

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL  
DE HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y  
CIVIL**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**TESIS:**

**Optimización de la voladura de precorte para mejorar el  
plano de rotura del talud en el Tajo Cristina de la Compañía  
Minera Lincuna - 2025**

Para optar el título profesional de:  
**INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADO POR:  
**Bach. Juan Daniel SULCA EIZARES**

ASESOR:  
**Msc. Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO**

**AYACUCHO - PERÚ**

**2025**

## **DEDICATORIA**

Dedico esta tesis a mi familia que ha sido mi mayor fuente de apoyo y motivación a lo largo de este viaje académico. A mi padre Aurelio Poma y en especial a mi madre Dina Elizares por su amor incondicional y por enseñarme el valor del esfuerzo y la perseverancia

A todos aquellos que, de una u otra manera, contribuyeron a mi crecimiento profesional y personal. Gracias por acompañarme en este camino.

## **AGRADECIMIENTO**

Quiero expresar mi más sincero agradecimiento a todos los que hicieron posible la realización de esta tesis. A mi asesor de tesis, por su guía, paciencia y valiosos consejos, que me permitieron enfocarme y mejorar mi trabajo en cada etapa del proceso. A los expertos y colegas que compartieron sus conocimientos y experiencias.

Mi más sincero agradecimiento a la Compañía Minera Lincuna y a la empresa contratista Highlands Mineral.

Gracias también a la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga por brindarme la oportunidad de desarrollar este proyecto y a todas las personas que con su dedicación y compromiso contribuyeron indirectamente a mi formación académica.

Finalmente, agradezco a todas aquellas personas que me brindaron su amistad y aliento en momentos difíciles. Sin todos ustedes, este logro no habría sido posible

## RESUMEN

La voladura de precorte se aplica en diversas minas del Perú, y su adecuado diseño resulta fundamental para optimizar los resultados de la voladura. En el Tajo Cristina de la mina Lincuna, el diseño de precorte inicialmente no generaba un plano de rotura definido, por lo que se planteó como objetivo principal mejorar dicho plano de rotura del talud. Los objetivos específicos incluyeron la evaluación de diferentes espaciamientos (1.00 m, 0.90 m y 0.85 m) y de la carga lineal, con el propósito de optimizar el plano de rotura del precorte y proteger la estabilidad del talud. La metodología empleada fue de tipo aplicada, ya que busca relacionar las teorías del precorte con su aplicación práctica en campo. El nivel de investigación es descriptivo y aplicado, pues se analizó la forma en que se venía ejecutando la voladura de precorte en el Tajo Cristina. La variable dependiente del estudio es la generación del plano de rotura, mientras que la variable independiente corresponde al diseño de la voladura de precorte. Como instrumentos de análisis, se utilizaron los registros de eficiencia de la voladura de precorte y la simulación numérica mediante el software LS-DYNA, para evaluar la propagación de esfuerzos en el plano de rotura. Los resultados muestran que el mejor desempeño se obtiene con un espaciamiento de 0.85 m y una carga lineal de 0.54 kg/m de Emulnor 5000, alcanzando una eficiencia superior al 95% en la formación del plano de rotura y de las medias cañas. Asimismo, la simulación explícita en LS-DYNA evidenció que la coalescencia de fracturas ocurre a los 19  $\mu$ s, con un esfuerzo máximo de 147.6 MPa entre los taladros.

***Palabras clave:*** Precorte, espaciamiento, carga lineal, esfuerzo, LS-DYNA.

## ABSTRACT

The pre-split blasting technique is applied in various mines across Peru, and its proper design is essential for optimizing blasting performance. At the Cristina Pit of the Lincuna Mine, the initial pre-split design did not generate a well-defined fracture plane. Therefore, the main objective of this study was to improve the slope fracture plane. The specific objectives included evaluating different hole spacings (1.00 m, 0.90 m, and 0.85 m) and linear charge values to optimize the pre-split fracture plane and protect slope stability. The research employed an applied methodology, as it seeks to relate pre-split blasting theory with its practical implementation in the field. The study level is descriptive and applied, since it analyzed how pre-split blasting was being executed in the Cristina Pit. The dependent variable of this research is the generation of the fracture plane, while the independent variable is the pre-split blasting design. The analysis instruments included data collected from pre-split blasting efficiency and numerical simulations performed with LS-DYNA, used to evaluate stress propagation along the fracture plane. The results indicate that the optimal performance was achieved with a 0.85 m hole spacing and a linear charge of 0.54 kg/m of Emulnor 5000, obtaining an efficiency greater than 95% in the formation of the fracture plane and half-barrels. Likewise, the explicit simulation with LS-DYNA showed that fracture coalescence occurred at 19  $\mu$ s, with a maximum stress of 147.6 MPa between holes.

Keywords: Pre-split, spacing, linear charge, stress, LS-DYNA.

## ÍNDICE

DEDICATORIA.....	i
AGRADECIMIENTO.....	ii
RESUMEN.....	iii
ABSTRACT.....	iv
ÍNDICE.....	v
LISTA DE FIGURAS.....	xiii
LISTA DE TABLAS.....	xvi
LISTA DE ANEXO.....	xvii
INTRODUCCIÓN.....	xviii
CAPÍTULO I.....	1
1.1 Descripción del problema.....	1
1.1.1 A nivel mundial.....	1
1.1.2 A nivel nacional.....	2
1.1.3 En la unidad minera.....	3
1.2 Formulación del problema.....	7
1.2.1 Formulación del problema general.....	7
1.2.2 Formulación del problema específico.....	7
1.3 Objetivos.....	7
1.3.1 Objetivo general.....	7
1.3.2 Objetivos específicos.....	7
1.4 Justificación.....	8

1.4.1	Justificación teórica .....	8
1.4.2	Justificación práctica .....	9
1.5	Importancia .....	9
1.6	Alcances y limitaciones .....	10
1.6.1	Alcances .....	10
1.6.2	Limitaciones .....	11
1.7	Planteamiento de hipótesis.....	12
1.7.1	Formulación de hipótesis general.....	12
1.7.2	Formulación de hipótesis específicas .....	12
1.8	Variables e indicadores .....	12
1.8.1	Variable dependiente:.....	12
1.8.2	Variable independiente:.....	12
1.9	Operacionalización de variables .....	13
CAPÍTULO II.....		15
II. MARCO TEÓRICO.....		15
2.1	Antecedentes de la investigación.....	15
2.1.1	Internacionales.....	15
2.1.2	Nacionales .....	19
2.2	Bases teóricas.....	20
2.2.1	Motivo de la voladura de paredes en minería Open Pit.....	23
2.2.2	Importancia de la estabilidad de taludes en la minería a Cielo Abierto (Open Pit).....	24

2.2.2.1	Factores de seguridad y sociales.....	24
2.2.2.2	Factores económicos.....	25
2.2.2.3	Factores ambientales y normativos.....	25
2.2.3	Fundamentos de perforación y voladura en minería a cielo abierto.	26
2.2.3.1	Teoría de la voladura de rocas .....	27
2.2.4	Tipos de voladura controlada en Open Pit .....	29
2.2.4.1	Voladura de producción modificada.....	30
2.2.4.2	Voladura de precorte (Presplit Blasting) .....	31
2.2.4.3	Voladura de recorte (Cushion Blasting or Trim Blasting).....	32
2.2.4.4	Perforación en línea .....	32
2.2.5	Taladro de precorte.....	33
2.2.5.1	Teoría del precorte en función de las ondas S y P.....	33
2.2.5.1.1	Ondas P (Compresivas) .....	33
2.2.5.1.2	Ondas S (De cote o de cizalla).....	33
2.2.5.1.3	Interacción de ondas P y S en la voladura de precorte .....	34
2.2.6	Importancia de la sincronización en el taladro de precorte .....	34
2.2.7	Secuencia de disparo en voladura de precorte.....	35
2.2.8	Diseño de taladros de precorte .....	36
2.2.8.1	Parámetros técnicos en el diseño de taladros de precorte.....	37
2.2.8.1.1	Diámetro de perforación.....	37
2.2.8.1.2	Espaciamiento entre taladros .....	38
2.2.8.1.3	Profundidad del taladro y sobreperforación en el precorte..	39

2.2.8.1.4	Longitud de taco. ....	39
2.2.8.1.5	Burden y su influencia. ....	40
2.2.9	Factores que afectan la precisión del diseño: .....	41
2.2.9.1	Inclinación de los taladros. ....	41
2.2.10	Explosivos.....	42
2.2.10.1	Explosivo de nitrato de amonio y combustible (ANFO) .....	42
2.2.10.2	Emulsión explosiva.....	43
2.2.10.3	Sistema de iniciación .....	44
2.2.10.4	Detonador No Eléctrico (Nonel).....	45
2.2.11	Estabilidad de talud.....	46
2.2.11.1.1	Factor de seguridad.....	46
2.2.11.1.2	Equilibrio límite.....	46
2.2.12	Simulación numérica de voladura de rocas .....	48
2.2.12.1	Modelos utilizados en la fractura de rocas .....	48
2.2.12.2	Modelado de la fractura de rocas por voladura .....	50
2.2.12.3	Modelado de voladura para todo el proceso desde la detonación hasta el pilote de escombros.....	52
2.2.12.4	LS Dyna.....	54
CAPÍTULO III .....		56
III. MATERIALES Y MÉTODOS .....		56
3.1	Generalidades.....	56
3.1.1	Ubicación.....	56

3.1.2	Accesibilidad .....	56
3.1.3	Clima y vegetación .....	57
3.1.4	Recursos humanos .....	58
3.1.5	Planta concentradora .....	58
3.1.6	Geología .....	59
3.1.6.1	Geología regional.....	59
3.1.6.2	Geología local .....	59
3.1.6.2.1	Rocas Intrusivas.....	59
3.1.6.3	Geología estructural.....	60
3.1.6.4	Geología económica .....	60
3.2	Diseño de investigación .....	62
3.2.1	Tipo de investigación .....	62
3.2.2	Nivel de investigación .....	62
3.2.3	Diseño de investigación.....	63
3.3	Población y muestra.....	63
3.3.1	Población .....	63
3.3.2	Muestra.....	63
3.4	Técnicas e instrumentos de toma de datos.....	64
3.4.1	Técnica de recolección de datos .....	64
3.4.2	Instrumentos de recolección de datos.....	64
3.4.3	Procedimientos de recolección de datos.....	64
3.5	Técnicas de procesamiento y recolección de datos .....	65

3.5.1	Procesamiento de datos .....	65
3.5.2	Técnica de análisis de datos .....	65
3.6	Recopilación de estudio .....	66
3.6.1	Banco 17 .....	67
3.6.2	Banco 16 .....	69
3.6.3	Banco 15 .....	71
3.6.4	Parámetros de voladura .....	74
3.6.4.1	Burden y espaciamento .....	74
3.6.4.2	Altura de banquetta .....	74
3.6.4.3	Longitud de perforación .....	74
3.6.4.3.1	Pre-corte: .....	74
3.6.4.3.2	Buffer .....	75
3.6.4.3.3	Producción .....	75
3.6.5	Cálculos .....	81
3.6.5.1	Espaciamento .....	81
3.6.5.2	Carga .....	83
3.7	Simulación numérica .....	84
3.7.1	Descripción General del Modelo .....	84
3.7.2	Geometría del Modelo .....	84
3.7.3	Unidades empleadas: .....	86
3.7.4	Definición de Materiales .....	87
3.7.4.1	Roca (Dominio Lagrangiano) .....	87

3.7.4.1.1	Parámetros utilizados:.....	87
3.7.4.2	Explosivo (Dominio Euleriano).....	88
3.7.4.2.1	Parámetros del material .....	88
3.7.4.3	Aire (Dominio Euleriano).....	90
3.7.5	Definición de sólidos y partes del modelo .....	92
3.7.6	Inicialización de Materiales en el Dominio ALE.....	93
3.7.7	Condiciones de Frontera y Carga Inicial .....	94
3.7.7.1	Restricciones de Movimiento .....	94
3.7.7.2	Detonación Inicial.....	94
3.7.8	Frontera No Reflectante .....	94
3.7.9	Control del Proceso Explícito y Estabilidad Numérica.....	94
3.7.9.1	Control del Tiempo y Terminación .....	94
3.7.9.2	Viscosidad Artificial.....	95
3.7.9.3	Control de Advección ALE .....	95
3.7.10	Configuración de la Salida de Datos.....	95
3.7.10.1	Salidas Binarias y Tensor de Esfuerzos.....	95
3.7.10.2	Historial de Nodos Críticos .....	96
3.7.10.3	Frecuencia de Muestreo .....	96
CAPÍTULO IV	.....	98
IV. RESULTADO Y DISCUSIÓN	.....	98
4.1	Optimización del precorte.....	98
4.2	Espaciamiento entre taladros .....	99

4.3	Carga.....	100
4.4	Simulación numérica .....	102
4.4.1	Mapa de distribución de esfuerzo.....	102
4.4.2	Análisis de la Curva de Esfuerzo Efectivo .....	105
	CONCLUSIONES.....	107
	RECOMENDACIONES .....	109
	REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA .....	110
	LISTA DE ABREVIATURAS .....	114
	GLOSARIO.....	115
	ANEXOS.....	117

## LISTA DE FIGURAS

<b>Figura 1</b> Primer resultado de la ejecución del taladro de precorte con espaciamiento de 1 m.	
	5
<b>Figura 2</b> Segundo resultado de la ejecución del taladro de precorte con espaciamiento de 0.9 m.	5
<b>Figura 3</b> Tercer resultado de la ejecución del taladro de precorte con espaciamiento de 0.85 m.	6
<b>Figura 4</b> Diseño de la técnica de voladura controlada por precorte.....	22
<b>Figura 5</b> Patrón de carga para los taladros de producción, buffer y de precorte de una voladura de precorte.....	22
<b>Figura 6</b> Paredes de una mina Open pit .....	23
<b>Figura 7</b> Impactos potenciales del aumento del pendiente del talud.....	26
<b>Figura 8</b> Vista de zona de grietas radiales formada después de la voladura en roca. ....	29
<b>Figura 9</b> Forma final de la pared con precorte en formaciones de piedra caliza y esquisto.	31
<b>Figura 10</b> Teoría del desarrollo de las grietas entre taladros de voladura iniciados simultáneamente en la teoría del precorte .....	36
<b>Figura 11</b> Daño en la cresta del banco causada por el taco en el taladro de precorte.....	40
<b>Figura 12</b> Voladura de precorte acoplada a una voladura de producción. ....	41
<b>Figura 13</b> Sistema de iniciación para explosivos en minería .....	44
<b>Figura 14</b> Bloque sobre un plano inclinado en equilibrio límite.....	47
<b>Figura 15</b> Carretera de la accesibilidad de la Mina.....	57
<b>Figura 16</b> Geología regional del lincuna.....	60

<b>Figura 17</b>	Descripción de los taladros de pre - corte, buffer y producción.....	75
<b>Figura 18</b>	Vista lateral del esquema de voladura y sus respectivo carga y taco para el taladro de pre – corte, buffer y producción. ....	76
<b>Figura 19</b>	Vista planta del esquema de voladura con sus respectivos burden y espaciamiento de los taladros de pre – corte, buffer y producción. ....	77
<b>Figura 20</b>	Perforación de la malla triangular. ....	78
<b>Figura 21</b>	Perforación de pre - corte con ángulo de inclinación de 15° Cantera Cristina... ..	79
<b>Figura 22</b>	Amarre de la voladura con sus respectivos retardos.....	80
<b>Figura 23</b>	Limpieza de la banqueta y marcado del polígono de mineral para el carguío. ..	81
<b>Figura 24</b>	Modelo geométrico de la voladura en LS PrePost .....	85
<b>Figura 25</b>	Keyword Manager del modelo .....	86
<b>Figura 26</b>	Parámetros utilizados en el *MAT_JOHNSON_HOLMQUIST_CONCRETE (MAT_111) .....	88
<b>Figura 27</b>	Parámetros utilizados en *MAT_HIGH_EXPLOSIVE_BURN .....	89
<b>Figura 28</b>	Parámetros de *EOS_JWL .....	90
<b>Figura 29</b>	Parámetros del *MAT_NULL (MAT_009) .....	91
<b>Figura 30</b>	Parámetros del *EOS_LINEAR_POLYNOMIAL.....	91
<b>Figura 31</b>	Partes del sólido generado .....	93
<b>Figura 32</b>	Keyword Manager de la simulación numérica.....	97
<b>Figura 33</b>	Eficiencia de la voladura de precorte .....	98
<b>Figura 34</b>	Voladura de precorte con la media caña visible .....	99
<b>Figura 35</b>	Eficiencia de voladura vs espaciamiento en el Tajo Cristina .....	100

<b>Figura 36</b>	Diseño de la distribución del explosivo en el taladro de precorte .....	101
<b>Figura 37</b>	Gráficos de distribución de esfuerzos de la propagación de la detonación del explosivo en función del tiempo. ....	104
<b>Figura 38</b>	Curvas de esfuerzo efectivo.....	106
<b>Figura 39</b>	Distribución de ANFO por cada taladro.....	119
<b>Figura 40</b>	Carga de taladro con ANFO. ....	120
<b>Figura 41</b>	Material roto una vez hecha la voladura.....	121
<b>Figura 42</b>	Perfilación del talud con la excavadora.....	122
<b>Figura 43</b>	Limpieza de la banqueta y marcado del polígono de mineral para el carguío .	123
<b>Figura 44</b>	Carguío del mineral. ....	124

## LISTA DE TABLAS

<b>Tabla 1</b> Matriz de operacionalización de variables .....	13
<b>Tabla 2</b> Pautas iniciales para el diseño de precorte .....	38
<b>Tabla 3</b> VOD medida y densidad de HANFO con diferentes composiciones .....	43
<b>Tabla 4</b> Distancia y tiempo de transporte hacia la Mina. ....	57
<b>Tabla 5</b> Producción mensual de la mina Lincuna.....	58
<b>Tabla 6</b> Mineral potencial de las vetas de la mina Lincuna. ....	61
<b>Tabla 7</b> Mineral potencial de las zonas Hercules, Conturcan y Caridad.....	61
<b>Tabla 8</b> Características mecánicas del Tajo Cristina.....	66
<b>Tabla 9</b> Rumbo y buzamiento de las discontinuidades del Banco 01 .....	66
<b>Tabla 10</b> Resultado de la voladura de precorte en el Banco 17 del Tajo Cristina.....	67
<b>Tabla 11</b> Resultado de la voladura en el Banco 02 .....	69
<b>Tabla 12</b> Resultados de la voladura del Banco 03.....	72
<b>Tabla 13</b> Cálculo de espaciamiento .....	82
<b>Tabla 14</b> Carga recomendada .....	83
<b>Tabla 15</b> FEM Parts del modelo geométrico .....	85
<b>Tabla 16</b> Parámetros utilizados en el *MAT_JOHNSON_HOLMQUIST_CONCRETE (MAT_111) .....	87
<b>Tabla 17</b> Parámetros del *MAT_HIGH_EXPLOSIVE_BURN .....	88
<b>Tabla 18</b> Parámetros de *EOS_JWL.....	89
<b>Tabla 19</b> Parámetros del material: .....	90
<b>Tabla 20</b> Parámetros del *EOS_LINEAR_POLYNOMIAL .....	92

## LISTA DE ANEXO

<b>ANEXO 01: Matriz de consistencia .....</b>	<b>117</b>
<b>ANEXO 02: Galería de fotografías .....</b>	<b>119</b>

## INTRODUCCIÓN

La voladura de precorte constituye una de las técnicas de voladura controlada más utilizadas en minería superficial para obtener superficies finales estables y bien definidas. Su aplicación permite generar un plano de rotura continuo que delimita la pared final del talud, reduciendo la sobreexcavación, las vibraciones inducidas y el daño en el macizo rocoso remanente. Un diseño adecuado de esta voladura es esencial para garantizar la estabilidad del talud y optimizar la eficiencia operativa en las minas a cielo abierto.

En el Perú, la técnica de precorte se emplea en diversas operaciones mineras, adaptándose a las condiciones geológicas y geomecánicas de cada yacimiento. Sin embargo, un diseño inadecuado puede impedir la formación del plano de rotura esperado, afectando directamente la calidad del talud final y la seguridad operativa. Tal es el caso del Tajo Cristina, perteneciente a la mina Lincuna, donde el diseño inicial de precorte no lograba generar un plano de rotura continuo ni medias cañas visibles, evidenciando una necesidad de optimización en los parámetros de perforación y carga explosiva.

Ante esta situación, la presente investigación tiene como propósito mejorar el plano de rotura del talud mediante el rediseño de la voladura de precorte, evaluando diferentes espaciamientos entre taladros (1.00 m, 0.90 m y 0.85 m) y cargas lineales. Se busca así determinar las condiciones óptimas que permitan alcanzar un plano de rotura uniforme, eficiente y técnicamente viable.

La metodología empleada es de tipo aplicada, pues relaciona los fundamentos teóricos de la voladura de precorte con su aplicación práctica en campo. Asimismo, la investigación es de nivel descriptivo y aplicado, ya que analiza la ejecución actual del

precorte en el Tajo Cristina para establecer mejoras basadas en evidencia empírica y simulación numérica.

Para complementar el análisis de campo, se utilizó el software LS-DYNA con el fin de simular la propagación de esfuerzos y la coalescencia de fracturas entre taladros, permitiendo comprender el comportamiento dinámico del macizo rocoso durante la voladura. Los resultados de estas simulaciones, junto con los datos obtenidos en campo, proporcionan una base sólida para definir los parámetros óptimos de diseño del precorte y su impacto en la calidad del plano de rotura.

Finalmente, este trabajo busca contribuir al desarrollo de prácticas de voladura más eficientes y seguras en minería superficial, promoviendo el uso de herramientas numéricas y metodologías experimentales que mejoren la comprensión del proceso de interacción roca–explosivo y favorezcan la sostenibilidad operativa en la industria minera.

### **Estructura de la tesis**

La presente investigación consta de cinco capítulos. En el Capítulo I se presenta el planteamiento y formulación del problema, la hipótesis, los objetivos, la justificación del estudio, la importancia, delimitación, alcance y limitaciones. El Capítulo II desarrolla el marco teórico, las generalidades de la mina, los antecedentes del problema, las bases teóricas y la descripción del modelo matemático del precorte. En el Capítulo III, correspondiente a la metodología, se describe el tipo, nivel y diseño de investigación, así como la población, muestra y procedimientos de recolección de datos. El Capítulo IV comprende el desarrollo de la investigación, centrado en el Tajo Cristina, con la evaluación de los parámetros que originan la subrotura, el análisis de la voladura de precorte, y el diseño final optimizado. Finalmente, el

Capítulo V presenta el análisis y la discusión de resultados, junto con las conclusiones y recomendaciones derivadas de la investigación.

## CAPÍTULO I

### 1.1 Descripción del problema

En minería a tajo abierto, una voladura de precorte bien diseñada puede marcar la diferencia entre un plano de rotura limpio y uno desordenado (Hustrulid et al., 2000). Debido a las limitaciones geológicas y a los requerimientos técnicos, la voladura de precorte se aplica ampliamente en ingeniería con el fin de disminuir el daño por vibraciones en estructuras cercanas y asegurar que el macizo rocoso no sufra deterioros significativos que comprometan al estabilidad (Wang et al., 2022). El objetivo principal de la voladura de precorte es atenuar la propagación de las ondas de esfuerzo, reducir las vibraciones generadas por la voladura, conservar la estabilidad del talud y evitar un daño excesivo en la roca (Aliabadian & Sharafisafa, 2014; Hu et al., 2014). En este método, los taladros de precorte se hacen detonar antes que los de producción, permitiendo la formación de una grieta de precorte entre la zona de voladura y el talud de protección posterior (Himanshu et al., 2024, p. 86). Esta grieta generada por la voladura de precorte actúa como una barrera que bloquea la propagación de las ondas de esfuerzo, disminuye las vibraciones y contribuye a mantener la estabilidad del talud (Himanshu et al., 2024, p. 86). Un diseño inadecuado en la línea del precorte puede ocasionar una destrucción excesiva del macizo rocoso o impedir la formación del plano de precorte, lo que no solo reduce la efectividad del proceso, sino que también implica un desperdicio de recursos humanos y materiales, además de representar posibles riesgos de seguridad (Cheng et al., 2020; Raina, 2019).

#### 1.1.1 A nivel mundial

Wang et al. (2022) en su estudio realizado en una mina a tajo abierto en Mongolia Interior (China), señalan que la optimización de los parámetros de la voladura de precorte se logró mediante simulaciones numéricas en LS-DYNA, evaluando diferentes diámetros y espaciamientos

de taladros. Determinaron que la relación óptima entre el diámetro y el espaciamiento de los taladros está dada por la ecuación  $y = 1.12 + 0.076x$ , lo que permitió obtener un plano de rotura continuo, una pendiente estable y una eficiencia superior al 90%.

Li et al. (2023) en su estudio realizado en China y Noruega, señalan que la optimización de la voladura de precorte bajo altas tensiones in situ se logra mediante el análisis teórico y numérico de la propagación y superposición de ondas de esfuerzo en LS-DYNA. Determinaron que perforar los taladros en la dirección del esfuerzo principal mayor, reducir la carga explosiva y emplear espaciamientos pequeños y uniformes mejora la interconexión de grietas y la eficacia del plano de rotura, optimizando así el control de la voladura en condiciones de alto esfuerzo.

Huang et al. (2025) en su estudio realizado mediante simulaciones numéricas y ensayos de campo en taludes altos y empinados, señalan que la optimización de la voladura de precorte mediante el uso de presplitting simple y doble permite reducir significativamente las vibraciones inducidas por la voladura. Los resultados mostraron que el presplitting simple disminuye la velocidad pico de partícula (PPV) en un 34.38%, mientras que el presplitting doble logra una reducción promedio del 59.54%, demostrando que el método de precorte doble es más eficaz para el control de vibraciones y la estabilidad del talud.

### **1.1.2 A nivel nacional**

Condori (2018) en su estudio realizado en la Unidad Minera Tacaza (Puno), señala que la optimización de la voladura de precorte permitió controlar el desprendimiento de bolones en los bancos de producción, mediante un diseño basado en las características geomecánicas del macizo (RMR 65), obteniendo resultados satisfactorios y una reducción de costos operativos.

Pacco & Apaza (2019) realizaron un estudio realizado en una mina a tajo abierto desde el inicio de sus operaciones, se señala que la optimización de la voladura de precorte es fundamental para

lograr la estabilidad de los taludes finales y proteger las rocas remanentes, integrando aspectos de geología, geotecnia, planeamiento, operaciones y seguridad. Las pruebas iniciales permitieron establecer parámetros de diseño basados en teorías de precorte y datos reales de campo, alcanzando factores de seguridad aceptables y un diseño optimizado acorde al tipo de roca y condiciones operativas.

### **1.1.3 En la unidad minera**

En el Tajo Cristina de la Compañía Minera Lincuna S.A., la ejecución de la voladura de precorte ha evidenciado deficiencias en la generación del plano de rotura final del talud, a pesar de seguir los lineamientos establecidos en los diseños operativos. La altura del bando es de 7.5m verticales y 7.76 m con inclinación de  $75^\circ$  respecto al vertical, esta altura de 7.76 m es lo que se toma en cuenta para analizar los taladros de precorte ya que los taladros de precorte son los que van a generar el talud. Inicialmente, se aplicó un espaciamiento de 1.00 m entre taladros; sin embargo, los resultados en el Banco 17 mostraron un plano de rotura irregular, con ausencia de medias cañas y presencia de bolonería en la base del banco, indicando una ruptura incompleta del macizo rocoso. Ante ello, se redujo progresivamente el espaciamiento a 0.90 m y posteriormente a 0.85 m, observándose mejoras en la definición y continuidad del plano de rotura, aunque sin un análisis técnico formal que relacione directamente estos cambios con el comportamiento real del macizo.

El precorte, cuya función principal es delimitar el talud y minimizar el daño inducido al macizo rocoso, no busca la fragmentación sino la formación de una superficie de rotura limpia y continua. No obstante, en las condiciones actuales, los resultados no cumplen con este propósito, generando paredes irregulares, sobreexcavaciones locales y secciones de roca remanente que requieren retrabajos manuales o mecánicos. Esta situación no solo afecta la calidad geométrica del talud,

sino que incrementa los riesgos operativos, retrasa las labores subsiguientes y compromete la eficiencia general de la operación.

El problema identificado radica en la falta de correspondencia entre el diseño teórico y el comportamiento real del macizo rocoso frente a la voladura de precorte. En particular, los parámetros de espaciamiento entre taladros y carga lineal de explosivo parecen no estar adecuadamente ajustados a las condiciones geológicas y geomecánicas del tajo. Hasta la fecha, los ajustes realizados han sido empíricos, basados en observaciones de campo, sin una evaluación técnica que sustente la relación entre dichos parámetros y la calidad del plano de rotura obtenido.

En este contexto, surge la necesidad de realizar una evaluación técnica integral del diseño de voladura de precorte actualmente aplicado en el Tajo Cristina, con el fin de determinar de manera cuantitativa y cualitativa cómo influyen el espaciamiento y la carga lineal en la formación del plano de rotura. La finalidad es optimizar el diseño del precorte, reduciendo la sobrerotura, los retrabajos y las irregularidades en la pared del talud, contribuyendo así a una mayor estabilidad geotécnica, seguridad operativa y eficiencia productiva.

En síntesis, el problema central de esta investigación radica en que el diseño actual de la voladura de precorte - aunque se ejecuta conforme a los parámetros establecidos- no garantiza la generación de un plano de rotura limpio, continuo y alineado con el diseño proyectado, especialmente en las zonas inferiores del talud. Esta deficiencia compromete la estabilidad, incrementa los tiempos operativos y reduce la eficiencia global de la operación minera, evidenciando la necesidad de optimizar el diseño de precorte mediante un análisis técnico riguroso y aplicado a las condiciones específicas del macizo rocoso del Tajo Cristina.

## **Figura 1**

*Primer resultado de la ejecución del taladro de precorte con espaciamiento de 1 m.*



Nota: Resultado de la voladura de precorte con espaciamiento de 1m en el Banco 17.

## **Figura 2**

*Segundo resultado de la ejecución del taladro de precorte con espaciamiento de 0,9 m.*



Nota: Resultado de la voladura de precorte con espaciamiento de 0.9 m en el Banco 16.

### **Figura 3**

*Tercer resultado de la ejecución del taladro de precorte con espaciamiento de 0.85 m.*



Nota. Resultado de la voladura de precorte con espaciamiento de 0.85 m en el Banco 15, se aprecia la media caña con una eficiencia de voladura mayor a 90%.

## **1.2 Formulación del problema**

### **1.2.1 Formulación del problema general**

¿Cómo optimizar la voladura de precorte para mejorar la generación del plano de rotura del talud en el Tajo Cristina de la Compañía Minera Lincuna - 2025?

### **1.2.2 Formulación del problema específico**

- ¿Cómo influye el espaciamiento de 1.00 m de los taladros de precorte en la generación del plano de rotura en el Banco 17 del Tajo Cristina?
- ¿Cómo influye la reducción del espaciamiento de precorte de 1.00 m a 0.90 m en la generación del plano de rotura en el Banco 16?
- ¿Qué efecto tiene la reducción del espaciamiento de precorte de 0.90 m a 0.85 m en la generación del plano de rotura en el Banco 15?
- ¿Cómo se relaciona la carga lineal con la generación del plano de rotura en el Tajo Cristina?

## **1.3 Objetivos**

### **1.3.1 Objetivo general**

Optimizar la voladura de precorte para mejorar la generación del plano de rotura del talud en el Tajo Cristina de la Compañía Minera Lincuna - 2025.

### **1.3.2 Objetivos específicos**

- Estimar el impacto del espaciamiento de 1 m entre taladros de precorte en la generación del plano de rotura en el Banco 17.
- Evaluar la efectividad de la voladura de precorte con espaciamientos de 0.90 m en el Banco 16.

- Evaluar la efectividad de la voladura de precorte con espaciamentos de 0.85 m en el Banco 15.
- Analizar la influencia de la carga lineal en la generación del plano de rotura en el Tajo Cristina.

## **1.4 Justificación**

### **1.4.1 Justificación teórica**

El diseño de taladros de precorte es fundamental en minería a cielo abierto y permite delimitar con precisión la cara final del talud. A diferencia de la voladura de producción, el precorte busca generar una fractura controlada y continua, no fragmentar el macizo.

Para lograr este resultado, parámetros como el espaciamiento entre taladros y la carga lineal deben ajustarse a las condiciones reales del terreno. En el Tajo Cristina se ha observado que, pese a seguir el diseño establecido, el plano de rotura no se forma correctamente, sobre todo en la parte baja del talud. Esto genera superficies irregulares y retrabajos que afectan la eficiencia y seguridad operativa.

La teoría —como la expuesta en *Slope Stability in Surface Mining* y en manuales técnicos de EXSA, FAMESA o ENAEX— establece que un diseño mal calibrado puede impedir la formación del plano deseado. Por ello, esta investigación busca evaluar cómo el espaciamiento y la carga lineal influyen directamente en la calidad del precorte y proponer mejoras aplicables en condiciones reales.

Este trabajo contribuye a cerrar la brecha entre el diseño técnico y la ejecución en campo, demostrando que ajustes simples pueden mejorar significativamente la estabilidad y definición del talud.

### **1.4.2 Justificación práctica**

Esta investigación nace de un problema visible en el Tajo Cristina. En varios bancos se ha notado que el plano de rotura no está saliendo bien. La voladura de precorte no genera las medias cañas esperadas, y eso deja paredes irregulares, sobre todo en la parte baja del talud. A veces hay que volver a intervenir esas zonas, lo que significa más tiempo, más trabajo y más costo.

Lo que se buscó fue entender por qué pasa esto y qué se puede mejorar sin complicar la operación. Se hicieron observaciones directas en los bancos 17, 16 y 15. Ahí se notó que solo ajustando el espaciamiento entre taladros y controlando mejor la carga lineal, los resultados mejoraban. No hizo falta cambiar equipos ni procesos. Solo afinar el diseño.

Estos cambios simples pueden ayudar al personal de campo, hacer más eficiente la perforación, reducir retrabajos y lograr taludes más estables. Lo práctico de este estudio es que no se queda en una propuesta teórica: parte de lo que ya se vivió en campo y plantea mejoras aplicables en operaciones similares.

### **1.5 Importancia**

Este trabajo surge porque el diseño actual del precorte en el Tajo Cristina no está dando buenos resultados. En campo se ha visto que el plano de rotura no queda limpio, hay sobre rotura y la forma del talud final no se respeta como debería. Eso no solo genera más trabajo, también complica la operación y puede poner en riesgo al personal.

No se trata de hacer grandes cambios, sino de ajustar lo que ya existe en los bancos 16 y 15 se probaron mejoras simples, como reducir el espaciamiento y controlar mejor la carga, y se notó una diferencia clara frente al banco 17. Los resultados fueron más consistentes.

Lo importante de esta tesis es que parte de datos reales, no de supuestos. Las propuestas se hicieron con lo que ya hay en la mina, sin necesidad de nuevos equipos ni tecnología extra. Solo se afinó el diseño.

Esto ayuda directamente al personal de perforación, a los ingenieros de voladura y al área operativa en general. Pero también puede ser útil para otras minas con problemas parecidos.

Si no se analiza este problema, se seguirán arrastrando errores que afectan la eficiencia y la seguridad. Por eso, aunque el aporte es puntual, tiene valor: busca soluciones prácticas que sí se pueden aplicar.

## **1.6 Alcances y limitaciones**

### **1.6.1 Alcances**

Esta investigación se enfocó en mejorar el diseño del precorte en el Tajo Cristina, de la Compañía Minera Lincuna. El problema era claro: los taludes no estaban quedando bien. Existe zonas en que la voladura no genera rotura, paredes desordenadas y poca continuidad en el plano de rotura, sobre todo en los bancos 17, 16.

Por eso se decidió revisar dos cosas puntuales: el espaciamiento entre taladros y la carga lineal. No se tocó toda la voladura, solo el precorte, que muchas veces se deja de lado, pero define cómo termina quedando el talud.

Todo el trabajo se hizo directamente en campo, después de cada disparo se comparó el diseño original (con espaciamiento de 1 m) con otros ajustes más cerrados (0.90 y 0.85 m), y se midió qué tanto mejoraba la forma del talud. Se usaron fotos, croquis, fichas técnicas y también se habló con operadores y supervisores para contrastar lo que se veía con lo que ellos experimentaban.

Los resultados fueron bastante claros: cuando se ajustó el diseño, el plano quedó más definido, aparecieron medias cañas más visibles y la geometría del diseño de los bancos.

Eso sí, el estudio se limitó al Tajo Cristina. Se trabajó con bancos de hasta de 15 metros y taladros de 3 pulgadas. No se buscó abarcar otros tajos ni condiciones diferentes, porque la idea era concreta: probar un ajuste técnico sencillo que pudiera hacer una diferencia real. Y en este caso, lo hizo.

### **1.6.2 Limitaciones**

Como en todo trabajo en mina, este estudio también tuvo sus limitaciones. Se enfocó únicamente en el Tajo Cristina, en bancos que van desde el nivel 4,618 hasta los 5,533 m.

Un punto flojo fue la falta de datos geotécnicos más específicos, como resistencia a la compresión o información hidrogeológica. No se contaba con esos ensayos, así que se trabajó con lo que se podía ver directamente: tipo de roca, plano de rotura y cómo respondía el talud después de cada voladura.

Tampoco se usaron programas avanzados ni modelado 3D. No porque no se quisiera, sino porque no se contaba con los recursos, pero igual, se optó por métodos sencillos pero funcionales, como fichas de observación, fotos, croquis y comparación directa entre bancos.

Otra limitación fue la variabilidad en la ejecución. A veces, los operadores hacían pequeños cambios en la carga o en la secuencia de disparo sin que eso quedara registrado del todo, lo cual complicó un poco el análisis. También hubo días en que llovió fuerte y no se pudo acceder al frente o las medias cañas no se veían bien por el barro.

A pesar de todo eso, se tomaron medidas para que el estudio siguiera siendo válido. Se eligieron bancos representativos, se hicieron visitas varias veces y se mantuvo un registro fotográfico ordenado. Además, la experiencia del personal de campo ayudó bastante a interpretar lo que no siempre quedaba claro a simple vista.

En resumen, sí hubo limitaciones, pero se manejaron con criterio. Lo importante es que el objetivo principal se cumplió: se demostró que un pequeño ajuste en el diseño del precorte puede marcar la diferencia en la calidad del plano de rotura. Y eso, en minería real, ya es bastante.

## **1.7 Planteamiento de hipótesis**

### **1.7.1 Formulación de hipótesis general**

La optimización de la voladura de precorte mejora significativamente la generación del plano de rotura del talud en el Tajo Cristina de la Compañía Minera Lincuna – 2025.

### **1.7.2 Formulación de hipótesis específicas**

- El espaciamiento de los taladros de precorte de 1.00 m influye significativamente en la generación del plano de rotura en el Banco 17.
- La reducción del espaciamiento de la voladura de precorte de 1.00 m a 0.90 m influye significativamente en la generación del plano de rotura en el Banco 16.
- La reducción del espaciamiento de la voladura de precorte de 0.90 m a 0.85 m influye significativamente en la generación del plano de rotura en el Banco 15.
- Existe una relación directa significativa entre la carga lineal y la generación del plano de rotura.

## **1.8 Variables e indicadores**

### **1.8.1 Variable dependiente:**

Generación del plano de rotura del talud

### **1.8.2 Variable independiente:**

Diseño de voladura de precorte

## 1.9 Operacionalización de variables

**Tabla 1**

*Matriz de operacionalización de variables*

Variable		Definición conceptual	Definición operacional	Dimensiones	Indicadores
VI	Taladros de precorte	La voladura de precorte es una técnica usada en minería a tajo abierto para crear un plano de rotura controlado en el terreno, antes de la voladura principal.	Medición de diámetro (mm), espaciamiento (m), profundidad (m), ángulo de inclinación (grados), carga explosiva (kg) y secuencia de voladura (ms).	Diseño de perforación	Diametros de los taladros( en mm o in)
					Espaciamiento entre taladro( en metros)
					Profundiad de los taladros( en metros)
					Angulo de inclinación(en grados)
					Uniformidad en la distribución de los taladros( en %)
					Desviación del taladro respecto al plano de precorte( en metros)?
				Carga explosiva	Tipo de explosivos utilizado
					Carga por taladro( en kilogramos)
					Relacion carga explosiva/diametro del taladro
					Densidad de carga
					Factor potencia
					Factor energia(MJ/m <sup>3</sup> )
Secuencia y timing	Tiempo de retardo entre taladros				
	Secuencia de iniciación				
	Número de taladros				
V D	Generación del plano de rotura del talud	La formación del plano de rotura del talud se refiere al resultado de la voladura de precorte, que busca crear una superficie limpia y definida en el	Se evaluará mediante inspección visual directa, mapeo fotogramétrico, mediciones topográficas y análisis estructural post-disparo.	Continuidad del plano de rotura.	Longitud del plano visible (en m)
					Regularidad del plano
				Media caña visible	

		talud de un banco minero		Daño al plano de rotura	Sobrerotura (en m o %)
--	--	-----------------------------	--	-------------------------	------------------------

## CAPÍTULO II

### II. MARCO TEÓRICO

#### 2.1 Antecedentes de la investigación

##### 2.1.1 Internacionales

Wang et al. (2022) desarrollaron un estudio enfocado en la optimización de los parámetros de la voladura de precorte en una mina a tajo abierto ubicada en Mongolia Interior (China). El objetivo principal fue determinar la relación óptima entre el diámetro de los taladros y su espaciamiento, a fin de mejorar la continuidad del plano de rotura y reducir daños en el macizo rocoso. Como base teórica, el estudio se sustentó en los principios de propagación de ondas de esfuerzo y fractura de roca inducida por explosivos, los cuales fueron analizados mediante simulaciones numéricas en LS-DYNA. La metodología fue de tipo cuantitativo y experimental, basada en la creación de modelos numéricos que variaron el diámetro de taladros y el espaciamiento entre ellos para analizar el comportamiento de las ondas de choque, la tensión pico y el patrón de fractura. Los resultados demostraron que la relación óptima entre el diámetro y el espaciamiento de los taladros está dada por la ecuación  $y=1.12+0.076x$ , lo que permitió obtener un plano de rotura continuo y una tasa de mediascañas superior al 90%. Aunque el estudio logró validar la efectividad del modelo en campo, no abordó otros factores operativos como la influencia del tipo de explosivo, las condiciones geológicas heterogéneas o los efectos de acoplamiento de carga. Su principal aporte radica en proporcionar una ecuación empírica de optimización del diseño de malla de precorte, que sirve como referencia para futuras investigaciones y aplicaciones prácticas en minas a tajo abierto orientadas a mejorar la estabilidad de taludes.

Li et al. (2024) realizaron un estudio orientado a analizar los efectos del esfuerzo in situ en la formación y propagación de grietas durante la voladura de precorte en

excavaciones profundas, donde las altas tensiones geológicas dificultan la generación de planos de rotura continuos. El objetivo principal fue entender cómo el nivel y la orientación del esfuerzo in situ influyen en la extensión y coalescencia de fracturas inducidas por la voladura. Teóricamente, el estudio se basó en los principios de transmisión y superposición de ondas de esfuerzo tangencial generadas por detonaciones simultáneas, mientras que metodológicamente combinó modelos analíticos y simulaciones numéricas calibradas con ensayos de laboratorio, empleando análisis de sensibilidad de malla para garantizar la precisión de los resultados. Los resultados indicaron que el desarrollo de grietas en el precorte está dominado por la interacción de las ondas de detonación y el estado de esfuerzo in situ, siendo más efectiva la fractura cuando los taladros se ubican en dirección del esfuerzo principal mayor. El estudio aportó una comprensión detallada de los mecanismos de fractura bajo altas tensiones geológicas, ofreciendo lineamientos útiles para el diseño de voladuras de contorno en ambientes profundos. Sin embargo, no evaluó experimentalmente la aplicación a escala real, lo que deja un vacío en la validación práctica del modelo propuesto. Su principal contribución radica en proporcionar una base teórica sólida para optimizar el diseño de voladuras de precorte en condiciones de alto esfuerzo in situ.

Li et al. (2023) desarrollaron un estudio enfocado en la influencia del esfuerzo in situ en la efectividad de la voladura de precorte, problema común en excavaciones profundas donde las altas tensiones geológicas dificultan la interconexión de grietas y elevan los costos de construcción. El objetivo principal fue establecer las relaciones entre el esfuerzo in situ, el espaciamiento entre taladros y el diámetro de carga en la voladura de precorte, con el fin de optimizar el control de fracturas en macizos rocosos sometidos a altas presiones. El estudio se fundamentó teóricamente en la propagación

y superposición de ondas de esfuerzo generadas por detonaciones simultáneas, y metodológicamente combinó análisis analítico y simulaciones numéricas utilizando un modelo bidimensional de dos taladros en LS-DYNA, extendido posteriormente a un modelo tridimensional de excavación circular bajo presión hidrostática y esfuerzos anisotrópicos. Los resultados demostraron que la voladura de precorte es más eficiente cuando los taladros se orientan en la dirección del esfuerzo principal mayor, se utiliza menor carga explosiva y se aplica un espaciamiento reducido y uniforme entre taladros, logrando una mejor coalescencia de grietas y control del daño. Sin embargo, el estudio no incluyó validación experimental en campo, limitando su aplicación directa en operaciones reales. Su principal aporte consiste en proporcionar una guía práctica y teórica para optimizar el diseño de voladuras controladas bajo condiciones de alto esfuerzo in situ, contribuyendo al entendimiento del comportamiento de las fracturas inducidas por explosivos en contextos de alta presión geológica.

Huang et al. (2025) evaluaron la eficacia del precorte como técnica para mitigar las vibraciones generadas por la voladura, comparando tres métodos: voladura convencional, precorte simple y precorte doble. Mediante simulaciones numéricas se analizaron la propagación de esfuerzos, la distribución del daño y la formación de grietas de precorte; posteriormente, se realizaron pruebas de campo en taludes altos y empinados. Los registros de vibración obtenidos en diferentes puntos de monitoreo permitieron comparar las curvas de presión y velocidad de vibración, así como las propiedades espectrales y de distribución de energía. Los resultados mostraron que el precorte simple redujo la velocidad pico de partícula (PPV) en un 34.38% y el precorte doble en un 59.54% respecto a la voladura convencional, demostrando que el precorte doble ofrece un mejor aislamiento de vibraciones. Este trabajo aporta evidencia

significativa sobre la efectividad del precorte en la reducción de vibraciones y en la mejora de la estabilidad del talud en operaciones mineras a cielo abierto.

Li et al. (2024) abordó el problema del daño acumulativo en la roca encajonante durante la excavación de chimeneas mediante el método de voladura con cartuchos esféricos, un proceso común en la excavación en un solo paso (one-step raise excavation). El objetivo principal fue analizar la evolución del daño en el macizo rocoso y optimizar el método de voladura para reducir los efectos adversos en las paredes de la chimenea. La investigación se desarrolló mediante simulaciones numéricas en LS-DYNA, empleando el modelo constitutivo Johnson–Holmquist (JH-2) para representar el comportamiento dinámico de la roca, complementadas con pruebas de campo para validar los resultados. En su marco teórico, se fundamenta en la mecánica de fractura de rocas y en la propagación de ondas de esfuerzo durante la voladura. Los resultados mostraron que, debido a la alta confinación y la limitada cara libre, la voladura con cartuchos esféricos requiere una carga elevada que provoca un daño considerable en las paredes de la chimenea. Como solución, los autores propusieron incorporar la técnica de voladura de precorte dentro del método de cartuchos esféricos, lo que permitió reducir significativamente el daño y mejorar la estabilidad del contorno. Entre las limitaciones identificadas se encuentra la falta de análisis del comportamiento a largo plazo del macizo rocoso post-voladura y la necesidad de validar el modelo en diferentes litologías. No obstante, el estudio aporta una alternativa técnica eficiente para el control de daños en excavaciones verticales profundas, contribuyendo al perfeccionamiento de los diseños de voladura controlada aplicados en minería subterránea.

### 2.1.2 Nacionales

Condori (2018) estudio realizado en la Unidad Minera Tacaza, ubicada en la comunidad de Choroma, distrito de Santa Lucía, provincia de Lampa, departamento de Puno, abordó el problema del desprendimiento de bolones y material fragmentado en los taludes de los bancos de producción, lo cual generaba dificultades operativas y costos adicionales. El objetivo principal fue diseñar la perforación y voladura de precorte a partir de la caracterización geomecánica del macizo rocoso, con el fin de controlar la estabilidad del talud y minimizar el daño en la roca remanente. El estudio se desarrolló bajo un enfoque técnico-experimental, considerando parámetros geomecánicos como  $RCU = 66.41 \text{ MPa}$ ,  $RQD = 86\%$  y  $RMR = 65$ , que clasificaron a la roca como una andesita porfírica de buena calidad. Con base en estos resultados, se propuso un diseño de precorte con taladros de área  $9.62 \text{ pulg}^2$ , carga útil de  $4.00 \text{ m}$ , taco de  $1.00 \text{ m}$ , subdrilling de  $0.5 \text{ m}$  y uso de ANFO ( $0.80 \text{ g/cm}^3$ ). Los ensayos de campo realizados en 13 taladros mostraron una diferencia mínima entre la carga teórica ( $403 \text{ kg}$ ) y la real ( $405.1 \text{ kg}$ ), confirmando la precisión del diseño y la efectividad del precorte para mejorar la estabilidad del talud. Sin embargo, el estudio no profundizó en la influencia de variables como el espaciamiento o el tiempo de retardo en la calidad del plano de rotura, dejando un espacio para futuras investigaciones orientadas a la optimización integral del diseño de voladura de precorte. Esta investigación aporta una aplicación práctica valiosa para el diseño de voladura controlada en tajos abiertos, demostrando que la integración de la geomecánica con el diseño de perforación puede reducir significativamente los riesgos de desprendimiento y los costos operativos.

Pacco & Apaza (2019) El estudio aborda el problema de la optimización del diseño de voladura de precorte en una mina a tajo abierto, con el objetivo principal de garantizar la estabilidad de los taludes finales y la protección de las rocas remanentes.

El trabajo se desarrolló en el contexto de una operación minera que inició sus actividades aplicando técnicas de voladura controlada, considerando aspectos técnicos vinculados a la geología, geotecnia, planeamiento, operaciones y seguridad. Su marco teórico se basa en las teorías fundamentales del precorte, complementadas con la información real obtenida en campo. La metodología empleada fue aplicada y experimental, sustentada en pruebas de perforación y voladura desde el inicio de las operaciones, lo que permitió ajustar los parámetros hasta alcanzar un diseño optimizado. Los resultados evidenciaron que la aplicación de un diseño de precorte adecuado contribuye significativamente a mejorar la estabilidad de los taludes y reducir los daños en la roca remanente. Sin embargo, el estudio no profundiza en el análisis cuantitativo de los parámetros de diseño, lo que deja abierta la posibilidad de investigaciones futuras orientadas a optimizar la eficiencia técnica y económica del precorte. Su principal aporte radica en demostrar la importancia de integrar criterios geomecánicos y operativos en el diseño de voladura para el control efectivo de la estabilidad en minas a tajo abierto.

## **2.2 Bases teóricas**

Himanshu et al. (2024) sostienen que, para disminuir la generación y propagación de vibraciones durante una voladura, se busca separar la cara de trabajo del macizo rocoso mediante la creación de un plano de discontinuidad o fractura. Para lograrlo, la técnica de voladura de precorte se basa en la perforación de taladros de menor diámetro que los de producción, con cargas desacopladas y ligeras, cuya función principal es producir la separación sin generar una fragmentación excesiva. Estos taladros, perforados antes de los de producción, son detonados previamente para formar un plano continuo de fractura a lo largo de su alineación.

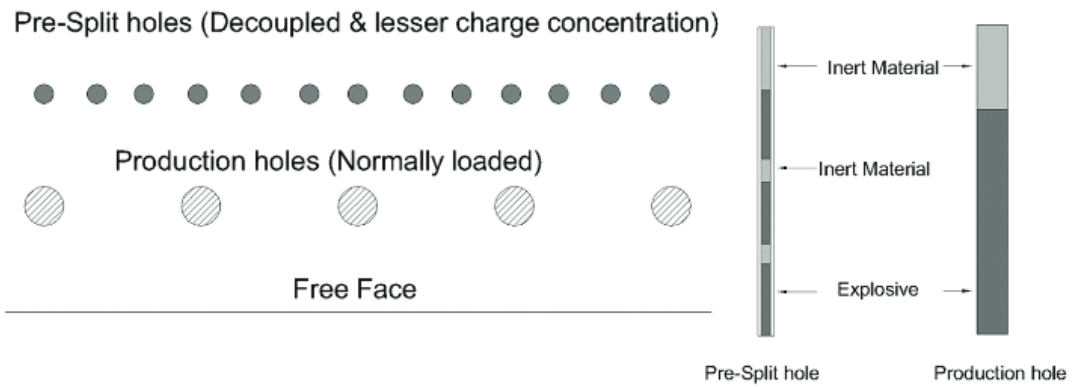
Durante la detonación, las ondas de esfuerzo generadas se propagan radialmente y, al encontrarse entre sí, se transforman en ondas de tracción, provocando la formación del plano de discontinuidad entre los taladros. Esta interacción de ondas entre los taladros de precorte no solo crea la superficie de separación, sino que también contribuye a reducir la sobrerotura en las voladuras de banco. En la práctica, los taladros de precorte se espacian entre 8 y 12 veces su diámetro, siendo la precisión en la perforación un aspecto crítico para el éxito del método.

Los taladros buffer se perforan inmediatamente delante de los de precorte y poseen menor profundidad, ya que requieren una cantidad de explosivo equivalente al 15–20 % de la carga de los taladros de producción. De esta manera, sus longitudes se ajustan en proporción. En cuanto al retardo, los tiempos entre taladros de producción varían de 42 a 65 milisegundos, y entre filas se programa una secuencia que permite detonar de dos a tres taladros de la primera fila antes de iniciar los de la siguiente. En algunos casos, se detonan dos taladros de producción al mismo tiempo para mejorar el lanzamiento del material volado.

Los retardos de los taladros buffer se mantienen similares a los de producción, mientras que en los de precorte generalmente no se aplica retardo entre taladros, aunque puede añadirse un pequeño intervalo de 17 milisegundos cada cinco a diez taladros para controlar la carga por retardo. Los taladros de precorte pueden iniciarse antes de la voladura de producción o simultáneamente, según el diseño. Este procedimiento ha demostrado generar cortes limpios y paredes estables en las minas.

### Figura 4

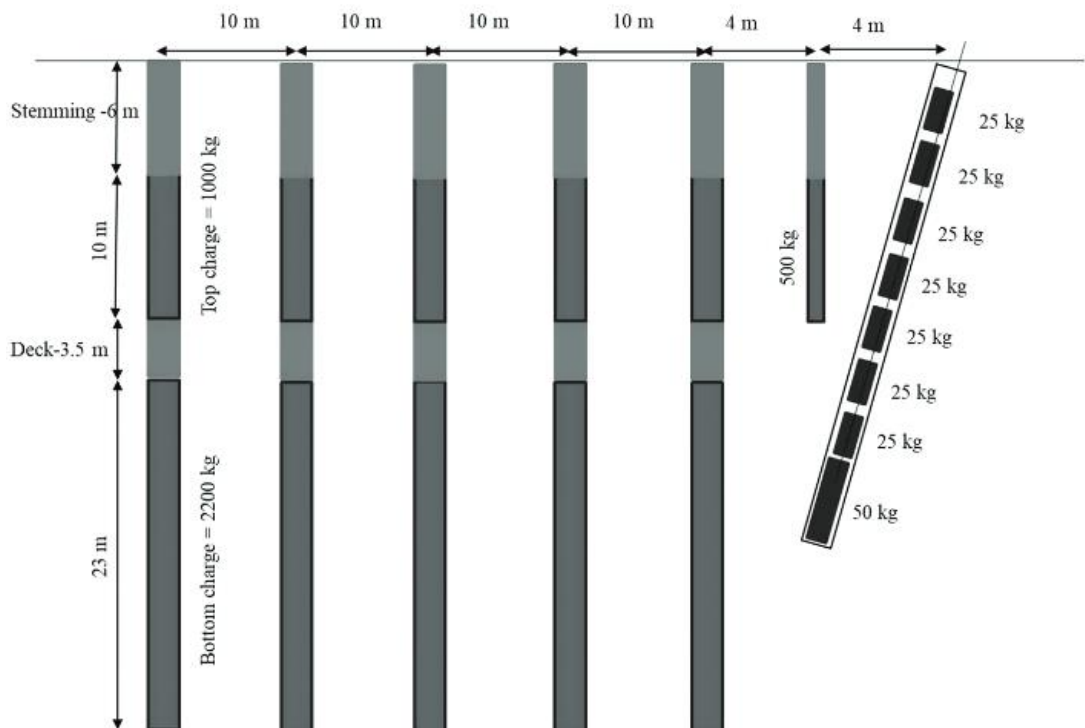
*Diseño de la técnica de voladura controlada por precorte.*



Nota: Tomada de Himanshu et al., 2024, p. 87.

### Figura 5

*Patrón de carga para los taladros de producción, buffer y de precorte de una voladura de precorte.*



Nota: Tomada de Himanshu et al., 2024, p. 87.

## **Figura 6**

*Paredes de una mina Open pit*



*Nota.* La imagen muestra las paredes del tajo. Tomada de Williams et al., 2009, p. 209.

### **2.2.1 Motivo de la voladura de paredes en minería Open Pit**

Hagan & Bulow (2000) explican que, cuando las voladuras de producción se ejecutan cerca de la pared diseñada del tajo, los operadores deben priorizar la protección del talud antes que la productividad. Por ello, siempre que el espacio lo permita, se recomienda dividir las voladuras de un banco en dos zonas: una de producción, ubicada a cierta distancia de la pared final, y otra de pared, situada adyacente o muy próxima a ella. Si se logra reducir la sobrerotura generada por las voladuras de producción, el volumen requerido de las voladuras de pared puede disminuirse considerablemente.

En cuanto a las voladuras de pared de tajo, los autores señalan que existe un interés económico en alcanzar superficies finales estables y lisas con el menor costo posible. Una de las estrategias más efectivas para lograrlo consiste en aprovechar las economías de escala en el diseño, utilizando la experiencia acumulada y el conocimiento técnico

en voladuras para controlar los efectos negativos asociados al uso de taladros de gran diámetro con explosivos a granel, ubicados lo más cerca posible de la pared final diseñada del tajo(Hagan & Bulow, 2000).

### **2.2.2 Importancia de la estabilidad de taludes en la minería a Cielo Abierto (Open Pit).**

Stacey (2000) sostiene que el propósito fundamental del diseño de una mina a cielo abierto es alcanzar una configuración de excavación que logre el equilibrio óptimo entre seguridad, recuperación del mineral y rentabilidad económica. Los inversionistas y operadores esperan que los taludes sean diseñados para mantener su estabilidad durante toda la vida útil del yacimiento, incluso después del cierre de la mina. En caso de presentarse inestabilidades, estas deben ser controlables y no comprometer la seguridad o la continuidad operativa. Este principio se aplica tanto a la escala de los bancos individuales como a los taludes generales del tajo.

El autor enfatiza que garantizar la estabilidad de los taludes en minas de gran escala es esencial para reducir los riesgos que puedan afectar al personal, al equipo o a las reservas mineras. Al mismo tiempo, el diseño debe permitir una recuperación máxima del mineral y minimizar el movimiento de desmonte, manteniendo así la viabilidad económica del proyecto. Por ello, el diseño óptimo implica un compromiso entre la seguridad operativa, la practicidad constructiva y la búsqueda de ángulos de talud lo más pronunciados posible sin comprometer la estabilidad(Stacey, 2000).

Una inestabilidad no controlada, o el colapso de un talud, puede tener varias consecuencias, como:

#### **2.2.2.1 Factores de seguridad y sociales**

- Pérdida de vidas o lesiones;
- Pérdida de ingresos de los trabajadores;

- Pérdida de confianza de los trabajadores;
- Pérdida de credibilidad corporativa, tanto externamente como con los accionistas.

#### **2.2.2.2 *Factores económicos***

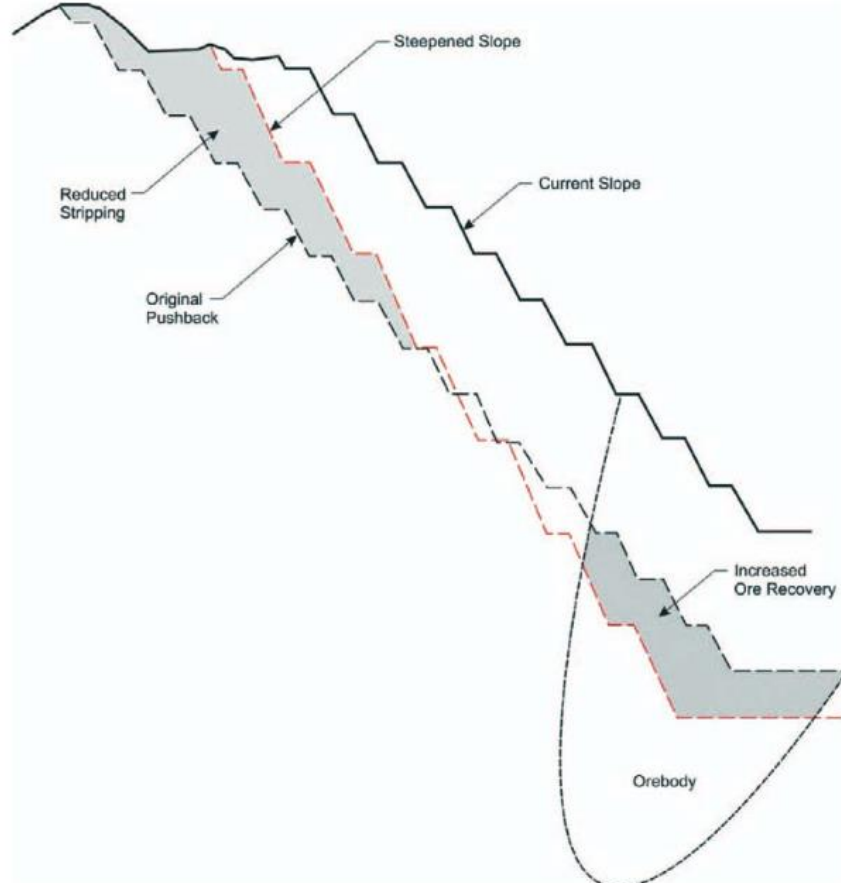
- Interrupción de operaciones;
- Pérdida de mineral;
- Pérdida de equipos;
- Aumento de la extracción;
- Costo de limpieza;
- Pérdida de mercados.

#### **2.2.2.3 *Factores ambientales y normativos***

- Impactos ambientales;
- Aumento de la regulación;
- Consideraciones de cierre.

## Figura 7

### *Impactos potenciales del aumento de pendiente del talud*



*Nota.* El gráfico muestra las posibles consecuencias del aumento de pendiente del talud. Tomada de Stacey, 2000, p. 3.

### **2.2.3 Fundamentos de perforación y voladura en minería a cielo abierto**

La perforación y voladura implica la perforación estratégica de taladros en el macizo rocoso, seguida de la colocación de explosivos que se detonan para fracturar la roca en piezas manejables. Este proceso es integral en diversas industrias, incluyendo:

- Minería: Extracción de minerales y metales valiosos.

- Explotación de canteras: Obtención de piedra y otros materiales de construcción.
- Ingeniería civil: Facilitación de la construcción de túneles, carreteras, represas, etc.

### ***2.2.3.1 Teoría de la voladura de rocas***

Himanshu et al (2024) señalan que, durante el proceso de voladura de rocas, la masa explosiva experimenta una transformación de estado sólido a gaseoso al detonar. En este fenómeno se liberan principalmente dos formas de energía: la energía de choque o de tensión y la energía de gas. Los explosivos de baja potencia generan principalmente energía gaseosa, mientras que los de alta potencia producen tanto energía de choque como de gas. La energía de choque se caracteriza por alcanzar presiones superiores a las de la energía gaseosa y, a medida que se propaga, da lugar a la generación de energía de gas. Esta energía de choque actúa como una presión que se desplaza a la velocidad de detonación del explosivo. Investigaciones previas han demostrado que entre el 10 % y el 15 % de la energía total liberada corresponde a la energía de choque. En el caso de rocas homogéneas, dicha energía se propaga fuera del taladro de voladura, atenuándose progresivamente con la distancia, de manera proporcional al cuadrado de la misma. La energía de choque es responsable de la iniciación de las grietas primarias en la roca; posteriormente, la energía gaseosa interviene en su propagación y extensión.

Durante la voladura, la roca atraviesa cuatro etapas distintas: la zona de expansión del taladro, la zona de trituración fina, la zona de trituración y la zona de agrietamiento radial. La zona de expansión del taladro corresponde a la región más próxima a la pared del taladro, donde se genera un elevado esfuerzo compresivo debido a la detonación. Este esfuerzo es significativamente mayor que la resistencia a compresión

de la roca y disminuye rápidamente conforme aumenta la distancia al taladro, producto de las pérdidas energéticas. La velocidad de la onda compresiva tiende a igualarse con la velocidad sónica del medio rocoso después de cierta distancia, lo que modifica el comportamiento del macizo frente a la fractura y deformación(Himanshu et al., 2024).

A continuación, se forma la zona de trituración fina, caracterizada por una alta densidad de grietas finas que delimitan un diámetro aproximadamente cuatro veces mayor que el del taladro. En esta zona se disipa cerca del 30 % de la energía total liberada. La energía restante, de menor intensidad, continúa propagándose y da lugar a la siguiente región, conocida como zona de trituración, donde la densidad de grietas es menor. Esta zona abarca un diámetro de alrededor de ocho veces el del taladro.

Una vez desarrollada la zona de trituración, la presión gaseosa adquiere un papel predominante, al penetrar en las grietas formadas y extenderlas, originando la denominada zona de agrietamiento radial. Esta última puede alcanzar un diámetro de hasta cuarenta veces el del taladro, dependiendo de las condiciones geológicas y geotécnicas. Solo algunas de las grietas radiales se prolongan a mayor distancia, mientras que la mayoría presentan longitudes más cortas, debido a la relajación de la onda de esfuerzo en las fracturas más grandes(Himanshu et al., 2024).

Por otro lado, existe una corriente de investigación alternativa que propone teorías adicionales respecto al mecanismo de fractura de la roca por voladura. Algunos estudios sostienen que el esfuerzo de choque y la energía gaseosa no son los únicos factores que determinan la fractura del macizo rocoso. La existencia de una cara libre o discontinuidad abierta también ejerce una influencia significativa en este proceso. Este planteamiento se conoce como teoría de reflexión, la cual establece que durante la detonación se genera una onda de choque compresiva que se propaga radialmente desde la pared del taladro. Al encontrarse con una cara libre, dicha onda se refleja y

transforma en una onda de tracción. Si la intensidad de esta onda reflejada supera la resistencia dinámica a la tracción de la roca, se forma una zona de escoriación por tracción. Dado que la resistencia a la tracción equivale aproximadamente al 10 % de la resistencia compresiva, resulta mucho más sencillo fracturar la roca bajo esfuerzos de tracción que de compresión(Himanshu et al., 2024).

### **Figura 8**

*Vista de zona de grietas radiales formada después de la voladura en roca.*



Nota La figura muestra las grietas que se propagan con la voladura. Tomado de Himanshu et al., 2024, p. 10.

#### **2.2.4 Tipos de voladura controlada en Open Pit**

Kliche (2011) indica que en la voladura de rocas hay varias técnicas para controlar la sobrerotura, generar una pared del talud estable y poder minimizar el daño generado por la voladura con el propósito de generar una pared estable del tajo, adicionalmente

lograr una pared del tajo estéticamente atractivo. A lo largo de los años se han desarrollado varias recticas de peroración y coladura para lograr este objetivo, como vamos a ver a continuación.

#### ***2.2.4.1 Voladura de producción modificada***

Kliche (2011) explique que en la voladura de producción modificada, se busca disminuir el nivel de energía en la zona cercana a la pared con el propósito de minimizar la sobrerotura. En macizos rocosos de alta competencia, esta reducción energética generalmente se consigue disminuyendo la cantidad de explosivo en la fila más próxima al talud en un rango del 30 % al 60 %. En cambio, en macizos de menor competencia estructural, se requieren ajustes adicionales en el diseño de la voladura, tales como la utilización de cargas segmentadas, la reducción del burden y del espaciamiento en la última fila de taladros, la minimización de la subperforación o el incremento del retardo entre las dos últimas filas.

La principal ventaja de esta técnica radica en que no exige modificaciones significativas en el diseño general de la voladura. No obstante, su desventaja es que la roca del talud permanece expuesta a procesos de dilatación de grietas, penetración de gases y levantamiento de bloques. Asimismo, aunque la reducción del número de taladros por retardo contribuye a disminuir la velocidad máxima de partícula, las filas perimetral y amortiguadora tienden a mantener una carga excesiva de producción, la cual debe ser reducida para evitar daños adicionales.

Para conservar el mismo factor de carga, es necesario disminuir el espaciamiento entre taladros de manera proporcional a la reducción de la carga explosiva. En términos operativos, la aplicación de esta modalidad de voladura controlada incrementa el ángulo del frente del banco en aproximadamente 5°, lo que mejora el control geométrico del talud.

#### 2.2.4.2 Voladura de precorte (*Presplit Blasting*)

Kliche (2011) señala que la voladura de precorte consiste en la detonación anticipada de taladros estrechamente espaciados y con cargas ligeras, cuyo objetivo es generar un plano de fractura continuo que actúe como barrera frente a la propagación de las grietas radiales producidas por la voladura de producción. Este plano no solo limita el daño al macizo rocoso, sino que además contribuye a obtener paredes finales más estables y de apariencia uniforme. La aplicación de esta técnica puede realizarse con antelación variable, que puede ir desde horas hasta semanas antes de la voladura principal, o bien de forma inmediata, utilizando un retardo previo. En este contexto, las técnicas de voladura retardada se emplean con frecuencia para controlar los tiempos de detonación entre taladros individuales o grupos de taladros, garantizando así un mejor control del proceso y del resultado geométrico del talud.

#### **Figura 9**

*Forma final de la pared con precorte en formaciones de piedra caliza y esquisto.*



Nota. En esta figura se observa las marcas de la voladura de precorte también conocido en el ámbito minero como “cañas”. Tomado de Raina (2019).

#### **2.2.4.3 Voladura de recorte (*Cushion Blasting or Trim Blasting*)**

Kliche (2011) La voladura de recorte es una técnica de voladura controlada que se emplea para perfeccionar o limpiar la pared final una vez culminada la voladura de producción. Esta operación puede ejecutarse con un retardo posterior inmediato a la voladura de producción o incluso tiempo después, llegando a realizarse años más tarde. Su finalidad es doble: por un lado, mejorar la estabilidad de la pared final al eliminar la sobrerotura generada por la voladura principal, y por otro, obtener una superficie más uniforme y estéticamente aceptable. Dado que la fila de recorte se detona después de la última fila de producción, esta técnica no contribuye directamente a proteger la estabilidad del talud durante la voladura principal, aunque favorece la seguridad a largo plazo al retirar el material suelto producido por dicha sobrerotura. La aplicación de la voladura de recorte implica costos adicionales asociados a la perforación extra, mayor tiempo de carga y ligera reducción de la producción minera; sin embargo, estos gastos suelen compensarse con la disminución de costos futuros, relacionados con el desmonte adicional o posibles fallas de taludes, que pueden originarse por la sobrerotura generada en la voladura de producción.

#### **2.2.4.4 Perforación en línea**

Kliche (2011) La perforación en línea, aunque comúnmente se clasifica como una técnica de voladura controlada, en realidad no constituye una voladura por sí misma. Este método consiste en una única hilera de taladros sin carga, colocados muy próximos entre sí a lo largo del perímetro de la excavación. Al detonar la voladura de producción cercana, las ondas de choque concentran esfuerzos alrededor de los taladros sin carga, generando grietas entre ellos si la tensión supera la resistencia del

macizo rocoso. Si bien permite controlar el daño en el perímetro, es una técnica costosa debido al elevado número de taladros necesarios para su efectividad. Al seleccionar el método de voladura controlada más adecuado, es esencial definir los criterios de daño permitidos en la roca y establecer un procedimiento de diseño que minimice dicho daño sin comprometer significativamente la producción.

## **2.2.5 Taladro de precorte**

### **2.2.5.1 Teoría del precorte en función de las ondas S y P**

Al momento de detonar la carga explosiva en el taladro esta genera una onda de choque que se propaga a través del macizo rocoso. Esta onda esta formada por dos ondas, principalmente las ondas P (primarias) y las ondas S (secundarias) que funcionan de formas diferentes en la formación y propagación de grietas en los taladros de precorte.

#### **2.2.5.1.1 Ondas P (Compresivas)**

Las ondas P son compresivas, adicionalmente son los primeros en propagarse a gran velocidad (5000 a 7000 m/s) a través del macizo rocoso. Estas ondas son compresivas lo que significa que empujan a las rocas radialmente hacia afuera en dirección de la propagación y cerrando las grietas existentes. Para los taladros de precorte que están en la misma línea de perforación, adyacentes, las ondas P que provienen del ladro que es adyacente influye a la roca circundante, cerrando las grietas que intentan formarse en direcciones perpendiculares a la línea de perforación. Esto ayuda al control adecuado del daño no deseado por la voladura.

#### **2.2.5.1.2 Ondas S (De cote o de cizalla)**

También conocido como ondas secundarias, son ondas de naturaleza tensional y de menor velocidad que las ondas P, genera en la roca un efecto de cizalladura que ocasiona apertura de las grietas. Estas ondas estiran la roca mientras se alejan de los

taladros, haciendo que las grietas aumenten de tamaño en dirección de menor resistencia que generalmente es hacia los taladros adyacentes. Al detonar los taladros simultáneamente las ondas S provenientes de ambos taladros interactúan generando una zona altamente fisurada entre ellos. En los taladros de precorte las ondas S interactúan y forman la cara de corte por tener un movimiento lateral.

#### **2.2.5.1.3 Interacción de ondas P y S en la voladura de precorte**

En la voladura de precorte, con el diseño adecuado y la detonación simultánea aseguramos el adecuado interacción de las ondas P y S para que trabajen de manera complementaria. Las ondas P que provienen de un taladro adyacente cierran las grietas en direcciones no deseadas y las ondas S promueven el crecimiento de grietas a lo largo de la línea de perforación. Esto crea un plano de menor resistencia para asegurar que los gases generados por la voladura fracturen controladamente y se limiten a la línea de precorte. Para que esta interacción ocurra de manera eficiente los taladros deben de estar cercanos entre sí. Además, al estar alejados de superficies libres, las ondas S reflejadas (tensionales) tienen un efecto mínimo, lo que permite un mayor control sobre la formación de grietas y la liberación de energía en la dirección deseada.

#### **2.2.6 Importancia de la sincronización en el taladro de precorte**

Hustrulid (1999) dice que:

En una verdadera voladura de precorte, todos los taladros deben ser disparados al mismo tiempo para garantizar que las ondas P y S interactúen de manera simultánea en la roca circundante. Esto requiere que las cargas explosivas estén distribuidas a lo largo de toda la longitud de los taladros de perforación, asegurando que la fracturación sea uniforme y controlada. (p. 325)

### **2.2.7 Secuencia de disparo en voladura de precorte**

Williams et al., (2009) explica que, en condiciones ideales, el precorte debería detonarse antes de perforar los taladros correspondientes a la voladura adyacente; sin embargo, esto no siempre es factible, por lo que generalmente se dispara junto con los taladros de producción. Si el intervalo entre la detonación del precorte y la de los taladros adyacentes es demasiado amplio, el desempeño del explosivo en estos últimos puede disminuir, motivo por el cual el precorte suele detonarse poco antes (alrededor de 100 ms) de la voladura de producción. Además, los taladros de precorte se detonan de forma instantánea siempre que las vibraciones no representen un riesgo; si el talud es sensible, se recomienda disparar grupos de entre 5 y 10 taladros con intervalos de unos 25 ms entre cada grupo. En casos de alta sensibilidad a las vibraciones, se debe detonar un solo taladro por vez, siendo más apropiado en tales circunstancias utilizar técnicas de post-corte en lugar de precorte.

En el manual de Enaex (2014) se afirma que:

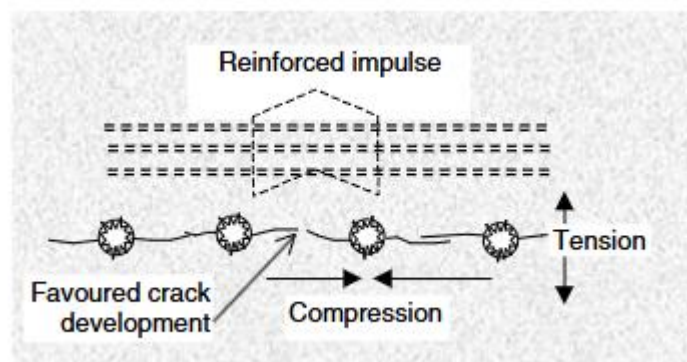
Respecto a los intervalos entre taladros del precorte, la teoría de formar una grieta de tensión entre dos pozos implica una detonación simultánea de ellos. A modo de referencia, Ouchterlony (1995) reportó que, si existen diferencias de tiempo de 1ms entre pozos de precorte, éstas generarían mayores daños alrededor de un taladro. Por tal motivo el autor del estudio recomienda usar cordón detonante para la iniciación del precorte. Idealmente debieran detonarse todos los pozos del precorte en forma simultánea, pero como medida precautoria en relación a las vibraciones, éstos debieran ser detonados en grupos de 20 a 30 taladros. (p. 133)

Hagan & Bulow (2000) sostiene que:

“Simultáneamente” significa “dentro de 1 ms”, ya que la cooperación de las ondas de deformación es crucial y se ha demostrado ampliamente que la calidad del corte se reduce considerablemente cuando el tiempo entre los agujeros excede 1 ms. Esto es, en cierta medida, dependiente de la escala, pero es una buena regla a seguir. (p. 132)

### Figura 10

*Teoría del desarrollo de las grietas entre taladros de voladura iniciados simultáneamente en la teoría del precorte*



*Not.* En la figura se ve el plano de precorte formado por la iniciación instantánea de la voladura. Tomado de Cunningham, 2000, p. 132.

### 2.2.8 Diseño de taladros de precorte

Enaex (2014) afirma que:

El desarrollo de un precorte tiene por finalidad generar una línea de debilidad tras la voladura, cuyos beneficios pueden ser los siguientes:

- Formación de una pared de banco más estable.
- Generar el límite de penetración de la pala.
- Obtener las bermas programadas.
- Crear una percepción de seguridad. (Enaex, 2014, p. 129)

## **2.2.8.1 Parámetros técnicos en el diseño de taladros de precorte**

### **2.2.8.1.1 Diámetro de perforación.**

Bhandari (1997) explica que el diámetro del taladro se selecciona para lograr una fragmentación adecuada para el equipo de manejo y trituración, considerando factores como el tamaño de la operación, altura del banco, tipo de explosivo y características de la roca, pudiendo requerirse diámetros diferentes incluso en la misma voladura. Generalmente, un mayor diámetro es más económico en la perforación y voladura, permitiendo mayor espaciamiento, aunque puede resultar en una fragmentación más gruesa si se mantiene constante el factor de carga; esto puede mitigarse aumentando solo el espaciamiento. En rocas con bloques grandes o duros, la fragmentación aceptable a menudo requiere taladros de menor diámetro para asegurar un taladro por bloque. Por el contrario, en rocas con fisuras naturales densas, el aumento del diámetro tiene poco efecto en la fragmentación. El diámetro máximo está limitado por el tamaño deseado del material (relacionado con el triturador primario y las palas cargadoras), la estructura de la roca, la necesidad de limitar la densidad de carga por efectos adversos (vibraciones) o el equilibrio del tiempo de perforación requerido. El diámetro mínimo debe ser ligeramente mayor que el diámetro crítico del explosivo para lograr la velocidad de detonación máxima y el mayor rendimiento energético. Los diámetros varían típicamente de 35 mm (en bancos pequeños) a 440 mm (en bancos grandes), con voladuras más grandes que requieren diámetros y profundidades mayores.

Adicionalmente Enaex (2014) afirma que: “Es ampliamente reconocido que los mejores resultados de precorte se obtienen con diámetros pequeños de perforación; sin embargo, hay que tomar en cuenta la longitud del banco a perforar y las desviaciones de los taladros”. (p. 131).

### 2.2.8.1.2 *Espaciamiento entre taladros*

Enaex (2014) afirma que:

Existen también algunas reglas para definir el espaciamiento entre taladros, como:

$$S = K \cdot D$$

Donde S es el espaciamiento en mm, k es una constante entre 14 y 16, y D es el diámetro de perforación en mm. (algoritmo propuesto por Sutherland en 1989).

La fórmula general que se utiliza y aplica es la siguiente:

$$S = D_h \cdot \frac{P_b + T}{T}$$

Donde S es el espaciamiento en mm, T es la resistencia a la tracción de la roca en MPa, Pb es la presión de detonación en el barreno en Mpa y D es el diámetro de perforación en mm. (p. 127)

Adicionalmente Williams et al., (2009) escribe que:

Los diseños iniciales de pre-corte indican que los taladros de voladura deben estar espaciados aproximadamente a 14 diámetros de distancia y que la carga total (kg) en el taladro de voladura debe ser aproximadamente la mitad del área superficial entre los taladros de voladura (altura del banco  $\times$  espaciado/2). La siguiente tabla proporciona las pautas iniciales de pre-corte. (p. 285)

**Tabla 2**

*Pautas iniciales para el diseño de precorte*

---

Diámetro del barreno (mm)	Carga (kg/m)	Espaciamiento (m)	Diámetro mínimo de la carga desacoplada (mm)	Diámetro máximo de la carga desacoplada (mm)
---------------------------	--------------	-------------------	--	--

---

76	0.5	1.4	22	25
89	0.6	1.2	22	29
102	0.7	1.4	25	32
114	0.8	1.6	32	38
127	0.9	1.8	32	44
153	1.1	2.1	38	51
165	1.2	2.3	44	51
200	1.4	2.8	51	64
229	1.6	3.2	64	76
270	1.9	3.8	68	89
311	2.2	4.4	78	103

Nota. Adaptado de Williams et al., 2009, p. 285.

### **2.2.8.1.3 Profundidad del taladro y sobreperforación en el precorte**

Williams et al. (2009) también escribe que:

La profundidad del taladro está determinada por la altura del banco y la sobreperforación no se realiza ya que la perforación tiene que llegar exactamente al toe. Se recomienda que la fila de pre-corte sea perforada a un ángulo de 10-20° respecto a la vertical para la mayoría de las estructuras geológicas. Esto coloca la cresta más alejada de la fila de amortiguamiento adyacente, lo que ayuda a reducir el daño. (p. 288)

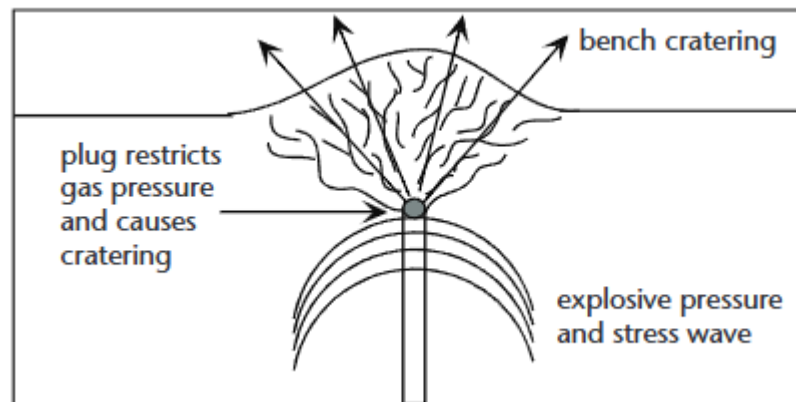
### **2.2.8.1.4 Longitud de taco.**

Williams et al. (2009) dice que:

El taco de los taladros de precorte causará la formación de cráteres en la parte superior del banco como se muestra en la figura. Por lo tanto, los taladros de precorte generalmente se dejan sin taco, a menos que sea necesario controlar la sobrepresión de aire. Si se requiere control de ruido, se debe utilizar la mínima cantidad de taco necesaria para amortiguar el sonido. (p. 288)

## Figura 11

*Daño en la cresta del banco causada por el taco en el taladro de precorte.*



*Nota.* La figura muestra cómo afecta a la cresta el taco en los taladros de precorte.

Tomada de Williams et al., 2009, p. 288.

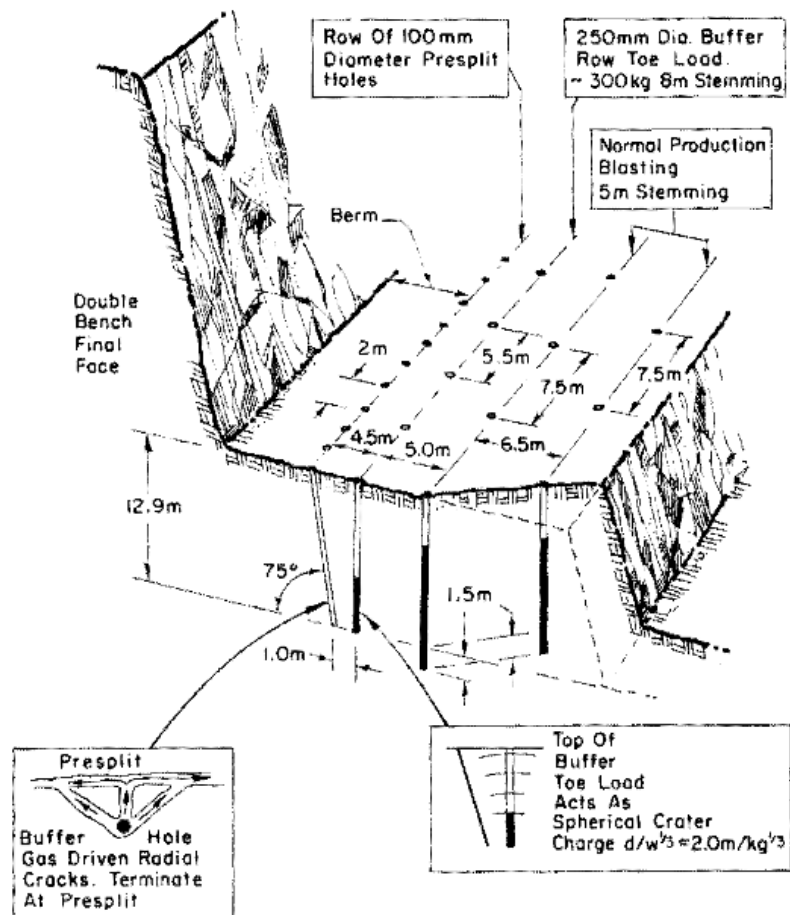
### 2.2.8.1.5 *Burden y su influencia.*

Bauer & Crosby (1990) afirman que:

La última fila de la voladura principal de producción, denominada fila de amortiguación (línea buffer), también debe diseñarse cuidadosamente en cuanto a la distancia de separación respecto a la fila de precorte, el espaciamiento y la carga de explosivos. El esquema insertado en el lado derecho de la figura muestra cómo la porción superior de la carga del taladro de la fila de amortiguación actúa como una carga esférica de cráter que fractura hacia la superficie del banco. Posteriormente, los taladros principales posteriores a la fila de amortiguación se diseñan con espaciamiento, burden y cargas regulares, según el tipo de material volado. (p. 555)

**Figura 12**

*Voladura de precorte acoplada a una voladura de producción.*



*Nota.* Diseño típico de una voladura de precorte con un ángulo de inclinación de 75°.

Tomado de Bauer & Crosby, 1990, p. 555.

## **2.2.9 Factores que afectan la precisión del diseño:**

### **2.2.9.1 Inclinación de los taladros.**

Williams (2009) comenta que se:

Se recomienda que la fila de precorte sea perforada entre 10 y 20° desde la vertical para la mayoría de las estructuras geológicas. Esto coloca la cresta más

alejada de la fila de amortiguamiento adyacente, lo que ayuda a reducir el daño.

(p. 288)

Gustafsson(1977) dice: “La precisión de la perforación es de gran importancia para el resultado del pre corte. (p. 213).

## **2.2.10 Explosivos**

### **2.2.10.1 Explosivo de nitrato de amonio y combustible (ANFO)**

El ANFO (nitrato de amonio con aceite combustible) es uno de los explosivos más usados en minería por su eficacia; está formado principalmente por nitrato de amonio (~94,5 % en peso) y aceite combustible (~5,5 %), y al ser poco sensible al fulminante necesita un booster o una carga primaria para iniciarse. Su principal desventaja es su carácter hidrófilo, por lo que no debe emplearse en taladros con presencia de agua, y además presenta un diámetro crítico relativamente grande ( $\approx 40$  mm), lo que lo limita a voladuras en taladros de gran diámetro. La velocidad de detonación del ANFO se ubica en torno a 3 500–4 000 m/s; por su mayor producción de gases frente a energía de choque no es recomendable en macizos rocosos masivos, pero sí resulta apropiado en rocas fracturadas. Con el avance tecnológico han surgido variantes: el WRANFO (ANFO resistente al agua), formulado añadiendo un espesante hidrófilo (p. ej. goma guar) y un aditivo hidrófobo (ácido palmítico, estearato de aluminio, ácido esteárico u otros ácidos grasos) para impedir la entrada de agua y repeler la humedad; y el HANFO (ANFO pesado), obtenido mezclando ANFO con emulsión para aumentar su densidad y VOD —la proporción de emulsión determina los valores finales de densidad y velocidad de detonación, como muestran las mediciones en la siguiente tabla (Himanshu et al., 2024, pp. 11–12).

**Tabla 3***VOD medida y densidad de HANFO con diferentes composiciones*

S.No	Cantidad de ANFO (%)	Cantidad de aceite (%)	Cantidad emulsión (%)	Otros componentes	VOD (m/s)	Densidad (kg/m <sup>3</sup> )
1	94.5	5.5	0	-	3523	0.85
2	84.6	5.4	10	-	3720	-
3	79.9	5.1	15	-	3853	-
4	75.2	4.8	20	-	3956	1.13
5	28.3	1.7	69.3	0.7 % micro droplets	4955	-

*Nota.* Adaptado de Himanshu et al., 2024, p. 12.

### **2.2.10.2 Emulsión explosiva**

Los explosivos en emulsión son adecuados para taladros de menor diámetro y para condiciones con presencia de agua; su estructura consiste en pequeñas gotas de una solución de nitrato de amonio dispersas en una matriz que incluye agentes aportadores de oxígeno, un emulsionante, agua y aceite o cera. Aunque su composición es comparable a la de los explosivos en suspensión, presentan propiedades distintas: principalmente, las emulsiones alcanzan una velocidad de detonación superior a la de las suspensiones (Himanshu et al., 2024, p. 13).

Las emulsiones contienen además microesferas de plástico o vidrio (~0,1 mm) que atrapan el aire; al iniciarse la detonación estas microesferas colisionan entre sí generando puntos calientes cuya temperatura supera con creces la temperatura de detonación del material, lo que acelera la velocidad de reacción y eleva la presión de detonación. Por otro lado, la emulsión presenta una densidad superior a la de los demás

tipos de explosivos descritos, lo que contribuye también a su mayor rendimiento(Himanshu et al., 2024, p. 13).

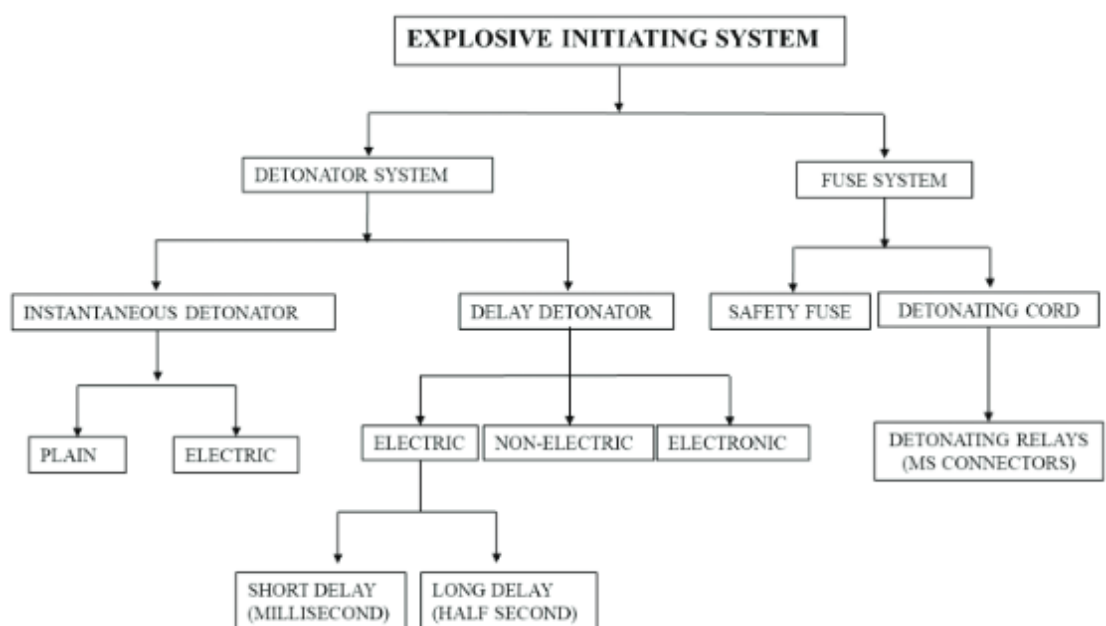
### 2.2.10.3 Sistema de iniciación

Himanshu et al (2024) explica que:

A diferencia de los petardos, los explosivos modernos empleados en minería no pueden encenderse con una llama, lo que es crucial para evitar detonaciones accidentales. Por ello se han desarrollado sistemas de iniciación que suministran la energía necesaria para provocar la detonación. Entre 1831 y 1980 se diseñaron diversos dispositivos desde mechas de seguridad y detonadores simples hasta detonadores eléctricos retardados y detonadores eléctricos. En tiempos más recientes han surgido detonadores electrónicos y sistemas de iniciación electrónicos inalámbricos. A continuación se presenta un esquema que clasifica los distintos tipos de sistemas de iniciación, y en esta sección se describen sus características y funcionamiento (Himanshu et al., 2024, p. 14).

**Figura 13**

*Sistema de iniciación para explosivos en minería*



Nota. Tomado de Himanshu et al., 2024, p. 15.

#### ***2.2.10.4 Detonador No Eléctrico (Nonel)***

Los detonadores no eléctricos (Nonel), introducidos en la década de 1960, emplean un tubo de choque en lugar de un cable eléctrico para la iniciación; este tubo, de unos 3 mm de diámetro exterior y 1,5 mm interior, lleva en su interior un recubrimiento de PETN cuya velocidad de detonación es cercana a 2 100 m/s. Un extremo del tubo se acopla al detonador y el otro incorpora un sistema de sujeción; dentro del detonador el tubo transmite el choque al elemento de retardo, que una vez activado inicia la reacción y, tras el tiempo de retardo establecido, transmite el choque a la carga iniciadora. Esa carga iniciadora a su vez pone en funcionamiento la carga base, y finalmente la carga base provoca la detonación del explosivo principal (Himanshu et al., 2024, p. 19).

Al principio, el tubo de choque se ponía en marcha mediante un detonador eléctrico, una mecha detonante o detonadores simples; sin embargo, últimamente se ha creado un dispositivo iniciador específico capaz de accionar directamente el tubo. El sistema Nonel resulta seguro para emplearse en las cercanías de equipos eléctricos, ya que no puede activarse por rayos ni por corrientes de fuga (Himanshu et al., 2024, p. 19).

El sistema Nonel empleado en voladuras a cielo abierto combina detonadores de fondo de taladro (DTH, por sus siglas en inglés) con retardos de línea troncal (TLD) para minimizar la probabilidad de fallos de ignición provocados por la proyección de escombros que pueda cortar las conexiones en los TLD. En una misma área de voladura, los DTH suelen programarse con tiempos de retardo uniformes, normalmente largos, entre 250 y 450 ms, mientras que los TLD proporcionan retardos más cortos entre taladros. Si la duración total de la voladura en la zona es menor que el retardo de los DTH, se garantiza que toda la zona se iniciará antes de que exista riesgo de interrupción de la conexión. En ocasiones, los conjuntos de DTH y TLD se

instalan acoplados en ambos extremos de un mismo tubo de choque (Himanshu et al., 2024, p. 19).

### **2.2.11 Estabilidad de talud**

Kliche (2019) explica existen numerosos enfoques para estudiar la estabilidad de talud como los métodos de equilibrio estático, métodos probabilísticos, método de elementos finitos y diferencias finitas, análisis retrospectivo, el concepto de “keyblock” y la teoría del medio estocástico. El método más comúnmente empleado es la técnica de equilibrio límite simple para evaluar la sensibilidad de las posibles condiciones de fallo a la geometría de la pendiente y a los parámetros del macizo rocoso.

#### **2.2.11.1.1 Factor de seguridad**

El factor de seguridad (FS) es la relación entre las fuerzas resistivas (fuerzas que resisten al deslizamiento o movimiento de la masa de roca o suelo) y la fuerza impulsora (las fuerzas que tienden a provocar ese deslizamiento), es la medida que se usa para evaluar la seguridad estructural del talud al deslizamiento, derrumbe o colapso.

El factor de seguridad se puede calcular con varios métodos como se explicó líneas arriba, para este trabajo se toma como objeto de estudio el equilibrio límite.

#### **2.2.11.1.2 Equilibrio límite**

Kliche (2019) dice que:

En el equilibrio límite, por definición, todos los puntos están a punto de fallar. En ese momento, las fuerzas impulsoras (o esfuerzos, momentos) son iguales a las fuerzas resistivas (o esfuerzos, momentos), y el factor de seguridad es igual a la unidad. Cuando las fuerzas resistivas de un talud son mayores que las fuerzas impulsoras, el factor de seguridad es mayor que la unidad y el talud

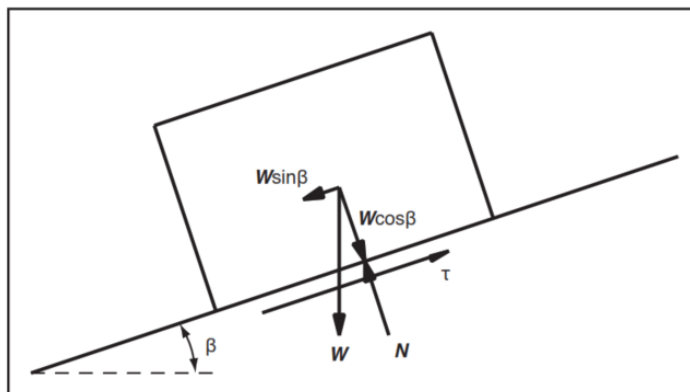
es estable; cuando las fuerzas resistivas son menores que las fuerzas impulsoras, el talud es inestable. (p.16)

**Fallo planar:** El modelo apropiado en la aplicación de un fallo planar se puede representar con un bloque descansando sobre un plano inclinado en equilibrio límite como se muestra en la figura y las ecuaciones relacionadas a las fuerzas que actúan sobre el bloque:

El modelo más simple aplicado al fallo planar es el de un bloque descansando sobre un plano inclinado en equilibrio límite como se muestra en la figura. Las siguientes ecuaciones describen las fuerzas que actúan sobre el bloque:

**Figura 14**

*Bloque sobre un plano inclinado en equilibrio límite*



*Nota.* Tomado de *Rock Slope Stability* (p. 17), Kliche C., 2019, SME

$$\tau = c + \sigma \cdot \tan \phi$$

$$\sigma = \frac{N}{A} = \frac{W \cos \beta}{A}$$

$$\tau = \frac{W \cos \beta}{A} \cdot \tan \phi$$

$$\text{Fuerza cortante} = \tau A = \text{Fuerza resistente} = cA + W \cos \beta \cdot \tan \phi$$

$$\text{Fuerza impulsora} = W \sin \beta$$

Donde:

$\tau$  = tensión cortante a lo largo del plano de fallo

$c$  = cohesión a lo largo del plano de fallo

$\sigma$  = tensión normal sobre el plano de fallo

$\varphi$  = ángulo de fricción interna para el plano de fallo

$N$  = magnitud de la fuerza normal a través del plano de fallo

$A$  = área de la base del plano

$W$  = peso de la masa de fallo

$\beta$  = ángulo de inclinación del plano de fallo

Igualando las fuerzas impulsoras y las fuerzas resistivas en equilibrio límite, obtenemos una ecuación para el factor de seguridad, FS:

$$FS = \frac{\text{Fuerzas resistivas}}{\text{Fuerzas impulsoras}} = \frac{cA + W \cos \beta \tan \varphi}{W \sin \beta}$$

## 2.2.12 Simulación numérica de voladura de rocas

### 2.2.12.1 Modelos utilizados en la fractura de rocas

El modelado computacional de rocas se clasifica en dos categorías principales: enfoques indirectos y enfoques directos, dependiendo de si el daño se representa mediante su efecto en las relaciones constitutivas o a través de la formación y seguimiento de numerosas microfisuras, respectivamente. En los enfoques indirectos, las rocas se idealizan como un medio continuo, y se emplean medidas promedio de degradación material en las relaciones constitutivas para representar el daño microestructural irreversible. Los códigos numéricos utilizados en estos enfoques son principalmente el Método de Elementos Finitos (MEF) y el Método de Diferencias Finitas (MDF) (Zhang, 2016).

En contraste, los enfoques directos idealizan las rocas como una colección de unidades estructurales o partículas separadas y unidas en sus puntos de contacto, utilizando la rotura de unidades estructurales o enlaces para representar el daño. Los

códigos numéricos en esta categoría son diversas clases del Método de Elementos Discretos (MED) o códigos combinados MEF–MED. Durante procesos como la voladura, antes de la fractura, la roca puede tratarse como un medio continuo, permitiendo el uso de códigos MEF o MDF para calcular tensiones, deformaciones y predecir patrones de daño. Sin embargo, una vez que la roca se fractura, deja de ser un medio continuo, lo que invalida los modelos MEF o MDF para simular el movimiento de fragmentos (traslación o rotación) y la formación de escombros, requiriendo modelos MED o similares para imitar todo el proceso de fragmentación (Zhang, 2016).

Los métodos MED permiten desplazamientos y rotaciones finitos de cuerpos discretos, incluyendo el desprendimiento completo, y son capaces de reconocer nuevos contactos automáticamente. En estos métodos, la interacción de las partículas se trata como un proceso dinámico en el que las fuerzas de contacto y los desplazamientos se determinan al rastrear los movimientos de las partículas individuales, los cuales resultan de la propagación de perturbaciones a través del sistema. Dado que el MED es una formulación completamente dinámica, se requiere algún tipo de amortiguamiento, como el amortiguamiento local no viscoso en el Modelo de Partículas Unidas (MPU), para disipar la energía cinética (Zhang, 2016).

El MPU es un tipo de modelo MED que simula el comportamiento mecánico de una colección de partículas rígidas circulares o esféricas de tamaño no uniforme que pueden estar unidas en sus puntos de contacto, asumiendo que las partículas son cuerpos rígidos que se mueven de manera independiente (traslación y rotación), interactúan solo en los contactos y pueden superponerse. Existen enlaces de rigidez finita que transmiten carga y pueden romperse, regidos por leyes fuerza-desplazamiento. Aunque la suposición de rigidez de las partículas es una idealización, se considera razonable cuando los movimientos a lo largo de las interfaces representan

la mayor parte de la deformación, permitiendo que el MPU describa bien el comportamiento básico de los materiales rocosos (Zhang, 2016).

Otro tipo de modelo discreto es el modelo de celosía, donde la roca se representa utilizando masas puntuales o partículas interconectadas mediante muelles sin masa. El modelo se define por el módulo de Young, el coeficiente de Poisson y la densidad, incorporando la naturaleza inhomogénea de la roca mediante la asignación aleatoria de propiedades a los muelles. El modelo de celosía ordinario, donde las partículas solo tienen grados de libertad traslacionales, aplica el criterio de fractura por tracción, mientras que el modelo de celosía avanzado, como el modelo de celosía de vigas, permite tanto grados de libertad traslacionales como rotacionales. Finalmente, el Análisis de Deformación Discontinua (ADD) es un método de elementos discretos propuesto por Shi que se distingue del MED común por ser un método de desplazamientos en lugar de un método de fuerzas, y por no necesitar amortiguamiento artificial para disipar energía cinética (Zhang, 2016).

#### ***2.2.12.2 Modelado de la fractura de rocas por voladura***

Los códigos de simulación numérica para la voladura de rocas se clasifican en dos tipos funcionales: el primer tipo solo puede simular la fractura de la roca (modelos continuos), mientras que el segundo tipo puede simular el proceso completo de voladura desde la detonación hasta la formación del pilote de escombros (modelos discontinuos y de mezcla). Los códigos para simular la fractura se dividen en tres grupos principales: modelos continuos (como el Método de Elementos Finitos, MEF, y el Método de Diferencias Finitas, MDF, ejemplificados por LS-DYNA, ABAQUS, y AUTODYN), modelos discontinuos (como el Método de Elementos Discretos, MED, ejemplificados por PFC y UDEC), y modelos de mezcla (como el modelo combinado MEF–MED FDEM y HSBM) (Zhang, 2016).

Los modelos continuos, como LS-DYNA y ABAQUS, emplean la mecánica del daño del continuo o teorías similares para describir la fractura de rocas. Aunque los patrones de fractura simulados por estos códigos pueden ser razonables y son capaces de imitar un sistema de fisuras radiales alrededor de un barreno, su limitación clave es la incapacidad de simular el movimiento de fragmentos ni la formación del pilote de escombros, aspectos cruciales en la voladura de producción (Zhang, 2016).

A diferencia de los modelos continuos, los códigos discontinuos (MED) están capacitados para simular el proceso completo de fragmentación, incluyendo la fractura, el lanzamiento de fragmentos y la formación del pilote de escombros. Estos modelos también permiten considerar la influencia de juntas y porosidad en la masa rocosa, y sus resultados, como el sistema de fisuras radiales y la zona triturada, son cualitativamente consistentes con las pruebas experimentales. Específicamente, los resultados simulados con códigos discontinuos han confirmado que la tasa de carga influye directamente en el resultado de la fractura (Zhang, 2016).

Finalmente, existen códigos de mezcla que combinan las metodologías MEF y MED para simular tanto la fractura como el movimiento de fragmentos. Un ejemplo notable es FDEM, que utiliza representaciones de deformabilidad combinadas con leyes constitutivas de materiales, incorporando desplazamientos, rotaciones y deformaciones finitas. Otro enfoque de mezcla consiste en el acoplamiento numérico, como el uso de LS-DYNA para generar la carga de voladura, la cual es luego utilizada por UDEC para simular la propagación de ondas de tensión en una masa rocosa con juntas. En conclusión, aunque los códigos continuos (MEF/MDF) predicen la fractura, solo los códigos discontinuos son necesarios para simular el movimiento de fragmentos y la formación del pilote de escombros (Zhang, 2016).

### ***2.2.12.3 Modelado de voladura para todo el proceso desde la detonación hasta el pilote de escombros***

Para transformar el diseño empírico de voladuras en un enfoque científico, es imperativo disponer de un código numérico capaz de simular la totalidad del proceso, que abarque desde la detonación del explosivo y la fractura de la roca hasta el lanzamiento de fragmentos y la formación del pilote de escombros. Uno de los escasos códigos con esta capacidad es el Modelo Híbrido de Estrés por Voladura (HSBM), cuyo motor computacional se denomina Blo-Up. La Versión 1 (Blo-Up 1) utilizó el Código de Flujo de Partículas (PFC3D) como motor de cálculo, un enfoque discontinuo, mientras que la Versión 2 (Blo-Up 2) emplea una combinación de técnicas numéricas continuas y discontinuas personalizadas para modelar el proceso completo (Zhang, 2016).

En el Blo-Up 2, el barreno, el explosivo y la roca en el campo cercano se modelan como un continuo axisimétrico, donde el fallo por cizallamiento compresivo se describe mediante un continuo utilizando el código FLAC. La detonación se simula con los programas Vixen-I y Vixen-N. En esta región, la roca se representa con un material Mohr-Coulomb acoplado a los productos de reacción del explosivo, que se modelan mediante el modelo Williamsburg. Este acoplamiento es completo e instantáneo: la energía liberada por la reacción incrementa la tensión isotrópica en el explosivo, el confinamiento se expande, y el nuevo volumen se transmite a la Ecuación de Estado (EoS) de Williamsburg para recalcular la tensión isotrópica, asegurando una interacción constante entre la roca y el explosivo. El material de sellado se modela directamente como un material Mohr-Coulomb (Zhang, 2016).

El cuerpo principal de la roca se representa con un método de elementos discretos de tipo celosía. A diferencia del Blo-Up 1, que aplicaba tensiones con grados de

libertad traslacionales y rotacionales, el Blo-Up 2 simplifica el método de celosía, aplicando fuerzas a masas puntuales que solo poseen grados de libertad traslacionales. Los muelles de conexión tienen una resistencia a la rotura por tracción, ya que la fractura de la roca alejada del barreno es generalmente por tracción, ya sea por tensiones tangenciales o por reflexión de ondas compresivas en una superficie libre. Esta simplificación computacional en Blo-Up 2 resulta en una mejora significativa en la eficiencia, aumentando la velocidad de cálculo por un factor de 10 y disminuyendo los requisitos de almacenamiento de memoria por un factor de 7 (Zhang, 2016).

El modelo HSBM ofrece diversas geometrías preestablecidas para los usuarios, incluyendo banco, socavón, derrumbe por subniveles, cubo y cilindro, con la posibilidad de igualar los tamaños del modelo a los parámetros reales, e integrar conjuntos de juntas importando datos o usando un generador incorporado. El código permite la visualización durante la ejecución y proporciona numerosas gráficas 3D para analizar resultados, tales como límites de fragmentos, microfisuras, daño interno de fragmentos, y distribución de tamaños de fragmentos (Zhang, 2016).

Los resultados de simulación de Blo-Up 2 demuestran consistencia cualitativa con las voladuras reales, ejemplificado por un sistema de fisuras radiales razonable alrededor del barreno y la observación del lanzamiento de fragmentos, incluyendo fragmentos grandes cerca de la cresta, coherente con las voladuras prácticas. No obstante, la consistencia es solo cualitativa, lo que indica un margen considerable para la mejora del código. Específicamente, la omisión del grado de libertad rotacional en Blo-Up 2, adoptada por motivos de eficiencia, puede generar una marcada diferencia entre el resultado simulado y el real, lo que subraya la necesidad de un desarrollo continuo (Zhang, 2016).

#### **2.2.12.4 LS Dyna**

LS-DYNA es un ejemplo de un código numérico continuo que implementa el método de elementos finitos (MEF). Pertenece a la categoría de códigos que solo pueden simular la fractura de la roca, pero no el movimiento de fragmentos ni la formación del pilote de escombros. LS-DYNA se clasifica como un modelo continuo de simulación, junto con ABAQUS y AUTODYN, y utiliza la mecánica del daño del continuo o una teoría similar para describir la fractura de rocas. Su relevancia radica en que puede utilizarse para predecir la fractura de rocas y calcular la distribución de tensiones y deformación en la roca antes de que ocurra la fractura completa. También ha demostrado ser capaz de imitar un sistema de fisuras radiales alrededor del barreno de voladura. La elección de LS-DYNA (o cualquier otro código continuo como ABAQUS o MDF) se justifica para la fase inicial de simulación de voladura, especialmente en aplicaciones donde el foco principal es la propagación de la onda de tensión y el inicio de la fractura, como podría ser el caso de una voladura de precorte, cuyo objetivo es generar una fractura controlada para limitar el daño en la pared final. LS-DYNA modela la roca como un medio continuo y es adecuado para tratar la roca antes de que se fracture. Esto permite calcular con precisión la distribución de tensiones y la deformación causadas por la detonación en el macizo rocoso inicial. Sin embargo, la limitación fundamental de LS-DYNA es que no puede simular el movimiento de fragmentos (traslación o rotación) ni la formación de escombros, ya que el material deja de ser un medio continuo una vez que ocurre la fractura. Por lo tanto, para simular el proceso completo de voladura (fractura y movimiento), se requeriría un código discontinuo (MED) o un modelo de mezcla (MEF-MED) acoplado a LS-DYNA. Un ejemplo de esto es un método numérico acoplado donde

LS-DYNA genera la carga de voladura que luego se usa por un código discontinuo como UDEC.

## **CAPÍTULO III**

### **III. MATERIALES Y MÉTODOS**

#### **3.1 Generalidades**

##### **3.1.1 Ubicación**

La mina Huancapeti se encuentra en el distrito de Aija, perteneciente a la provincia de Aija, en el departamento de Áncash. La planta de concentración y el depósito de residuos mineros cuentan con las siguientes coordenadas UTM:

- Este: 222309
- Norte: 8921075
- Elevación: 4800 metros sobre el nivel del mar

##### **3.1.2 Accesibilidad**

Para llegar a la Unidad de Exploración y Aprovechamiento (U.E.A.) de Huancapetí, perteneciente a la Compañía Minera Lincuna, se parte desde Lima por la Panamericana Norte, atravesando las localidades de Pativilca, Recuay, Ticapampa y Aija (un trayecto de 405 km que dura aproximadamente 6 horas). La vía que conecta Huaraz con Lima está totalmente pavimentada, mientras que el tramo desde Recuay hasta Aija es de calzada afirmada.

**Figura 15**

*Carretera de la accesibilidad de la Mina*



*Nota.* El gráfico representa la ubicación de la Compañía Minera Lincuna S.A.

Para acceder a las instalaciones de la Compañía Minera Lincuna S.A., solo existe una vía de entrada: se debe seguir la carretera principal desde Lima hacia Barranca, Pativilca, Conococha, Catac, Recuay y Huaraz. Al llegar a la localidad de Recuay, se toma el desvío por la ruta que conecta Recuay con Aija.

**Tabla 4**

*Distancia y tiempo de transporte hacia la Mina.*

Lima-Barranca-Pativilca-Conococha-Catac-			
Ticapampa	375Km	5horas	
Ticapampa-Lincuna	30Km	1hora	

### 3.1.3 Clima y vegetación

El clima predominante es templado y seco, con una temperatura promedio de 19,5 °C. En las mesetas, como las de la Pampa de Lamas y Conococha, se registran heladas habituales. En el departamento, se distinguen los siguientes tipos de paisajes: la llanura

costera árida que se extiende por toda la franja occidental, con un ancho promedio máximo de 15 km, y las regiones montañosas, que cubren el 72 % del territorio y abarcan formaciones geográficas como las cordilleras Blanca, Negra, Huallanca, Huayhuash y la Sierra Oriental de Áncash. Estas elevaciones montañosas son el origen de ríos de vital importancia, tales como el Santa y el Pativilca, que vierten sus aguas en el océano Pacífico, y el Yanamayo y el Marañón, afluentes del Amazonas.

### 3.1.4 Recursos humanos

La Compañía Minera Lincuna S.A. lleva a cabo sus actividades extractivas en las inmediaciones de las localidades y comunidades de los distritos de Recuay y Aija, lo que permite crear oportunidades laborales para numerosas familias. Cuenta con una plantilla de 2000 trabajadores, de los cuales el 60 % son oriundos de las zonas cercanas, el 30 % proceden de otras provincias de Áncash y el 10 % restante llega de diversas ciudades del país.

### 3.1.5 Planta concentradora

La planta concentradora de la compañía Minera Lincuna S.A., trata minerales polimetálicos por el método de flotación: Plomo, cobre, zinc y plata: obteniendo un concentrado de Bulk. La capacidad instalada es de 3000 TMS/día.

**Tabla 5**

*Producción mensual de la mina Lincuna*

Producto	Cantidad (TM/mes)	Leyes				
		Pb(%)	Cu(%)	Zn(%)	Au(Oz/TC)	Ag(Oz/TC)
Min. Extraído	89249.00	1.42	0.06	1.85		2.61
Planta	90916	1.37	0.05	1.78		2.64

*Nota.* La tabla representa la producción promedio de mineral al día.

### **3.1.6 Geología**

#### ***3.1.6.1 Geología regional***

El Valle de Huaylas, que resguarda al río Santa, se extiende entre las cordilleras Blanca y Negra, ramas de la Cordillera Occidental. En esta región, emergen rocas sedimentarias de los periodos Jurásico y Mesozoico, junto con rocas volcánicas del Terciario y rocas intrusivas que abarcan desde el Cretáceo hasta el Terciario. Las rocas sedimentarias corresponden al grupo Goyllarisquizga, con sus formaciones Chimú, Santa y Carhuaz, visibles en las proximidades de la localidad de Aija, y compuestas por cuarzoarenitas, calizas, lutitas y areniscas. Las rocas volcánicas se ejemplifican en los Volcánicos de Calipuy, formados por materiales piroclásticos que cubren vastas extensiones de la Cordillera Negra. Las rocas intrusivas se localizan en el Batolito de la Cordillera Blanca y al occidente de la Cordillera Negra, aflorando entre 15 y 25 km al oeste del pueblo de Aija. Este batolito ha penetrado en las rocas Mesozoicas y está formado por granodioritas y tonalitas. El Batolito de la Cordillera Blanca constituye el más claro testimonio de la actividad ígnea en esta zona.

#### ***3.1.6.2 Geología local***

##### ***3.1.6.2.1 Rocas Intrusivas***

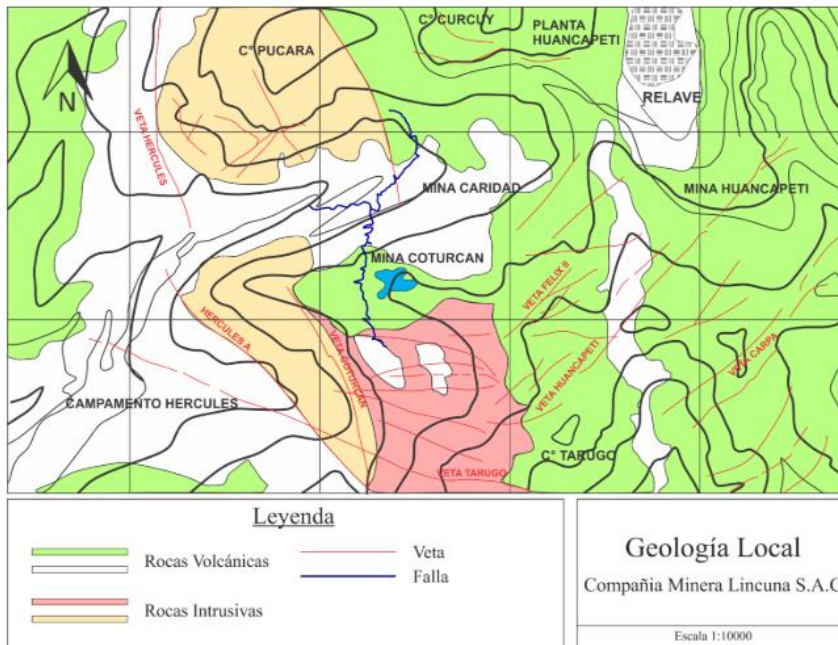
###### **Batolito de la cordillera blanca**

Situado en la zona central de la Cordillera Occidental, con una orientación paralela a las estructuras regionales en dirección NW-SE, se extiende por una longitud de 200 km y un ancho que varía entre 12 y 15 km. La litología dominante corresponde a granodiorita y tonalita de grano grueso, con foliación presente en algunos sectores. Las estructuras internas más relevantes del batolito abarcan una foliación generalizada y un conjunto bien definido de diaclasas.

Las edades determinadas por el método K/Ar en el Batolito de la Cordillera Blanca se sitúan en el Mio-Plioceno, con valores que oscilan entre 16 y  $27 \pm 0,4$  millones de años.

**Figura 16**

*Geología regional del lincuna*



### 3.1.6.3 Geología estructural

A escala regional, el área de estudio se halla delimitada por tres zonas estructurales que determinaron la sedimentación de las formaciones: la Cuenca volcánica de Huarmey (Eugeosinclinal), la Cuenca de Santa y la Cuenca de Chavín (Miogeosinclinal).

El conjunto de fallas predomina en la orientación andina NO-SE, aunque se registra un volumen considerable de fallas con dirección NE-SO. El plegamiento mantiene una dirección NO-SE.

### 3.1.6.4 Geología económica

La mineralización se presenta en la región de la Cordillera Negra, donde diversos casos se ubican en el interior del Grupo Calipuy, vinculados a rocas extrusivas que

integran una matriz ígnea de dacita porfídica con rasgos subvolcánicos. Por otro lado, se han identificado amplias zonas de alteración hidrotermal, especialmente en el flanco oriental de la Cordillera Negra.

En gran medida, la explotación ha enfocado en yacimientos polimetálicos, como la Mina Adriana (Cu), las minas Huancapetí y Collaracra (Pb, Zn, Ag), la Mina Huinco (Pb, Zn), la Mina Llipa (Cu), y otras similares. Las reservas estimadas de la Compañía Minera Lincuna S.A. se detallan a continuación:

**Tabla 6**

*Mineral potencial de las vetas de la mina Lincuna.*

<b>Mina</b>	<b>Categoría</b>	<b>T.M.S</b>	<b>Potencia(m)</b>	<b>Ag Oz/TC</b>	<b>Pb%</b>	<b>Zn%</b>
<b>Hércules</b>	Probado	1 535 653				
	Probable	467 583	4.50	4.80	2.90	3.50
	Total	2 003 236				
<b>Conturcán</b>	Probado	46 211				
	Probable	59 515	2.80	5.70	2.10	3.90
	Total	105 726				
<b>Caridad</b>	Probado	74 522				
	Probable	74 210	1.20	9.10	1.90	2.40
	Total	14732.00				
<b>Total de Reservas</b>		<b>2 257 694</b>	<b>2.83</b>	<b>6.53</b>	<b>6.90</b>	<b>3.27</b>

*Nota.* Departamento de geología CIA minera Lincuna S.A.

Para identificar los minerales, se ejecutaron diversos estudios, todos concentrados en distritos previamente no explorados y con mínimas probabilidades de descubrir depósitos minerales. Esta aproximación establece una similitud entre las zonas ya explotadas y los minerales, integrando el total del área analizada junto con la cantidad de vetas menores detectadas en el yacimiento.

**Tabla 7**

*Mineral potencial de las zonas Hercules, Conturcan y Caridad.*

<b>Mina</b>	<b>T.M.S</b>	<b>Ag Oz/TC</b>	<b>Pb %</b>	<b>Zn %</b>
"Hércules"	3 789 000	3.85	2.70	2.90
"Conturcán"	3 250 000	3.57	1.60	2.10

"Caridad"	16 500	7.30	1.80	2.30
Total inferido	7 046 500	4.93	2.03	4.43

*Nota.* Departamento de geología cía minera Lincuna S.A.

### **3.2 Diseño de investigación**

#### **3.2.1 Tipo de investigación**

Este estudio es de tipo aplicada, porque parte de un problema real dentro de una operación minera activa: el mal resultado del diseño de precorte en los bancos 17, 16 y 15 del Tajo Cristina, en la Compañía Minera Lincuna. El objetivo no fue quedarse en la teoría, sino proponer ajustes técnicos para mejorar el plano de rotura. Todo se probó directamente en campo, usando recursos disponibles y buscando soluciones prácticas, medibles y que puedan replicarse en condiciones similares.

#### **3.2.2 Nivel de investigación**

Esta investigación tuvo un enfoque descriptivo-aplicado. Se analizó cómo se venía ejecutando la voladura de precorte en el Tajo Cristina, con énfasis en los bancos 17, 16 y 15, donde se presentaba un problema puntual: en varias zonas, sobre todo hacia la base del talud, no se generaba el plano de rotura esperado y esa ausencia de rotura dejaba el frente con cortes irregulares y dificultaba el control sobre la geometría final. El objetivo fue ajustar el diseño, modificando el espaciamiento entre taladros y la carga lineal, para evaluar si con cambios simples se lograba una mejor definición del plano.

Si bien el diseño original de los bancos era de 7.5 metros, en la práctica se trabajó con alturas variables, llegando incluso hasta los 15 metros, ya que el terreno era bastante irregular. El estudio no busca generalizar los resultados, porque se basó en condiciones operativas y geomecánicas propias del Tajo Cristina. Aun así, lo observado puede servir como referencia para otras operaciones que enfrenten situaciones similares, sobre todo cuando se requiere mejorar el precorte sin recurrir a equipos o software adicionales.

### **3.2.3 Diseño de investigación**

El diseño de esta investigación fue cuasi experimental y longitudinal. Se le considera cuasi experimental porque, si bien no se controlaron todas las variables externas —como las condiciones del macizo o los cambios operativos diarios—, sí se introdujeron modificaciones específicas al diseño de la voladura de precorte: principalmente en el espaciamiento entre taladros y la carga lineal de explosivo. La intención fue observar cómo estos cambios impactaban directamente en la formación del plano de rotura, sin alterar el resto del proceso operativo.

Fue también un estudio longitudinal porque se hizo un seguimiento en campo a lo largo del tiempo, comparando resultados antes y después de aplicar los ajustes, en situaciones reales y dentro del mismo año 2025. No se trabajó con simuladores ni modelos digitales, sino con observación directa, fotos, registros técnicos y validación en sitio. Todo se centró en ver si un pequeño cambio técnico podía hacer una diferencia tangible en los bancos estudiados del Tajo Cristina.

## **3.3 Población y muestra**

### **3.3.1 Población**

La población está compuesta por la voladura de precorte de los 17 bancos del tajo Cristina de la compañía minera Lincuna.

La población de esta investigación corresponde a los frentes de trabajo del tajo Cristina, donde se ejecutan labores de perforación y voladura en la Compañía Minera Lincuna. Para enfocar el análisis, se eligió como muestra los bancos BAN-17, BAN-16 y BAN-15.

### **3.3.2 Muestra**

La muestra está compuesta por la voladura de precorte de los bancos BAN – 17, BAN – 16 y BAN – 15 del Tajo Cristina

La selección fue intencionada, no aleatoria, ya que en estos niveles se venía aplicando un diseño de precorte que mostraba fallas concretas: discontinuidad en el plano de rotura y falta de control en el pie del talud. Justamente por eso, eran los sectores más representativos del problema y los más adecuados para evaluar los efectos de los ajustes propuestos.

### **3.4 Técnicas e instrumentos de toma de datos**

#### **3.4.1 Técnica de recolección de datos**

La técnica principal utilizada fue la observación directa en campo, complementada con el análisis técnico de los resultados obtenidos tras la ejecución de voladuras con distintos diseños de precorte. Se emplearon también técnicas de mapeo geomecánico para registrar las condiciones de los bancos antes y después de cada disparo. Como instrumentos, se utilizaron fichas de campo para registrar la información recolectada, así como cámaras fotográficas para documentar visualmente el comportamiento de las paredes. También se usaron planos, registros de perforación y reportes de voladura proporcionados por la supervisión técnica de la mina.

#### **3.4.2 Instrumentos de recolección de datos**

Durante el desarrollo del trabajo de investigación, tanto en campo como en gabinete, se emplearon diversos instrumentos, entre ellos: formatos de avance por guardia, planos topográficos, bases de datos del área de voladura, reportes diarios, semanales y mensuales de operación, así como una libreta de campo para el registro de observaciones y resultados relacionados con la voladura de precorte.

#### **3.4.3 Procedimientos de recolección de datos**

La recolección de datos se realizó mediante la recopilación y análisis de información obtenida en campo y gabinete. En campo, se efectuaron observaciones directas durante las operaciones de perforación y voladura de precorte, registrando

parámetros operativos, condiciones geomecánicas y resultados de las pruebas ejecutadas. En gabinete, se revisaron los reportes de avance por guardia, bases de datos del área de voladura, planos topográficos y reportes técnicos semanales y mensuales de operación. Toda la información recolectada fue sistematizada para su posterior análisis y comparación con los parámetros de diseño propuestos en la investigación.

### **3.5 Técnicas de procesamiento y recolección de datos**

#### **3.5.1 Procesamiento de datos**

No se utilizó estadística compleja, ya que el estudio tuvo un enfoque práctico y técnico más que cuantitativo. Sin embargo, se aplicaron medidas básicas como promedios, porcentajes y desviaciones simples para comparar la efectividad de los diseños. Estos valores ayudaron a tener una idea más clara del impacto real del nuevo diseño de precorte en la estabilidad de los taludes, sin perder de vista el enfoque práctico que tuvo la investigación desde un inicio.

#### **3.5.2 Técnica de análisis de datos**

El análisis de datos se llevó a cabo mediante la comparación de los resultados obtenidos en campo con los parámetros de diseño establecidos para la voladura de precorte. Se evaluaron indicadores técnicos como la continuidad del plano de rotura, la presencia de sobre rotura, la distancia entre taladros y la eficiencia de la carga explosiva. Asimismo, se aplicaron métodos estadísticos descriptivos para interpretar los resultados y determinar tendencias en el comportamiento del macizo rocoso frente a diferentes configuraciones de perforación y voladura. Finalmente, los datos fueron contrastados con los criterios geomecánicos y operativos establecidos, con el fin de validar la efectividad del diseño propuesto.

### 3.6 Recopilación de estudio

El presente trabajo abarca el rediseño de los taladros de precorte que con espaciamentos de 1m, 0.9m y 0.85m en los Bancos 17, 16 y 15 respectivamente. La eficiencia de la voladura de precorte se mide en plano de rotura que se tiene que generar además de que el talud tiene que ser lisa y uniforme, los barrenos de precorte en el talud son claramente visibles, la tasa de medio-barreno se garantiza en más del 90%, no se presentan fenómenos de sobre-excavación ni sub-excavación y la estabilidad de la superficie del banco es buena, sin daños excesivos.

Las características geomecánicas de Tajo Cristina están compuestas por roca volcánica ígnea andesita, que está clasificado como roca buena a muy buena en la escala GSI. Las características mecánicas se muestran en la siguiente tabla.

**Tabla 8**

*Características mecánicas del Tajo Cristina*

N° del banco	Roca	Nivel(ms nm)	Densidad(g/cm <sup>3</sup> )	Cohesión (kp/cm <sup>2</sup> )	Ángulo de fricción(°)
<b>Banco 17</b>	Andesita	4618.0	2.43	280	43
<b>Banco 16</b>	Andesita	4610.5	2.43	280	43
<b>Banco 15</b>	Andesita	4603.0	2.43	280	43

**Tabla 9**

*Rumbo y buzamiento de las discontinuidades del Banco 01*

Familia de discontinuidades	Rumbo	Buzamiento
<b>Familia 01</b>	310	90
<b>Familia 02</b>	320	75
<b>Familia 03</b>	300	50
<b>Familia 04</b>	235	30
<b>Familia 05</b>	120	63

### 3.6.1 Banco 17

En el Banco 17 el espaciamiento de precorte de 1m entre taladros fue proporcionada por área de planeamiento, siendo este espaciamiento no adecuado para este terreno por lo que dio resultados ineficientes como se muestra en la siguiente tabla.

**Tabla 10**

*Resultado de la voladura de precorte en el Banco 17 del Tajo Cristina*

<b>N° de taladro</b>	<b>Long del tal. Teórico</b>	<b>Long. del tal. Real</b>	<b>ángulo de inclinación</b>	<b>Eficiencia (%)</b>
Tal 01	7.76	4.6	75	59.1
Tal 02	7.76	4.6	75	58.8
Tal 03	7.76	4.6	75	59.4
Tal 04	7.76	5.2	75	67.5
Tal 05	7.76	4.6	75	59.2
Tal 06	7.76	3.5	75	45.5
Tal 07	7.76	5.0	75	63.8
Tal 08	7.76	4.5	75	57.8
Tal 09	7.76	4.5	75	58.3
Tal 10	7.76	4.8	75	61.7
Tal 11	7.76	4.9	75	62.8
Tal 12	7.76	5.6	75	72.1
Tal 13	7.76	5.2	75	67.1
Tal 14	7.76	4.8	75	61.6
Tal 15	7.76	4.1	75	53.1
Tal 16	7.76	3.9	75	50.4
Tal 17	7.76	4.9	75	63.0
Tal 18	7.76	5.7	75	73.6
Tal 19	7.76	4.7	75	60.9
Tal 20	7.76	4.6	75	59.4
Tal 21	7.76	5.1	75	65.8
Tal 22	7.76	3.6	75	46.0
Tal 23	7.76	4.5	75	57.4
Tal 24	7.76	5.1	75	65.4
Tal 25	7.76	5.4	75	69.2
Tal 26	7.76	4.5	75	58.1
Tal 27	7.76	5.0	75	64.3
Tal 28	7.76	4.9	75	63.0
Tal 29	7.76	5.3	75	68.3
Tal 30	7.76	3.8	75	49.4
Tal 31	7.76	5.1	75	66.2
Tal 32	7.76	3.5	75	45.4
Tal 33	7.76	2.7	75	34.3
Tal 34	7.76	4.2	75	54.4

Tal 35	7.76	4.0	75	51.3
Tal 36	7.76	5.4	75	69.3
Tal 37	7.76	5.2	75	67.1
Tal 38	7.76	3.7	75	48.3
Tal 39	7.76	5.4	75	69.0
Tal 40	7.76	3.9	75	50.5
Tal 41	7.76	4.6	75	59.6
Tal 42	7.76	4.5	75	57.6
Tal 43	7.76	4.8	75	61.6
Tal 44	7.76	5.3	75	68.7
Tal 45	7.76	5.2	75	66.9
Tal 46	7.76	5.0	75	64.0
Tal 47	7.76	5.2	75	67.0
Tal 48	7.76	5.1	75	65.3
Tal 49	7.76	4.2	75	54.2
Tal 50	7.76	4.1	75	53.3
Tal 51	7.76	4.3	75	55.8
Tal 52	7.76	5.1	75	65.5
Tal 53	7.76	4.5	75	58.0
Tal 54	7.76	6.5	75	83.9
Tal 55	7.76	4.1	75	52.3
Tal 56	7.76	3.8	75	49.5
Tal 57	7.76	5.3	75	68.2
Tal 58	7.76	5.8	75	74.7
Tal 59	7.76	5.1	75	65.6
Tal 60	7.76	5.3	75	68.9
Tal 61	7.76	5.8	75	74.8
Tal 62	7.76	4.6	75	59.6
Tal 63	7.76	3.6	75	46.3
Tal 64	7.76	4.3	75	55.2
Tal 65	7.76	5.4	75	70.0
Tal 66	7.76	3.6	75	46.1
Tal 67	7.76	4.7	75	60.8
Tal 68	7.76	4.9	75	63.0
Tal 69	7.76	4.4	75	57.3
Tal 70	7.76	5.3	75	67.7
Tal 71	7.76	5.1	75	66.3
Tal 72	7.76	6.5	75	83.7
Tal 73	7.76	5.2	75	66.7
Tal 74	7.76	4.2	75	54.4
Tal 75	7.76	4.3	75	54.9
Tal 76	7.76	2.5	75	32.8
<b>Promedio(%)</b>				<b>60.5</b>

*Nota.* En la voladura de precorte realizada con 76 taladros se obtuvo una eficiencia promedio de 60.5%. Sin embargo, se identificaron valores mínimos como el

correspondiente al taladro N.º 76, con una eficiencia de 30.2%, lo cual evidencia deficiencias significativas en el desempeño de la voladura.

### 3.6.2 Banco 16

En el Banco 16 se redujo el espaciamiento de los taladros a 0.90 m, debido a los resultados deficientes obtenidos en el Banco 17. Esta modificación incrementó la eficiencia de la voladura de precorte, como se evidencia en la tabla siguiente.

En el Banco 16 se ejecutó 92 taladros de precorte.

**Tabla 11**

*Resultado de la voladura en el Banco 02*

Nº de taladro	Long del tal. Teórico	Long. del tal. Real	ángulo de inclinación	Eficiencia (%)
Tal 01	7.76	6.4	75	82.7
Tal 02	7.76	7.6	75	97.7
Tal 03	7.76	7.1	75	92.0
Tal 04	7.76	6.9	75	88.5
Tal 05	7.76	6.0	75	77.0
Tal 06	7.76	6.0	75	77.0
Tal 07	7.76	5.8	75	74.4
Tal 08	7.76	7.4	75	95.5
Tal 09	7.76	6.9	75	88.6
Tal 10	7.76	7.1	75	91.4
Tal 11	7.76	6.6	75	85.5
Tal 12	7.76	6.8	75	87.0
Tal 13	7.76	7.4	75	95.0
Tal 14	7.76	6.5	75	83.2
Tal 15	7.76	6.7	75	86.7
Tal 16	7.76	6.8	75	87.6
Tal 17	7.76	7.1	75	90.9
Tal 18	7.76	6.2	75	79.7
Tal 19	7.76	7.4	75	95.1
Tal 20	7.76	7.2	75	93.0
Tal 21	7.76	7.2	75	92.7
Tal 22	7.76	6.6	75	85.0
Tal 23	7.76	6.5	75	83.5
Tal 24	7.76	6.2	75	79.4
Tal 25	7.76	6.5	75	83.8
Tal 26	7.76	7.1	75	92.1
Tal 27	7.76	6.0	75	77.0
Tal 28	7.76	6.7	75	86.0
Tal 29	7.76	6.8	75	87.7

---

<b>Tal 30</b>	7.76	7.3	75	94.0
<b>Tal 31</b>	7.76	6.9	75	88.6
<b>Tal 32</b>	7.76	6.2	75	79.9
<b>Tal 33</b>	7.76	6.9	75	88.9
<b>Tal 34</b>	7.76	6.7	75	86.4
<b>Tal 35</b>	7.76	6.9	75	89.2
<b>Tal 36</b>	7.76	7.3	75	94.0
<b>Tal 37</b>	7.76	6.0	75	77.2
<b>Tal 38</b>	7.76	7.5	75	96.5
<b>Tal 39</b>	7.76	7.5	75	96.6
<b>Tal 40</b>	7.76	6.6	75	85.1
<b>Tal 41</b>	7.76	7.4	75	95.1
<b>Tal 42</b>	7.76	7.4	75	95.4
<b>Tal 43</b>	7.76	6.4	75	82.2
<b>Tal 44</b>	7.76	7.2	75	92.6
<b>Tal 45</b>	7.76	6.4	75	82.9
<b>Tal 46</b>	7.76	6.8	75	87.5
<b>Tal 47</b>	7.76	6.6	75	84.6
<b>Tal 48</b>	7.76	7.1	75	91.3
<b>Tal 49</b>	7.76	6.8	75	87.8
<b>Tal 50</b>	7.76	6.4	75	82.7
<b>Tal 51</b>	7.76	6.8	75	88.2
<b>Tal 52</b>	7.76	6.9	75	88.9
<b>Tal 53</b>	7.76	6.3	75	81.2
<b>Tal 54</b>	7.76	6.7	75	86.9
<b>Tal 55</b>	7.76	7.0	75	90.6
<b>Tal 56</b>	7.76	6.3	75	80.9
<b>Tal 57</b>	7.76	6.9	75	88.7
<b>Tal 58</b>	7.76	7.0	75	90.2
<b>Tal 59</b>	7.76	6.6	75	84.9
<b>Tal 60</b>	7.76	7.2	75	92.6
<b>Tal 61</b>	7.76	7.1	75	91.6
<b>Tal 62</b>	7.76	6.9	75	88.6
<b>Tal 63</b>	7.76	6.7	75	86.0
<b>Tal 64</b>	7.76	6.3	75	81.4
<b>Tal 65</b>	7.76	6.7	75	85.7
<b>Tal 66</b>	7.76	6.6	75	84.8
<b>Tal 67</b>	7.76	6.8	75	87.5
<b>Tal 68</b>	7.76	7.3	75	94.4
<b>Tal 69</b>	7.76	6.3	75	81.0
<b>Tal 70</b>	7.76	6.8	75	87.9
<b>Tal 71</b>	7.76	6.6	75	84.9
<b>Tal 72</b>	7.76	7.3	75	94.4
<b>Tal 73</b>	7.76	6.2	75	79.8
<b>Tal 74</b>	7.76	7.2	75	93.4
<b>Tal 75</b>	7.76	6.6	75	84.6
<b>Tal 76</b>	7.76	6.6	75	85.5
<b>Tal 77</b>	7.76	6.5	75	83.6

---

<b>Tal 78</b>	7.76	6.7	75	86.2
<b>Tal 79</b>	7.76	6.3	75	80.6
<b>Tal 80</b>	7.76	6.9	75	89.3
<b>Tal 81</b>	7.76	7.3	75	94.1
<b>Tal 82</b>	7.76	6.8	75	87.1
<b>Tal 83</b>	7.76	6.3	75	81.7
<b>Tal 84</b>	7.76	6.7	75	86.0
<b>Tal 85</b>	7.76	6.5	75	83.9
<b>Tal 86</b>	7.76	6.5	75	83.8
<b>Tal 87</b>	7.76	7.1	75	91.1
<b>Tal 88</b>	7.76	6.5	75	84.1
<b>Tal 89</b>	7.76	6.8	75	87.6
<b>Tal 90</b>	7.76	6.6	75	85.4
<b>Tal 91</b>	7.76	7.0	75	89.7
<b>Tal 92</b>	7.76	7.0	75	89.6
<b>Tal 93</b>	7.76	7.2	75	93.2
<b>Tal 94</b>	7.76	7.2	75	92.3
<b>Promedio(%)</b>				87.3

*Nota.* La voladura de precorte realizada en el Banco 16 con 94 taladros se obtuvo una eficiencia promedio de 87.3%. Sin embargo, se identificaron valores mínimos como el correspondiente al taladro N° 04, con una eficiencia de 70.4%, lo cual evidencia que aún existen deficiencias significativas en el desempeño de la voladura.

### **3.6.3 Banco 15**

En el Banco 15 se tomó la decisión de ajustar el diseño a un espaciamiento de 0.85 m con el cual se obtuvo resultados satisfactorios.

- El talud es lisa y uniforme.
- Los barrenos de precorte en el talud son claramente visibles.
- La tasa de medio-barreno o media caña se garantiza en más del 90%.
- No se presentan fenómenos de sobre-excavación ni sub-excavación.
- La estabilidad de la superficie del banco es buena, sin daños excesivos.

**Tabla 12***Resultados de la voladura del Banco 03*

<b>N° de taladro</b>	<b>Long del tal. Teórico</b>	<b>Long. del tal. Real</b>	<b>ángulo de inclinación</b>	<b>Eficiencia (%)</b>
Tal 01	7.76	7.5	75	97.2
Tal 02	7.76	7.6	75	98.0
Tal 03	7.76	7.6	75	97.9
Tal 04	7.76	7.6	75	97.6
Tal 05	7.76	7.5	75	96.7
Tal 06	7.76	7.5	75	96.7
Tal 07	7.76	7.5	75	96.5
Tal 08	7.76	7.6	75	98.0
Tal 09	7.76	7.6	75	97.6
Tal 10	7.76	7.6	75	97.8
Tal 11	7.76	7.5	75	96.4
Tal 12	7.76	7.6	75	98.0
Tal 13	7.76	7.6	75	98.0
Tal 14	7.76	7.5	75	96.8
Tal 15	7.76	7.5	75	96.8
Tal 16	7.76	7.5	75	96.8
Tal 17	7.76	7.5	75	97.0
Tal 18	7.76	7.6	75	97.5
Tal 19	7.76	7.5	75	97.3
Tal 20	7.76	7.5	75	97.0
Tal 21	7.76	7.6	75	97.6
Tal 22	7.76	7.5	75	96.7
Tal 23	7.76	7.5	75	97.0
Tal 24	7.76	7.5	75	97.1
Tal 25	7.76	7.6	75	97.3
Tal 26	7.76	7.6	75	98.0
Tal 27	7.76	7.5	75	96.8
Tal 28	7.76	7.6	75	97.4
Tal 29	7.76	7.6	75	97.6
Tal 30	7.76	7.5	75	96.5
Tal 31	7.76	7.6	75	97.6
Tal 32	7.76	7.5	75	96.7
Tal 33	7.76	7.5	75	96.5
Tal 34	7.76	7.6	75	98.0
Tal 35	7.76	7.6	75	98.0
Tal 36	7.76	7.6	75	98.0
Tal 37	7.76	7.5	75	97.0
Tal 38	7.76	7.5	75	96.6
Tal 39	7.76	7.6	75	97.8
Tal 40	7.76	7.5	75	97.3
Tal 41	7.76	7.5	75	96.6
Tal 42	7.76	7.6	75	97.4

---

<b>Tal 43</b>	7.76	7.5	75	96.5
<b>Tal 44</b>	7.76	7.6	75	98.0
<b>Tal 45</b>	7.76	7.5	75	96.9
<b>Tal 46</b>	7.76	7.6	75	97.7
<b>Tal 47</b>	7.76	7.5	75	97.0
<b>Tal 48</b>	7.76	7.6	75	97.5
<b>Tal 49</b>	7.76	7.6	75	97.5
<b>Tal 50</b>	7.76	7.5	75	96.8
<b>Tal 51</b>	7.76	7.6	75	98.0
<b>Tal 52</b>	7.76	7.6	75	98.0
<b>Tal 53</b>	7.76	7.6	75	98.0
<b>Tal 54</b>	7.76	7.6	75	98.0
<b>Tal 55</b>	7.76	7.6	75	97.6
<b>Tal 56</b>	7.76	7.6	75	98.0
<b>Tal 57</b>	7.76	7.5	75	96.6
<b>Tal 58</b>	7.76	7.5	75	96.8
<b>Tal 59</b>	7.76	7.5	75	96.5
<b>Tal 60</b>	7.76	7.5	75	97.1
<b>Tal 61</b>	7.76	7.5	75	97.2
<b>Tal 62</b>	7.76	7.5	75	96.9
<b>Tal 63</b>	7.76	7.6	75	98.0
<b>Tal 64</b>	7.76	7.5	75	97.1
<b>Tal 65</b>	7.76	7.5	75	97.0
<b>Tal 66</b>	7.76	7.6	75	97.5
<b>Tal 67</b>	7.76	7.5	75	96.7
<b>Tal 68</b>	7.76	7.6	75	98.0
<b>Tal 69</b>	7.76	7.5	75	96.5
<b>Tal 70</b>	7.76	7.6	75	98.0
<b>Tal 71</b>	7.76	7.6	75	98.0
<b>Tal 72</b>	7.76	7.5	75	96.8
<b>Tal 73</b>	7.76	7.5	75	96.4
<b>Tal 74</b>	7.76	7.6	75	98.0
<b>Tal 75</b>	7.76	7.6	75	97.8
<b>Tal 76</b>	7.76	7.6	75	97.9
<b>Tal 77</b>	7.76	7.6	75	98.0
<b>Tal 78</b>	7.76	7.5	75	96.5
<b>Tal 79</b>	7.76	7.5	75	97.1
<b>Tal 80</b>	7.76	7.5	75	96.6
<b>Tal 81</b>	7.76	7.6	75	98.0
<b>Tal 82</b>	7.76	7.6	75	97.7
<b>Tal 83</b>	7.76	7.5	75	97.1
<b>Tal 84</b>	7.76	7.5	75	96.5
<b>Tal 85</b>	7.76	7.5	75	97.0
<b>Tal 86</b>	7.76	7.5	75	97.1
<b>Tal 87</b>	7.76	7.6	75	97.9
<b>Tal 88</b>	7.76	7.6	75	97.7
<b>Tal 89</b>	7.76	7.6	75	98.0
<b>Tal 90</b>	7.76	7.6	75	97.4

---

<b>Tal 91</b>	7.76	7.5	75	96.6
<b>Tal 92</b>	7.76	7.6	75	97.8
<b>Tal 93</b>	7.76	7.6	75	97.9
<b>Tal 94</b>	7.76	7.6	75	97.5
<b>Tal 95</b>	7.76	7.6	75	98.0
<b>Tal 96</b>	7.76	7.6	75	97.4
<b>Tal 97</b>	7.76	7.6	75	97.5
<b>Tal 98</b>	7.76	7.5	75	97.3
<b>Tal 99</b>	7.76	7.5	75	96.4
<b>Tal 100</b>	7.76	7.5	75	96.6
<b>Tal 101</b>	7.76	7.5	75	96.5
<b>Tal 102</b>	7.76	7.6	75	97.7
<b>Tal 103</b>	7.76	7.5	75	97.0
<b>Promedio (%)</b>				97.3

*Nota.* La voladura de precorte realizada en el Banco 15 con 103 taladros se obtuvo una eficiencia promedio de 97.3%. La tasa de las cañas se garantizó en mayor a 95%.

### **3.6.4 Parámetros de voladura**

#### **3.6.4.1 Burden y espaciamiento**

El burden y espaciamiento en la cantera Cristina es de  $B = 1.9$  m y  $E = 2.3$  m respectivamente, con una malla triangular.

#### **3.6.4.2 Altura de banqueteta**

La altura de la banqueteta es de 7.5 m con un ángulo de reposo de  $75^\circ$ .

#### **3.6.4.3 Longitud de perforación**

La longitud de perforación en la cantera Cristina depende de que taladro se está haciendo:

##### **3.6.4.3.1 Pre-corte:**

La longitud de los taladros de pre-corte son de mayor longitud ya que son inclinados.

La longitud inclinada es de 7.76 m.

$L = 7.6$  m.

### 3.6.4.3.2 *Buffer*

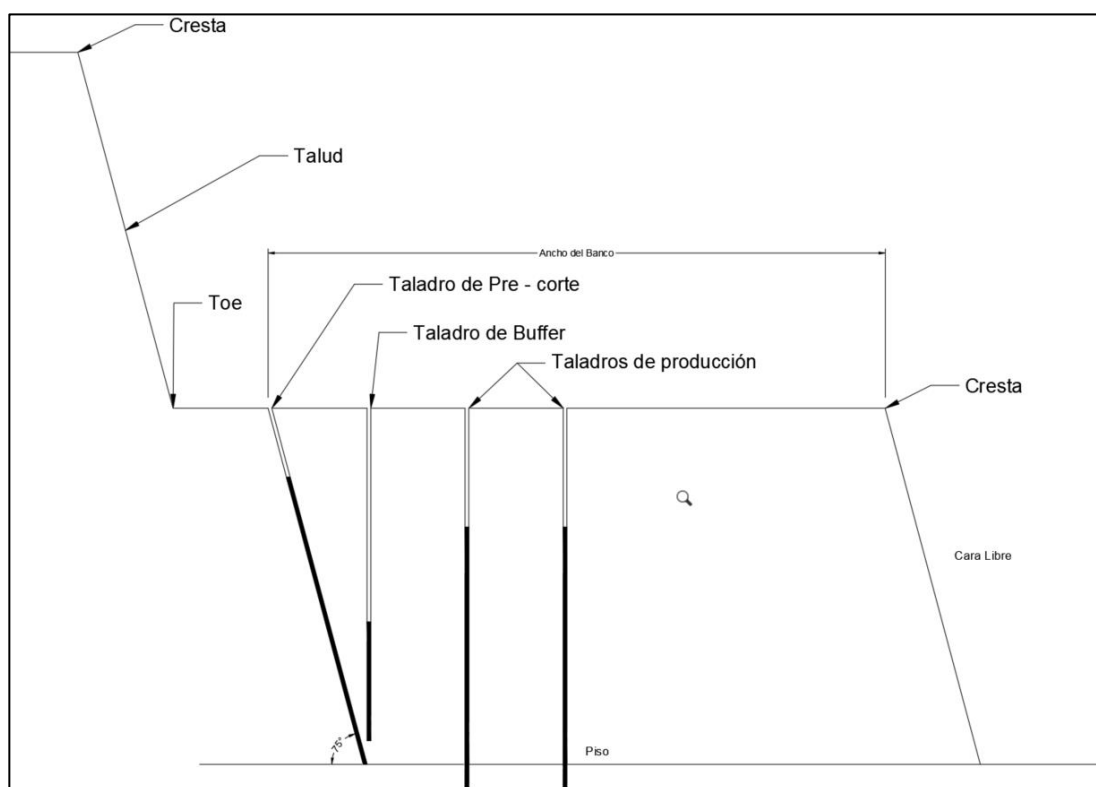
Los taladros del Buffer se ubican a 2 m del pre-corte y tiene una longitud de 7 m.

### 3.6.4.3.3 *Producción*

Los taladros de producción son lo van a hacer el trabajo rompedor a la roca. Tiene una longitud de 8 m incluyendo la sobreperforación.

**Figura 17**

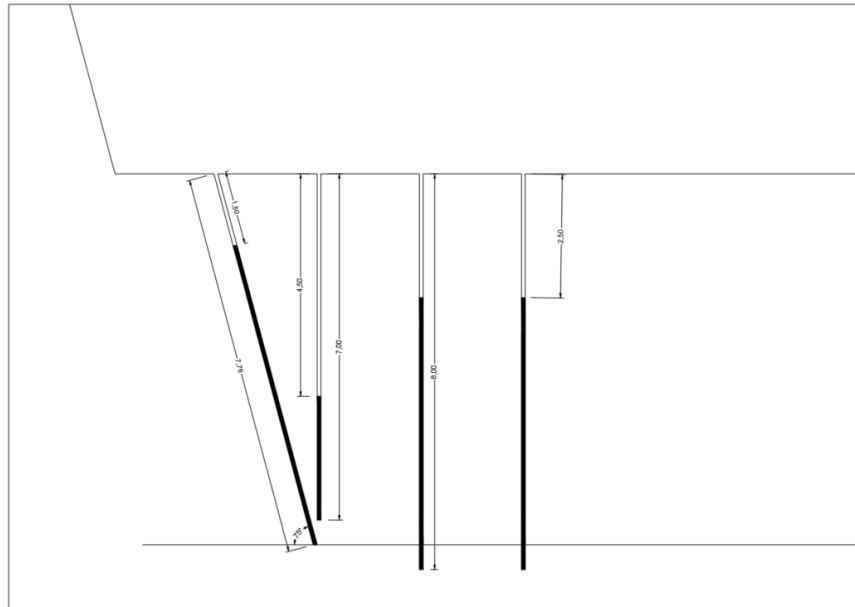
*Descripción de los taladros de pre - corte, buffer y producción.*



*Nota:* La distribución de los taladros de precorte, buffer y producción en el Tajo Cristina.

## Figura 18

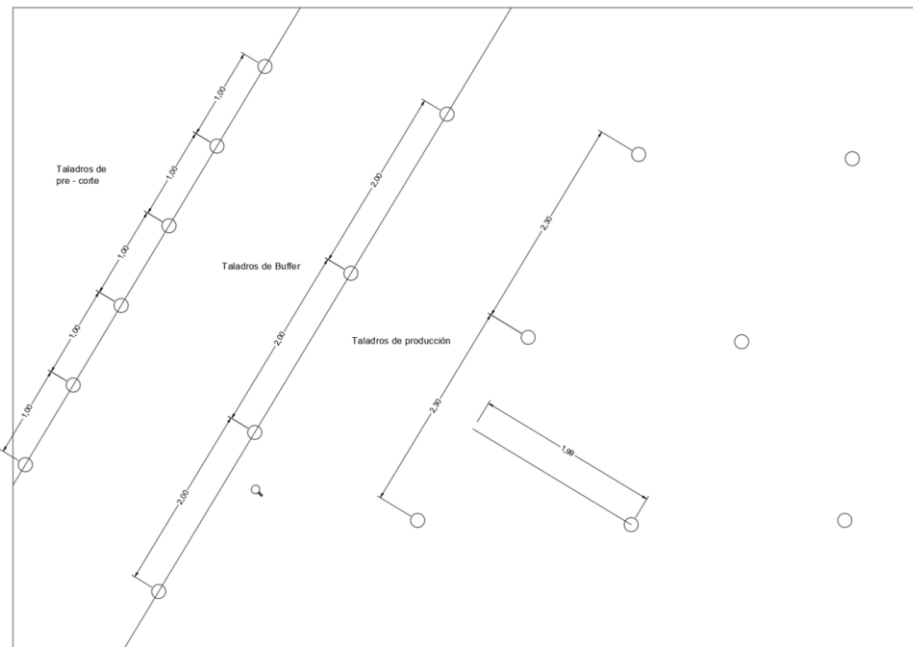
*Vista lateral del esquema de voladura y sus respectivo carga y taco para el taladro de pre – corte, buffer y producción.*



*Nota:* La longitud de carga para 3 tipos de taladro en el Tajo Cristina.

## Figura 19

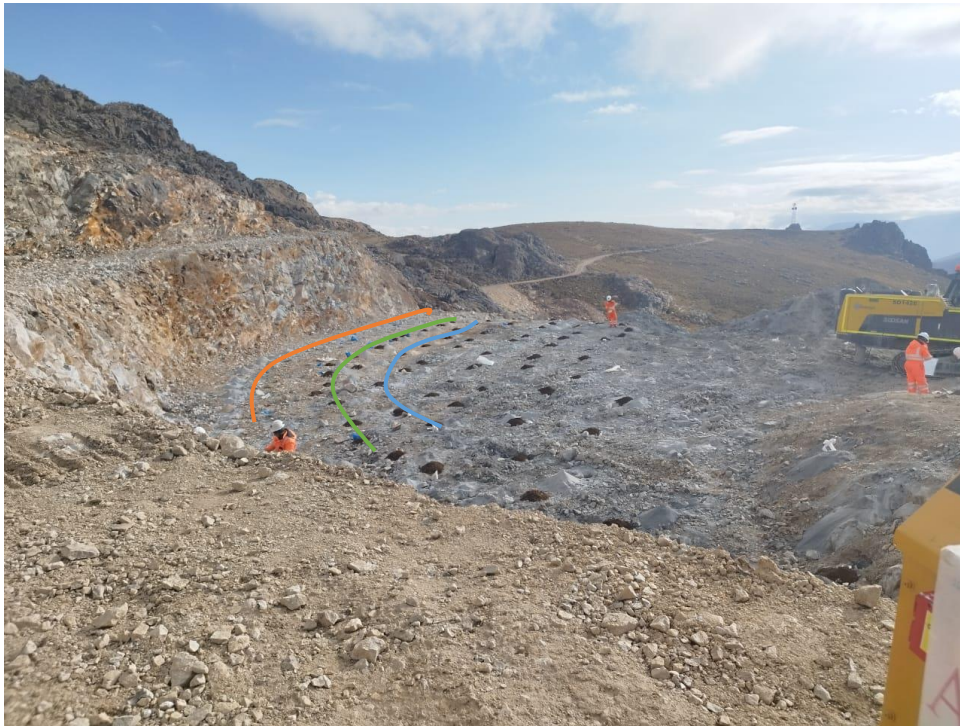
*Vista planta del esquema de voladura con sus respectivos burden y espaciamiento de los taladros de pre – corte, buffer y producción.*



Nota: Vista planta de los taladros de precorte, buffer y producción con sus respectivos burden y espaciameinto.

## Figura 20

*Perforación de la malla triangular.*



Nota: En la imagen se aprecia la línea de precorte(naranja), buffer(verde) y los taladros de producción(azul).

**Figura 21**

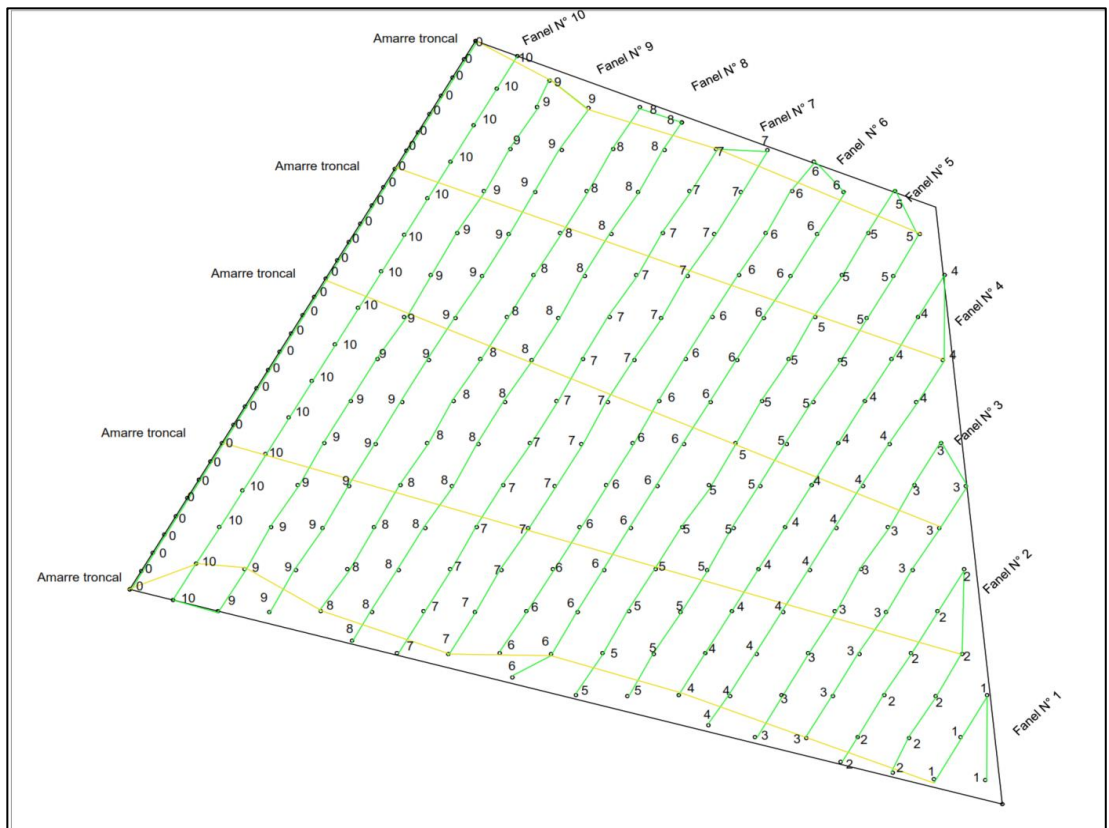
*Perforación de pre - corte con ángulo de inclinación de 15° Cantera Cristina.*



Nota: La perforación del precorte se realizó con un ángulo de 15° con respecto a la horizontal.

## Figura 22

*Amarre de la voladura con sus respectivos retardos.*



Nota: El amarre se realiza con el cordón detonante y los respectivos faneles distribuidos según el tiempo de retardo.

## Figura 23

*Limpieza de la banqueta y marcado del polígono de mineral para el carguío.*



### 3.6.5 Cálculos

#### 3.6.5.1 Espaciamiento

El espaciamiento se calcula con la fórmula empírica:

$$S = k * d$$

Donde  $d$  es el diámetro de perforación y la constante  $10 \leq k \leq 14$ . Para  $k = 14$  el espaciamiento es:

$$S = 14 \times 0.0762 = 1.066 \text{ m}$$

Entonces el espaciamiento será de 1.066 m.

En la siguiente tabla se calcula el espaciamiento para diferentes valores de  $k$ .

**Tabla 13***Cálculo de espaciamento*

S	K	D
1.0668	14.0000	0.0762
1.0592	13.9000	0.0762
1.0516	13.8000	0.0762
1.0439	13.7000	0.0762
1.0363	13.6000	0.0762
1.0287	13.5000	0.0762
1.0211	13.4000	0.0762
1.0135	13.3000	0.0762
1.0058	13.2000	0.0762
0.9982	13.1000	0.0762
0.9906	13.0000	0.0762
0.9830	12.9000	0.0762
0.9754	12.8000	0.0762
0.9677	12.7000	0.0762
0.9601	12.6000	0.0762
0.9525	12.5000	0.0762
0.9449	12.4000	0.0762
0.9373	12.3000	0.0762
0.9296	12.2000	0.0762
0.9220	12.1000	0.0762
0.9144	12.0000	0.0762
0.9068	11.9000	0.0762
0.8992	11.8000	0.0762
0.8915	11.7000	0.0762
0.8839	11.6000	0.0762
0.8763	11.5000	0.0762
0.8687	11.4000	0.0762
0.8611	11.3000	0.0762
0.8534	11.2000	0.0762
0.8458	11.1000	0.0762
0.8382	11.0000	0.0762
0.8306	10.9000	0.0762
0.8230	10.8000	0.0762
0.8153	10.7000	0.0762
0.8077	10.6000	0.0762
0.8001	10.5000	0.0762
0.7925	10.4000	0.0762
0.7849	10.3000	0.0762
0.7772	10.2000	0.0762
0.7696	10.1000	0.0762
0.7620	10.0000	0.0762

Nota. S es el espaciamiento en metros y D es el diámetro de perforación en m (3'' = 0.0762 m).

Los espaciamientos tomados para los Bancos 02 y 03 son para valores de 11.9 y 11.2 respectivamente.

### 3.6.5.2 Carga

La carga se toma referencia la Tabla 2 y se obtiene los siguiente:

**Tabla 14**

*Carga recomendada*

Diámetro del barreno (mm)	Carga (kg/m)	Espaciamiento (m)	Diámetro mínimo de la carga desacoplada (mm)	Diámetro máximo de la carga desacoplada (mm)
76	0.5	1.4	22	25

Nota. Según esta tabla la carga recomendada es de 0.5kg/m para un espaciamiento de 1.4 m.

La carga debe ajustarse a la realidad de la roca. El alto explosivo utilizado es el Emulnor 5000 2''x12'' espaciado cada 0.5 m y cargado hasta los 5.5 m del taladro.

Carga lineal:

Masa del explosivo:

$$m = \pi \cdot \frac{d^2}{4} \cdot h \cdot \delta$$

Donde:

- m = masa del explosivo
- d = diámetro del explosivo (2 in)
- h = altura del explosivo (12 in)
- $\delta$  = densidad del explosivo (1.16g/cc = 1160kg/m<sup>3</sup>)

Por lo que la masa:

$$m = \pi \cdot \frac{2^2}{4} \cdot \text{in}^2 \cdot \frac{0.024 \text{ m}^2}{\text{in}^2} \cdot 12 \cdot \text{in} \cdot \frac{0.0254 \text{ m}}{\text{in}} \cdot 1160 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$
$$m = 0.69 \text{ kg}$$

Entonces la carga lineal C:

$$C = \frac{0.69 \text{ kg} \times 6}{7.76 \text{ m}} = 0.54 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

### 3.7 Simulación numérica

#### 3.7.1 Descripción General del Modelo

El presente estudio tiene como objetivo simular el comportamiento dinámico de taladros de precorte en minería superficial mediante el software LS-DYNA, con el fin de determinar los esfuerzos máximos en la dirección del eje Y ( $\sigma_y$ ) y compararlos con la resistencia máxima a tracción de la roca.

Para el desarrollo del modelo se emplea LS-PrePost v4.12.6, utilizando un esquema acoplado ALE-Lagrangiano (FSI), donde la roca se modela como un dominio Lagrangiano deformable, y el explosivo junto con el aire se modelan como dominios Eulerianos(Li et al., 2023).

#### 3.7.2 Geometría del Modelo

La geometría se define como un paralelepípedo que representa el macizo rocoso, con las siguientes coordenadas:

- (0,0,0), (0,2000,0), (1000,2000,0), (1000,0,0), (0,0,7500), (0,2000,7500), (1000,2000,7500), (1000,0,7500)

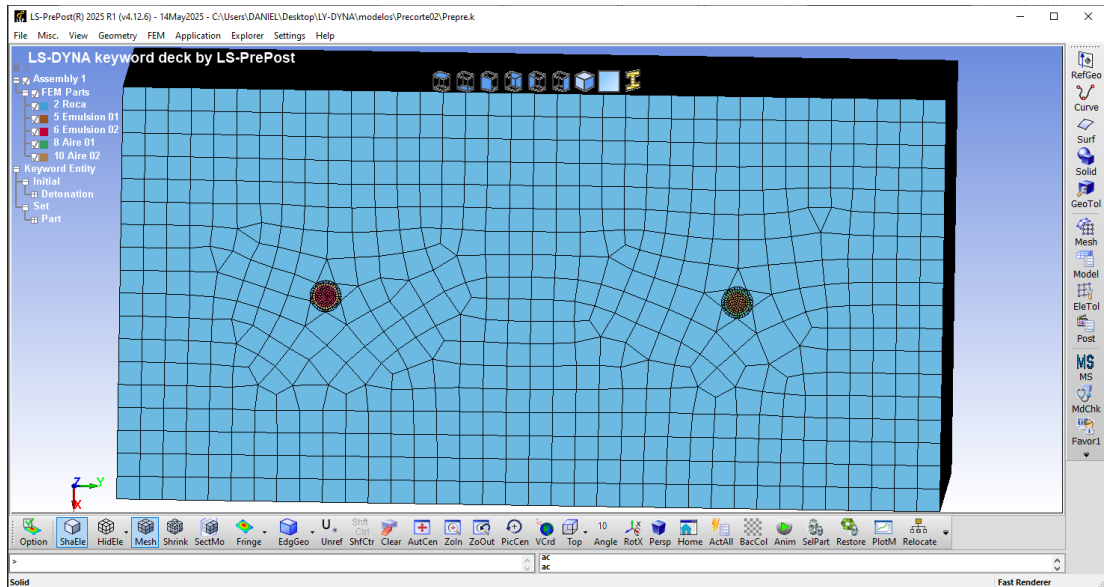
Dentro de este volumen se ubican dos taladros cilíndricos de radio 38.1 mm, separados 1000 mm entre sí:

- Taladro 1: de (500,500,0) a (500,500,7500)
- Taladro 2: de (500,1500,0) a (500,1500,7500)

Cada taladro contiene una carga explosiva desacoplada (radio = 25.4 mm) y una envoltura de aire con un espesor anular de 12.7 mm, correspondiente a la diferencia entre el radio del taladro y el radio de la carga.

**Figura 24**

*Modelo geométrico de la voladura en LS PrePost*



Nota: El modelo geométrico con los taladros de precorte en el centro.

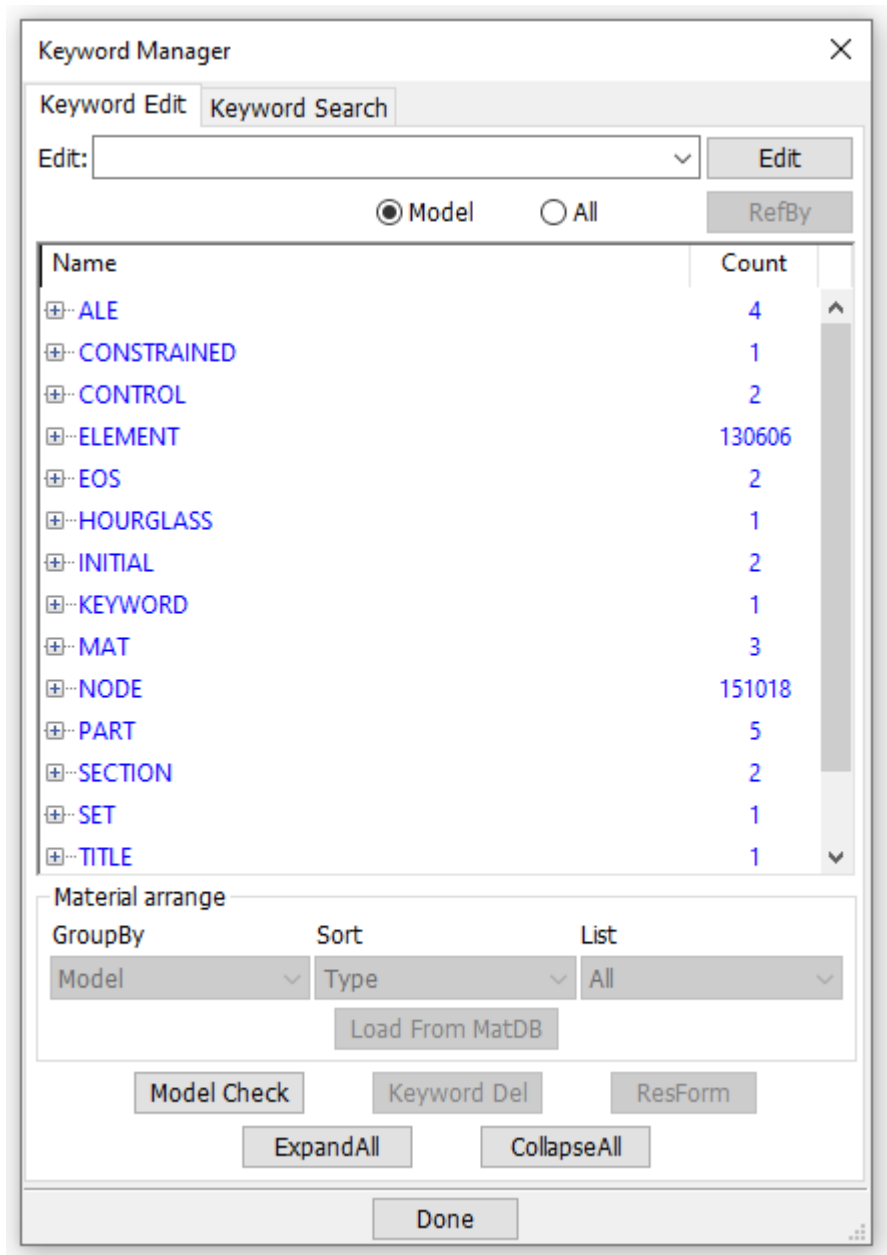
**Tabla 15**

*FEM Parts del modelo geométrico*

ID	Part ID	Dominio	Coordenadas
2	Roca	Lagrangiano	-
5	Emulsión 01	Euleriano	(500,1500,0) → (500,1500,7500)
6	Emulsión 02	Euleriano	(500,500,0) → (500,500,7500)
8	Aire 01	Euleriano	(500,1500,0) → (500,1500,7500)
10	Aire 02	Euleriano	(500,500,0) → (500,500,7500)

**Figura 25**

*Keyword Manager del modelo*



Nota: El modelo de simulación tiene 130 606 elementos y 151 018 nodos. La malla para la roca es de 56, para el explosivo de 10 y para el aire 10.

### **3.7.3 Unidades empleadas:**

- Masa: g(gramos)
- Longitud: mm(milímetros)

- Tiempo:  $\mu\text{s}$ (microsegundos)
- Fuerza:  $1.0 \times 10^7$  N(newton)
- Esfuerzo: Mbar (milibar)
- Energía:  $1.0 \times 10^7$  N·cm(newton por centímetro)

### 3.7.4 Definición de Materiales

#### 3.7.4.1 Roca (Dominio Lagrangiano)

El material utilizado para la roca es el \*MAT\_JOHNSON\_HOLMQUIST\_CONCRETE (MAT\_111). Este modelo representa el comportamiento dinámico de materiales frágiles bajo cargas explosivas(Wang et al., 2022).

##### 3.7.4.1.1 Parámetros utilizados:

**Tabla 16**

*Parámetros utilizados en el \*MAT\_JOHNSON\_HOLMQUIST\_CONCRETE (MAT\_111)*

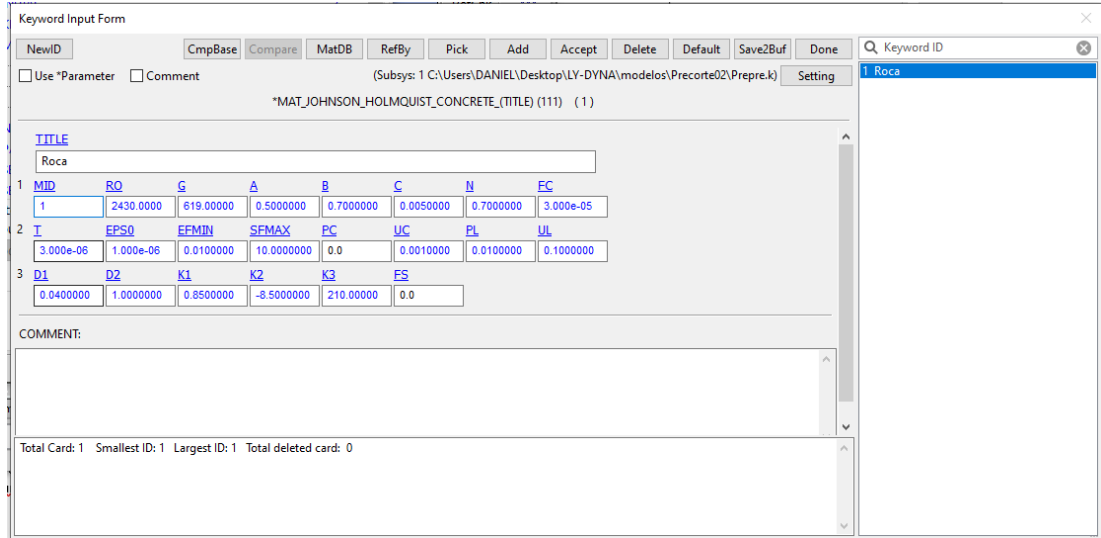
Parámetro	Valor	Parámetro	Valor
RO	0.00243	G	0.619
A	0.50	B	0.70
C	0.005	N	0.70
FC	3.0e-5	T	3.0e-6
EPS0	1.0e-6	EFMIN	0.01
SFMAX	10.0	PC	0.00
UC	0.001	PL	0.01
UL	0.10	D1	0.04
D2	1.00	K1	0.85
K2	-8.5	K3	210.0
FS	0	-	-

Nota: Las unidades están dadas de acuerdo con las unidades empleadas.

**Figura 26**

*Parámetros utilizados en el \*MAT\_JOHNSON\_HOLMQUIST\_CONCRETE*

*(MAT\_111)*



Nota: Las unidades están dadas de acuerdo con las unidades empleadas.

### 3.7.4.2 Explosivo (Dominio Euleriano)

Para el explosivo el tipo de material es el \*MAT\_HIGH\_EXPLOSIVE\_BURN (MAT\_080) con su respectivo ecuación de estado(EOS) \*EOS\_JWL(Li et al., 2024).

#### 3.7.4.2.1 Parámetros del material

**Tabla 17**

*Parámetros del \*MAT\_HIGH\_EXPLOSIVE\_BURN*

Parámetro	Valor
RO	0.00125
D	3.5
PCJ	0.04
BETA	0
K	0.025
G	0.008
SIGY	0.0001

Nota: Las unidades están dadas de acuerdo con las unidades empleadas.

**Figura 27**

*Parámetros utilizados en \*MAT\_HIGH\_EXPLOSIVE\_BURN*

Keyword Input Form

Use \*Parameter  Comment

(Subsys: 1 C:\Users\DANIEL\Desktop\LV-DYNA\modelos\Precorte02\Prepre.k) Setting

\*MAT\_HIGH\_EXPLOSIVE\_BURN\_(TITLE) (008) (1)

TITLE  
Emulsion

1	MID	RO	D	PCJ	BETA	K	G	SIGY
	E	0.0012500	3.5000000	0.0400000	0.0	0.0	0.0	0.0

COMMENT:

Total Card: 1 Smallest ID: 2 Largest ID: 2 Total deleted card: 0

Nota: Las unidades están dadas de acuerdo con las unidades empleadas.

El \*EOS\_JWL es la ecuación de Jones – Wilkins – Lee (JWL) y esta definida como:

$$P = A \left(1 - \frac{\omega}{R_1 V}\right) e^{-R_1 V} + B \left(1 - \frac{\omega}{R_2 V}\right) e^{-R_2 V} + \frac{\omega E}{V}$$

El P se define como la presión generada por la expansión del gas producto de la detonación. El V es el volumen relativo de producto de detonación, E es la energía de detonación por unidad de volumen y A,  $\omega$ , B, R<sub>1</sub> y R<sub>2</sub> son constantes del explosivo (Huo et al., 2020).

**Tabla 18**

*Parámetros de \*EOS\_JWL*

Parámetro	Valor
A	2.144
B	0.00182
R1	4.2
R2	0.9
$\omega$	0.15
E	0.0419

Nota: Las unidades están dadas de acuerdo con las unidades empleadas.

**Figura 28**

*Parámetros de \*EOS\_JWL*

Keyword Input Form

Use \*Parameter
  Comment

(Subsys: 1 C:\Users\DANIEL\Desktop\LY-DYNA\modelos\Precorte02\Prepre.k)

\*EOS\_JWL(TITLE) (1)

TITLE

EOS emulsion

EOSID	A	B	R1	R2	OMEG	E0	VO
2	2.1440001	0.0018200	4.1999998	0.9000000	0.1500000	0.0419000	0.0

COMMENT:

Total Card: 1 Smallest ID: 2 Largest ID: 2 Total deleted card: 0

Nota: Las unidades están dadas de acuerdo con las unidades empleadas.

### 3.7.4.3 Aire (Dominio Euleriano)

Para simular el aire se utiliza el \*MAT\_NULL (MAT\_009) y el \*EOS\_LINEAR\_POLYNOMIAL (Dotto & Pourrahimian, 2024).

**Tabla 19**

*Parámetros del material:*

Parámetro	Valor
RO	225e-6
PC	-1.0e-6
MU	1.8e-10
TEROD	0.0
CEROD	0.0
YM	0.0
PR	0.0

Nota: Las unidades están dadas de acuerdo con las unidades empleadas.

**Figura 29**

*Parámetros del \*MAT\_NULL (MAT\_009)*

Keyword Input Form

Buttons: NewID, CmpBase, Compare, MatDB, RefBy, Pick, Add, Accept, Delete, Default, Save2Buf, Done, Setting

Options:  Use \*Parameter,  Comment

(Subsys: 1 C:\Users\DANIEL\Desktop\LY-DYNA\modelos\Precorte02\Prepre.k)

\*MAT\_NULL(TITLE) (009) (1)

TITLE: Aire

1	MID	RO	PC	MU	TEROD	CEROD	YM	PR
	β	1.225e-06	-1.000e-06	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0

COMMENT:

Total Card: 1 Smallest ID: 3 Largest ID: 3 Total deleted card: 0

Nota: Las unidades están dadas de acuerdo con las unidades empleadas.

El ecuación de estado \*EOS\_LINEAR\_POLYNOMIAL se define como:

$$P_A = C_0 + C_1\delta + C_2\delta^2 + C_3\delta^3 + (C_4 + C_5\delta + C_6\delta^6)e_A$$

Donde  $P_A$  es la presión,  $e_A$  es la energía interna,  $\delta$  es coeficiente de la viscosidad dinámica,  $C_0, C_1, C_2, C_3, C_4, C_5$  y  $C_6$  son constantes del material(Huang et al., 2025).

**Figura 30**

*Parámetros del \*EOS\_LINEAR\_POLYNOMIAL*

Keyword Input Form

Buttons: NewID, CmpBase, Compare, RefBy, Add, Accept, Delete, Default, Save2Buf, Done, Setting

Options:  Use \*Parameter,  Comment

(Subsys: 1 C:\Users\DANIEL\Desktop\LY-DYNA\modelos\Precorte02\Prepre.k)

\*EOS\_LINEAR\_POLYNOMIAL(TITLE) (1)

TITLE: EOS aire

1	EOSID	C0	C1	C2	C3	C4	C5	C6
	1	-1.000e-06	0.0	0.0	0.0	0.4000000	0.4000000	0.0

2	E0	V0
	2.500e-06	1.0000000

COMMENT:

Total Card: 1 Smallest ID: 1 Largest ID: 1 Total deleted card: 0

Nota: Las unidades están dadas de acuerdo con las unidades empleadas.

**Tabla 20**

*Parámetros del \*EOS\_LINEAR\_POLYNOMIAL*

<b>Coficiente</b>	<b>Valor</b>
C0	-1.0e-6
C1	0.00
C2	0.00
C3	0.00
C4	0.4
C5	0.4
C6	0.00
E0	2.5e-6
V0	1.0

Nota: Las unidades están dadas de acuerdo con las unidades empleadas.

### **3.7.5 Definición de sólidos y partes del modelo**

El modelo numérico considera la generación de dos dominios sólidos: uno correspondiente al dominio ALE (aire y explosivo) y otro a la roca.

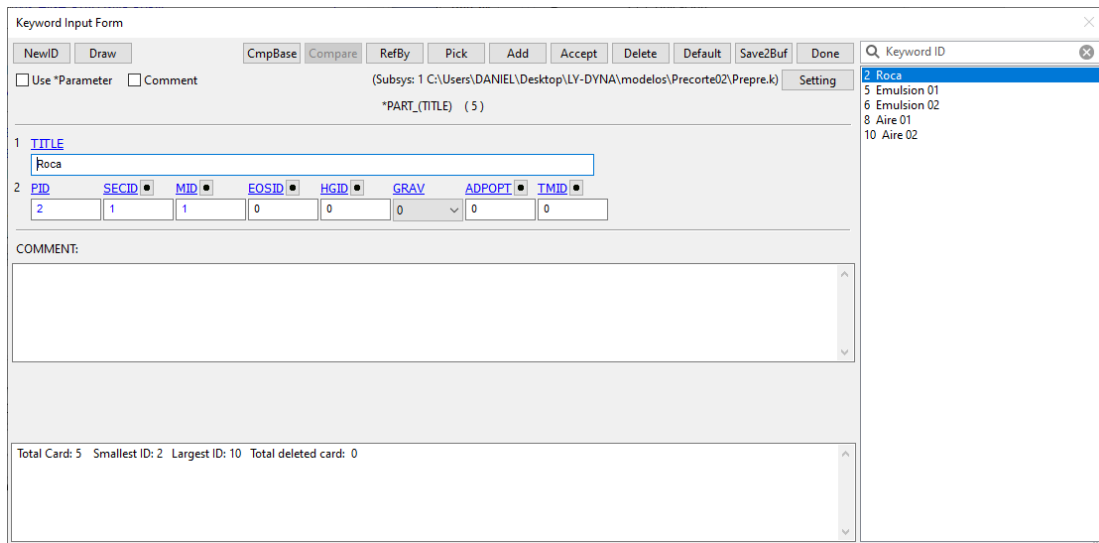
El primer sólido, denominado “Roca”, se define con el identificador ID = 1 Roca y el formato de elemento ELFORM = 1.

El segundo sólido, denominado “ALE sólido”, se define con el identificador ID = “ALE sólido” y el formato de elemento ELFORM = 11, representando el dominio Euleriano.

Cada parte (PART) se configuró con sus respectivos identificadores de sección (SECID), material (MID) y ecuación de estado (EOSID), de acuerdo con las propiedades físicas correspondientes.

**Figura 31**

*Partes del sólido generado*



Nota: Las partes están dadas con su respectivos Keyword ID

### 3.7.6 Inicialización de Materiales en el Dominio ALE

La inicialización de la distribución de materiales dentro del dominio Euleriano se realiza mediante dos palabras clave fundamentales:

\*ALE\_MULTI\_MATERIAL\_GROUP: especifica las partes que residen dentro de la malla Euleriana, en este caso el aire y el explosivo. Para ello, se requiere la definición previa de SET\_PART\_LIST, que agrupa las partes pertenecientes al dominio ALE(Liu et al., 2020).

\*INITIAL\_VOLUME\_FRACTION\_GEOMETRY: define la distribución inicial de materiales dentro del dominio, siendo crucial para posicionar el explosivo cilíndrico dentro del volumen anular de aire correspondiente al taladro. La correcta configuración de esta palabra clave determina la precisión de la geometría inicial y la interacción fluido-estructura.

### **3.7.7 Condiciones de Frontera y Carga Inicial**

#### **3.7.7.1 Restricciones de Movimiento**

Las fronteras lagrangianas de la roca se restringen mediante el comando \*BOUNDARY\_SPC\_SET, el cual permite aplicar condiciones de confinamiento o simetría, según la porción del bloque modelada. Esta definición requiere la previa creación de un conjunto de nodos (SET\_NODE\_LIST) y su correspondiente sistema de coordenadas mediante DEFINE\_COORD\_NODES(Wang et al., 2022).

#### **3.7.7.2 Detonación Inicial**

La detonación se modela con el comando \*INITIAL\_DETONATION, estableciendo dos puntos de iniciación (uno por taladro). En un escenario típico de precorte, la detonación se configura como simultánea, ubicando los puntos de inicio en el centro inferior de cada carga explosiva(Wang et al., 2022).

### **3.7.8 Frontera No Reflectante**

Para evitar que las ondas de esfuerzo reflejadas desde las fronteras artificiales del dominio afecten la región de interés, se implementa la condición \*BOUNDARY\_NON\_REFLECTION. Esta condición requiere la definición de un conjunto de segmentos (SET\_SEGMENT) en las fronteras externas, permitiendo la disipación controlada de las ondas incidentes(Wang et al., 2022).

### **3.7.9 Control del Proceso Explícito y Estabilidad Numérica**

#### **3.7.9.1 Control del Tiempo y Terminación**

El comando \*CONTROL\_TERMINATION define el tiempo final de la simulación (ENDTIM), el cual debe establecerse en función de las unidades del modelo y la duración esperada del fenómeno de interés.

El comando \*CONTROL\_TIMESTEP regula el paso de tiempo mediante el parámetro TSSFAC. Aunque el valor predeterminado en análisis lagrangianos es 0.9,

los cálculos ALE presentan mayor sensibilidad numérica, por lo que se recomienda  $TSSFAC \leq 0.5$  para evitar inestabilidades como volúmenes negativos o velocidades no definidas (NaN) (Wang et al., 2022).

### **3.7.9.2 Viscosidad Artificial**

La viscosidad artificial se controla mediante `*CONTROL_BULK_VISCOSITY`, donde los coeficientes típicos son  $Q1 = 1.5$  y  $Q2 = 0.06$ . Estos valores atenúan las oscilaciones numéricas detrás del frente de choque y estabilizan el campo de presiones.

### **3.7.9.3 Control de Advección ALE**

El comando `*CONTROL_ALE` regula el esquema de advección del dominio Euleriano. En simulaciones que utilizan la ecuación de estado de tipo JWL (`*EOS_JWL`), se desaconseja el uso del método de advección de Tipo 3 (conservación de energía), ya que este puede introducir energía interna adicional y generar una expansión súbita de la presión, colapsando la simulación. Se recomienda emplear `ETYP = 1` o `ETYP = 2`, siendo este último de segundo orden y más preciso para elementos de un solo material (Liu et al., 2020).

## **3.7.10 Configuración de la Salida de Datos**

### **3.7.10.1 Salidas Binarias y Tensor de Esfuerzos**

La salida binaria para la visualización del proceso se gestiona mediante `*DATABASE_BINARY_D3PLOT`, que permite registrar el campo de daño, la propagación de ondas y la deformación.

Para obtener el esfuerzo máximo en el eje Y, se requiere activar la salida del tensor completo de esfuerzos con `*DATABASE_EXTENT_BINARY`, configurando el parámetro `SIGFLG = 2`.

### **3.7.10.2 *Historial de Nodos Críticos***

El máximo esfuerzo de tracción en la dirección Y ocurre típicamente en la región de roca entre los dos taladros, como consecuencia de la superposición de ondas de compresión y su reflexión desde la superficie libre (fenómeno de spalling).

Para registrar este evento transitorio, se emplean los comandos \*DATABASE\_HISTORY\_NODE, seleccionando nodos críticos ubicados sobre la línea central (eje Y) entre los agujeros.

### **3.7.10.3 *Frecuencia de Muestreo***

Dado que el pico de esfuerzo de tracción ocurre en intervalos extremadamente cortos, la frecuencia de muestreo debe ser elevada. Para un tiempo total de simulación de ENDTIM = 1000  $\mu$ s, se recomienda un intervalo de salida DTOUT  $\leq$  1  $\mu$ s. Una frecuencia inadecuada puede causar la pérdida o subestimación del valor máximo de  $\sigma_y$  (ANSYS, 2025, p. 24.2).

**Figura 32**

*Keyword Manager de la simulación numérica*

The screenshot shows the 'Keyword Manager' window with the 'Keyword Edit' tab selected. The 'Edit' dropdown is set to 'PART'. The 'Model' radio button is selected. The main area displays a tree view of keywords with their respective counts. The 'ELEMENT' and 'NODE' categories have the highest counts at 130606 and 151018 respectively. The 'PART' category has a count of 5. The 'Material arrange' section at the bottom allows for grouping by 'Model', sorting by 'Type', and listing 'All'. There are also buttons for 'Model Check', 'Keyword Del', 'ResForm', 'ExpandAll', 'CollapseAll', and 'Done'.

Name	Count
- ALE	4
MULTI-MATERIAL_GROUP	4
- CONSTRAINED	1
LAGRANGE_IN_SOLID	1
- CONTROL	2
TERMINATION	1
TIMESTEP	1
- ELEMENT	130606
SOLID	130606
- EOS	2
JWL	1
LINEAR_POLYNOMIAL	1
- HOURGLASS	1
HOURGLASS	1
- INITIAL	2
DETONATION	2
- KEYWORD	1
KEYWORD	1
- MAT	3
008-HIGH_EXPLOSIVE_BURN	1
009-NULL	1
111-JOHNSON_HOLMQUIST_CONCRETE	1
- NODE	151018
NODE	151018
- PART	5
PART	5
- SECTION	2
SOLID	2
- SET	1
PART_LIST	1
- TITLE	1
TITLE	1

Nota: Resumen de los keyword utilizado en la simulación numérica, es importante resaltar el número de ELEMENT y NODE.

## CAPÍTULO IV

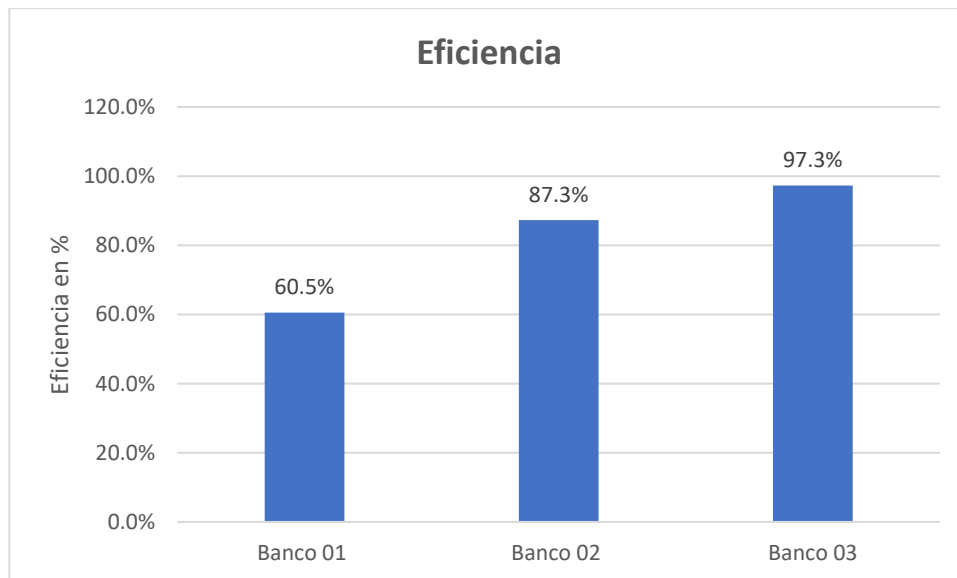
### IV. RESULTADO Y DISCUSIÓN

#### 4.1 Optimización del precorte

Se redujo el espaciamiento de 1 m a 0.9m y 0.85 m sucesivamente para garantizar el plano de rotura. Con el espaciamiento de 0.85 m se alcanzó un talud lisa y uniforme, los barrenos de precorte en el talud son claramente visibles, la tasa de medio-barreno o media caña se garantiza en más del 90%, no se presentan fenómenos de sobre-excavación ni sub-excavación, la estabilidad de la superficie del banco es buena, sin daños excesivos. La voladura de precorte realizada en el Banco 03 con 103 taladros se obtuvo una eficiencia promedio de 97.3%. La tasa de las cañas se garantizó en mayor a 95%.

**Figura 33**

*Eficiencia de la voladura de precorte*



### **Figura 34**

*Voladura de precorte con la media caña visible*



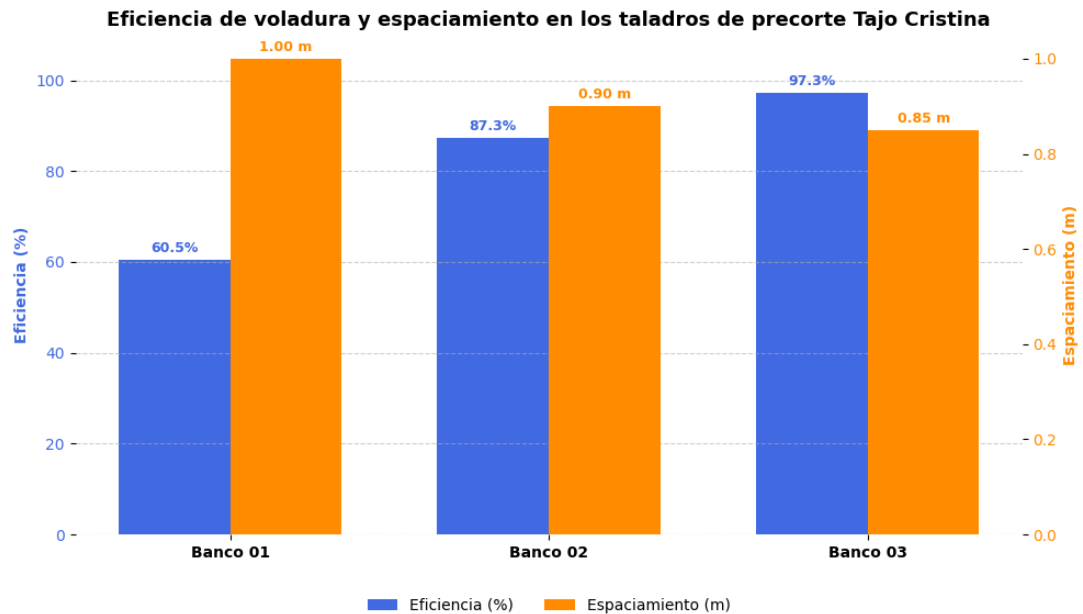
Nota: La eficiencia de la voladura se obtuvo en campo.

#### **4.2 Espaciamiento entre taladros**

La reducción del espaciamiento entre taladros de 1.00 m a 0.85 m generó una mejora progresiva en la continuidad del plano de rotura. Los resultados de campo evidenciaron que, a menores espaciamientos, la interacción de las ondas de tensión inducidas por los taladros adyacentes fue más efectiva, promoviendo la coalescencia de fracturas y la formación de un plano definido. El espaciamiento de 0.85 m presentó eficiencia en promedio de 97.3%.

**Figura 35**

*Eficiencia de voladura vs espaciamento en el Tajo Cristina*



### 4.3 Carga

Durante el proceso de optimización de la voladura de precorte en el Tajo Cristina, se mantuvo constante la carga lineal aplicada en los taladros, con un valor de 0.54 kg/m. Esta decisión se sustentó en que el principal factor que afectaba la generación del plano de rotura era el excesivo espaciamento entre taladros, y no la cantidad de explosivo empleado.

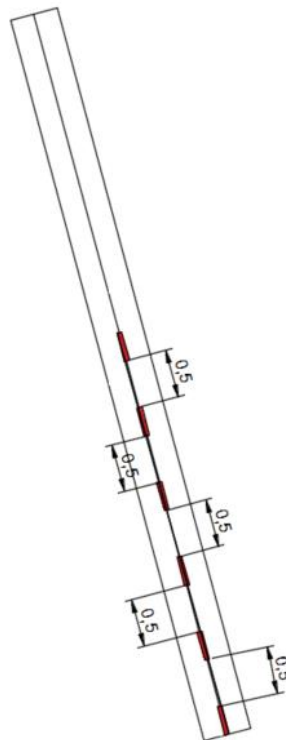
El análisis teórico desarrollado en el capítulo II evidenció que, según Williams et al., (2009), la carga lineal recomendada para taladros de precorte en macizos de roca dura a media se encuentra alrededor de 0.50 kg/m, valor que asegura una adecuada transmisión de energía sin comprometer la estabilidad del talud. Por tanto, el valor utilizado en campo (0.54 kg/m) se considera óptimo y coherente con los criterios teóricos establecidos.

Cada taladro de precorte contó con una carga total de 5.76 kg de explosivo, conformada por seis cartuchos de Emulnor 5000 de 2" × 12", colocados con un espaciamiento de 0.5 m entre sí. Además, se dejó una columna sin carga de aproximadamente 2 m en la parte superior del taladro, con el fin de reducir la sobrepresión y evitar daños en la superficie del banco.

Al mantener constante la carga, se garantizó que los resultados obtenidos en los distintos bancos (17, 16 y 15) respondieran exclusivamente al cambio del espaciamiento entre taladros, permitiendo evaluar de forma aislada la influencia de este parámetro sobre la continuidad y calidad del plano de rotura generado.

### **Figura 36**

*Diseño de la distribución del explosivo en el taladro de precorte*



Nota: el espaciamiento entre los explosivos es de 0.5 m.

#### **4.4 Simulación numérica**

Antes de la ejecución del modelo numérico en LS-DYNA, se establecieron cinco elementos de control, designados como A, B, C, D y E, con el propósito de registrar y analizar la respuesta dinámica del macizo rocoso durante la simulación. Estos puntos de observación fueron estratégicamente ubicados a lo largo del eje de simetría entre los taladros de precorte, manteniendo un espaciado uniforme de 0.85 m (850 mm), correspondiente al diseño optimizado de la malla de perforación.

##### **4.4.1 Mapa de distribución de esfuerzo**

La siguiente figura muestra la evolución del campo de esfuerzos durante la iniciación de los taladros de precorte. Se aprecia que la onda de detonación se propaga radialmente desde el punto de iniciación hacia el medio rocoso, generando un patrón circular característico de la expansión explosiva.

A los 9  $\mu$ s del inicio de la simulación, se identifican claramente la zona de trituración y la zona de fractura en el entorno inmediato de la pared del taladro, donde los esfuerzos compresivos alcanzan sus valores más elevados.

Transcurridos 14  $\mu$ s, las ondas de esfuerzo provenientes de ambos taladros comienzan a superponerse en la región intermedia, originando una zona de concentración de esfuerzos entre ellos. Este fenómeno de interacción induce un refuerzo mutuo de las ondas de compresión, favoreciendo la iniciación de grietas en la línea que une ambos taladros.

A los 17  $\mu$ s, la zona de superposición presenta un incremento significativo del esfuerzo, alcanzando un valor máximo de aproximadamente 147.6 MPa, lo cual se representa en color rojo en el mapa de esfuerzos.

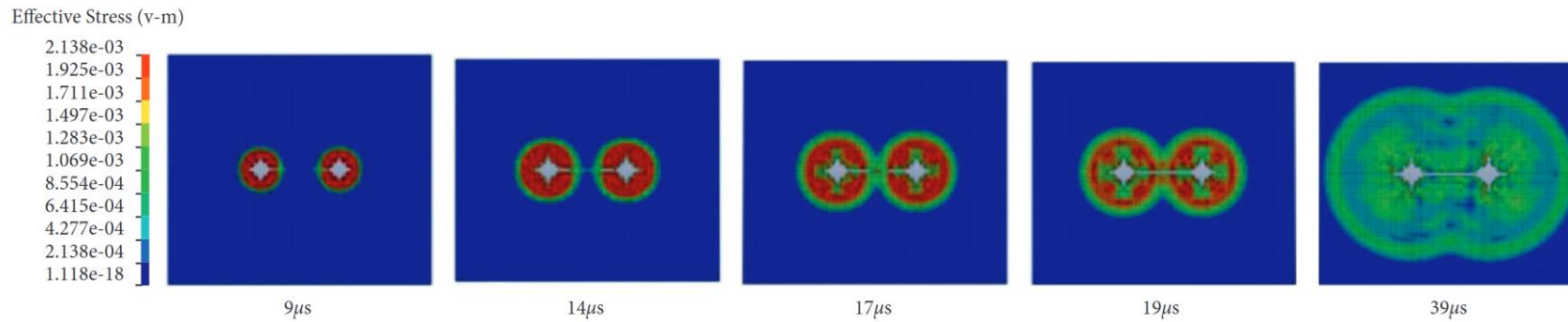
Posteriormente, a los 19  $\mu$ s, las fracturas individuales unen a lo largo de la línea central entre los taladros, evidenciando la formación progresiva del plano de rotura.

En esta etapa aún se mantiene una región de altos esfuerzos alrededor de las paredes de los taladros.

Finalmente, a los 39  $\mu$ s, la onda de esfuerzo alcanza la superficie libre, generando una onda de tracción reflejada que produce un descenso gradual en la concentración de esfuerzos, indicando la disipación del fenómeno de choque y el establecimiento de la fractura final.

### Figura 37

*Gráficos de distribución de esfuerzos de la propagación de la detonación del explosivo en función del tiempo.*



Nota: La propagación de los esfuerzos en 9, 14, 17, 19 y 39 nanosegundos.

#### **4.4.2 Análisis de la Curva de Esfuerzo Efectivo**

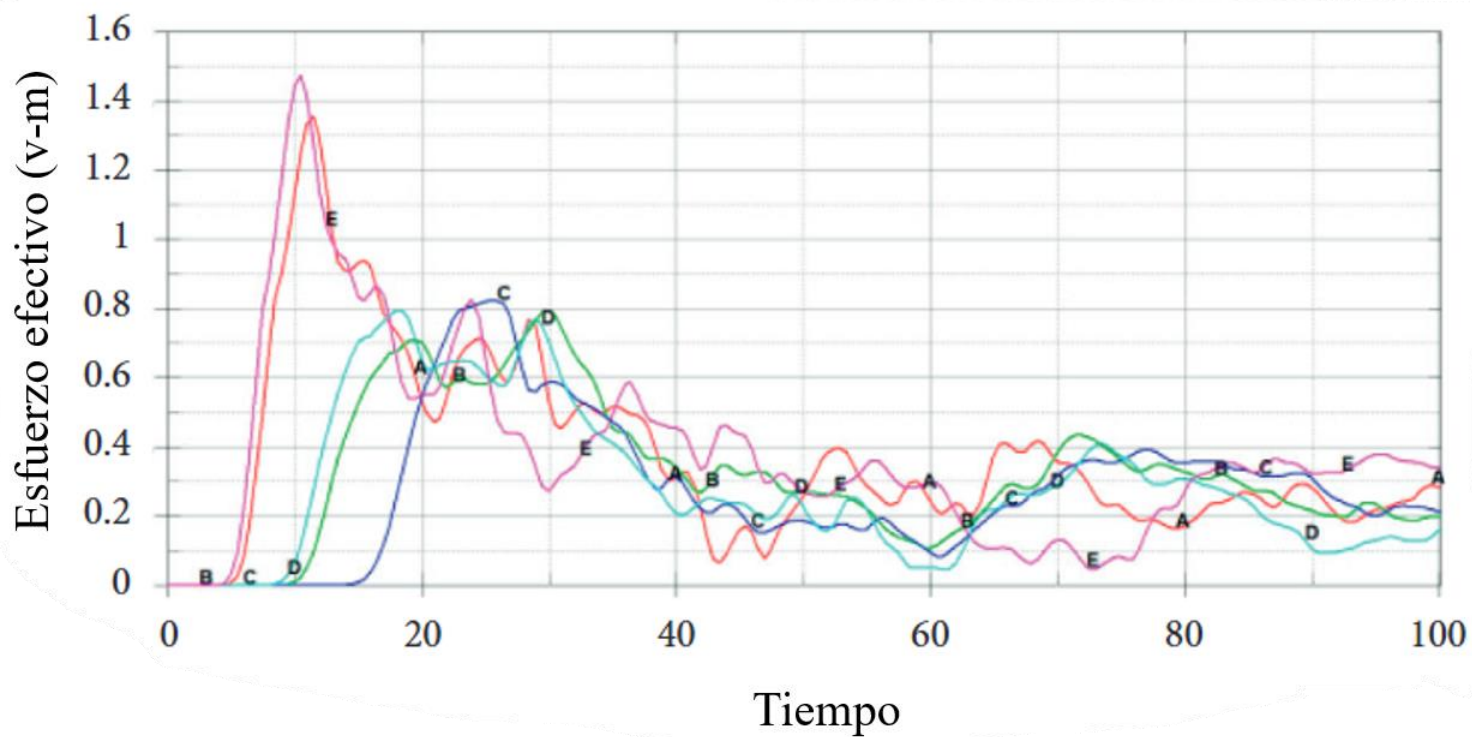
Cuando ambos taladros son detonados de manera simultánea, las ondas de esfuerzo se propagan desde los puntos de iniciación hacia el medio rocoso homogéneo, generando un frente de compresión que avanza radialmente. Los picos iniciales de esfuerzo se registran en los elementos A (138.8 MPa) y E (147.6 MPa), ubicados en las zonas más próximas a las fuentes de detonación.

A medida que las ondas emitidas desde los taladros se expanden, los frentes provenientes de los elementos B y D convergen en el elemento central C, donde se observa una superposición constructiva que incrementa significativamente el esfuerzo local. Posteriormente, conforme las ondas se propagan y se disipan en el medio, los esfuerzos efectivos experimentan una rápida disminución.

Durante la fase de formación del plano de fractura, el elemento E registró el valor máximo de esfuerzo compresivo (147.6 MPa), coincidiendo con la etapa en la que las grietas generadas por ambos taladros se conectan a  $t = 19 \mu\text{s}$ . En esta condición, el esfuerzo máximo en ambos flancos de los taladros alcanza 147.6 MPa, reflejando el proceso de coalescencia de las fracturas inducidas por la interacción de las ondas de detonación.

**Figura 38**

*Curvas de esfuerzo efectivo*



Nota: Las curvas son de los puntos de monitoreo A, B, C, D y E.

## CONCLUSIONES

- La reducción progresiva del espaciamiento entre taladros de 1.00 m a 0.85 m permitió optimizar la voladura de precorte en el Tajo Cristina de la Compañía Minera Lincuna, alcanzándose una eficiencia promedio del 97.3%. El espaciamiento de 0.85 m garantizó la formación de un plano de rotura continuo, uniforme y estable, con una superficie de talud lisa, sin evidencias de sobreexcavación ni daños estructurales en la roca remanente.
- Los resultados de campo demostraron que una disminución del espaciamiento mejora la interferencia constructiva de las ondas de tensión, promoviendo la coalescencia de fracturas entre taladros. A menores distancias, el plano de rotura se forma de manera más controlada, validando la importancia del ajuste geométrico de la malla sobre el desempeño del precorte.
- Mantener constante la carga lineal de 0.54 kg/m, cercana al valor teórico recomendado por Williams et al. (2009), permitió asegurar que las variaciones en el resultado no estuvieran asociadas al explosivo, sino exclusivamente al espaciamiento. La distribución de seis cartuchos Emulnor 5000 por taladro y la columna de 2 m sin carga superior contribuyeron al control de la sobrepresión y a la preservación de la estabilidad superficial del banco.
- La simulación desarrollada en LS-DYNA 3D confirmó los resultados observados en campo. El modelo reprodujo la propagación de ondas de esfuerzo, mostrando que la coalescencia de fracturas ocurre a los 19  $\mu$ s, con un esfuerzo máximo de 147.6 MPa entre los taladros. Este comportamiento respalda que el espaciamiento optimizado de 0.85 m genera un plano de

rotura efectivo y controlado, validando el diseño propuesto para condiciones de roca de dureza media a alta.

## RECOMENDACIONES

- Aplicar el espaciamiento optimizado de 0.85 m en las futuras voladuras de precorte del Tajo Cristina, especialmente en zonas con características geomecánicas similares, para garantizar la continuidad del plano de rotura y la estabilidad del talud.
- Mantener constante la carga lineal de 0.54 kg/m, ya que se ha demostrado adecuada para lograr un equilibrio entre la energía liberada y la resistencia del macizo rocoso, evitando daños excesivos o sobreexcavación.
- Implementar monitoreos sistemáticos de la eficiencia del precorte (media caña visible y porcentaje de continuidad del plano) en cada banco, con el fin de ajustar oportunamente los parámetros de espaciamiento en función de las variaciones del RMR o del tipo de roca.
- Continuar el uso de herramientas de simulación numérica (LS-DYNA) para evaluar escenarios de diseño antes de su aplicación en campo, permitiendo validar la interacción de parámetros como espaciamiento, carga y retardo en condiciones controladas y seguras.
- Ampliar el estudio hacia análisis tridimensionales y con variación de cargas, a fin de determinar los límites críticos de espaciamiento y energía para distintos tipos de macizo rocoso, consolidando una base de datos técnica aplicable a otras operaciones del mismo tipo.

## REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

- Aliabadian, Z., & Sharafisafa, M. (2014). Numerical modeling of presplitting controlled method in continuum rock masses. *Arabian Journal of Geosciences*, 7(12), 5005–5020. <https://doi.org/10.1007/s12517-013-1158-0>
- ANSYS, Inc. (2025). *ANSYS LS-DYNA® theory manual (R16@e545952c7)*.
- Bauer, A., & Crosby, W. (1990). Blasting. En B. A. Kennedy (Ed.), *Surface Mining* (2nd Edition, pp. 540–564). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Bhandari, S. (1997). *Engineering rock blasting operations*. <https://www.osti.gov/etdeweb/biblio/661808>
- Cheng, S., Ma, Z., Gong, P., Li, K., Li, N., & Wang, T. (2020). Controlling the deformation of a small coal pillar retaining roadway by non-penetrating directional pre-splitting blasting with a deep hole: A case study in Wangzhuang coal mine. *Energies*, 13(12), 3084.
- Condori, C. (2018). *Diseño de perforación voladura de precorte mediante las características de macizo rocoso para evitar desprendimiento de bolones de la pared en banco de producción en U.M. Tacaza—CIEMSA* [Tesis de grado, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio institucional UNA <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/12245>
- Cunningham, C. (2000). Use of Blast Timing to Improve Slope Stability. En W. A. Hustrulid, M. K. McCarter, & D. J. A. Van Zyl (Eds.), *Slope stability in surface mining* (pp. 131–134). <https://www.osti.gov/etdeweb/biblio/20276781>
- Dotto, M. S., & Pourrahimian, Y. (2024). The influence of explosive and rock Mass properties on blast damage in a single-hole blasting. *Mining*, 4(1), 168–188.
- Enaex, S. A. (2014). *Manual de tronadura ENAEX SA*. Gerencia Tecnica Enaex SA.

- Gustafsson, R. (1977). *Técnica sueca de voladuras*. Biblioteca Hernán Malo González.  
<https://biblioteca.uazuay.edu.ec/buscar/item/49701>
- Hagan, T., & Bulow, B. (2000). Blast Designs to Protect Pit Walls. En W. A. Hustrulid, M. K. McCarter, & D. J. A. Van Zyl (Eds.), *Slope stability in surface mining* (pp. 125–131). <https://www.osti.gov/etdeweb/biblio/20276781>
- Himanshu, V. K., Bhagat, N. K., Vishwakarma, A. K., & Mishra, A. K. (2024). *Principles and Practices of Rock Blasting*. CRC Press.
- Hu, Y., Lu, W., Chen, M., Yan, P., & Yang, J. (2014). Comparison of Blast-Induced Damage Between Presplit and Smooth Blasting of High Rock Slope. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 47(4), 1307–1320. <https://doi.org/10.1007/s00603-013-0475-7>
- Huang, L., Wang, Z., Li, Q., Liu, K., Shen, H., Fu, C., Liu, H., & Liu, Z. (2025). Vibration Reduction by Using Multi-presplit in High-Steep Slope Excavation: Insights from Simulations and Field Experiments. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 58(7), 8263–8295. <https://doi.org/10.1007/s00603-025-04556-y>
- Huo, X., Shi, X., Qiu, X., Zhou, J., Gou, Y., Yu, Z., & Ke, W. (2020). Rock damage control for large-diameter-hole lateral blasting excavation based on charge structure optimization. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 106, 103569. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2020.103569>
- Hustrulid, W. (1999). *Blasting principles for open pit mining*. Balkema.  
<https://cir.nii.ac.jp/crid/1130000796731580800>
- Kliche, C. A. (2011). Slope Stability. En P. Darling (Ed.), *SME Mining Engineering Handbook* (3rd edition, Vol. 1, pp. 495–525). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.

- Kliche, C. A. (2019). *Rock Slope Stability*. Society for Mining, Metallurgy & Exploration.
- Li, X., Liu, K., Qiu, T., Sha, Y., & Yang, J. (2023). Study of presplit blasting under high in-situ stress. *Engineering Fracture Mechanics*, 288, 109360. <https://doi.org/10.1016/j.engfracmech.2023.109360>
- Li, X., Liu, K., Yang, J., Qiu, T., & Sha, Y. (2024). Effects of in-situ stress on rock cracking in presplit blasting. *Computers and Geotechnics*, 168, 106124. <https://doi.org/10.1016/j.compgeo.2024.106124>
- Liu, K., Li, Q., Wu, C., Li, X., & Li, J. (2020). Optimization of spherical cartridge blasting mode in one-step raise excavation using pre-split blasting. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 126, 104182. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2019.104182>
- Pacco, B., & Apaza, E. (2019). *Reducción del daño generado por voladura a taludes finales por medio de técnicas de precorte para yacimiento tipo pórfido de gran escala superficial* [Tesis de grado, Universidad Tecnológica del Perú]. Repositorio institucional UTP <http://repositorio.utp.edu.pe/handle/20.500.12867/3038>
- Raina, A. K. (2019). Influence of Joint Conditions and Blast Design on Pre-split Blasting Using Response Surface Analysis. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 52(10), 4057–4070. <https://doi.org/10.1007/s00603-019-01822-8>
- Stacey, P. (2000). FUNDAMENTALS OF SLOPE DESIGN. En W. A. Hustrulid, M. K. McCarter, & D. J. A. Van Zyl (Eds.), *Slope stability in surface mining* (pp. 1–14). <https://www.osti.gov/etdeweb/biblio/20276781>

- Wang, Z., Wu, G., & Zhou, L. (2022). Optimization of pre-splitting blasting hole network parameters and engineering applications in open pit mine. *Applied Sciences*, 12(10), 4930.
- Williams, P., Floyd, J., Chitombo, G., & Maton, T. (2009). DESIGN IMPLEMENTATION. En J. Read & P. Stacey (Eds.), *Guidelines for Open Pit Slope Design*. CSIRO Publishing.  
<https://ebooks.publish.csiro.au/content/guidelines-open-pit-slope-design>
- Zhang, Z.-X. (2016). *Rock Fracture and Blasting: Theory and Applications*. Butterworth-Heinemann. <https://doi.org/10.1016/C2014-0-01408-6>

## LISTA DE ABREVIATURAS

1. **ALE:** Arbitrary Lagrangian–Eulerian; Método numérico empleado para el modelado acoplado fluido–estructura.
2. **ANFO:** Ammonium Nitrate Fuel Oil; Explosivo compuesto por nitrato de amonio y combustible.
3. **EoS:** Equation of State; Relación matemática que describe el comportamiento termodinámico del explosivo o material.
4. **LS-DYNA:** Software de simulación numérica utilizado para modelar propagación de esfuerzos y fracturamiento.
5. **MPa:** Megapascal; Unidad de medida de presión o esfuerzo.
6. **μs:** Microsegundo; Unidad de tiempo utilizada en el análisis transitorio de detonación.
7. **VOD:** Velocity of Detonation; Velocidad de propagación de la onda de detonación en el explosivo.

## GLOSARIO

1. **ALE** (Arbitrary Lagrangian–Eulerian): Método numérico empleado en modelado por elementos finitos que combina características Lagrangianas y Eulerianas para simular procesos con grandes deformaciones, como la voladura.
2. **ANFO** (Ammonium Nitrate Fuel Oil): Explosivo industrial de uso común en minería, compuesto por nitrato de amonio poroso y combustible diésel.
3. **Banco** (Bench): Superficie horizontal o escalón en una operación minera a cielo abierto. Sirve como nivel de trabajo y delimita la altura entre bancos consecutivos.
4. **Burden**: Distancia mínima entre un taladro cargado y la cara libre de la excavación. Es un parámetro esencial en el diseño de voladuras.
5. **Carga Lineal**: Cantidad de explosivo por unidad de longitud dentro de un taladro, normalmente expresada en kg/m. Afecta la energía transmitida al macizo rocoso.
6. **Coalescencia de Fracturas**: Proceso mediante el cual microfracturas generadas por la onda de choque se enlazan para formar fracturas continuas y macroscópicas, contribuyendo al plano de rotura.
7. **Ecuación de Estado** (EoS): Relación termodinámica que describe cómo se comportan volumen, presión y temperatura en los productos de detonación durante una simulación numérica.
8. **Espaciamiento**: Distancia horizontal entre los centros de taladros adyacentes dentro de la misma fila de perforación.

9. **LS-DYNA:** Software de análisis de elementos finitos, especializado en simular procesos dinámicos transitorios como impactos, choques y propagación de ondas de detonación.
10. **Media Caña (Half-Casting):** Marca semicircular que queda del taladro de precorte en la pared final del talud. Su presencia indica un plano de rotura continuo y controlado.
11. **Plano de Rotura:** Superficie de fractura lisa y continua creada mediante voladura de precorte con el fin de proteger la geometría final del talud.
12. **Taladro (Borehole):** Abertura cilíndrica perforada en la roca para alojar explosivos y permitir su detonación.
13. **Talud (Slope):** Superficie inclinada o pared lateral en una excavación a cielo abierto. Su estabilidad es fundamental para la seguridad de la operación.
14. **Tajo (Open Pit):** Operación minera a cielo abierto basada en la excavación progresiva mediante bancos para la extracción de mineral.
15. **Velocidad de Detonación (VOD):** Rapidez con la que la reacción detonante se desplaza a lo largo de la columna de explosivo. Es un indicador crítico del desempeño y energía del explosivo.
16. **Voladura de Precorte (Pre-split Blasting):** Técnica de voladura controlada que involucra la detonación simultánea de taladros poco cargados y espaciados para generar una fractura que limite y proteja la pared final del talud.

## ANEXOS

### ANEXO 01: Matriz de consistencia

Tabla 21

Matriz de consistencia

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	MÉTODO DE INVESTIGACIÓN
<p><b>PROBLEMA GENERAL</b> ¿Cómo optimizar la voladura de precorte para mejorar la generación del plano de rotura del talud en el Tajo Cristina de la Compañía Minera Lincuna - 2025?</p> <p><b>PROBLEMAS ESPECÍFICOS</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>¿Cómo influye el espaciamiento de 1.00 m de los taladros de precorte en la generación del plano de rotura en el Banco 17 del Tajo Cristina?</li> <li>¿Cómo influye la reducción del espaciamiento de precorte de 1.00 m a 0.90 m en la generación del plano de rotura en el Banco 16?</li> <li>¿Qué efecto tiene la reducción del espaciamiento de precorte de 0.90 m a 0.85 m en la generación del plano de rotura en el Banco 15?</li> <li>¿Cómo se relaciona la carga lineal con la generación del plano de rotura en el Tajo Cristina?</li> </ul>	<p><b>OBJETIVO GENERAL</b> Optimizar la voladura de precorte para mejorar la generación del plano de rotura del talud en el Tajo Cristina de la Compañía Minera Lincuna - 2025.</p> <p><b>OBJETIVOS ESPECÍFICOS</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>Estimar el impacto del espaciamiento de 1 m entre taladros de precorte en la generación del plano de rotura en el Banco 17.</li> <li>Evaluar la efectividad de la voladura de precorte con espaciamientos de 0.90 m en el Banco 16.</li> <li>Evaluar la efectividad de la voladura de precorte con espaciamientos de 0.85 m en el Banco 15.</li> <li>Analizar la influencia de la carga lineal en la generación del plano de rotura en el Tajo Cristina.</li> </ul>	<p><b>HIPÓTESIS GENERAL</b> La optimización de la voladura de precorte mejora significativamente la generación del plano de rotura del talud en el Tajo Cristina de la Compañía Minera Lincuna – 2025.</p> <p><b>HIPÓTESIS ESPECÍFICAS</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>El espaciamiento de los taladros de precorte de 1.00 m influye significativamente en la generación del plano de rotura en el Banco 17.</li> <li>La reducción del espaciamiento de la voladura de precorte de 1.00 m a 0.90 m influye significativamente en la generación del plano de rotura en el Banco 16.</li> <li>La reducción del espaciamiento de la voladura de precorte de 0.90 m a 0.85 m influye significativamente en la generación del plano de rotura en el Banco 15.</li> <li>Existe una relación directa significativa entre la carga lineal y la</li> </ul>	<p><b>VARIABLE INDEPENDIENTE</b></p> <p><b>X: Aplicación de la voladura de precorte</b></p> <p><b>Dimensiones</b></p> <p>X1: Diseño de precorte X2: Espaciamiento entre taladros X3: Parámetros de voladura</p> <p><b>VARIABLE DEPENDIENTE</b></p> <p><b>Y: Generación del plano de de rotura del talud</b></p> <p><b>Dimensiones</b></p> <p>Y1: Continuidad del plano de rotura Y2: Regularidad del plano Y3: Daño al plano de rotura</p>	<p><b>TIPO DE INVESTIGACIÓN</b> Aplicada</p> <p><b>NIVEL DE INVESTIGACIÓN</b> Descriptivo - aplicado</p> <p><b>DISEÑO</b> Cuasi experimental - longitudinal</p> <p><b>POBLACIÓN</b> La población está compuesta por la voladura de precorte de los 17 bancos del tajo Cristina de la compañía minera Lincuna.</p> <p><b>MUESTRA</b> La muestra está compuesta por la voladura de precorte de los bancos BAN – 17, BAN – 16 y BAN – 15 del Tajo Cristina</p> <p><b>TÉCNICA</b> Análisis documental y revisión de registros</p> <p><b>INSTRUMENTO</b></p>

		generación del plano de rotura.		Registro de datos Registros fotográficos
--	--	---------------------------------	--	---

**ANEXO 02: Galería de fotografías**

**Figura 39**

*Distribución de ANFO por cada taladro*



**Figura 40**

*Carga de taladro con ANFO.*



**Figura 41**

*Material roto una vez hecha la voladura.*



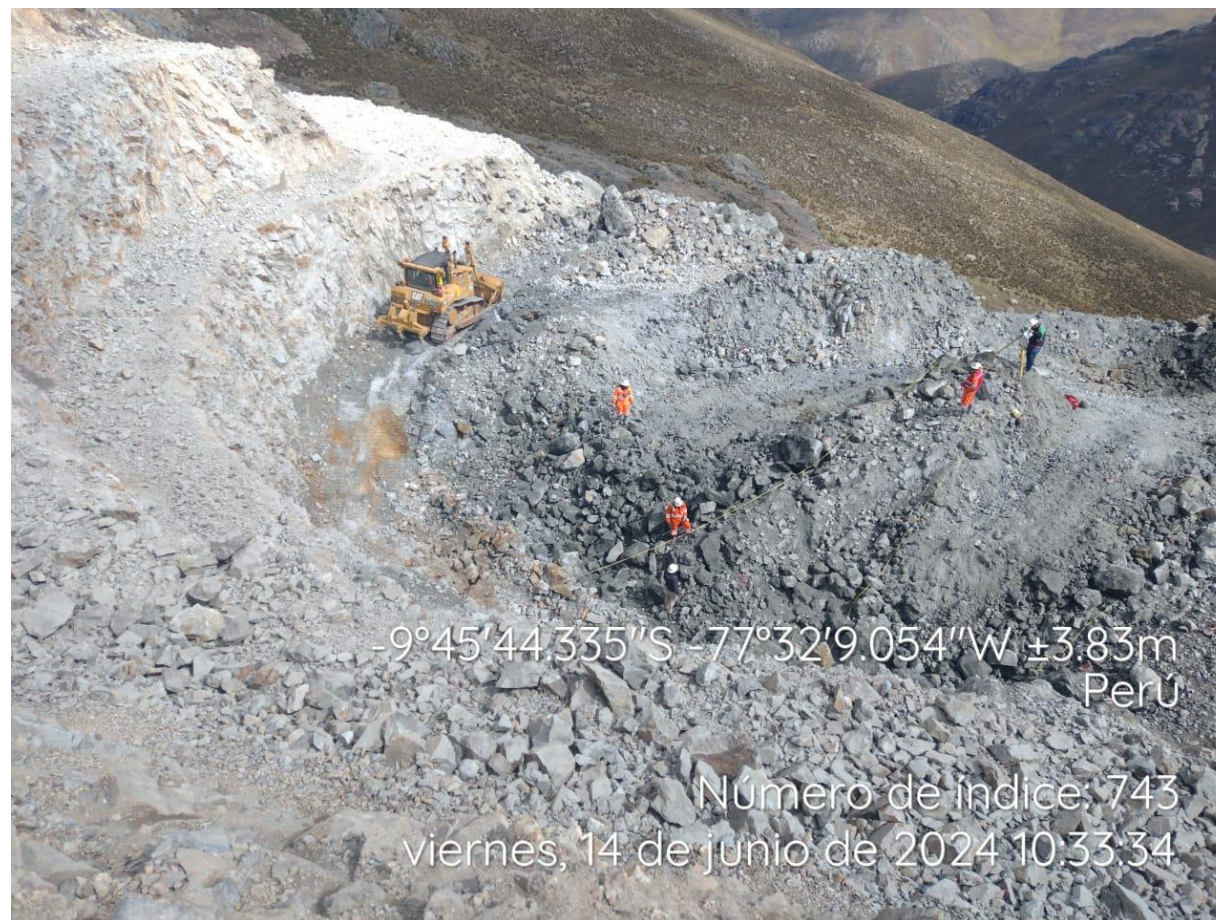
**Figura 42**

*Perfilación del talud con la excavadora*



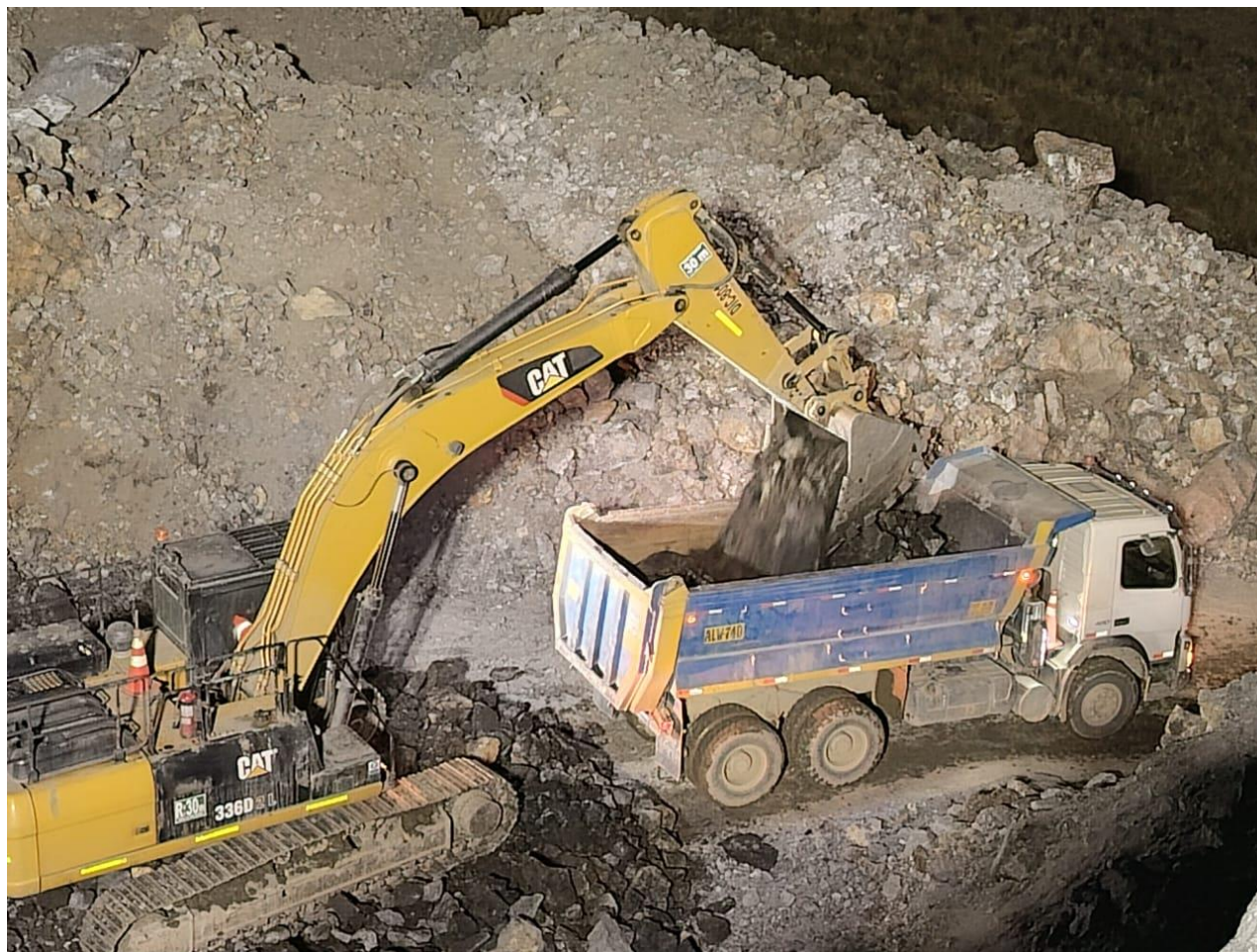
**Figura 43**

*Limpieza de la banqueta y marcado del polígono de mineral para el carguío*



**Figura 44**

*Carguío del mineral.*





**UNSCH**

FACULTAD DE  
**INGENIERÍA**  
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 03-2026-FIMGC

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS**

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, en la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal No 023-2026-FIMGC-D**, a los **diecinueve días del mes de marzo de 2026**, siendo las **10:00 a.m.**, reunidos en el **Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas**, bajo la presidencia del **MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CÁRDENAS**, y los miembros: **Ing. Jaime HUAMAN MONTES**, **Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO** y **Ing. Grover RUBINA SALAZAR**, actuando como secretario docente el **MSc. Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ**, para proceder a la sustentación de tesis para optar el **Título Profesional de Ingeniero de Minas**, del bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas:

**Juan Daniel SULCA ELIZARES**

Quien presentó la tesis denominada:

**Optimización de la voladura de precorte para mejorar el plano de rotura del talud en el Tajo Cristina de la Compañía Minera Lincuna-2025**

Los señores miembros del jurado luego de expuesta la tesis y absueltas las preguntas, deliberaron y declararon:

Aprobado con 16 (dieciséis)

Siendo las **11:38 a.m.** del día **19 de marzo del 2026**, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad de lo actuado los miembros del jurado firmamos al pie del presente.

MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CÁRDENAS  
Presidente

Ing. Jaime HUAMAN MONTES  
Miembro

Ing. Grover RUBINA SALAZAR  
Miembro

Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO  
Miembro - Asesor

MSc. Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ  
Secretario docente de la FIMGC



UNSCH

## CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

El que suscribe; en mi calidad de Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación y encargado de certificar la originalidad de la tesis abajo indicado y por lo tanto responsable verificador de originalidad de trabajo de tesis de pregrado en primera instancia, en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N°039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación UNSCH, deja constancia que:

- Apellidos y Nombres del Bach. : SULCA ELIZARES, Juan Daniel
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : Optimización de la voladura de precorte para mejorar el plano de rotura del talud en el Tajo Cristina de la Compañía Minera Lincuna – 2025
- Evaluación de la originalidad : 4% de similitud

Por tanto, según los artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, **es procedente la constancia de originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 28 de abril de 2026

MBA Ing° Leonil Fernando Quispe Aronés  
Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación

# Optimización de la voladura de precorte para mejorar el plano de rotura del talud en el Tajo Cristina de la Compañía Minera Lincuna – 2025

*por* Juan Daniel SULCA ELIZARES

---

**Fecha de entrega:** 28-abr-2026 12:04p. m. (UTC-0500)

**Identificador de la entrega:** 2946805381

**Nombre del archivo:** Tesis\_Juan\_Daniel\_Sulca\_Elizares.pdf (4.69M)

**Total de palabras:** 27855

**Total de caracteres:** 148329

# Optimización de la voladura de precorte para mejorar el plano de rotura del talud en el Tajo Cristina de la Compañía Minera Lincuna – 2025

## INFORME DE ORIGINALIDAD

4%	3%	1%	2%
INDICE DE SIMILITUD	FUENTES DE INTERNET	PUBLICACIONES	TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

## FUENTES PRIMARIAS

1	<b>vsip.info</b> Fuente de Internet	1%
2	<b>Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga</b> Trabajo del estudiante	1%
3	<b>repositorio.unap.edu.pe</b> Fuente de Internet	1%
4	<b>repositorio.urp.edu.pe</b> Fuente de Internet	<1%
5	<b>Submitted to Universidad Continental</b> Trabajo del estudiante	<1%
6	<b>hdl.handle.net</b> Fuente de Internet	<1%
7	<b>kupdf.net</b> Fuente de Internet	<1%
8	<b>"Pre acondicionamiento con el uso de debilitamiento dinámico con explosivos en minería por caving", Pontificia Universidad Católica de Chile, 2016</b> Publicación	<1%
9	<b>repositorio.ensad.edu.pe</b> Fuente de Internet	<1%
10	<b>Submitted to Universidad Católica de Santa María</b> Trabajo del estudiante	<1%
11	<b>idoc.tips</b> Fuente de Internet	<1%
12	<b>repositorio.unasam.edu.pe</b> Fuente de Internet	<1%

13 Submitted to uncedu

Trabajo del estudiante

<1%

---

14 repositorio.unjbg.edu.pe

Fuente de Internet

<1%

---

Excluir citas Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía Activo