Horizonte S.A. corresponde al sistema de Corte y Relleno Ascendente. Esta técnica se implementa mediante la utilización de relleno hidráulico o detrítico como soporte estructural, ejecutándose de forma mecanizada con equipos de bajo perfil cuya selección se determina en función de las dimensiones geométricas del tajo. El proceso opera en ciclos secuenciales que comprenden la extracción del mineral en bancos horizontales y el posterior rellenado del volumen explotado, permitiendo así mantener la estabilidad del macizo rocoso mientras se desarrollan las operaciones en niveles superiores.

Figura 26. Método de explotación



4.1.2. Características del macizo rocoso

De acuerdo con las evaluaciones sistemáticas realizadas mediante el Sistema de Clasificación Geomecánica RMR (Rock Mass Rating), el macizo rocoso no mineralizado – destinado al desarrollo de infraestructura minera como rampas, cruceros y galerías de acceso – presenta la siguiente distribución de calidad geotécnica: predominan las rocas clasificadas como Calidad IV (Mala A), seguidas por

Calidad IV (Mala B), con proporciones menores de rocas Calidad III (Regular B) y sectores limitados de Calidad III (Regular A).

En las zonas de mineralización evaluadas en tajos y subniveles, la distribución de calidad es la siguiente: predominio de Calidad IV (Mala B), seguido por Calidad V (Muy Mala), luego Calidad IV (Mala A) y, en menor proporción, sectores con Calidad III (Regular B).

Los parámetros geotécnicos específicos del macizo se caracterizan por:
Espaciamiento de discontinuidades: 0.02 - 0.20 metros
Número de familias de discontinuidades: 4 a 5 sistemas
Resistencia a la compresión simple: 30 - 75 MPa

Grado de alteración: intenso en cajas, moderado en mineral
Relleno de discontinuidades: calcita, cuarzo, clorita y discontinuidades limpias

Condiciones hidrológicas: goteo en cajas y pequeños flujos localizados en la estructura mineralizada

Esta caracterización geomecánica constituye la base para el diseño de sostenimiento y los parámetros de perforación y voladura en la operación minera.

Condiciones del macizo rocoso

En el Consorcio Minero Horizonte S.A. (CMHSA) predominan macizos rocosos de calidad geomecánica desfavorable. A continuación, se describen las características representativas del Crucero Cx 1160 N 2360, cuyas condiciones son análogas a la mayoría de las labores mineras en la operación.

Caracterización Geotécnica del Crucero Cx 1160 N 2360:

Litología: Granodiorita con resistencia a compresión simple entre 60-100 MPa y alteración ligera

Índice de Calidad de Roca (RQD): 0-50% (calidad muy pobre a mala)

Espaciamiento de Discontinuidades: 0.06-0.20 m (macizo muy fracturado)

Estado de Alteración: Moderado a intenso

Relleno de Discontinuidades: Clorita, calcita, cuarzo y discontinuidades limpias

Rugosidad de Superficies: Ligera a moderadamente rugosa Separación de Discontinuidades: 0-2 mm (estrechamente espaciadas)

Familias de Discontinuidades: Tres sistemas principales y dos aleatorias

Contexto Geológico Estructural:

El sector presenta alteración por sericitización de leve a moderada y pátinas de óxidos asociadas a la influencia de la falla Rosarito (orientación N22°W/68°SW). Las condiciones hidrológicas se manifiestan como humedad intersticial y goteo ligero.

Comportamiento Geomecánico y Medidas de Sostenimiento:

El macizo exhibe un tiempo de autosoporte limitado (inmediato hasta 8 horas), requiriendo sostenimiento primario con Shotcrete (2.5-7.5 cm) y pernos Hydrabolt. Como zona de profundización, presenta eventos progresivos de reventazón y evidencias de estallido de roca, con manifestaciones acústicas periódicas ("crackelamiento") en la roca y sostenimiento. Estos fenómenos corresponden a procesos de liberación de esfuerzos que eventualmente alcanzan un estado de equilibrio con cese de empujes.

4.1.3. Evaluación de los parámetros actuales de perforación y voladura

La evaluación de los parámetros de perforación y voladura en el Crucero Cx 1160 N 2360 se ejecutó con el objetivo de optimizar la eficiencia operacional y reducir costos, manteniendo los estándares de seguridad en las labores subterráneas de la Mina Horizonte. El análisis se fundamentó en la comparación sistemática entre las prácticas operativas actuales y los diseños técnicos establecidos.

Parámetros Evaluados en el Estudio:

Configuración de arranque: número y diámetro de taladros vacíos Diseño de producción: número y diámetro de taladros de producción

Geometría de perforación: longitud total de taladros perforados Rendimiento de voladura: avance lineal efectivo por disparo Recursos operacionales: equipos de perforación y voladura utilizados

Productividad: volumen de roca fragmentada por disparo Geometría de labor: área transversal de la galería

Eficiencia energética: tonelaje de material fragmentado por ciclo Esta evaluación integral permite cuantificar desviaciones operativas y establecer bases técnicas para la optimización de los diseños de voladura, garantizando simultáneamente la estabilidad del macizo rocoso y la rentabilidad del proceso extractivo.

Malla de perforacion anterior

El diseño de malla de perforación previamente implementado en el Crucero Cx 1160 N 2360 presentaba limitaciones significativas en su fundamentación técnica, al no incorporar criterios geomecánicos del macizo rocoso ni considerar el coeficiente de resistencia específico de la roca en el frente de ataque. Esta aproximación empírica resultaba inadecuada para las condiciones geotécnicas complejas identificadas en la Unidad Minera Horizonte.

Configuración Operativa del Diseño Anterior:

Total de taladros perforados: 55 unidades Taladros cargados con explosivo: 41 unidades

Taladros rimados (contorno controlado): 4 unidades Taladros de alivio (vacíos): 10 unidades

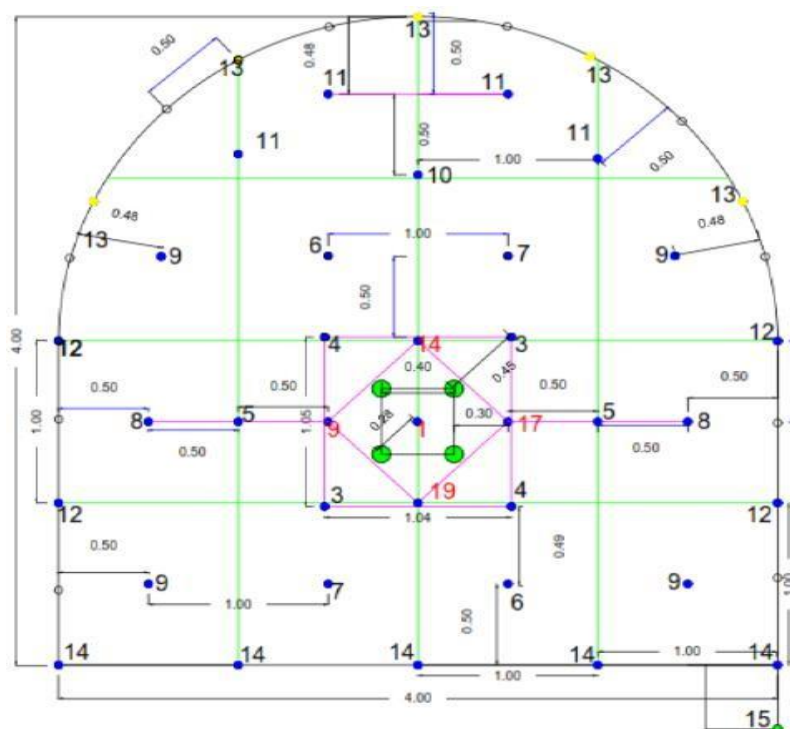
Esta distribución evidenciaba un enfoque cuantitativo sobre cualitativo, sin una correlación técnica con las propiedades mecánicas del macizo rocoso ni con los requerimientos específicos de fragmentación y control de daño periférico, lo que generaba ineficiencias operativas y elevados costos en los ciclos de desarrollo.

Tabla 36. Distribución de taladros cargados con explosivos

DISTRIBUCION DE TALADROS	
Taladros	N° de taladros
Arranque	5
1° Ayuda arranque	4
2° Ayuda arranque	2
3° Ayuda arranque	4
4° Ayuda arranque	3
Ayuda corona	4
Ayuda hastial	2
Hastial	4
Corona	5
Ayuda de arrastre	2
Arrastre	5
Cuneta	1
TOTAL	41

Diseño de la malla de perforación anterior:

Figura 27. Malla de perforacion anterior



a) Datos de campo:

Densidad de la roca: 2.85 TM/m³

Sección transversal de la galería: 4.0 m × 4.0 m (16 m²) Diámetro de taladros de producción: 45 mm

Diámetro de taladros de alivio: 102 mm

Longitud de perforación: 3.65 m (equivalente a 12 pies)

b) Número de taladros:

La estimación del número de taladros se realizó mediante el algoritmo propuesto por EXSA:

$$N^{\circ} \text{ TAL} = P/dt + S \times K_s$$

$$P = 4\sqrt{S} \quad S = b \times h \quad \text{Donde:}$$

N° TAL: Número total de taladros P: Perímetro de la galería [m]

S: Sección transversal [m²]

dt: Constante dimensional relacionada con el diámetro de taladros Ks :

Constante específica del método de arranque

b: Base de la galería [m] h: Altura de la galería [m]

Este modelo determinó la configuración de 55 taladros para las condiciones geométricas y operativas especificadas, siguiendo metodologías estandarizadas sin incorporar ajustes basados en caracterización geomecánica específica.

Tabla 37. Coeficiente del tipo de roca

Tipo de roca	dt	Ks
Blanda	0,7	1
Semidura	0,6	1,5
Dura	0,5	2

Sección:

Datos:

$$S = b \times h \quad b = 4.0 \text{ m} \quad h = 4.0 \text{ m}$$

$$S = 4,0 \times 4,0 \quad S = 16 \text{ m}^2$$

- Perímetro:

$$P = 4\sqrt{S} \quad P = 4(4) \quad P = 16 \text{ m.}$$

Número de taladros:

$$N^{\circ} \text{ TAL} = P/dt + S \times K_s \quad Dt = 0.6$$

$$K_s = 1.5$$

$$N^{\circ} \text{ TAL} = 16 / 0.6 + 16 \times 1.5$$

$$N^{\circ} \text{ TAL} = 26,6 + 24 \quad N^{\circ} \text{ TAL} = 51$$

Voladura

La configuración de carga explosiva previamente implementada en el Crucero Cx 1160 N 2360 presentaba deficiencias técnicas significativas al no incorporar parámetros geomecánicos del macizo rocoso ni el coeficiente de resistencia específico de la roca en el frente de ataque. Esta aproximación operativa, basada en criterios empíricos, ignoraba las características críticas del macizo rocoso identificadas en la Unidad Minera Horizonte, particularmente en lo referente a:

La calidad geotécnica del macizo (RQD 0-50%)

La densidad de discontinuidades (0.06-0.20 m de espaciamiento) La resistencia a compresión de la roca (60-100 MPa)

El comportamiento geomecánico específico del sector Esta omisión técnica resultaba en una desarticulación entre la energía explosiva aplicada y la respuesta mecánica del macizo, generando ineficiencias en la fragmentación, sobre-excavación periférica, y elevados costos operativos por exceso de consumo de explosivos y sostenimiento correctivo.

Parámetros usados

Tabla 38. Uso del Fanel MS 4.8 mts.

FANEL MS 4.8 mts	
Numero	Cantidad
1	0
9	0
14	0
17	0
19	0

Tabla 39. Uso de fanel LP 4.8 mts

FANEL LP 4.8 mts	
Numero	Cantidad
1	1
2	1
3	1
4	1
5	1
6	2
7	2
8	2
9	2
10	2
11	2
12	4
13	1
14	
15	5
16	1

Tabla 40. Resultados de voladura

RESULTADOS	UNIDAD	14 pies	12 pies
Avance	m.	3.60	3.30
Eficiencia de avance	%	90.4	90.4
Densidad de material	tn/m3	2.85	2.85
Factor de avance	Kg/m	28.69	28.69
Factor de carga	Kg/m3	1.79	1.79
Factor de potencia	Kg/tn	0.63	0.63

Tabla 41. Resultados de la perforación

PERFORACION	UNIDAD	14 pies	12 pies
Longitud de perforacion	m	3.9	3.3
Taladros cargados	Und.	41	41
Taladros rimados	Und.	4	4
Taladros alivio	Und.	10	10
Diámetro de broca	mm	45	45
Diámetro rimado	mm	102	102

Tabla 42. Resultados de la voladura

VOLADDURA	UNIDAD	14 pies	12 pies
Emulnor 5000 1 ¼	cart	60	61
Emulnor 3000 1 ¼	Cart	110	88
Emulnor 1000 1 ¼	Cart	56	56
Emulnor 500 1 ¼	cart	0	0
Total explosivos	Kg	111.3	94.7
Cordon detonante	mts	60	55
Mecha rápida	mts	0.1	0.1
Fanel	pzas	41	41
Carmex 7'	pzas	2	2

Tabla 43. Distribución de carga explosiva por taladro

DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA POR TALADRO									
		14 PIES				12 PIES			
TIPO	N° cart	5000 1¼ x 24	5000 1¼ x 24	5000 1¼ x 16	5000 1¼x 12	5000 1¼x 24	5000 1¼x 24	5000 1 ¼x 16	5000 1¼x 12
Arranque	5	30				25			
1 ayuda	4	24				20			
2 ayuda	2	2	10			2	8		
3 ayuda	4	4	20			4	16		
4 ayuda	3		18				15		
Ayuda de corona	4		8	20			4	20	
Ayuda de hastial	2		10				8		
Hastial	4			16				16	
Corona	5			20				20	
Ayuda de arrastre	2		10				8		
Arrastre	5		30				25		
Cuneta	1		4				4		
TOTAL	41	60	110	56	0	51	88	56	0

a) Volumen roto

Fórmula aplicada: $V = b \times h \times L_p$ Parámetros:

$b=4.0\text{m}$ (ancho de galería) $h=4.0\text{m}$ (altura de galería) $L_p=3.3\text{m}$ (longitud de perforación)

Resultado: $V=4.0 \times 4.0 \times 3.3=52.8\text{m}^3$

b) Tonelaje roto

Fórmula aplicada: $TM=V \times dr$ Parámetros:

$V=52.8\text{m}^3$ (volumen fragmentado) $dr=2.85\text{Tm/m}^3$ (densidad de roca)

Resultado: $TM=52.8 \times 2.85=150.48\text{Tm}$

c) Factor de carga

$F_c = Kg\text{-explosivo/Volumenroto}$ $F_c = 94.7 \text{ Kg/ } 52.8 \text{ m}^3$

$F_c = 1.79 \text{ kg/m}^3$

F_c = Factor de carga lineal

$F_c = Kg\text{-explosivo/metrolineal}$ $F_c = 94.7\text{Kg} / 3,3 \text{ m}$

$F_c = 28.69 \text{ kg/m}$

d) Factor de potencia

$F_p = Kg\text{-explosivo/Tonelajeroto}$ $F_p = 94.7 \text{ Kg/} 150.48 \text{ TM}$

$F_p = 0,63 \text{ kg/Tm}$

e) Eficiencia de voladura

Fórmula aplicada: $E_v = L_a / L_p \times 100$ Parámetros:

$L_a=3.0\text{m}$ (avance efectivo)

$L_p=3.65\text{m}$ (longitud perforada)

Resultado: $E_v = 3 / 3.65 \times 100 = 90.4\%$

f) Número de cartuchos por taladro

Fórmula aplicada: $N_c = 2 / 3 \times L / L_e \times 0.8$ Parámetros:

$L=3.65\text{m}$ (longitud de taladro)

$L_e=0.41\text{m}$ (longitud de cartucho)

Resultado: $Nc=2 / 3 \times 3.650 / 41 \times 0.8 = 7.41 \text{ cartuchos/taladro}$

Tabla 44. Resumen de los parámetros del diagnóstico de la perforación y voladura

Parámetro	Unidad	Diagnostico
Total de taladros	Taladro	55
Taladros cargados	Taladro	41
Taladros de alivio	Taladro	10
Taladros rimados	Taladro	4
Factor de avance	Kg/m	28.69
Factor de carga	Kg/m ³	1.79
Factor de potencia	Kg/tn	0.63
Eficiencia de voladura	%	90.4
Total de explosivos	Kg	94.7
Longitud de perforacion	m.	3.30
Volumen volado	M ³	52.8
Toneladas rotas	tn	150.48

Costo de perforación y voladura anterior:

El costo total del ciclo de perforación y voladura en el diseño anterior comprende la integración de los siguientes componentes:

Estructura de Costos Directos:

Mano de Obra Especializada Operadores de equipo de perforación Personal de carguío de explosivos Supervisión técnica especializada

Equipos y Maquinaria

Costo horario de máquina perforadora Costo de mantenimiento y operación Consumo de combustible y energía

Materiales de Perforación

Barras de perforación y brocas Estabilizadores y accesorios Lubricantes y refrigerantes

Materiales de Voladura

Explosivos (94.7 kg por disparo)

Accesorios de voladura (fulminantes, cordón detonante) Material de retacado

Herramientas y Equipos Auxiliares

Equipos de medición y control Herramientas manuales especializadas

Implementos de Seguridad

Equipo de protección personal Señalización y sistemas de seguridad

Materiales de ventilación y control ambiental

Metodología de Cálculo:

Los costos se calcularon considerando el rendimiento por ciclo completo (52.8 m³) y se expresaron en unidades monetarias por metro cúbico fragmentado, estableciendo así una base métrica para la evaluación comparativa de eficiencia económica entre el diseño anterior y el propuesto.

Tabla 45. Costo de mano de obra

Mano de obra directa	Númerode personal	Jornal en Soles	Costo US \$/metro
Capataz de mina	01	75,00	6,85
Perforista	01	70,00	6,39
Ayudante perforista	01	65,00	5,93
Cargador de taladros	01	65,00	5,93
Bodeguero	01	60,00	5,48
Sub total			30,58
Leyes sociales	60%		18,35
COSTO TOTAL			48,93

Tabla 46. Costo de máquina perforadora

Equipo	Costo	Vida útil	US	Pies	US \$/metro
	US \$	Pies/perforados	\$/pie	perforados	
Jumbo Atlas	165 000	900 000	0,21	480	30,83
Copco					

Tabla 47. Costo de materiales de perforación

Accesorios	Cantidad	Costo	Vida útil	Pies	US \$/pie	US
		US	pp	perforados	perforados	\$/m
		\$/unid.				
Barra de 12 pies	1	240,00	5 000	480	0,05	7,34
Broca de 51 mm.	1	76,00	1200	420	0,06	7,71
Broca de 102mm	1	165,00	1300	60	0,13	2,39
Rimadora	1	175,00	1300	60	0,13	2,39
COSTO TOTAL						19,83

Costo de materiales de perforación

Tabla 48. Costo de manguera y accesorios

Mangueras	y	Cantidad	Costo	Vida	Pies	US\$/pie	US\$/m
Accesorios			US \$/m	útil pp	perforad	perforad	
Manguera de 1 pulg.		40 m	3,60	1200	480	0,12	17,61
Manguera de ½ pulg.		2,5 m	1,80	600	480	0,01	1,47
Manguera de 1 pulg.		2,5 m	3,60	1200	480	0,01	1,47
Manguera de ¾ pulg.		2,5 m	1,50	600	480	0,01	1,47
Aceite de perforación		0,5 galon	10,50	1	----	----	1,61
COSTO TOTAL							23,63

Tabla 49. Costo de materiales de voladura

Insumos	Unidad	Precio US \$	Cantidad por disparo	US \$/metro
Emulnor 5000	Emulsión	0,93	36	10,24
Emulnor 3000	Emulsión	0,89	231	62,87
Fanel	Armada	1,15	35	12,31
Cordon detonante	Metros	0,35	25	2,68
Carmex	Armada	0,76	02	0,46
COSTO TOTAL				88,56

Tabla 50. Costo de herramientas y otros materiales

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US \$	Vida Útil día	Costo US \$/m
Barrerillas	Unidad	1	10,35	60	0,17
Lampas	Unidad	1	12,60	120	0,11
Picos	Unidad	1	12,70	120	0,11
Combo	Unidad	1	16,45	150	0,11
Cucharilla	Unidad	02	3,60	90	0,04
Alambre	kg.	0,25	1,50	1	0,46
Llave stilson N°14	Unidad	1	14,60	360	0,04
Atacador de madera	Unidad	1	2,50	60	0,04
COSTO TOTAL					0,65

Tabla 51. Costo de implementos de seguridad

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US \$/	Vida útil	Costo US \$/disp.
Protector	Pza	1	12,9	300	0,04
Guantes de cuero	Pza	1	4,75	25	0,19
Correas porta lámpara	Pza	1	3,7	300	0,02
Botas de jebe	Pza	1	21,15	180	0,12
Mamelucos	Pza	1	23,5	180	0,14
Respiradora	Pza	1	22,6	180	0,13
Filtro de respiradores	Pza	1	5,7	15	0,38
Tapón de oídos	Pza	1	2,5	120	0,02
Ropa de jebe	Pza	1	31,65	120	0,26
Lentes de seguridad	Pza	1	10,45	120	0,09
Lámpara de batería	Pza	1	116,2	120	0,97
COSTO TOTAL					0,72

Resumen de costos

Tabla 52. Resumen de costos

Rubro	Costo (\$)
Costo de mano de obra	48,93
Costo de máquina perforadora	30,83
Costo de materiales de perforación	19,83
Costo de manguera y accesorios	23,63
Costo de materiales de voladura	88,56
Costo de herramientas y otros materiales	0,65
Costo de implementos de seguridad	0,72
COSTO TOTAL	213,15 US\$

4.1.4. Mejora de la nueva malla de perforación

El diseño de la nueva malla de perforación incorpora criterios técnicos basados en la caracterización geológico-geomecánica del macizo rocoso, representando una mejora significativa respecto al enfoque empírico anterior. Esta optimización considera específicamente las propiedades de la granodiorita fracturada y las condiciones estructurales identificadas en el Crucero Cx 1160 N 2360.

Configuración Optimizada:

Total, de taladros: 49 unidades (reducción de 10.9% respecto al diseño anterior)

Taladros cargados con explosivo: 35 unidades Taladros rimados (contorno controlado): 4 unidades Taladros de alivio (vacíos): 10 unidades Esta redistribución representa una racionalización técnicamente fundamentada que mantiene los taladros de alivio necesarios para una adecuada cara libre, mientras optimiza la cantidad de

taladros cargados en función de las propiedades mecánicas reales del macizo rocoso, particularmente su RQD (0-50%) y espaciamiento de discontinuidades (0.06-0.20 m).

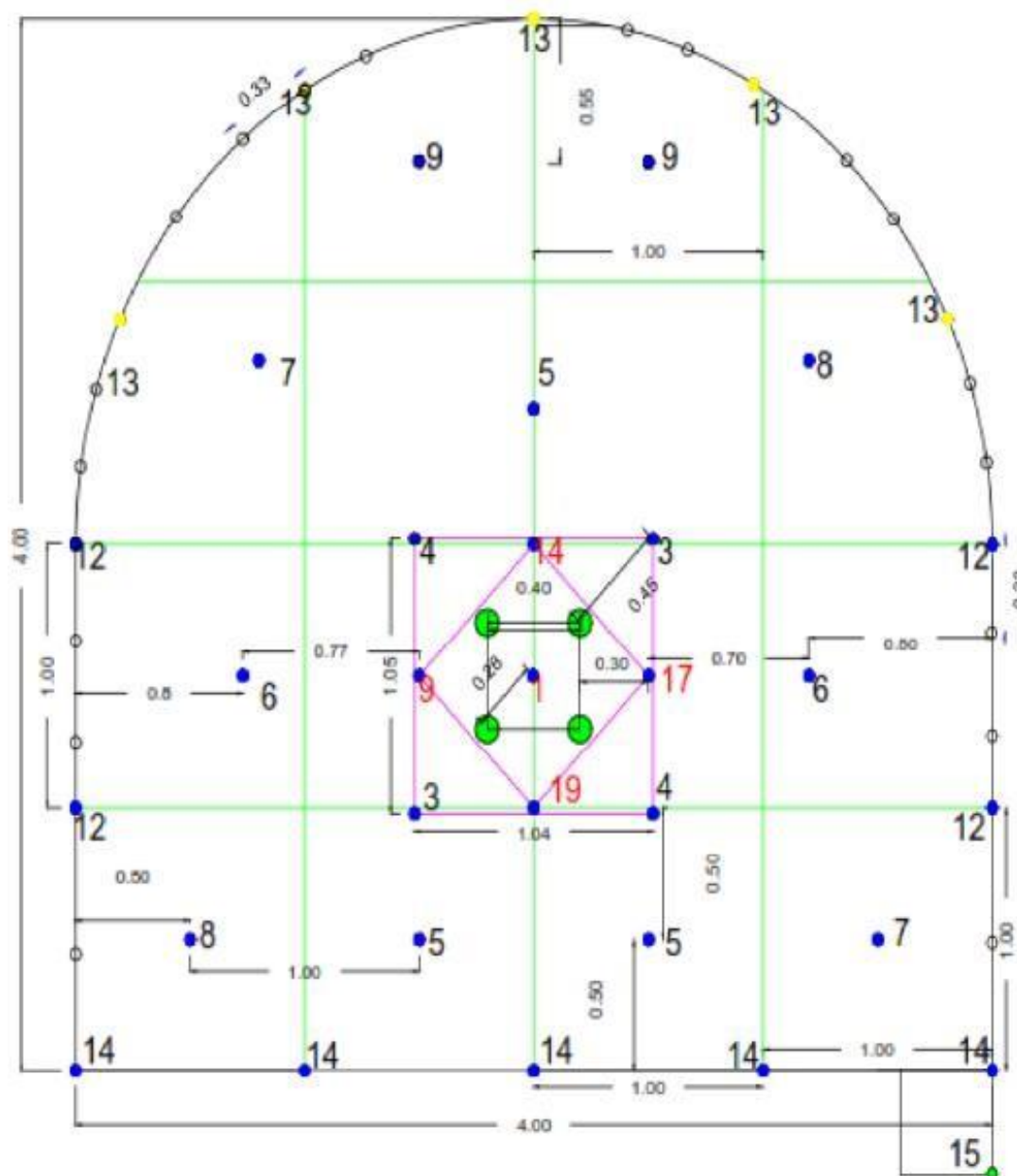
Malla de perforación

Tabla 53. Distribución de taladros cargados

DISTRIBUCION DE TALADROS	
Taladros	N° de taladros
Arranque	5
1° Ayuda arranque	4
2° Ayuda arranque	3
3° Ayuda arranque	2
4° Ayuda arranque	
Ayuda corona	2
Ayuda hastial	4
Hastial	4
Corona	5
Ayuda de arrastre	
Arrastre	5
Cuneta	1
TOTAL	35

Diseño de la malla de perforación

Figura 28. Malla de perforación anterior



Voladura mejorada para el Crucero Cx 1160 N 2360

La selección de explosivos para el diseño mejorado se ha fundamentado en un análisis técnico de las características geomecánicas del macizo rocoso y los requerimientos energéticos específicos para cada zona del frente de voladura. La configuración propuesta integra los siguientes productos:

Estrategia de Carga por Tipo de Explosivo: Emulnor 3000 1 ¼"

Aplicación: Taladros de producción y arranque que requieren alta energía de detonación

Características: Alta velocidad de detonación y presión de shock para roca competente

Emulnor 1000 1 ¼"

Aplicación: Taladros secundarios y de contorno controlado Características: Velocidad de detonación media para fragmentación equilibrada

Emulnor 500 1 ¼"

Aplicación: Taladros de rimado y zonas críticas de contorno Características: Baja velocidad de detonación para minimizar daño al macizo rocoso

Fundamento Técnico:

Esta selección estratificada permite optimizar la distribución energética en el frente de voladura, adecuando la potencia explosiva a las resistencias específicas de cada sector del macizo rocoso y minimizando el daño periférico en las cajas del crucero, consistentes con las condiciones geomecánicas identificadas (RQD 0-50%, resistencia 60-100 MPa).

Tabla 54. Uso del Fanel MS 4.8 mts.

FANEL MS 4.8 mts	
Numero	Cantidad
1	0
9	0
14	0
17	0
19	0

Tabla 55. Uso de fanel LP 4.8 mts

FANEL LP 4.8 mts	
Numero	Cantidad
1	1
2	1
3	1
4	1
5	1
6	2
7	2
8	2
9	2
10	2
11	2
12	4
13	1
14	
15	5
16	1

Tabla 56. Resultados de voladura

RESULTADOS	UNIDAD	14 pies	12 pies
Avance	m.	3.60	3.46
Eficiencia de avance	%	94.7	94.7
Densidad de material	tn/m3	2.85	2.85
Factor de avance	Kg/m	20.35	20.35
Factor de carga	Kg/m3	1.27	1.27
Factor de potencia	Kg/tn	0.45	0.45

Tabla 57. Resultados de la perforación

PERFORACION	UNIDAD	14 pies	12 pies
Longitud de perforacion	m	3.9	3.3
Taladros cargados	Und.	35	35
Taladros rimados	Und.	4	4
Taladros alivio	Und.	10	10
Diámetro de broca	mm	45	45
Diámetro rimado	mm	102	102

Tabla 58. Resultados de la voladura

VOLADDURA	UNIDAD	14 pies	12 pies
Emulnor 5000 1 ¼	cart	0	0
Emulnor 3000 1 ¼	Cart	115	96
Emulnor 1000 1 ¼	Cart	49	41
Emulnor 500 1 ¼	cart	45	36
Total explosivos	Kg	84.6	70.4
Cordon detonante	mts	60	55
Mecha rápida	mts	0.1	0.1
Fanel	pzas	35	35
Carmex 7'	pzas	2	2

Tabla 59. Distribución de carga explosiva por taladro

DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA POR TALADRO									
		14 PIES				12 PIES			
TIPO	N° cart	5000 1¼ x 24	5000 1¼ x 24	5000 1¼ x 16	5000 1¼x 12	5000 1¼x 24	5000 1¼x 24	5000 1 ¼x 16	5000 1¼x 12
Arranque	5		30				25		
1 ayuda	4		24				20		
2 ayuda	3		18				15		
3 ayuda	2		10				8		
4 ayuda									
Ayuda de corona	2			16				12	
Ayuda de hastial	4		4	24			4	20	
Hastial	4			4	20			4	16
Corona	5			5	25			5	20
Ayuda de arrastre									
Arrastre	5		25				25		
Cuneta	1		4				4		
TOTAL	41	0	115	49	45	0	96	41	36

a) Volumen roto

Fórmula aplicada: $V = b \times h \times L_p$ Parámetros:

$b=4.0m$ (ancho de galería) $h=4.0m$ (altura de galería)

$L_p=3.46m$ (longitud de perforación)

Resultado: $V=4.0 \times 4.0 \times 3.46=55.36m^3$

b) Tonelaje roto

Fórmula aplicada: $TM = V \times dr$ Parámetros:

$V = 55.36 m^3$ (volumen fragmentado) $Dr = 2.85 Tm/m^3$ (densidad de roca)

Resultado: $TM=55.36 \times 2.85=157.7Tm$

c) Factor de carga

$Fc = Kg-explosivo/Volumenroto$ $Fc = 70.4 Kg/ 55.36 m^3$

$Fc = 1.27 kg/m^3$

Fc = Factor de carga lineal

$$F_c = Kg\text{-explosivo}/metrolineal \quad F_c = 70.4Kg / 3,46 m$$

$$F_c = 20.35 kg/m$$

d) Factor de potencia

$$F_p = Kg\text{-explosivo}/Tonelajeroto \quad F_p = 70.4 Kg/157.7 TM$$

$$F_p = 0,45 kg/Tm$$

Análisis Comparativo de Eficiencia:

La implementación del diseño optimizado genera una mejora significativa en los indicadores de eficiencia energética:

Reducción del 29.1% en el factor de carga volumétrico (de 1.79 a 1.27 kg/m³)

Reducción del 28.6% en el factor de potencia (de 0.63 a 0.45 kg/Tm)

Incremento del 4.8% en el volumen de material fragmentado por ciclo

Disminución del 29.0% en el consumo total de explosivo por disparo

e) Eficiencia de voladura

Fórmula aplicada: $E_v = L_a / L_p \times 100$ Parámetros:

$L_a = 3.46m$ (avance efectivo) $L_p = 3.65m$ (longitud perforada)

Resultado: $E_v = 3.46 / 3.65 \times 100 = 94.8\%$

f) Número de cartuchos por taladro

Fórmula aplicada: $N_c = 2 / 3 \times L / L_e \times 0.8$ Parámetros:

$L = 3.65m$ (longitud de taladro) $L_e = 0.41m$ (longitud de cartucho)

Resultado: $N_c = 2 / 3 \times 3.650 / 41 \times 0.8 = 7.41c$ artuchos/taladro

Tabla 60. Resumen de los parámetros de la mejora de la perforación y voladura

Parámetro	Unidad	Mejora
Total de taladros	Taladro	49
Taladros cargados	Taladro	35
Taladros de alivio	Taladro	10
Taladros rimados	Taladro	4
Factor de avance	Kg/m	20.35
Factor de carga	Kg/m ³	1.27
Factor de potencia	Kg/tn	0.45
Eficiencia de voladura	%	94.7
Total de explosivos	Kg	70.4
Longitud de perforacion	m.	3.46
Volumen volado	M ³	55.36
Toneladas rotas	tn	157.7

Costo de perforación y voladura mejorada

La estructura de costos del ciclo optimizado de perforación y voladura integra los siguientes componentes, con mejoras significativas en eficiencia:

Estructura de Costos Directos Optimizados:

Mano de Obra Especializada

Reducción en tiempos operativos por ciclo Optimización de cuadrillas por mayor eficiencia

Equipos y Maquinaria

Menor costo por metro cúbico debido al mayor avance (3.46 m) Reducción en horas-equipos por ciclo completo

Materiales de Perforación

Disminución de 10.9% en número de taladros (49 vs 55)

Reducción en consumo de brocas y accesorios

Materiales de Voladura

Reducción de 25.7% en consumo de explosivos (70.4 kg vs 94.7 kg)

Optimización en accesorios de voladura por menor número de taladros cargados

Herramientas y Equipos Auxiliares

Menor desgaste por ciclo optimizado Reducción en tiempo de preparación

Implementos de Seguridad

Estandarización de protocolos Mantenimiento de estándares de protección

Ventajas Económicas del Diseño Optimizado:

Costo reducido por metro cúbico fragmentado Mayor productividad por ciclo (55.36 m³ vs 52.8 m³) Menor costo total por tonelada fragmentada Optimización global de recursos operativos

Tabla 61. Costo de mano de obra

Mano de obra directa	Número de personal	Jornal en Soles	Costo US \$/metro
Capataz de mina	01	75,00	6,47
Perforista	01	70,00	6,04
Ayudante perforista	01	65,00	5,61
Cargador de taladros	01	65,00	5,61
Bodeguero	01	60,00	5,18
Sub total			28,91
Leyes sociales	60%		17,35
COSTO TOTAL			46,26

Tabla 62. Costo de máquina perforadora

Equipo	Costo US \$	Vida útil Pies/perforados	US \$/pie	Pies perforados	US \$/metro
Jumbo Atlas	160 000	900 000	0,21	432	26,22
Copco					

Tabla 63. Costo de materiales de perforación

Accesorios	Cantidad	Costo US \$/unidad	Vida útil pp	Pies perforados	US \$/pie perforado	US \$/m
Barra de 12 pies	1	245,00	5 000	432	0,05	6,24
Broca de 51 mm.	1	75,00	1200	384	0,06	6,66
Broca de 102 mm.	1	165,00	1300	48	0,13	1,80
Rimadora	1	175,00	1300	48	0,13	1,80
COSTO TOTAL						16,50

Tabla 64. Costo de manguera y accesorios

Mangueras y Accesorios	Cantidad	Costo US \$/m	Vida útil pp	Pies perforados	US\$/pie perforado	US\$/m
Manguera de 1 pulgada	40 m	3,60	1200	432	0,12	14,98
Manguera de ½ pulgada	2,5 m	1,80	600	432	0,01	1,25
Manguera de 1 pulgada	2,5 m	3,60	1200	432	0,01	1,25
Manguera de ¾ pulgada	2,5 m	1,50	600	432	0,01	1,25
Aceite de perforación	0,5 galon	10,50	1	----	----	1,52
COSTO TOTAL						20,25

Tabla 65. Costo de materiales en voladura

Insumos	Unidad	Precio US \$	Cantidad por disparo	US \$/metro
Emulnor 5000	Emulsión	0,93	27	7,26
Emulnor 3000	Emulsión	0,89	204	52,47
Fanel	Armada	1,15	32	10,64
Cordon detonante	Metros	0,35	25	2,53
Carmex	Armada	0,76	02	0,44
COSTO TOTAL				73,34

Tabla 66. Costo de herramientas y otros materiales

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US \$	Vida Útil día	Costo US \$/m
Barrerillas	Unidad	1	10,35	60	0,17
Lampas	Unidad	1	12,60	120	0,11
Picos	Unidad	1	12,70	120	0,11
Combo	Unidad	1	16,45	150	0,11
Cucharilla	Unidad	02	3,60	90	0,04
Alambre	kg.	0,25	1,50	1	1,50
Llave stilson N°14	Unidad	1	14,60	360	0,04
Atacador de madera	Unidad	1	2,50	60	0,04
COSTO TOTAL					0,61

Tabla 67. Costo de implementos de seguridad

Descripción	Medida	Cantidad	Costo US \$	Vida Útil	Costo US \$/metro
Protector	Pza	1	12,50	300	0,04
Guantes de cuero	Pza	1	4,65	25	0,19
Correas porta lámpara	Pza	1	4,70	300	0,02
Botas de jebe	Pza	1	21,15	180	0,12
Mamelucos	Pza	1	24,50	180	0,14
Respiradores	Pza	1	22,60	180	0,13
Filtro de respiradores	Pza	1	5,70	15	0,38
Tapón de oídos	Pza	1	2,50	120	0,02
Ropa de jebe	Pza	1	31,65	120	0,26
Lentes de seguridad	Pza	1	10,42	120	0,09
Lámpara de batería	Pza	1	116,20	120	0,97
COSTO TOTAL					0,68

Resumen de costos

Tabla 68. Resumen de costos de perforacion y voladura mejorada

Rubro	Costo (\$)
Costo de mano de obra	46,26
Costo de máquina perforadora	26,22
Costo de materiales de perforación	16,50
Costo de manguera y accesorios	20,25
Costo de materiales de voladura	73,34
Costo de herramientas y otros materiales	0,61
Costo de implementos de seguridad	0,68
COSTO TOTAL	183,86 US\$

4.2. Discusión de resultados

Resultados comparativos de la perforación y voladura

Tabla 69. Resultados comparativos de la perforacion y voladura

Parámetro	Unidad	Resultados anteriores	Resultados mejorados	Diferencia
Total de taladros	Taladro	55	49	6
Taladros cargados	Taladro	41	35	6
Taladros de alivio	Taladro	10	10	0
Taladros rimados	Taladro	4	4	0
Factor de avance	Kg/m	28.69	20.35	8.34
Factor de carga	Kg/m ³	1.79	1.27	0.52
Factor de potencia	Kg/tn	0.63	0.45	0.18
Eficiencia de voladura	%	90.4	94.7	4.3
Total de explosivos	Kg	94.7	70.4	24.3
Longitud de perforacion	m.	3.30	3.46	0.16
Volumen volado	M ³	52.8	55.36	2.56
Toneladas rotas	tn	150.48	157.7	7.22

Resultados comparativos de costos de la perforación y voladura

Tabla 70. Resultados comparativos de costos

Rubro	Costo (\$):anterior	Costo (\$): mejorados	Diferencia (\$)
Costo de mano de obra	48,93	46,26	2.67
Costo de máquina perforadora	30,83	26,22	4.61
Costo de materiales de perforación	19,83	16,50	3.33
Costo de manguera y accesorios	23,63	20,25	3.41
Costo de materiales de voladura	88,56	73,34	14.22
Costo de herramientas y otros materiales	0,65	0,61	0.04
Costo de implementos de seguridad	0,72	0,68	0.04
COSTO TOTAL	213,15 US\$	183,86 US\$	29.29

CONCLUSIONES

1. Habiendo realizado la investigación del proceso de perforación y voladura del crucero Cx 1160 N 2360 en Consorcio Minero Horizonte se ve que si influye la evolución de la perforación y voladura, porque nos permitirá realizar las mejoras correspondientes.
2. El diagnóstico hecho indica que si se puede mejorar los resultados obtenidos de la perforación y voladura, donde se obtuvo los siguientes resultados: total de taladros perforados 55, taladros cargados 41, factor de avance 28.69 kg/m, factor de carga 1.79 kg/m³, factor de potencia 0.63 kg/tn , eficiencia de voladura 90.4 %, cantidad de explosivos 94.7 kgs, longitud de perforación 3.30 m, volumen roto 52.8 m³, toneladas disparadas 150.48 tn .
3. la mejora que se obtuvo en el proceso de perforación y voladura fueron total de taladros perforados 55, taladros cargados 41, factor de avance 28.69 kg/m, factor de carga 1.27 kg/m³ , factor de potencia 0.45 kg/tn, eficiencia de voladura 94.7%, cantidad de explosivos 70.4 kgs, longitud de perforación 3.46 m, volumen roto 55.36 m³, toneladas disparadas 157.7 tn .

RECOMENDACIONES

1. Realizar un diagnóstico geomecánico para cada zona y labor que se va a empezar a explotar, para poder diseñar la malla de perforacion adecuada y evitar sobreroturas
2. Realizar mayores investigaciones en cuanto al número de taladros por malla de perforacion y cantidad de explosivos y determinar un estándar adecuado de la perforacion y voladura.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Atlas Copco. (2012). Lineas De Perforacion Magnum Sr35.
- Baena , G. (2017). Metodologia De La Investigacion. En G. E. Patria (Ed.). Bernal, C. (2010). Metodologia De La Investigacion (Tercera Edicion Ed.). (P. Educacion, Ed.)
- Calderon, M. (2015). Optimizacion De Las Parcticas De Perforacion Y Voladura En El Avance De La Produccion De La Minería De Mediana Escala (Unidad Mineera Macdesa). [Tesis De Licenciamiento Universidad Nacional Del Centro Del Peru] Repositorio Institucional Universidad Nacional Del Centro Del Peru, Huancayo - Peru.
- Castro, Rosado, O. (2023). Evaluación Del Proceso De Perforación Y Voladura Para La Optimización De Costo En Labores De Avance, Unidad Minera Santa María. [Tesis De Licenciamiento Universidad Continental] Repositorio Institucional Universidad Continental, Huancayo, Peru.
- Chavez, L. (2020). "Optimización De La Fragmentación En Los Proyectos De Voladura Primaria En La Zona Norte Del Tajo San Pedro Sur, Minera La Zanja". [Tesis De Licenciamiento Universidad Nacional Mayor De San Marcos] Repositorio Institucional Universidad Nacional Mayor De San Marcos, Lima - Peru.
- Enaex. (S.F.). Manual De Tronadura Enaex S.A. Enaex, Gerencia Tecnica. Exsa. (S.F.). Manual Practico De Voladura, 4ta Edicion. Exsa.
- Famesa Explosivos S.A.C. (2018). Emulsiones/Hidrigel A Granel No Sensibilizado San-G Apu.
- Hanco, R. (2022). Diseño De Malla De Perforación Y Voladura Mediante La Clasificación Del Macizo Rocosó Para Uniformizar La Fragmentación En La Explotación De La Cantera Oscollo - Espinar. [Tesis De Licenciamiento Universidad Nacional Del Altiplano] Repositorio Institucional Universidad Nacional Del Altiplano, Puno - Peru.
- Hernandez, Fernandes, Baptista, R. (2014). Metodologia De La Investigacion (Sexta Edicion Ed.). (M. E. S.A., Ed.)
- Instituto Geológico Y Minero De España. (1987). Manual De Perforacion Y Voladura De Rocas. Instituto Geológico Y Minero De España.

- Lara , O. (2013). Diseño De Malla De Perforación Para Optimizar La Voladura En La Unidad Carahuacra De La Compañía Minera Volcan S.A.A. [Tesis De Licenciamento Universidad Nacional Del Centro Del Peru] Repositorio De La Universidad Nacional Del Centro Del Peru, Huancayo - Peru.
- Llacctahuaman, Ordoñez, L. (2022). “Diseño De Malla De Perforación Y Voladura Y Su Influencia En La Reducción De Costos En El Nivel 1250 Unidad Minera Andaychagua - Contrata Minera Iesa S.A.”. [Tesis De Licenciamento Universidad Nacional De Huancavelica]Repositorio Institucional Universidad Nacional De Huancavelica, Huancavelica -Peru.
- Mamani, F. (2022). “Rediseño De La Malla De Perforación Y Voladura En Frentes De Avance Nivel 0 Para Reducir Los Costos De Operación Sm Esperanza Secocha”. [Tesis De Licenciamento Universidad Nacional De San Agustín De Arequipa] Repositorio Institucional Universidad Nacional De San Agustín De Arequipa, Arequipa - Peru.
- Mamani, J. (2017). Optimizacion De Costos De Perforacion Y Voladura Con Nuevo Diseño De Malla En La Chimenea San Andres De La Contrata Minera Rumij S.R.L. – La Rinconada. [Tesis De Licenciamento Universidad Nacional Del Altiplano] Repositorio Institucional Universidad Nacional Del Altiplano, Puno - Peru.
- Ministeri De Renergia Y Minas, D.S. 024 -2016. (2016). Reglamento De Seguridad Y Salud En El Trabajo. Lima: Diario El Peruano .
- Ministerio De Energia Y Minas (Minem) . (2016). Decreto Supremo N° 024-2016. Lima.
- Ministerio De Energia Y Minas. (2012). D.S. 005-2012-Tr. Reglamento De La Ley N°29783. Ley De Seguridad Y Salud En El Trabajo.
- Ministerio De Trabajo, Ley 29783. (2012). Ley De Seguridad Y Salud En El Trabajo. (D. E. Peruano, Ed.) Lima.
- Palomino, H. (2016). “Optimización Del Proceso De Perforación Y Voladura En Las Labores De Desarrollo, Para Mejorar La Eficiencia En Compañía Minera Poderosa S.A.”. [Tesis De Licenciamento Universidad Nacional De Trujillo] Repositorio Institucional Universidad Nacional De Trujillo, Trujillo Peru.

- Persson, Holmberg, P. (1993). Rock Blasting And Explosives Engineering. (R. Group, Ed.) Suecia.
- Ricse, K. (2020). Diseño De Malla De Perforación Y Voladura Para Mejorar La Fragmentación De Roca En Mina Paola De Compañía Minera San Lucas S.A.C. [Tesis De Licenciamiento Universidad Nacional Del Centro Del Peru] Repositorio Institucional Universidad Nacional Del Centro Del Perú, Huancayo - Peru.
- Rivera , K. (2023). La Aplicación Del Diseño De Malla De Perforación Y Voladura Y Su Influencia En La Calidad Del Fraccionamiento De Mineral En La Unidad Minera Andaychagua - Yauli 2022. [Tesis De Licenciamiento Universidad Continental] Repositorio Institucional Universidad Continental, Huancayo - Peru.
- Sanchez, Reyes, Mejia, H. (2018). Manual De Terminos De Investigacion Cientifica, Tecnologica Y Humanistica. Lima.
- Sandvik. (2014). Aceros De Perforacion, Volcan Compañía Minera S.A.A. Cerro De Pasco. Sociedad Nacional De Minería Petroleo Y Energia. (2004). Manual De Geomecanica Aplicada A La Prevencion De Accidentes Por Caida De Rocas.
- Supo, Cavero, F. (2014). Fundamentos Teóricos Y Procedimentales De La Investigación Científica En Ciencias Sociales. (E. Universitario, Ed.)
- Universidad Politecnica De Madrid . (2020). Introduccion A La Minería Subterranea. Vol. Iv Metodos De Explotacion De Interior .
- Urday, P. (2022). "Optimización De Perforación Y Voladura En Rocas Volcanoclásticas Para Reducción De Costos En Carguío, Acarreo Y Aumento De Eficiencia En Chancado". [tesis de licenciamiento Universidad Catolica de Santa Maria] repositorio de la Universidad Catolica de Santa Maria, Arequipa - Peru.

ANEXOS

Instrumento de Recolección de Datos

Distribución de taladros cargados con explosivos

DISTRIBUCION DE TALADROS	
Taladros	N° de taladros
Arranque	5
1° Ayuda arranque	4
2° Ayuda arranque	2
3° Ayuda arranque	4
4° Ayuda arranque	3
Ayuda corona	4
Ayuda hastial	2
Hastial	4
Corona	5
Ayuda de arrastre	2
Arrastre	5
Cuneta	1
TOTAL	41

Resultados de voladura

RESULTADOS	UNIDAD	14 pies	12 pies
Avance	m.	3.60	3.30
Eficiencia de avance	%	90.4	90.4
Densidad de material	tn/m3	2.85	2.85
Factor de avance	Kg/m	28.69	28.69
Factor de carga	Kg/m3	1.79	1.79
Factor de potencia	Kg/tn	0.63	0.63

Resultados de la perforación

PERFORACION	UNIDAD	14 pies	12 pies
Longitud de perforacion	m	3.9	3.3
Taladros cargados	Und.	41	41
Taladros rimados	Und.	4	4
Taladros alivio	Und.	10	10
Diámetro de broca	mm	45	45
Diámetro rimado	mm	102	102

Distribución de carga explosiva por taladro

DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA POR TALADRO									
		14 PIES				12 PIES			
TIPO	N° cart	5000 1¼ x 24	5000 1¼ x 24	5000 1¼ x 16	5000 1¼x 12	5000 1¼x 24	5000 1¼x 24	5000 1 ¼x 16	5000 1¼x 12
Arranque	5	30				25			
1 ayuda	4	24				20			
2 ayuda	2	2	10			2	8		
3 ayuda	4	4	20			4	16		
4 ayuda	3		18				15		
Ayuda de corona	4		8	20			4	20	
Ayuda de hastial	2		10				8		
Hastial	4			16				16	
Corona	5			20				20	
Ayuda de arrastre	2		10				8		
Arrastre	5		30				25		
Cuneta	1		4				4		
TOTAL	41	60	110	56	0	51	88	56	0

Matriz de consistencia

Título: “DIAGNOSTICO DE LA PERFORACION Y VOLADURA DEL CRUCERO Cx 1160 N 2360 CON FINES DE MEJORA Y REDUCIR LOS COSTOS EN COMPAÑÍA MINERA HORIZONTE S.A.”.				
PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	VARIABLES	METODOLOGIA
4.1.7 Problema general ¿Cómo influye el diagnóstico de los parámetros de perforacion y voladura del crucero Cx 1160, N 2360 en la mejora y reducción de los costos en Compañía Minera Horizonte S.A.? 4.1.8 Problemas específicos Problema específico a ¿Qué indica el diagnóstico de los parámetros de perforacion y voladura del crucero Cx 1160, N 2360, en la mejora y reducción de costos, en Compañía Minera Horizonte S.A.? Problema específico b ¿Cuál debe ser la mejora de los parámetros de perforacion y voladura del crucero Cx 1160, N 2360, en la mejor y reducción de los costos, en Compañía Minera Horizonte S.A.?	4.1.9 Objetivo general Determinar la influencia del diagnóstico de los parámetros de perforacion y voladura del crucero Cx 1160, N 2360 en la mejora y reducción de los costos en Compañía Minera Horizonte S.A. 4.1.10 Objetivos específicos Objetivo específico a Realizar un diagnóstico de los parámetros de perforacion y voladura que presenta el crucero Cx 1160, N 2360 para una mejora y reducción de los costos, Compañía Minera Horizonte S.A. Objetivo específico b. Mejorar los parámetros de perforacion y voladura del crucero Cx 1160, N 2360 para una mejora y reducción de los costos, en Compañía Minera Horizonte S.A.	4.1.11 Hipótesis General Si influye el diagnóstico de los parámetros de perforacion y voladura del crucero Cx 1160, N 2360 en la mejora y reducción de los costos en Compañía Minera Horizonte S.A.. 4.1.12 Hipótesis específicas Hipótesis específica a El diagnóstico de los parámetros de perforacion y voladura del crucero Cx 1160, N 2360, indica que se debe contar con un nuevo diseño de malla para mejorar y reducir los costos, en Compañía Minera Horizonte S.A. Hipótesis específica b La mejora de los parámetros de perforacion y voladura del crucero Cx 1160, N 2360, implica menor cantidad de taladros y explosivos para mejorar y reducir los costos, en Compañía Minera Horizonte S.A.	4.1.13 Identificación de variables Variables para la hipótesis general Variable independiente Diagnóstico de los parámetros de perforacion y voladura. Variable dependiente Mejora y reducción de costos. Variables para la hipótesis específicas Variables para la hipótesis específica a Variable independiente Diagnóstico de los parámetros de perforacion y voladura. Variable dependiente Nuevo diseño de malla de perforación. Variables para la hipótesis específica b Variable independiente Mejora de los parámetros de perforacion y voladura. Variable dependiente Menor cantidad de taladros y explosivos.	-Tipo de I. aplicativo. -Nivel de I. Descriptivo, analítico Diseño de I. no experimental muestra Se ha tomado como muestra el del crucero Cx 1160, N 2360 de Compañía Minera Horizonte S.A.