

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



T E S I S

**Aplicación de voladura diferenciada para la reducción de dilución en cortes de
mineral en Breasting de la Unidad Minera Yaruchagua**

Para optar por el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Bach. Abraeen Jheisson PINTO COZ

Bach. Daniel Ricardo RUIZ MALMA

Asesor:

Dr. Edwin Elías SÁNCHEZ ESPINOZA

Cerro de Pasco – Perú - 2026

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



T E S I S

**Aplicación de voladura diferenciada para la reducción de dilución en cortes de
mineral en Breasting de la Unidad Minera Yaruchagua**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Silvestre Fabian BENAVIDES CHAGUA
PRESIDENTE

Mg. Wilfried Bryan PEREZ PARRAGUEZ
MIEMBRO

Mg. Manuel Mayer CARHUARICRA RIVERA
MIEMBRO



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

Facultad de Ingeniería de Minas

Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas

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



INFORME DE ORIGINALIDAD N° 042-2026

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

Presentado por:

Bach. PINTO COZ, Abraeen Jheisson

Bach. RUIZ MALMA, Daniel Ricardo

Escuela de Formación Profesional
Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:
Tesis

Título del trabajo:
"Aplicación de Voladura Diferenciada para la Reducción de Dilución en Cortes de Mineral en Breasting de la Unidad Minera Yaruchagua"

Asesor:
Mg. Edwin Elias, SANCHEZ ESPINOZA

Índice de Similitud: 12 %

Calificativo

APROBADO

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

Cerro de Pasco, 28 de agosto de 2026



Firmado digitalmente por
FERNANDEZ MALLQUI Raul FAU
20154605046 scfi
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 28.08.2026 16:44:01 -05:00

DEDICATORIA

El presente estudio está dedicado en primer lugar a Dios por permitirnos desarrollar este proyecto sin accidentes, a nuestros padres por su amor y apoyo incondicional durante este trayecto, a los ingenieros de la unidad minera que nos facilitaron realizar los trabajos.

AGRADECIMIENTOS

A Dios; Quien nos dio la oportunidad de vivir y permitirnos realizar esta investigación libre de accidente e incidentes.

A mi familia; por la formación que nos dieron y gracias a ello hoy en día podemos continuar con este hermoso camino que es la minería.

A los docentes; de la facultad de ingeniería de minas, quienes nos impartieron sus conocimientos en nuestras queridas aulas de la UNDAC.

A nuestro asesor; Edwin Sánchez, por la guía y ética profesional para podernos guiar en la realización de este proyecto.

A todos los colaboradores; de la unidad minera Yaruchagua, que desde el principio aportaron con su valiosa experiencia y calidad humana en apoyarnos y fueron participes en nuestra formación y crecimiento laboral.

RESUMEN

La presente investigación tuvo como objetivo determinar la influencia de la aplicación de una malla de perforación y voladura diferenciada en la reducción de la dilución del mineral durante la explotación de vetas angostas mediante el método Breasting en la Unidad Minera Yaruchagua. La investigación fue de tipo aplicada, con enfoque cuantitativo, de nivel descriptivo-correlacional. La población estuvo conformada por los tajos de vetas angostas de la unidad minera, seleccionándose como muestra los tajos TJ 1905-1S y TJ 1905-1N, donde se comparó el desempeño de la malla de perforación y voladura convencional (Malla 1.0) con una malla de perforación y voladura diferenciada (Malla 2.0). Para la recolección de datos se realizaron controles topográficos, geológicos, registros operacionales de perforación y voladura, muestreo de leyes de oro y plata, así como el cálculo del porcentaje de dilución mediante el análisis de mineral y desmonte. Los resultados demostraron que la aplicación de la malla de perforación y voladura diferenciada permitió reducir el porcentaje promedio de dilución de 196.6 % a 125.9 %, equivalente a una disminución aproximada del 36 %. Asimismo, las leyes promedio de oro se incrementaron de 0.091 oz/t a 0.113 oz/t, mientras que las leyes promedio de plata aumentaron de 10.80 oz/t a 13.33 oz/t. Del mismo modo, se obtuvo una reducción del factor de carga de 3.29 kg/m³ a 2.77 kg/m³ y del factor de potencia de 1.26 kg/Tn a 1.01 kg/Tn, evidenciando un mejor aprovechamiento de la energía explosiva y un mayor control del contorno de excavación. Se concluye que la implementación de la malla de perforación y voladura diferenciada constituye una alternativa técnica eficiente para disminuir la dilución del mineral, incrementar las leyes de oro y plata, optimizar el consumo de explosivos y mejorar la selectividad de la explotación mediante el método Breasting en la Unidad Minera Yaruchagua.

Palabras clave: perforación, voladura diferenciada, dilución, vetas angostas, Breasting, oro, plata, minería subterránea.

ABSTRACT

The objective of this research was to determine the influence of applying a differentiated drilling and blasting pattern on reducing ore dilution during the exploitation of narrow veins using the Breasting mining method at the Yaruchagua Mining Unit. The research was applied in nature, with a quantitative approach and a descriptive-correlational level. The population consisted of narrow-vein stopes within the mining unit, and the sample included stopes TJ 1905-1S and TJ 1905-1N, where the performance of a conventional drilling and blasting pattern (Pattern 1.0) was compared with a differentiated drilling and blasting pattern (Pattern 2.0). Data collection involved topographic and geological controls, operational drilling and blasting records, gold and silver grade sampling, and dilution percentage calculations through ore and waste rock analysis.

The results showed that the application of the differentiated drilling and blasting pattern reduced the average dilution from 196.6% to 125.9%, representing an approximate reduction of 36%. Likewise, the average gold grade increased from 0.091 oz/t to 0.113 oz/t, while the average silver grade increased from 10.80 oz/t to 13.33 oz/t. In addition, the powder factor decreased from 3.29 kg/m³ to 2.77 kg/m³, and the specific charge decreased from 1.26 kg/t to 1.01 kg/t, demonstrating a more efficient use of explosive energy and improved excavation contour control.

It is concluded that the implementation of a differentiated drilling and blasting pattern is an efficient technical alternative for reducing ore dilution, increasing gold and silver grades, optimizing explosive consumption, and improving mining selectivity in narrow-vein exploitation using the Breasting mining method at the Yaruchagua Mining Unit.

Keywords: drilling, differentiated blasting, ore dilution, narrow veins, Breasting, gold, silver, underground mining.

INTRODUCCIÓN

La explotación de vetas angostas en minería subterránea presenta importantes desafíos debido a la alta probabilidad de generar dilución del mineral durante las operaciones de perforación y voladura, lo que disminuye las leyes del mineral y afecta la eficiencia y rentabilidad de la operación. En la Unidad Minera Yaruchagua, esta problemática se evidencia en los cortes de explotación mediante el método Breasting, donde la sobre excavación ocasiona la incorporación de material estéril al mineral. 13 La presente investigación tuvo como objetivo determinar la influencia de la aplicación de una malla de perforación y voladura diferenciada en la reducción de la dilución del mineral en los cortes de explotación de la Unidad Minera Yaruchagua. Para ello, se comparó el desempeño de una malla convencional con una malla de voladura diferenciada, evaluando indicadores como el porcentaje de dilución, las leyes de oro y plata, y el consumo de explosivos. Los resultados demostraron que la aplicación de la voladura diferenciada permitió reducir la dilución del mineral, incrementar las leyes de oro y plata y optimizar el uso de explosivos, mejorando la selectividad y eficiencia del proceso de explotación. La tesis está organizada en seis capítulos: el primero desarrolla el problema de investigación; el segundo presenta el marco teórico; el tercero describe la metodología; el cuarto expone el desarrollo del trabajo de campo; el quinto presenta y discute los resultados obtenidos; y el sexto contiene las conclusiones y recomendaciones de la investigación.

ÍNDICE

Página

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTOS

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

ÍNDICE

ÍNDICE DE TABLAS

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1.	Identificación y determinación del problema	1
1.2.	Delimitación de la investigación.....	2
1.2.1.	Delimitación espacial.....	2
1.2.2.	Delimitación temporal.	2
1.2.3.	Ubicación y accesibilidad del proyecto	3
1.3.	Formulación del problema	4
1.3.1.	Problema general	4
1.3.2.	Problema específico	4
1.4.	Formulación de objetivos.....	4
1.4.1.	Objetivo general.....	4
1.4.2.	Objetivos específicos	5
1.5.	Justificación de la investigación	5
1.6.	Limitaciones de la investigación.....	6

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1.	Antecedentes de estudio.....	7
2.1.1.	Antecedentes internacionales.....	7
2.1.2.	Antecedentes internacionales.....	8
2.1.3.	Antecedentes locales.....	9
2.2.	Bases teóricas - científicas.....	10
2.2.1.	Minería subterránea	10
2.2.2.	Minería subterránea en vetas angostas.....	12
2.2.3.	Breasting en minería subterránea.....	13
2.2.4.	Geomecánica.....	14
2.2.5.	Perforación.....	15
2.2.6.	Voladura.....	16
2.2.7.	Voladura diferenciada.....	17
2.2.8.	Voladura diferenciada en vetas angostas:	18
2.2.9.	Dilución.....	18
2.2.10.	Fragmentación.....	20
2.2.11.	Ore control	23
2.2.12.	Factor de carga.....	25
2.2.13.	Sobre rotura.....	27
2.2.14.	Cálculo del P80	28
2.2.15.	Modelo Kuz-Ram.....	30
2.2.16.	Diseño de malla de perforación voladura para vetas angostas	31
2.3.	Definición de términos básicos.....	34
2.4.	Formulación de Hipótesis	37

2.4.1.	Hipótesis general.....	37
2.4.2.	Hipótesis específicas.....	37
2.5.	Identificación de variables.....	37
2.6.	Definición operacional de variables e indicadores	38

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1.	Tipo de investigación.....	39
3.2.	Nivel de investigación.....	39
3.3.	Método de investigación	39
3.4.	Diseño de investigación	40
3.5.	Población y muestra.....	41
3.5.1.	Población.....	41
3.5.2.	Muestra	41
3.6.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	41
3.6.1.	Técnicas empleadas	41
3.6.2.	Instrumentos.....	41
3.7.	Técnica de procesamiento y análisis de datos.....	42
3.8.	Tratamiento estadístico	42
3.9.	Orientación ética filosófica y epistémica	42

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.	Descripción del trabajo de campo.....	44
4.1.1.	Control Topográfico.....	44
4.2.	Presentación, análisis e interpretación de resultados	45
4.2.1.	Control Geológico.....	45

4.2.2. Perforación y Voladura	46
4.2.3. Malla de perforación y voladura 1.0	47
4.2.4. Malla de perforación voladura 2.0	49
4.2.5. Acarreo y Transporte	50
4.2.6. Zarandeo de mineral	51
4.3. Prueba de Hipótesis.....	54
4.4. Discusión de Resultados	60
CONCLUSIONES	
RECOMENDACIONES	
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	
ANEXOS	

ÍNDICE DE TABLAS

	Página
Tabla 1. Resultado de perforación y voladura estándar Tj 1905-1S.....	54
Tabla 2. Resultados de perforación y voladura estándar Tj 1905-1N.....	55
Tabla 3. Resultados de voladura diferenciada Tj 1905-1S	55
Tabla 4. Resultados de perforación y voladura Diferenciada Tj 1905- 1N	56
Tabla 5. Resultado de leyes Au y Ag del Tj 1905 – 1S	57
Tabla 6. Resultados de leyes del Tj 1905- 1N	57
Tabla 7. Resultado de dilucion en porcentaje Tj 1905-1S	58
Tabla 8. Resultado de dilucion en porcentaje Tj 1905-1N	58
Tabla 9. Comparación final de resultado	59

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

La explotación de vetas angostas en minería subterránea representa uno de los mayores desafíos para las operaciones mineras, debido a la dificultad de extraer el mineral de manera selectiva sin incorporar material estéril. En la Unidad Minera Yaruchagua, los cortes de mineral mediante el método Breasting presentan elevados índices de dilución, ocasionados principalmente por la sobre rotura generada durante las operaciones de perforación y voladura.

Actualmente, el diseño de perforación y voladura empleado en los cortes de mineral utiliza una distribución uniforme de la carga explosiva, en los cortes de mineral utiliza una distribución uniforme de explosivos en todos los taladros, sin diferenciar la energía requerida entre los taladros de arranque, producción y contorno. Esta condición provoca una liberación excesiva de energía hacia las cajas de la veta, produciendo sobre excavación, mayor incorporación de desmonte al mineral y una reducción de la ley de cabeza enviada a la planta concentradora.

Asimismo, el uso de explosivos de alta potencia confinados a lo largo de todo el taladro incrementa las vibraciones inducidas por la voladura y genera fracturamiento adicional del macizo rocoso. Como consecuencia, se produce el desprendimiento de roca estéril, incrementando la dilución operacional y afectando la estabilidad de las excavaciones.

La elevada dilución repercute directamente en la productividad de la operación minera, ya que incrementa los costos de carguío, transporte, sostenimiento y procesamiento de material estéril, disminuye la recuperación del mineral y reduce la eficiencia de los indicadores operacionales. Además, dificulta el cumplimiento del programa de producción y de las leyes de cabeza establecidas por la empresa.

Frente a esta problemática, surge la necesidad de implementar una voladura diferenciada en los cortes de mineral mediante el método Breasting, ajustando la distribución de cargas explosivas de acuerdo con la ubicación y función de cada taladro. Esta alternativa busca controlar la sobre rotura, reducir la dilución del mineral, mejorar la recuperación de la veta y optimizar la productividad de la Unidad Minera Yaruchagua.

1.2. Delimitación de la investigación

Para delimitar el presente trabajo se tomaron en cuenta la delimitación espacial y la delimitación temporal, como se detalla a continuación:

1.2.1. Delimitación espacial

El trabajo se limitará a las operaciones mina en una Unidad Minera Yaruchagua

1.2.2. Delimitación temporal.

La realización del presente trabajo tendrá una duración siete (7) meses: enero 2025 a junio 2025.

1.2.3. Ubicación y accesibilidad del proyecto

Ubicación

La operación minera está situada en la zona central de la cordillera peruana, específicamente en el distrito de Santa Ana de Tusi, provincia de Daniel Alcides Carrión, departamento de Pasco. El acceso desde la ciudad de Lima se realiza mediante transporte terrestre, recorriendo una distancia aproximada de 313 km.

Tomando como referencia un punto topográfico ubicado en el centro del campamento minero, las coordenadas geográficas en el sistema UTM-WGS84 corresponden a 8 845 528 m Norte y 354 419 m Este.

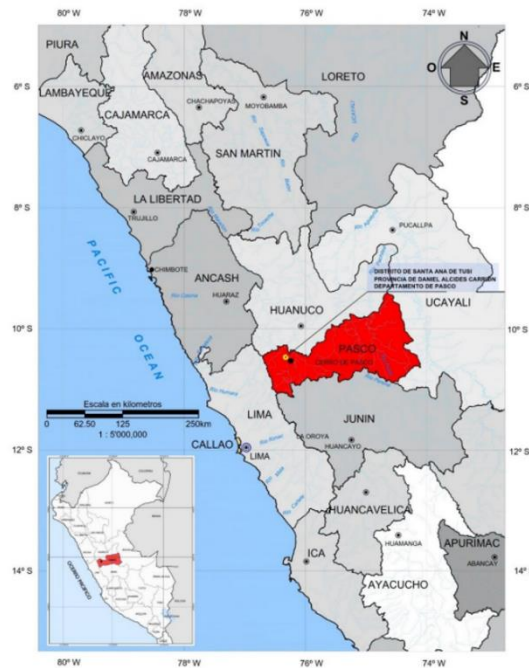
Esta ubicación constituye el área principal donde se desarrollan las actividades operativas y de soporte de la unidad minera.

Accesibilidad

Para llegar al centro de operaciones de la Mina Yaruchagua, perteneciente a Glore Perú S.A.C., se parte desde la ciudad de Lima siguiendo la carretera principal con dirección a Cerro de Pasco, cubriendo una distancia aproximada de 313 km. Desde este punto, el recorrido continúa por una carretera afirmada que conecta Cerro de Pasco con la unidad minera, atravesando aproximadamente 120 km adicionales.

El tiempo total de desplazamiento desde Lima hasta la mina es de aproximadamente 8 a 10 horas, utilizando una camioneta 4x4 como medio de transporte.

Figura 1. Mapa de ubicación Departamental de la unidad minera Yaruchagua



Nota. Mapa político del Perú

Altitud

El proyecto se encuentra a 3950 y 4250msnm

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿Será posible reducir la dilución de mineral con la aplicación de la voladura diferenciada en los cortes de mineral en la unidad minera Yaruchagua?

1.3.2. Problema específico

¿Con la aplicación de la voladura diferenciada se podrá reducir la dilución del mineral en secciones de 3.5m x 3.5m en vetas con potencias menores a 2 metros en la unidad minera Yaruchagua?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Reducir la dilución de mineral con la aplicación de la voladura diferenciada en los cortes de mineral de la unidad minera Yaruchagua.

1.4.2. Objetivos específicos

Reducir la dilución del mineral en secciones de 3.5m x 3.5m en vetas con potencias menores a 2 metros en la unidad minera Yaruchagua.

1.5. Justificación de la investigación

El presente proyecto de investigación, titulado “Aplicación de Voladura Diferenciada para la Reducción de Dilución en Cortes de Mineral en Breasting de la Unidad Minera Yaruchagua”, se justifica por la necesidad de optimizar el control de la dilución de mineral en los procesos de explotación subterránea, específicamente en los cortes de tajos mediante el método Breasting. En la actualidad, la presencia de dilución y sobre excavación afecta la calidad del mineral extraído, incrementando los costos de tratamiento metalúrgico y reduciendo la eficiencia operativa de la unidad minera.

En ese sentido, la aplicación de la voladura diferenciada se presenta como una alternativa técnica que permite mejorar la fragmentación controlada del macizo rocoso, minimizando el ingreso de material estéril y optimizando la recuperación del mineral económico. Con ello, se busca no solo reducir la dilución, sino también disminuir las pérdidas operativas asociadas y mejorar la productividad global del proceso extractivo en la Unidad Minera Yaruchagua.

Asimismo, la investigación permitirá comparar los resultados obtenidos bajo las condiciones actuales de explotación (línea base) con los resultados posteriores a la implementación de la voladura diferenciada, evaluando técnicamente su impacto en los indicadores de dilución, sobre excavación y eficiencia de los cortes. De esta manera, el estudio aportará una alternativa metodológica aplicable a operaciones similares en otras unidades mineras subterráneas.

Finalmente, esta investigación contribuye al fortalecimiento del conocimiento técnico en el diseño y control de voladuras en minería sub terránea, sirviendo como

base para la mejora continua de los procesos operativos y la toma de decisiones en la gestión de explotación minera.

1.6. Limitaciones de la investigación

En el desarrollo de la investigación no se tuvo limitaciones en cuanto se refiere a la obtención de datos de los resultados de los cortes de los tajos, ya que se nos brindó todas las facilidades por parte del departamento de planeamiento y área de explotación de la mina Yaruchagua.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

De acuerdo con la revisión de investigaciones relacionadas con el tema de estudio, se presentan los siguientes antecedentes:

2.1.1. Antecedentes internacionales

Lázaro Suárez, J. M. (2024). En la tesis titulada "Análisis del diseño de la perforación y voladura para reducir la dilución de mineral en vetas angostas en minería aurífera subterránea", evaluó la influencia de los explosivos y del diseño de malla sobre la dilución generada en vetas angostas.

La investigación tuvo como objetivo reducir la dilución mediante la selección de explosivos de menor energía en los taladros de contorno y el rediseño de la malla de perforación.

Las conclusiones fueron:

- El rediseño de la malla permitió disminuir significativamente la dilución operacional.

- La utilización de explosivos de menor energía en el contorno redujo la sobre rotura.
- La propuesta generó una reducción importante de costos de explotación y transporte del mineral.

Calixto Sotelo, C. (2015). En la tesis denominada "Control de dilución optimizando los procesos unitarios de perforación, voladura y acarreo: caso práctico; una mina subterránea del norte", estudió la influencia de las operaciones unitarias sobre los índices de dilución y las leyes de cabeza obtenidas en planta concentradora.

El objetivo fue determinar las causas que originaban la disminución de leyes de cabeza y proponer medidas de control orientadas a reducir la sobre dilución en labores de explotación.

Las conclusiones fueron:

- La dilución operativa fue identificada como una de las principales causas de reducción de leyes de cabeza.
- El control conjunto de perforación, voladura y acarreo permitió disminuir la incorporación de material estéril.
- La optimización de las operaciones unitarias mejoró significativamente el rendimiento económico de la mina.

2.1.2. Antecedentes internacionales.

Fernández, P. (2015). En su investigación "Evaluación de factibilidad técnica económica en la explotación de minerales para el ahorro del tratamiento metalúrgico", analizó la influencia de los diseños de voladura sobre el control de leyes y recuperación del mineral en operaciones de explotación masiva.

El objetivo fue demostrar la viabilidad técnica y económica de implementar mejoras en las voladuras para reducir pérdidas de mineral y controlar la dilución durante la explotación.

Las conclusiones fueron:

- Las mejoras en el diseño de voladura permitieron incrementar la recuperación de mineral.
- Se obtuvo una disminución de pérdidas por mezcla con material estéril.
- El control de parámetros de perforación y voladura tuvo influencia directa sobre la calidad del mineral enviado a planta.

2.1.3. Antecedentes locales

Eunofre Vega, M. R. (2023). En la investigación titulada "Implementación del Jumbo Muki FF para optimizar los parámetros de avance de la Rampa 900 de la Unidad Minera Yaruchagua", desarrollada en la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, se evaluó la influencia de los parámetros de perforación mecanizada en el rendimiento de las labores subterráneas de Yaruchagua.

El objetivo fue optimizar los avances mediante la mejora de los diseños de perforación y voladura, incrementando la eficiencia operativa y reduciendo las desviaciones de perforación que afectan la estabilidad de las excavaciones y la recuperación del mineral.

Las conclusiones principales fueron:

- La optimización de los parámetros de perforación permitió mejorar significativamente los avances por disparo.
- La reducción de desviaciones en los taladros contribuyó a un mejor control geométrico de las labores.

- El estudio demostró que un adecuado diseño de perforación constituye una herramienta importante para controlar la dilución y mejorar la productividad en la Unidad Minera Yaruchagua.

Calixto Sotelo, C. (2015). En la tesis denominada "Control de dilución optimizando los procesos unitarios de perforación, voladura y acarreo: caso práctico; una mina subterránea del norte", estudió la influencia de las operaciones unitarias sobre los índices de dilución y las leyes de cabeza obtenidas en planta concentradora.

El objetivo fue determinar las causas que originaban la disminución de leyes de cabeza y proponer medidas de control orientadas a reducir la sobre dilución en labores de explotación.

Las conclusiones fueron:

- La dilución operativa fue identificada como una de las principales causas de reducción de leyes de cabeza.
- El control conjunto de perforación, voladura y acarreo permitió disminuir la incorporación de material estéril.
- La optimización de las operaciones unitarias mejoró significativamente el rendimiento económico de la mina.

2.2. Bases teóricas - científicas

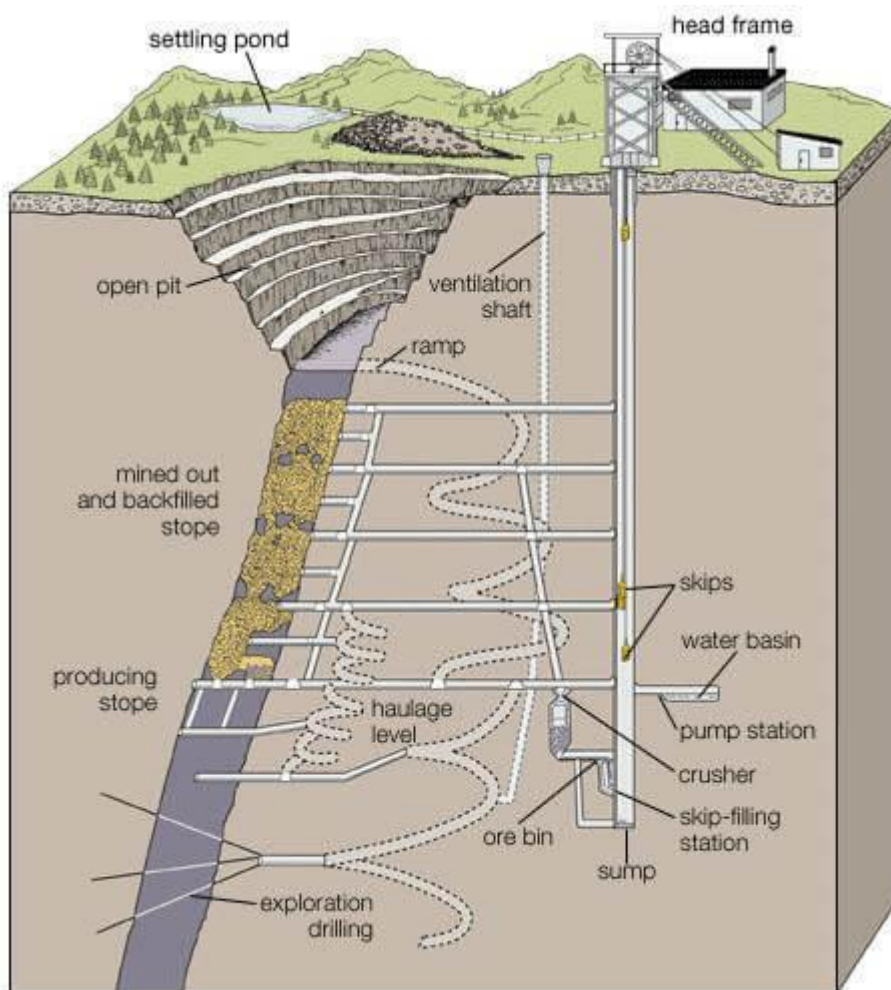
2.2.1. Minería subterránea

La minería subterránea es el conjunto de actividades destinadas a la extracción de minerales ubicados bajo la superficie terrestre mediante el desarrollo de excavaciones, tales como galerías, rampas, cruceros, chimeneas y tajos. Este método de explotación se aplica cuando la profundidad del yacimiento, la geometría del cuerpo mineralizado o las condiciones económicas hacen inviable la explotación a cielo abierto (Hartman & Mutmanský, 2002).

Según Hartman y Mutmansky (2002), la minería subterránea tiene como finalidad recuperar el mineral con la mayor seguridad y rentabilidad posible, procurando minimizar las pérdidas y la dilución del mineral mediante una adecuada planificación de las labores, el diseño del método de explotación y el control de las operaciones unitarias.

Asimismo, Hustrulid (1982) señala que la minería subterránea comprende una serie de operaciones interrelacionadas, entre las que destacan el desarrollo de labores, perforación, voladura, sostenimiento, ventilación, carguío y transporte del mineral, las cuales deben ejecutarse de forma coordinada para garantizar una explotación eficiente y segura.

Figura 2. Minería subterranea

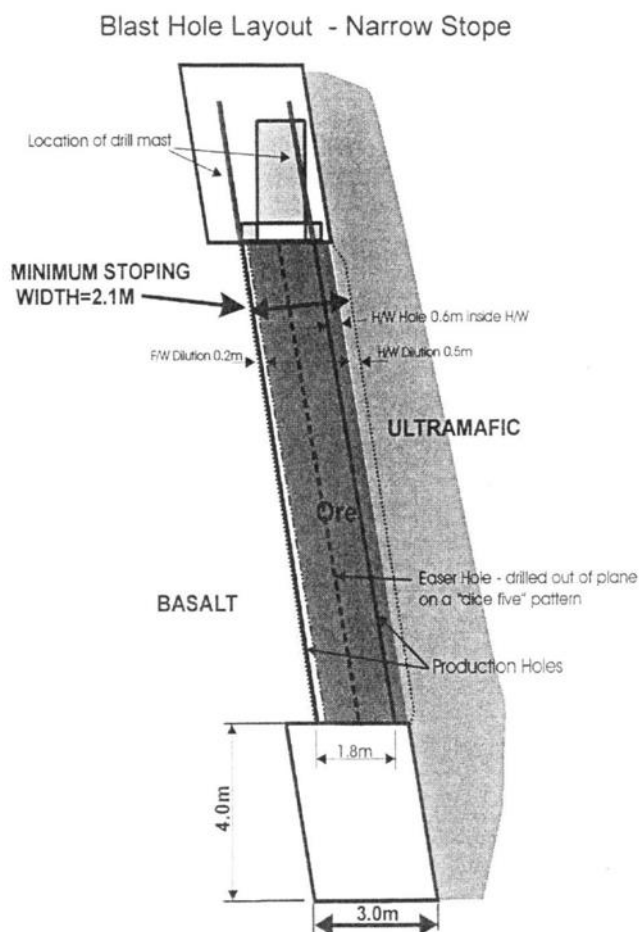


Nota. Hartman & Mutmansky (2002), Introductory Mining Engineering.

2.2.2. Minería subterránea en vetas angostas

La minería subterránea en vetas angostas se caracteriza por explotar cuerpos mineralizados con espesores reducidos, generalmente menores a 3 m. En estas condiciones, la principal dificultad operativa es evitar la extracción de roca estéril junto con el mineral, fenómeno conocido como dilución. La correcta selección del método de minado y el diseño de perforación y voladura son fundamentales para maximizar la recuperación y minimizar la dilución.

Figura 3. Veta angosta



Nota. Adaptado de Narrow Vein Project (s. f.), WMC Resources Ltd. – Miitel Mine (Modified Avoca Mining Method).

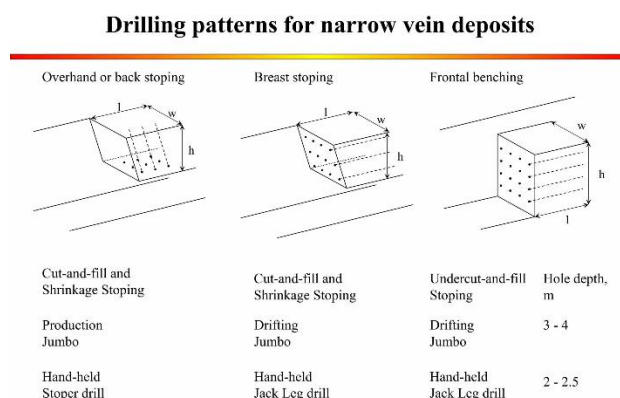
2.2.3. Breasting en minería subterránea

El Breasting es una modalidad de explotación subterránea aplicada principalmente en vetas angostas, donde la extracción del mineral se realiza de forma frontal (hacia adelante o en avance) mediante cortes sucesivos controlados. Este método es común en sistemas de explotación tipo cut and fill o cámaras y pilares en pequeña escala, donde se busca un alto grado de selectividad del mineral (**Hartman & Mutmanský, 2002**).

Según **Hartman y Mutmanský (2002)**, el breasting consiste en la extracción progresiva del mineral en forma horizontal o ligeramente inclinada, utilizando equipos de perforación y voladura para avanzar el frente de trabajo. Este método permite un mejor control del contacto mineral–estéril, aunque es altamente sensible a errores en la perforación y voladura, lo que puede generar sobreexcavación y aumento de la dilución.

De acuerdo con **Brady y Brown (2006)**, el breasting es un método utilizado en cuerpos mineralizados estrechos donde la estabilidad del macizo rocoso y la precisión en la voladura son factores críticos. En estos casos, la geometría del frente de minado influye directamente en la recuperación del mineral y en la calidad del material enviado a planta.

Figura 4. Esquema del método de breasting en minería subterránea



Nota. Hartman & Mutmanský (2002), Introductory Mining Engineering.

2.2.4. Geomecánica

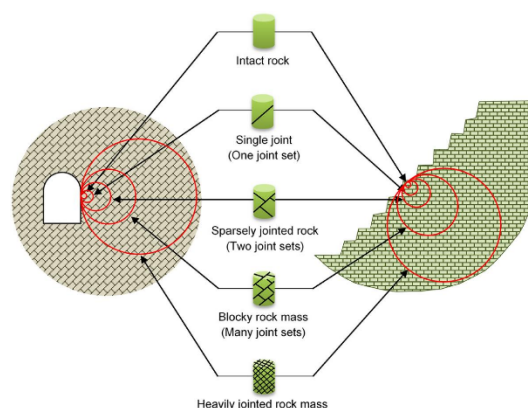
La geomecánica es la rama de la ingeniería que estudia el comportamiento mecánico de los macizos rocosos en función de las fuerzas que actúan sobre ellos, considerando su resistencia, deformación y estabilidad. En minería subterránea, esta disciplina es fundamental para el diseño seguro de excavaciones y para la optimización de los métodos de explotación (Hoek & Brown, 1980).

Según Hoek y Brown (1980), el comportamiento del macizo rocoso no depende únicamente de la resistencia de la roca intacta, sino también de la presencia de discontinuidades como fallas, fracturas y diaclasas, las cuales influyen directamente en la estabilidad de las labores subterráneas.

De acuerdo con Brady y Brown (2006), la geomecánica permite predecir la respuesta del macizo rocoso ante excavaciones subterráneas, lo que resulta esencial para el diseño de sostenimiento, la planificación de la voladura y el control de la dilución en la extracción de mineral.

Asimismo, Bieniawski (1989) desarrolló el sistema de clasificación geomecánica RMR (Rock Mass Rating), ampliamente utilizado en minería subterránea para evaluar la calidad del macizo rocoso y determinar el tipo de sostenimiento requerido.

Figura 5. *Comportamiento del macizo rocoso en excavaciones subterráneas*



Nota. Hoek & Brown (1980), Underground Excavations in Rock.

Clasificación Geomecánica RMR:

El sistema RMR de Bieniawski permite clasificar la calidad del macizo rocoso considerando:

- Resistencia de roca intacta.
- RQD.
- Espaciamiento de discontinuidades.
- Condición de discontinuidades.
- Agua subterránea.

Figura 6. Rock mass rating system

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND THEIR RATINGS									
Parameter			Range of values						
1	Strength of intact rock material	Point-load strength index	>10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	For this low range - uniaxial compressive test is preferred		
		Uniaxial comp. strength	>250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa	1 - 5 MPa	< 1 MPa
	Rating	15	12	7	4	2	1	0	
2	Drill core Quality RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Rating		20	17	13	8	3		
3	Spacing of discontinuities		> 2 m	0.6 - 2 m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
	Rating		20	15	10	8	5		
4	Condition of discontinuities (See E)	Very rough surfaces	Slightly rough surfaces	Slightly rough surfaces	Stickensided surfaces	Soft gouge >5 mm thick			
		Not continuous	Separation < 1 mm	Separation < 1 mm	Gouge < 5 mm thick	or Separation > 5 mm			
		No separation	Slightly weathered walls	Highly weathered walls	or Separation 1-5 mm	Continuous			
Rating		30	25	20	10	0			
5	Groundwater	Inflow per 10 m tunnel length (l/m)	None	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		(Joint water pressure) (Major principal stress)	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		General conditions	Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing		
		Rating	15	10	7	4	0		

Nota. After Bieniawski 1989

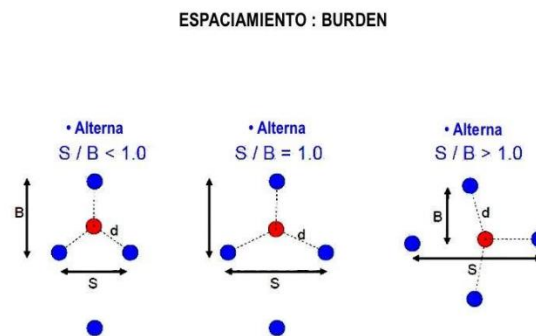
2.2.5. Perforación

La perforación en minería subterránea es una operación unitaria fundamental del ciclo minero que consiste en la ejecución de taladros en el macizo rocoso con el objetivo de alojar explosivos para la posterior fragmentación del mineral o estéril. Esta actividad influye directamente en la eficiencia de la voladura, la fragmentación, el avance por disparo y el control de la dilución (Pérez Obando, 2026).

Según Pérez Obando (2026), la perforación es una de las etapas más críticas en el avance de labores subterráneas, ya que variables como el paralelismo de los taladros, la longitud de perforación, el diseño de la malla y la precisión del marcado influyen directamente en la eficiencia del disparo y en la calidad del perfil de excavación.

De acuerdo con Mamani Ccari (2025), la estandarización de los parámetros de perforación permite mejorar significativamente el avance por disparo, reducir costos operativos y optimizar la fragmentación del macizo rocoso, lo que demuestra la importancia del control técnico en esta operación unitaria.

Figura 7. *Parámetros de control en el diseño de perforación*



Nota. Pérez Obando (2026), Mejora de la eficiencia en avances mediante control de perforación y voladura.

2.2.6. Voladura

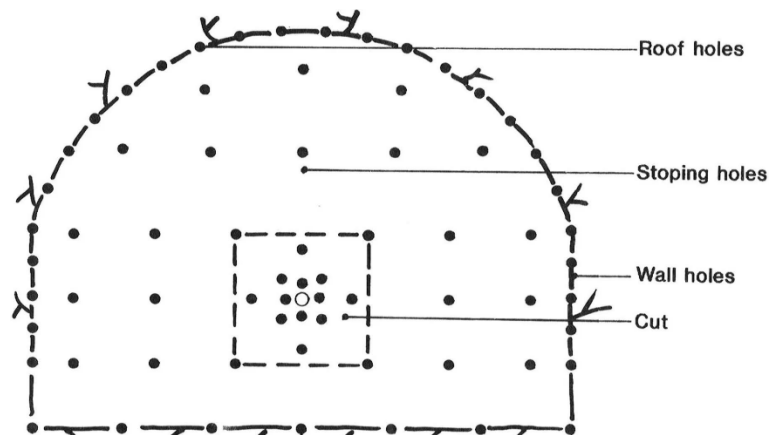
La voladura en minería subterránea es una operación unitaria del ciclo de minado que tiene como objetivo la fragmentación del macizo rocoso mediante la liberación controlada de energía explosiva previamente introducida en taladros perforados. Esta actividad es fundamental para garantizar la eficiencia del avance, la fragmentación adecuada del mineral y el control de la dilución (Jiménez & Rojas, 2024).

Según Jiménez y Rojas (2024), la voladura es una de las etapas más influyentes en la productividad de una mina subterránea, ya que determina directamente la

granulometría del material, el perfil de excavación y el rendimiento de las operaciones posteriores como carguío y transporte.

De acuerdo con Quispe y Valencia (2023), una voladura mal diseñada puede generar problemas como sobreexcavación (overbreak), daño al macizo rocoso, incremento de la dilución y baja eficiencia en la recuperación del mineral, lo cual impacta negativamente en los costos operativos.

Figura 8. *Secuencia del proceso de voladura en minería subterránea*



Nota. Jiménez & Rojas (2024), Optimización de voladura en minería subterránea para control de fragmentación.

2.2.7. Voladura diferenciada

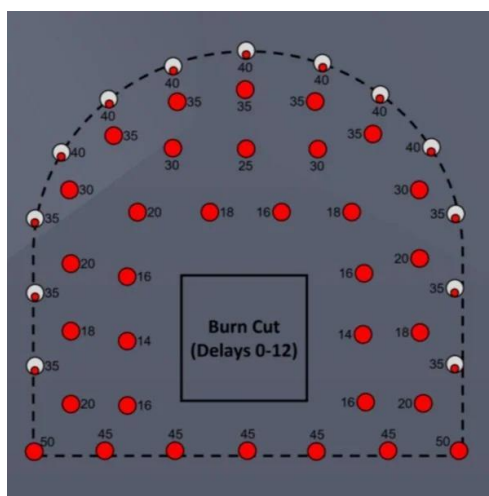
La voladura diferenciada es una técnica de voladura controlada que consiste en aplicar diferentes niveles de energía explosiva dentro de una misma voladura, con el objetivo de controlar la fragmentación del macizo rocoso, reducir el daño al contorno de excavación y disminuir la dilución del mineral. Este tipo de voladura busca diferenciar la carga explosiva entre el núcleo del frente de minado y los taladros perimetrales, optimizando la distribución de energía (Jiménez & Rojas, 2024).

Según Jiménez y Rojas (2024), la voladura diferenciada permite adaptar la energía explosiva a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, logrando una fragmentación eficiente en el centro del disparo y un control preciso en los contornos.

Esto es especialmente importante en minería subterránea de vetas angostas, donde el contacto mineral–estéril es crítico.

De acuerdo con Quispe y Valencia (2023), la aplicación de voladura diferenciada en labores subterráneas reduce significativamente la sobreexcavación (overbreak), mejora la estabilidad del macizo rocoso y disminuye la incorporación de roca estéril al mineral, lo que se traduce en una reducción directa de la dilución.

Figura 9. *Principio de distribución de energía en voladura diferenciada*



Nota. Jiménez & Rojas (2024), Optimización de voladura en minería subterránea.

2.2.8. Voladura diferenciada en vetas angostas:

En minería subterránea de vetas angostas, como en el método breasting, la voladura diferenciada es especialmente relevante debido a la cercanía entre el mineral económico y la roca estéril. Según López y Huamán (2022), en este tipo de yacimientos el principal problema operativo es la dilución, causada por sobreexcavación o daño excesivo al contorno del tajo.

2.2.9. Dilución

La dilución en minería se define como la incorporación de material estéril o de baja ley al mineral económico durante el proceso de extracción, lo que reduce la calidad promedio del mineral enviado a planta. Este fenómeno es uno de los principales factores

que afectan la rentabilidad de las operaciones mineras subterráneas y a cielo abierto (Hustrulid, 2013).

La dilución es la incorporación de material estéril al mineral durante las operaciones de explotación, disminuyendo la ley del mineral y aumentando los costos de procesamiento. Se considera uno de los problemas más importantes en minería subterránea de vetas angostas.

Tipos de dilución

Dilución interna

Es aquella que proviene de zonas dentro del cuerpo mineralizado que poseen baja ley o material marginal incluido en el diseño de minado.

Dilución externa

Se produce cuando roca estéril de las cajas techo o piso se mezcla con el mineral durante la excavación o voladura.

Causas principales de la dilución:

Impacto de la dilución en la operación minera

La dilución afecta directamente:

- Ley del mineral alimentado a planta
- Costos de procesamiento
- Recuperación metalúrgica
- Rentabilidad del proyecto

Dilución planificada:

Proviene del diseño geométrico de la excavación.

Dilución no planificada se genera por:

- Sobre rotura.
- Deficiente perforación.

- Diseño inadecuado de malla.
- Mala distribución de explosivos.

Formula de dilución:

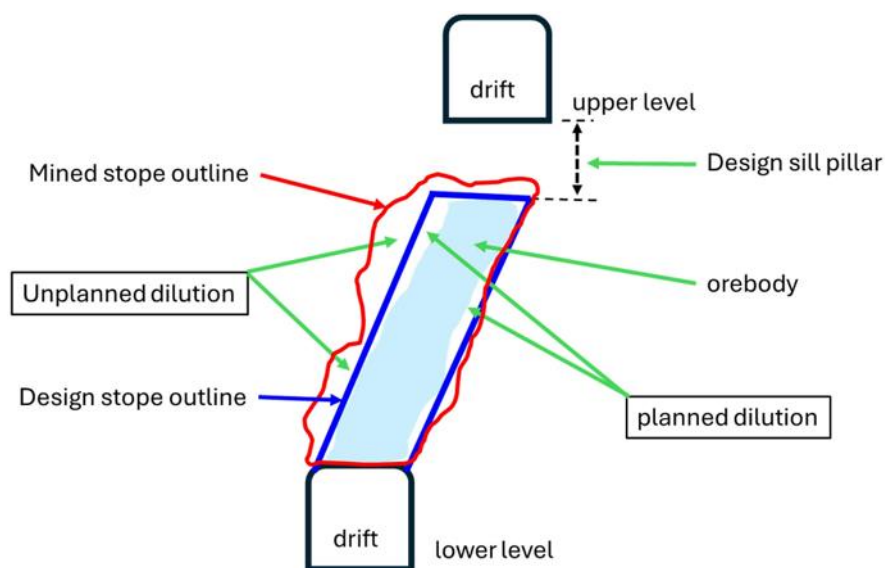
$$\text{Dilución (\%)} = \text{Toneladas de mineral} / \text{Toneladas de desmonte} \times 100$$

Relación entre voladura y dilución:

La voladura es uno de los factores más críticos en la generación de dilución. Un diseño de voladura inadecuado puede provocar:

- Sobre rotura del macizo rocoso
- Fragmentación excesiva de cajas
- Pérdida de control del contorno de excavación

Figura 10. Sobre rotura



Nota. SME Mining Engineering Handbook (2013), Hustrulid et al.

2.2.10. Fragmentación

La fragmentación en minería subterránea se define como el proceso mediante el cual el macizo rocoso es reducido a fragmentos de menor tamaño mediante la acción de la perforación y voladura. Este proceso es fundamental dentro del ciclo de minado, ya que determina la eficiencia del carguío, transporte y procesamiento del mineral.

Según Jimeno, Jimeno y Carcedo (1995), la fragmentación adecuada busca obtener un tamaño de roca óptimo que facilite la manipulación del material, minimizando la generación de finos y bolones que puedan afectar la productividad de la operación.

En minería subterránea, especialmente en métodos como breasting y sublevel stoping, la fragmentación está directamente influenciada por la geometría del frente, la calidad del macizo rocoso y el diseño de voladura.

Importancia de la fragmentación:

- Influye en la productividad del carguío y acarreo
- Determina la eficiencia del chancado primario
- Impacta en el consumo de energía en planta
- Afecta la dilución del mineral
- Controla la estabilidad del frente excavado

Factores

Propiedades del macizo rocoso

- Resistencia a la compresión uniaxial (UCS)
- Fracturamiento natural
- Densidad y dureza

Parámetros de perforación y voladura

- Burden y espaciamiento
- Tipo de explosivo y energía (VOD)
- Distribución de carga explosiva
- Secuenciación de iniciación

Condiciones operativas

- Calidad de perforación

- Control de desviación de taladros
- Condiciones geomecánicas del frente

Distribución del tamaño de fragmentación:

La distribución del tamaño del material fragmentado puede ser descrita mediante modelos empíricos como Kuz-Ram, el cual permite estimar el P80 (tamaño por el cual pasa el 80% del material).

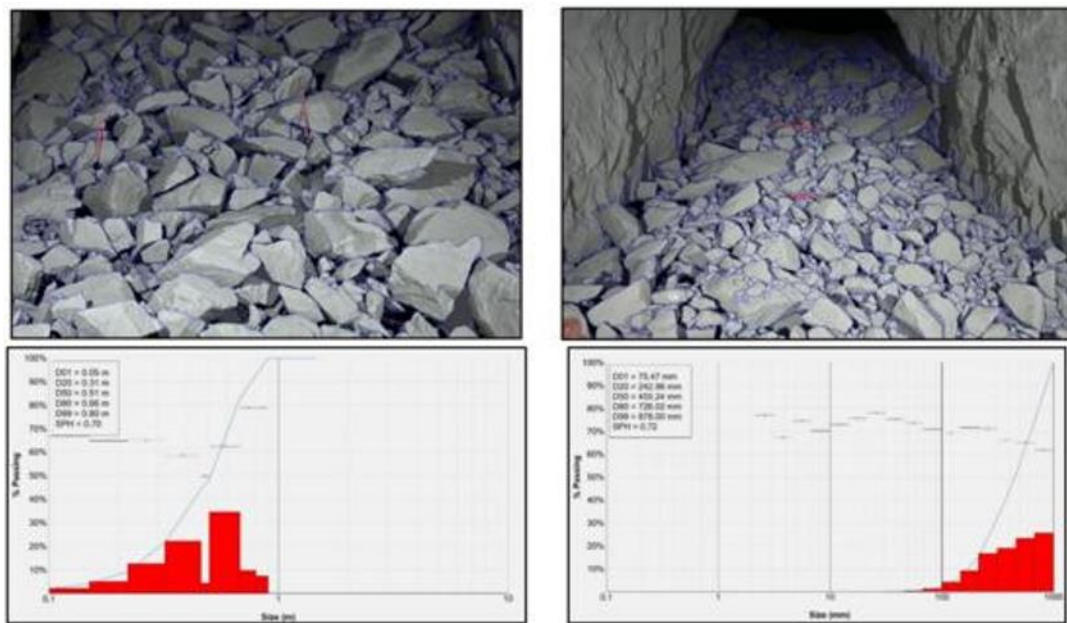
Una fragmentación eficiente generalmente presenta:

- Baja cantidad de bolones (> 24 pulgadas)
- Control de finos (< 1 pulgada)
- Distribución uniforme del tamaño

Técnicas de control de fragmentación:

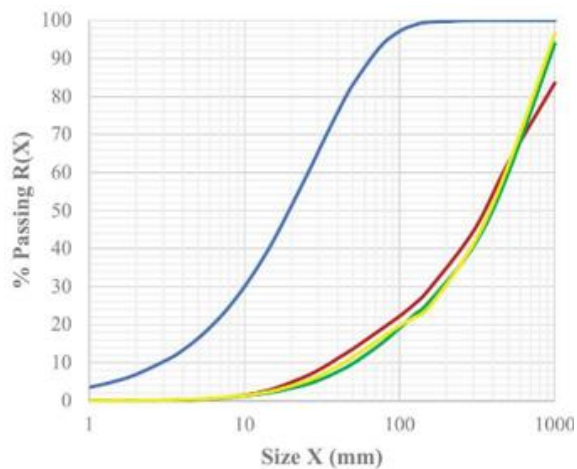
- Optimización de malla de perforación
- Uso de voladura controlada (smooth blasting)
- Selección adecuada de explosivos
- Control de burden y espaciamiento
- Uso de retardos electrónicos

Figura 11. Control de fragmentación



Nota. Hustrulid, W. (2013). *SME Mining Engineering Handbook*. Society for Mining, Metallurgy & Exploration.

Figura 12. Relación entre diseño de voladura y tamaño de fragmento



Nota. WipWare Inc. (2010). *WipFrag User Manual*. WipWare Inc.

2.2.11. Ore control

Según Sinclair y Blackwell (2004), el control de mineral es una función crítica dentro de la operación minera, ya que permite asegurar que el material extraído corresponda a las características geológicas modeladas y planificadas.

Importancia del Ore Control

- El control de mineral es fundamental porque impacta directamente en:
- La ley de cabeza enviada a planta
- La recuperación metalúrgica
- La rentabilidad del proyecto minero
- La reducción de dilución
- La optimización del plan de minado

Etapas del Ore Control

Modelamiento geológico

Se construyen modelos tridimensionales del yacimiento basados en sondajes, muestreo y mapeo geológico.

Marcado de mineral (Ore Marking)

Consiste en delimitar físicamente en el frente de avance las zonas de mineral y estéril.

Muestreo de frente

Se realizan muestreos sistemáticos para validar la ley del mineral expuesto.

Control en la voladura

Se asegura que la voladura respete los límites del mineral para evitar dilución.

Control en carguío

Se supervisa que el material extraído corresponda a las zonas mineralizadas.

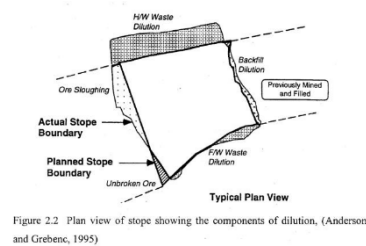
Ore Control en minería subterránea

En minería subterránea, el Ore Control es más complejo debido a:

- Alta variabilidad geológica
- Limitaciones de visibilidad en frentes
- Espacios reducidos de trabajo

- Influencia directa de la voladura en la mezcla mineral-estéril

Figura 13. Ore Control



Nota. Anderson and Grebenc, 1995

En métodos como el breasting y sublevel stoping, el control del mineral debe ser continuo y altamente preciso para evitar pérdidas económicas.

Según Hustrulid (2013), la precisión del Ore Control es uno de los factores más determinantes en la eficiencia global de una operación subterránea.

Figura 14. Control de malla de perforacion



Nota. Sinclair, A. J., & Blackwell, G. H. (2004). Applied Mineral Inventory Estimation. Cambridge University Press.

2.2.12. Factor de carga

El factor de carga es un parámetro fundamental en la ingeniería de voladura que representa la cantidad de explosivo utilizado por unidad de volumen o tonelada de roca fragmentada. Generalmente se expresa en kg/m^3 o kg/ton , y permite evaluar la eficiencia del uso de explosivos en el proceso de fragmentación del macizo rocoso.

Según Jimeno, Jimeno y Carcedo (1995), el factor de carga es uno de los indicadores más importantes en el diseño de voladuras, ya que influye directamente en la fragmentación, el costo operativo y el control de daños en el macizo rocoso.

Importancia del factor de carga

- El factor de carga es crítico porque permite:
- Evaluar la eficiencia del diseño de voladura
- Controlar la fragmentación del material
- Reducir costos de perforación y explosivos
- Minimizar la dilución del mineral
- Evitar sobreexcavación y daño al macizo rocoso

Fórmula del factor de carga

El factor de carga puede expresarse como:

$$FC = Q/V$$

Donde:

FC = factor de carga (kg/m³)

Q = cantidad total de explosivo (kg)

V = volumen de roca fragmentada (m³)

También puede expresarse en toneladas:

$$FC = T/Q$$

Donde T es el tonelaje de roca volada.

Factores que influyen en el factor de carga

Tipo de roca

Rocas más resistentes requieren mayor cantidad de explosivo.

Geometría del frente

En vetas angostas, el volumen es menor, por lo tanto el control del factor de carga es más crítico.

Tipo de explosivo

Explosivos con mayor energía (VOD alto) pueden reducir el factor de carga requerido.

Diseño de malla

El burden y espaciamiento influyen directamente en la distribución del explosivo.

Objetivo de la voladura

No es lo mismo una voladura de producción que una voladura de contorno.

Factor de carga en minería subterránea

- Restricciones de espacio
- Necesidad de control de contorno
- Mayor sensibilidad a vibraciones (PPV)
- Control de dilución en vetas angostas

Según Hustrulid (2013), la optimización del factor de carga en subterránea es clave para lograr un equilibrio entre fragmentación eficiente y estabilidad del macizo rocoso.

2.2.13. Sobre rotura

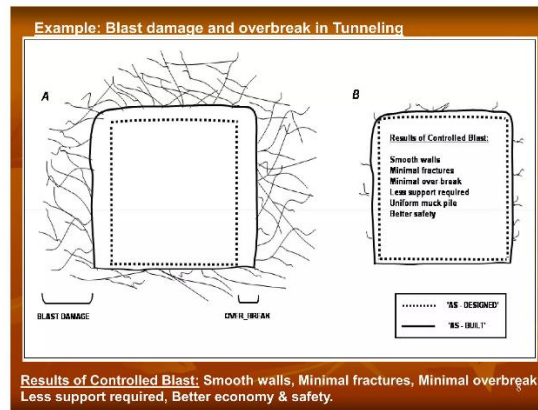
La sobre rotura es la excavación más allá de los límites de diseño debido al exceso de energía explosiva.

Factores que la generan:

- Burden incorrecto.
- Carga explosiva excesiva.

- Desviación de taladros.
- Mala secuencia de detonación.

Figura 15. Sobre rotura



Nota. Villaescusa (1998)

2.2.14. Cálculo del P80

El P80 es el tamaño de partícula para el cual el 80 % del material pasa a través de un tamiz de determinada abertura. Es uno de los parámetros granulométricos más utilizados en los procesos de conminución, ya que representa el tamaño característico del producto obtenido después de las etapas de chancado o molienda. Asimismo, el P80 permite evaluar la eficiencia del proceso y constituye un parámetro fundamental en el diseño y operación de circuitos de trituración y molienda.

El valor de P80 se determina a partir de la curva granulométrica acumulada obtenida mediante análisis por tamizado (para partículas gruesas) o mediante difracción láser u otros métodos (para partículas finas). En dicha curva se identifica el punto correspondiente al 80 % acumulado pasante, y el tamaño asociado a ese porcentaje corresponde al P80.

P80 según Fred Bond (1952)

Fred Chester Bond desarrolló la Tercera Teoría de la Conminución, donde estableció que la energía requerida para reducir el tamaño de un mineral depende del

tamaño de alimentación (F80) y del tamaño del producto (P80). La ecuación de Bond es:

$$E = 10 \times WI \left(\frac{1}{\sqrt{P80}} - \frac{1}{\sqrt{F80}} \right)$$

Donde:

E = Energía específica (kWh/t)

WI = Índice de Trabajo de Bond (kWh/t)

F80 = Tamaño del 80 % pasante de la alimentación (μm)

P80 = Tamaño del 80 % pasante del producto (μm)

Procedimiento para calcular el P80

Realizar el análisis granulométrico de la muestra.

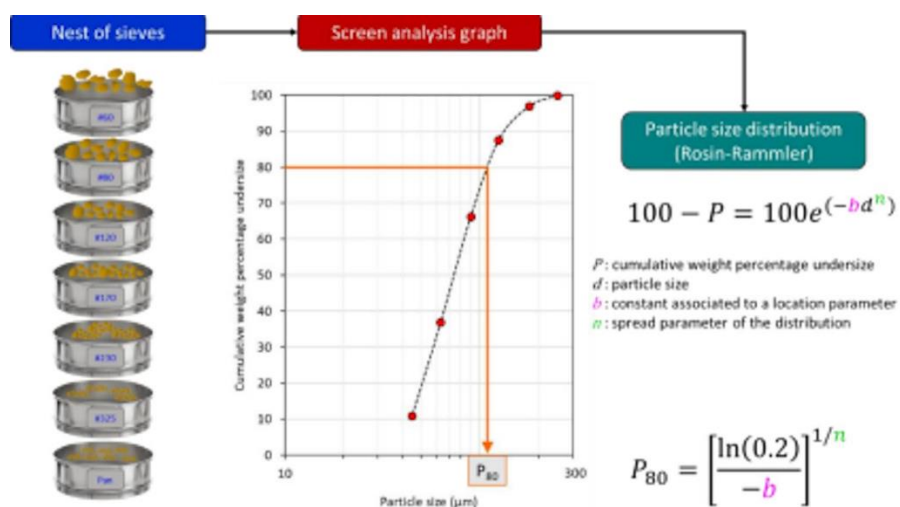
Calcular el porcentaje acumulado pasante para cada abertura de tamiz.

Construir la curva granulométrica.

Localizar el punto correspondiente al 80 % pasante.

Si el 80 % no coincide exactamente con un tamiz, obtener el valor mediante *interpolación lineal entre los dos tamaños adyacentes*.

Figura 16. Cálculo del P80



Nota. Bond, F. C. (1952). *The Third Theory of Comminution*. Transactions of the AIME, 193, 484–494

2.2.15. Modelo Kuz-Ram

El modelo Kuz-Ram es un modelo empírico ampliamente utilizado para predecir la fragmentación de la roca producida por voladuras en minería a cielo abierto y minería subterránea. Fue desarrollado a partir del modelo de fragmentación propuesto por N. V. Kuznetsov y posteriormente complementado por C. V. B. Cunningham, quien incorporó la distribución de tamaños de partículas de Waloddi Weibull y la función de Paul Rosin y Erich Rammler.

El modelo permite estimar la distribución granulométrica del material volado considerando parámetros relacionados con la roca, el explosivo y el diseño de la malla de perforación. Debido a su simplicidad y confiabilidad, es uno de los modelos más empleados para optimizar las operaciones de perforación y voladura.

Su ecuación es:

$$x_{50} = A \left(\frac{v}{Q} \right)^{0.8} \cdot Q^{\frac{1}{6}} \left(\frac{11s}{RWS} \right)^{\frac{19}{30}}$$

Donde:

x_{50} = Tamaño medio de fragmentación (cm).

A = Factor de roca.

V = Volumen de roca roto por taladro (m³).

Q = Carga de explosivo por taladro (kg).

RWS = Resistencia relativa del explosivo (Relative Weight Strength).

Distribución Rosin–Rammler

El modelo Kuz-Ram emplea la distribución Rosin–Rammler para estimar el porcentaje pasante:

$$P(x) = 1 - e^{-\left(\frac{x}{x_c}\right)^n}$$

Donde:

$P(X)$ = Porcentaje acumulado pasante.

X = Tamaño de partícula.

X_c = Tamaño característico.

n = Índice de uniformidad.

2.2.16. Diseño de malla de perforación voladura para vetas angostas

El diseño de la malla de perforación y voladura constituye una de las etapas más importantes del ciclo de minado en minería subterránea, debido a que determina la eficiencia de la fragmentación, el avance de la excavación, la estabilidad del macizo rocoso y los costos de operación. Una malla adecuadamente diseñada permite obtener una distribución uniforme de la energía del explosivo, reducir la generación de sobrequebre (overbreak) y minimizar la dilución del mineral, aspectos fundamentales en la explotación de vetas angostas (Jimeno, Jimeno & Carcedo, 1995).

En minería de vetas angostas, el diseño de la malla debe orientarse a preservar los contactos entre el mineral y la roca encajonante. Debido al reducido espesor del yacimiento, una distribución inadecuada de los taladros o un exceso de carga explosiva puede incrementar significativamente la dilución, disminuyendo la ley del mineral enviado a planta y aumentando los costos de procesamiento. Por ello, el diseño debe considerar las características geológicas, geomecánicas y estructurales del macizo rocoso, así como el método de explotación empleado (Hustrulid, 2001).

De acuerdo con Hartman y Mutmanský (2002), el diseño de la malla comprende la determinación del número de taladros, diámetro, longitud, burden, espaciamiento, secuencia de iniciación, tipo de explosivo y sistema de detonación. Estos parámetros deben seleccionarse de forma integrada para asegurar una adecuada fragmentación y controlar los daños inducidos por la voladura sobre las cajas de la veta.

Componentes de la malla de perforación

Una malla convencional para el desarrollo de labores subterráneas está conformada por cuatro grupos principales de taladros: corte, producción, contorno y piso. Cada uno cumple una función específica dentro del proceso de excavación y debe diseñarse considerando la geometría de la labor y las propiedades del macizo rocoso (Jimeno et al., 1995).

Los taladros de corte generan la primera cara libre que permite el inicio de la rotura del macizo rocoso. Posteriormente, los taladros de producción fragmentan el volumen principal del mineral, mientras que los taladros de contorno delimitan la sección final de la excavación, reduciendo el sobrequebre. Finalmente, los taladros de piso permiten romper completamente la base de la labor para facilitar el carguío del material fragmentado (Darling, 2011).

Parámetros de diseño

Los parámetros fundamentales para el diseño de una malla de perforación son el burden (B), espaciamiento (S), diámetro de perforación, longitud de taladro, subperforación, taco, carga lineal y factor de potencia. La correcta relación entre estos parámetros permite obtener una distribución uniforme de la energía del explosivo y mejorar la eficiencia de la fragmentación (Konya & Walter, 1990).

El burden corresponde a la distancia entre un taladro cargado y la cara libre más cercana; mientras que el espaciamiento representa la distancia entre taladros de una misma fila. Cuando estos parámetros son excesivos se generan bloques de gran tamaño; por el contrario, cuando son muy pequeños se incrementa el consumo de explosivos y el daño al macizo rocoso, aumentando la dilución y el sobrequebre (Jimeno et al., 1995).

En vetas angostas, la precisión en la perforación adquiere especial importancia debido a que pequeñas desviaciones de los taladros pueden ocasionar la excavación de roca estéril. Por esta razón, actualmente se emplean equipos mecanizados de perforación tipo jumbo y sistemas electrónicos de iniciación que permiten mejorar la exactitud del diseño y reducir la dispersión de la energía durante la detonación (Darling, 2011).

Diseño de mallas para vetas angostas

Las vetas angostas presentan espesores reducidos, generalmente inferiores a 3 m, por lo que el principal objetivo del diseño de la malla consiste en minimizar la dilución sin afectar la recuperación del mineral. Para ello, es necesario controlar la energía específica aplicada al macizo rocoso mediante la reducción del diámetro de perforación, el empleo de cargas desacopladas y la aplicación de técnicas de voladura controlada (Hustrulid, 2001).

Según Jimeno et al. (1995), el uso de taladros de contorno con menores cargas lineales y retardos apropiados disminuye considerablemente el daño inducido sobre las cajas de la veta. Asimismo, la adecuada distribución de los taladros de producción favorece una fragmentación uniforme, evitando la generación de sobretamaños y reduciendo la necesidad de voladuras secundarias.

En operaciones de breasting, donde el avance se realiza siguiendo el buzamiento de la veta, el diseño de la malla debe adaptarse continuamente a las variaciones del espesor mineralizado. Esta condición hace indispensable diferenciar la carga explosiva entre los taladros ubicados en mineral y aquellos próximos a las cajas, práctica conocida como voladura diferenciada, la cual contribuye significativamente a la reducción de la dilución y al incremento de la recuperación del mineral (Konya & Walter, 1990).

2.3. Definición de términos básicos

Voladura diferenciada

La voladura diferenciada es una técnica de voladura controlada que consiste en distribuir diferentes cantidades o tipos de explosivo dentro de una misma malla de perforación, de acuerdo con la función de cada taladro y las características geomecánicas del macizo rocoso. Su finalidad es optimizar la fragmentación del mineral, reducir el daño al contorno de la excavación y minimizar la incorporación de roca estéril durante la explotación (Jimeno, Jimeno, & Carcedo, 1995).

Dilución

La dilución es la incorporación de material estéril o de baja ley al mineral económico durante las operaciones de explotación, ocasionando una disminución de la ley de cabeza y un incremento en los costos de procesamiento. En minería de vetas angostas constituye uno de los principales factores que afectan la rentabilidad de una operación minera (Darling, 2011).

Breasting

El breasting es un método de explotación utilizado principalmente en minería subterránea de vetas angostas, caracterizado por el avance frontal del frente de trabajo mediante cortes sucesivos. Este método permite una explotación selectiva del mineral; sin embargo, requiere un estricto control de la perforación y la voladura para evitar la sobreexcavación y la dilución (Hartman & Mutmanský, 2002).

Malla de perforación

La malla de perforación es la distribución geométrica de los taladros dentro del frente de trabajo, diseñada para obtener una fragmentación eficiente y controlar el perfil de excavación. Su configuración depende de parámetros como el burden, espaciamiento, diámetro y longitud de perforación (Jimeno et al., 1995).

Burden (Piedra)

El burden es la distancia existente entre un taladro cargado con explosivo y la cara libre más cercana. Este parámetro influye directamente en la eficiencia de la fragmentación, el consumo de explosivos y el control del sobrequebre durante la voladura (Konya & Walter, 1990).

Espaciamiento

El espaciamiento es la distancia entre dos taladros consecutivos de una misma fila dentro de una malla de perforación. Su correcta selección permite una distribución uniforme de la energía explosiva y una adecuada fragmentación del macizo rocoso (Jimeno et al., 1995).

Fragmentación

La fragmentación es el proceso mediante el cual el macizo rocoso se rompe en fragmentos de menor tamaño como consecuencia de la detonación de explosivos. Una adecuada fragmentación mejora la eficiencia de las operaciones de carguío, transporte y procesamiento del mineral (Jimeno et al., 1995).

Sobrequebre (Overbreak)

El sobrequebre es la excavación producida más allá del contorno diseñado debido a una excesiva liberación de energía durante la voladura. Este fenómeno incrementa la dilución, el consumo de sostenimiento y los costos de explotación (Villaescusa, 1998).

P80

El P80 representa el tamaño de partícula por debajo del cual pasa el 80 % del material fragmentado. Este parámetro es ampliamente utilizado para evaluar la calidad de la fragmentación obtenida mediante la voladura y la eficiencia de los procesos de conminución (Bond, 1952).

Modelo Kuz-Ram

El modelo Kuz-Ram es un modelo empírico utilizado para predecir la distribución granulométrica del material fragmentado mediante voladura, considerando parámetros del macizo rocoso, el explosivo y el diseño de la malla de perforación (Cunningham, 1983).

Factor de carga

El factor de carga es la cantidad de explosivo empleada por unidad de volumen o tonelada de roca fragmentada. Constituye uno de los principales indicadores para evaluar la eficiencia del diseño de voladura (Jimeno et al., 1995).

Veta angosta

Una veta angosta es un cuerpo mineralizado de reducido espesor, generalmente menor a tres metros, cuya explotación exige alta selectividad para minimizar la dilución y maximizar la recuperación del mineral económico (Hustrulid, 2001).

Geomecánica

La geomecánica es la disciplina que estudia el comportamiento mecánico del macizo rocoso considerando sus propiedades físicas, resistencia y sistema de discontinuidades, con el propósito de garantizar excavaciones seguras y eficientes (Hoek & Brown, 1980).

Ore Control

El Ore Control comprende el conjunto de procedimientos técnicos destinados a controlar la extracción selectiva del mineral, evitando pérdidas y reduciendo la dilución mediante el seguimiento geológico y operacional durante el proceso de explotación (Sinclair & Blackwell, 2004).

2.4. Formulación de Hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

La aplicación de la voladura diferenciada en los cortes de mineral mediante el método Breasting reduce significativamente la dilución del mineral en la Unidad Minera Yaruchagua.

2.4.2. Hipótesis específicas

- a) Con la aplicación de la voladura diferenciada se reduce la dilución del mineral en secciones de 3.5m x 3.5m en vetas con potencias menores a 2 metros en la unidad minera Yaruchagua.
- b) Con la aplicación de la voladura diferenciada se mejora la fragmentación del mineral en la Unidad Minera Yaruchagua.

2.5. Identificación de variables

- **Variable Independiente**

X: Aplicación de la voladura diferenciada en cortes de mineral en Breasting en la unidad minera Yaruchagua.

- **Variable Dependiente**

Y: Reducción de dilución de mineral en los cortes de Breasting en la Unidad Minera Yaruchagua.

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

La operacionalización de variables establece la forma en que los conceptos de la investigación serán observados y medidos en los cortes de mineral explotados mediante el método Breasting en la Unidad Minera Yaruchagua. La variable independiente corresponde a la aplicación de la voladura diferenciada y la variable dependiente a la reducción de la dilución del mineral. Los indicadores se obtienen de los registros topográficos, geológicos y operacionales descritos en la metodología y en el desarrollo de campo.

Variable	Definición operacional	Dimensión	Indicadores	Técnica / instrumento
Independiente (X): Aplicación de la voladura diferenciada en cortes de mineral en Breasting.	Aplicación de una malla de perforación y voladura con distribución diferenciada de la carga explosiva, comparada con la malla convencional en los tajos evaluados.	Diseño y ejecución de perforación y voladura.	Tipo de malla aplicada (1.0 convencional / 2.0 diferenciada); número de taladros; longitud de perforación; cantidad de explosivo; factor de carga (kg/m^3); factor de potencia (kg/t).	Revisión de registros operacionales y observación directa. Ficha de control de perforación y voladura (Anexo 1).
Dependiente (Y): Reducción de la dilución de mineral en cortes de Breasting.	Variación de la proporción de material estéril incorporado al mineral extraído, comparando los resultados de la malla convencional con los de la malla diferenciada.	Control topográfico, control geológico y calidad del mineral.	Porcentaje de dilución (%); tonelaje de mineral y desmonte; ley de Au (oz/t); ley de Ag (oz/t); volumen roto y sobreexcavación, cuando exista registro.	Control topográfico y geológico, muestreo y revisión de reportes. Fichas de control (Anexos 2 y 3).

Precisiones para el registro y análisis:

1. El factor de carga se registra en kg/m^3 y el factor de potencia en kg/t , de acuerdo con las unidades empleadas en los resultados de la investigación.
2. Para calcular la dilución debe mantenerse una única fórmula y el mismo criterio de clasificación de mineral y desmonte en todos los cortes. Si los resultados reportados en la tesis se calcularon como $(\text{toneladas de desmonte} / \text{toneladas de mineral}) \times 100$, debe consignarse expresamente ese criterio y verificar que los valores de las tablas sean reproducibles.
3. Los formatos anexos son instrumentos de registro propuestos a partir de las técnicas e indicadores descritos en la tesis. Deben completarse con los datos originales de campo; no se han incorporado mediciones nuevas ni datos supuestos.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

La presente investigación es de carácter aplicativo por los objetivos que se han determinado en este proyecto, el trabajo de la investigación está centrado en el nivel descriptivo, correlacional y explicativo.

Sampiere, H. & Collado, F. (2014), en su libro Metodología de la investigación, explica mediante un ejemplo los tipos de investigación; para dar a conocer las intenciones del electorado es una actividad descriptiva, es diferente señalar porque alguien debería de votar por determinado candidato y otras personas.

3.2. Nivel de investigación

Básica

3.3. Método de investigación

Se considera dos grandes grupos de métodos de investigación, los métodos lógicos y los métodos empíricos. El primero es todo aquello que se basa en la utilización del pensamiento en sus funciones de deducción, análisis y síntesis; mientras que el método empírico se aproxima al conocimiento directo y el uso de la experiencia, entre ellos encontramos la observación y la experimentación (Custodio, R. 2019).

De acuerdo con lo mencionado establecemos el método de investigación a emplear en nuestra investigación el método lógico, inductivo, sintético y de análisis, asimismo se emplea el método empírico mediante la observación investigativa.

3.4. Diseño de investigación

El proceso del desarrollo del diseño de investigación corresponde a la cuantitativa no experimental transeccional, descriptiva y correlacional, se toma una línea base de datos que describe los resultados al utilizar la técnica del proceso de perforación y voladura. Luego de la 23 capacitación se ejecutan pruebas y también se realiza un diseño descriptivo con los resultados obtenidos en el análisis de comparación entre los resultados de la voladura en labores de avance.

Figura 17. *Secuencia de trabajo*



REUNIÓN DE CONTROL:
Presentación de resultados

Nota. Elaboración propia

3.5. Población y muestra

3.5.1. Población

Constituida por todos los tajos de explotación mediante el método Breasting desarrollados en vetas angostas de la Unidad Minera Yaruchagua.

3.5.2. Muestra

Cortes de tajos VA 1905-1S, VA 1905-1N

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.6.1. Técnicas empleadas

Recopilación de información:

Se buscó información de forma directa de proyectos de perforación y voladura de cortes de tajo de la minera

Observación directa

Se tuvo observaciones directas en los resultados de la perforación y voladura insitu en el antes y después de la aplicación de la voladura diferenciada.

Información bibliográfica

Se utilizó la técnica de lectura de textos para tener un mejor entendimiento acerca de técnicas de extracción de mineral en la explotación de yacimientos de la mina.

3.6.2. Instrumentos

Materiales

Planos de proyecto de avances en vetas angostas

Informe de proyectos de método de explotación

Diseño de malla de perforación y voladura diferenciada

Formatos de reporte de avance de tajos

Equipos

Laptop

Equipo de control de leyes

Picota

Wincha

Cámara fotográfica

Cuaderno de apuntes

Software

Excel

3.7. Técnica de procesamiento y análisis de datos

Para el procesamiento de datos se realiza la estructura, la organización de datos y la transcripción del material, luego se inicia el análisis del material apoyado en la aplicación Excel, para crear una base de datos y luego poder analizar, agrupando los indicadores y resultados en tablas y gráficos dinámicos.

3.8. Tratamiento estadístico

Para un primer nivel de análisis, se aplica las técnicas propias de la estadística descriptiva, como el cálculo de frecuencias relativas, absolutas, la elaboración de tablas de contingencia, de histogramas y de gráficos de barras. Estas nos permiten ordenar y analizar la base de datos, nos permite conocer los parámetros obtenidos para determinar las conclusiones de la investigación.

3.9. Orientación ética filosófica y epistémica

Todo el proceso del estudio de investigación es totalmente propia y original, tiene como base las investigaciones e informes anteriores para la recopilación de

información, de la misma manera las fuentes tomadas se encuentran en la referencia bibliográfica.

Finalmente, el estudio es inédito desarrollado con los principios de la ética, compartiendo los valores, principios y criterios, que una investigación debe tener. Puedo remarcar que el estudio es el resultado de la experiencia obtenida en la mina Yaruchagua.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

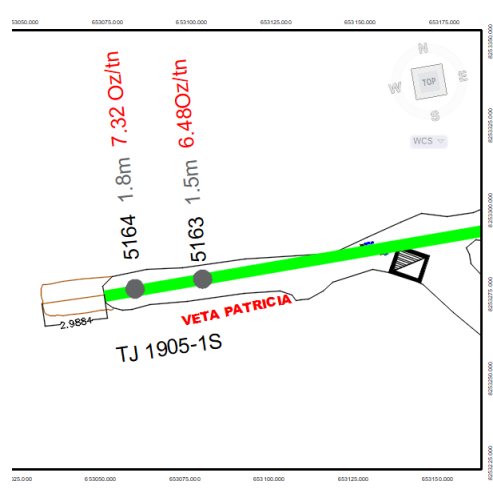
4.1.1. Control Topográfico

Control topográfico:

Se realiza levantamientos de las labores disparada mediante una cuadrilla de topógrafos para comparar volumen roto, factor de carga y de potencia posteriormente.

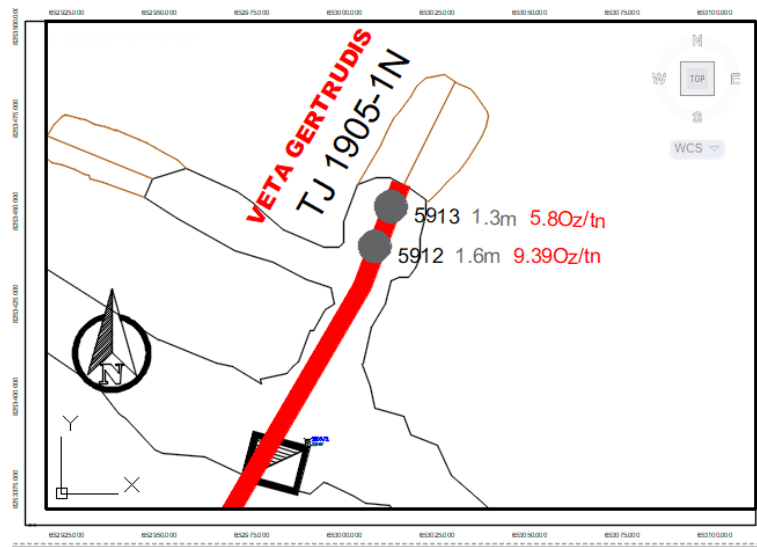
Figura 6. Levantamiento topográfico para control de avances TJ 190-1S

Figura 18. Plano de control topográfico veta patricia, control de avance



Nota. Elaboración propia

Figura 19. Levantamiento topográfico para control de avances TJ 190-1N



Nota. Elaboración propia

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

4.2.1. Control Geológico

Se realiza un muestreo de cada frente de perforación y voladura de ambos tajos utilizando la malla de perforación y voladura y tanto en cancha para ver el porcentaje de dilución.

Posteriormente se realiza lo mismo cuando utilizamos la nueva malla de perforación y voladura, todo el proceso se hace de la mano juntamente con el área de geología de una unidad minera

Figura 20. Muestreo de frente



Nota. Frente del tajo 1905-1s elaboración propia

En la Figura 8 se observa el procedimiento de muestreo realizado en el frente del tajo, el cual permitió determinar las leyes iniciales del mineral antes de la aplicación de la nueva malla de perforación y voladura.

4.2.2. Perforación y Voladura

Para mejor entendimiento a la malla de perforación que se estaba usando comúnmente en la unidad minera la llamaremos: MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA 1.0 y el nuevo diseño de malla de perforación y voladura lo llamaremos MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA 2.0

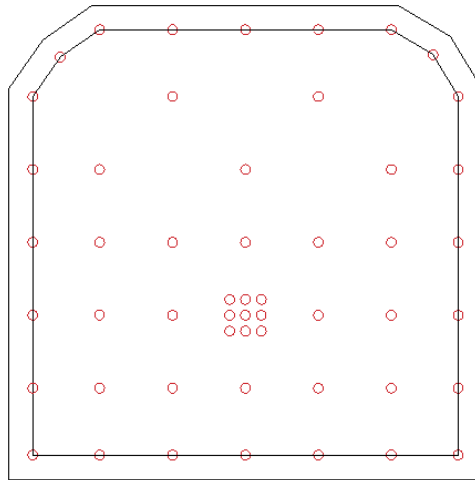
Se detallan todos los parámetros que se presentaran en la presentación de resultados

- Taladros perforados
- De taladros cargados
- Taladros de alivio
- Taladros rimados
- Total, de explosivo en veta
- Longitud de los taladros
- Avance
- Factor de carga
- Factor de avance
- Sección
- Sección teórica
- Volumen
- Ton desmonte
- Factor de potencia de veta
- Factor de potencia desmonte
- Factor de potencia

4.2.3. Malla de perforación y voladura 1.0

Se hace un análisis en cuanto a todos los factores medibles

Figura 21. *Malla de perforación convencional*



Nota. Elaboracion propia

Figura 22. *Malla de perforacion en campo*



Nota. Elaboración propia

4.2.4. Malla de perforación voladura 2.0

Juntamente con el equipo de perforación y voladura se diseña la nueva malla de perforación y voladura

Figura 23

Figura 23. *Malla de perforación y voladura diferenciada en campo*



Nota. Elaboración propia

Figura 24. *Malla de perforación y voladura diferenciada diseñada en Jk Simblas*



Nota. Elaboración propia

Frente luego de la voladura y previo al transporte

Figura 25. *Post Voladura, frente con carga*



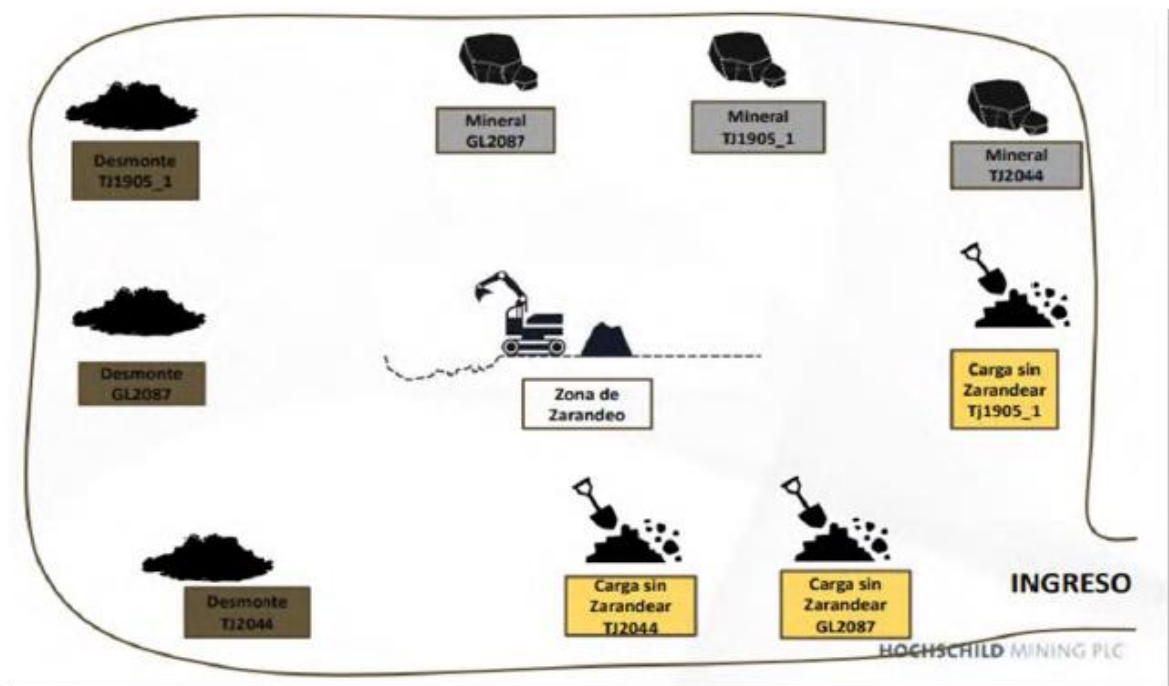
Nota. Elaboración Propia

4.2.5. Acarreo y Transporte

Se realizó las coordinaciones con el área de productividad y mina con el fin de encontrar cámaras específicamente para los disparos de la voladura diferenciada, ya que se debía evitar cualquier tipo de contaminación, ya sea por disparos de otras labores o agua, lo cual llegó a afectar un par de disparos y se tuvieron que desestimar.

Se realizaron las coordinaciones con mina y la contrata encargada de los volquetes, “Quicksa” (Compañía tercerizada de acarreo de mineral), para el correcto traslado de la carga, así como de su pesaje e imputación de la labor proveniente. Para el acarreo se emplearon volquetes Volvo FMX de 30 toneladas

Figura 26. *Flujo de cancha de mineral*



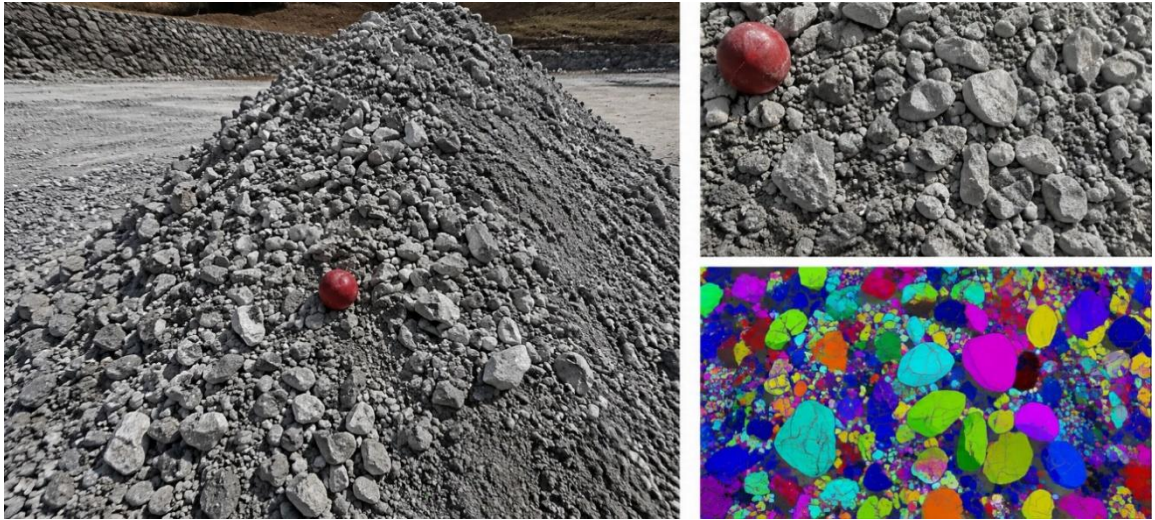
Nota. HOCHSCHILD MINING PLC

4.2.6. Zarandeo de mineral

El proceso de zarandeo se lleva a cabo de manera conjunta entre productividad y la contratista

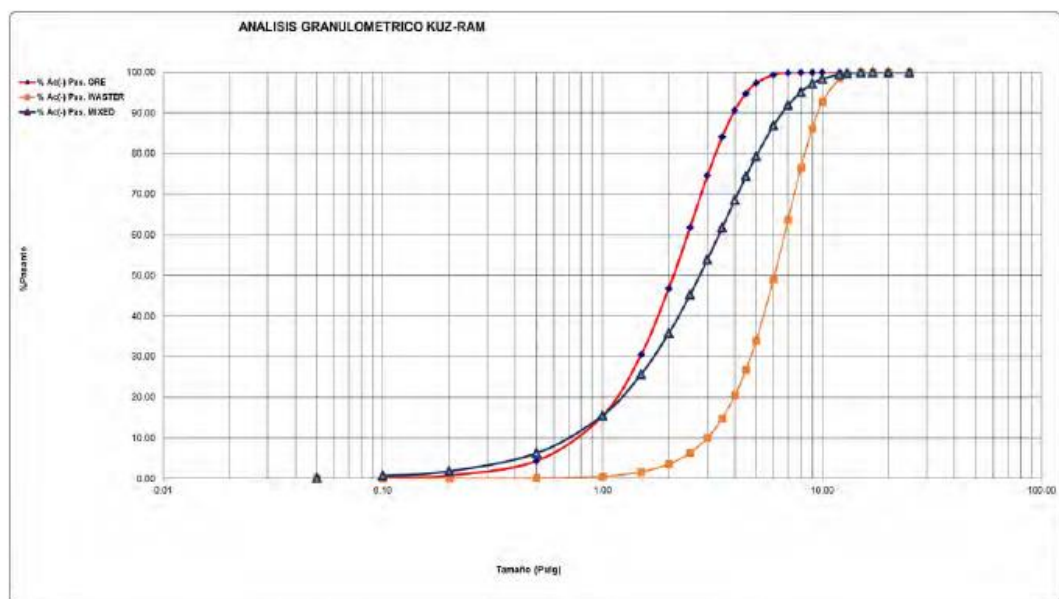
DCR, se utiliza una zaranda con una abertura de 4 pulgadas de diámetro, se realiza el 40 zarandeo del material rebosante un total de 3 veces para evitar perdida de finos. Los ratios de zarandeo del cargador frontal es de 65 toneladas por hora 5.7. CALCULO ´P80: El cálculo del P80 se realiza mediante el uso del software Wipfrag para el cual se requiere la toma de 3 fotografías de cada tipo de ruma, se tiene un estándar de tomar la foto a una distancia de 2 metros (mixto, desmonte y fino). Se usó una bola de molino como referencia la cual fue previamente medida (14.5 cm de diámetro).

Figura 27. Ancha de mineral Calculo de P80



Nota. elaboración propia

Figura 28. Análisis granulométrico KUZ-RAM



Nota. HOCHSCHILD

Muestreo en cancha

Se coordina con el área de geología para que se tomen muestras de las rumas de desmonte y finos para saber si es que se presenta mucha cantidad de mineral de el desmonte y para comparar la ley de fino con la ley inicial que se toma en la labor.

Figura 29. Muestreo de rumas



Nota. Elaboración propia

Reuniones De Control

Semanalmente se tienen reuniones de control con la gerencia donde se presentan los datos recopilados y el cálculo de la dilución inicial y final, para determinar la continuidad de la misma, así como para identificar posibles mejoras a implementar en el proceso.

$$Dilucion = \frac{Ton Desmante}{Ton Mineral + Ton Desmante} \times 100$$

Figura 30. Esquema de pruebas



Nota. Elaboración propia

4.3. Prueba de Hipótesis

Resultados de perforación y voladura MALLA DE PERFORACION 1.0

Se realiza y recopila información del tajo 1905-1S

Tabla 1

Tabla 1. Resultado de perforación y voladura estándar Tj 1905-1S

TJ 1905-1S – Resultados con Voladura Común											
DATOS	UNIDADES	1-Mar	4-Mar	6-Mar	8-Mar	10-Mar	13-Mar	17-Mar	20-Mar	23-Mar	28-Mar
TALADROS PERFORADOS	und	52	52	51	51	49	48	50	48	52	54
TALADROS CARGADOS	und	41	42	46	48	45	45	45	47	42	41
TALADROS DE ALIVIO	und	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8
TALADROS RIMADOS	und	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
TOTAL DE EXPLOSIVO EN VETA	Kg	104.5	106.2	114.3	118.6	107.8	108.2	119.4	117.6	110.4	102.8
LONGITUD DEL TALADRO	m	2.4	3	3	3	3.3	3	3.1	3.1	3.3	3
AVANCE	m	2.05	2.65	2.6	2.45	3.15	2.6	2.7	2.85	2.7	2.75
FACTOR DE CARGA	kg/m ³	3.1	3.4	3.7	3.2	2.9	3.4	3.5	3.4	3.6	3.4
FACTOR DE AVANCE	kg/m	35.2	37.4	40.8	43.1	37.2	38.5	39.6	39.1	36.8	34.3
SECCIÓN	m ²	13.05	12.1	12.05	16.2	15.75	14.9	12.25	12	13.8	14
SECCIÓN TEÓRICA	m ²	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25
VOLUMEN	m ³	33.1	39.5	38.7	42.1	52.4	44.2	38.8	36.5	39.8	41.2
TON DESMONTE	Tn	70.8	84.6	82.7	90.1	112.2	95.1	83.4	79.3	86.5	89.7
FACTOR DE POTENCIA VETA	Kg/Tn	1.82	1.81	1.93	1.85	1.89	2.15	2.78	2.04	2.21	1.82
FACTOR DE POTENCIA DESMONTE	Kg/Tn	0.82	0.71	1.02	1.21	0.74	0.82	1.24	1.11	1.09	0.88
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Tn	1.16	1.31	1.51	1.42	1.08	1.19	1.48	1.27	1.34	1.16

Nota. Elaboración propia

Los resultados obtenidos con la malla de perforación y voladura 1.0 evidencian que el diseño convencional requirió un mayor consumo de explosivos y presentó factores de carga y de potencia superiores respecto a la nueva malla de perforación. Estas condiciones favorecieron una mayor liberación de energía sobre el macizo rocoso, incrementando el daño en las cajas de la veta y la incorporación de material estéril durante la extracción. Este comportamiento coincide con lo señalado por Jimeno, Jimeno y Carcedo (1995), quienes indican que un diseño de voladura con una distribución uniforme de carga, sin diferenciar las zonas mineralizadas y de contorno, puede generar sobrequebre y aumentar la dilución. Asimismo, Hustrulid (2013) sostiene que un exceso de energía explosiva incrementa el sobrequebre y disminuye la calidad del mineral enviado a planta.

Resultados del tajo 1905 1N

Tabla 2. Resultados de perforación y voladura estándar Tj 1905-1N

Resultados de voladura comun Tj 1905 1N											
DATOS	UNIDADES	1-Abr	3-Abr	6-Abr	8-Abr	10-Abr	13-Abr	16-Abr	20-Abr	23-Abr	30-Abr
TALADROS PERFORADOS	und	52	51	53	52	50	49	51	50	52	53
TALADROS CARGADOS	und	42	43	46	47	45	45	46	47	43	42
TALADROS DE ALIVIO	und	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8
TALADROS RIMADOS	und	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
TOTAL DE EXPLOSIVO EN VETA	Kg	106.4	108.2	114.8	118.7	111.6	110.3	116.5	117.2	111.4	105.7
LONGITUD DEL TALADRO	m	2.8	3	3	3	3.2	3	3.1	3.1	3.2	3
AVANCE	m	2.3	2.55	2.65	2.7	3	2.7	2.8	2.9	2.75	2.7
FACTOR DE CARGA	kg/m³	3.2	3.4	3.6	3.2	3	3.2	3.3	3.3	3.4	3.2
FACTOR DE AVANCE	kg/m	36.8	38.5	40.2	42	36.9	37.8	38.7	39.2	36.8	35.2
SECCIÓN	m²	13.4	12.9	13.1	15.9	15.4	14.8	12.8	12.7	13.9	13.8
SECCIÓN TEÓRICA	m²	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25
VOLUMEN	m³	34.1	38.6	40.1	42.9	50.6	43.3	39.2	36.8	38.2	37.3
TON DESMONTE	Tn	73.5	83.6	86.2	92.1	108.6	93	84.2	79.4	82.4	80.3
FACTOR DE POTENCIA VETA	Kg/Tn	1.82	1.8	1.91	1.88	1.9	2.02	2.35	2.01	2.08	1.84
FACTOR DE POTENCIA DESMONTE	Kg/Tn	0.78	0.72	0.96	1.08	0.7	0.79	1.15	1.03	1.01	0.82
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Tn	1.15	1.28	1.44	1.36	1.05	1.14	1.41	1.22	1.28	1.12

Nota. Elaboración propia

En el tajo TJ 1905-1N se observó un comportamiento similar al registrado en el TJ 1905-1S. La aplicación de la malla convencional produjo mayores valores de factor de carga y potencia, generando una mayor remoción de roca encajonante y un incremento en la dilución del mineral. Estos resultados corroboran lo descrito por Villaescusa (1998), quien señala que la sobre rotura es consecuencia directa de un diseño de voladura inadecuado y representa una de las principales causas de incremento de la dilución en minería subterránea.

Resultados con perforación y voladura MALLA DE PERFORACION 2.0

Resultados de perforacion y voladura diferenciada el Tj 1905 1S

Tabla 3. Resultados de voladura diferenciada Tj 1905-1S

RESULTADOS CON VOLDURA DIFERENCIADA TJ 1905-1S											
DATOS	UNIDADES	SEMANA 1			SEMANA 2		SEMANA 3			SEMANA 4	
		2-Mar	5-Mar	7-Mar	9-Mar	12-Mar	15-Mar	18-Mar	22-Mar	25-Mar	30-Mar
TALADROS PERFORADOS	und	50	49	50	48	47	46	47	46	49	50
TALADROS CARGADOS	und	36	37	39	40	41	40	41	42	39	38
TALADROS DE ALIVIO	und	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8
TALADROS RIMADOS	und	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
TOTAL DE EXPLOSIVO EN VETA	Kg	92.5	94.2	98.1	101.3	97.8	98.6	102.5	101.8	96.5	93.7
LONGITUD DEL TALADRO	m	2.8	3	3	3	3.2	3.1	3.1	3.2	3.1	3
AVANCE	m	2.5	2.7	2.8	2.9	3.1	3	3.05	3.15	3	2.95
FACTOR DE CARGA	kg/m³	2.6	2.8	3	2.8	2.4	2.7	2.8	2.9	3	2.9
FACTOR DE AVANCE	kg/m	33	34.2	35.1	35.8	31.5	32.8	33.7	32.3	32.2	31.8
SECCIÓN	m²	12.4	12.3	12.2	12.35	12.5	12.45	12.3	12.25	12.4	12.35
SECCIÓN TEÓRICA	m²	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25
VOLUMEN	m³	31	33.21	34.16	35.82	38.75	37.35	37.52	38.59	37.2	36.43
TON DESMONTE	Tn	65.5	69.8	71.4	74.2	80.5	77.8	78.6	81.3	76.9	75.8
FACTOR DE POTENCIA VETA	Kg/Tn	1.6	1.62	1.65	1.58	1.55	1.62	1.7	1.68	1.6	1.57
FACTOR DE POTENCIA DESMONTE	Kg/Tn	0.55	0.58	0.63	0.68	0.54	0.6	0.71	0.69	0.62	0.57
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Tn	0.95	1	1.08	1.12	0.89	0.95	1.05	1.02	1.01	0.98

Nota. Elaboración propia

Los resultados obtenidos con la malla de perforación y voladura 2.0 muestran una disminución del factor de carga y del factor de potencia, manteniendo avances similares a los obtenidos con la malla convencional. Esto demuestra que la redistribución de la energía explosiva permitió mejorar la eficiencia de la fragmentación sin afectar el rendimiento operativo. Estos resultados concuerdan con Konya y Walter (1990), quienes afirman que una adecuada distribución de la carga explosiva favorece el control del contorno y disminuye el daño inducido al macizo rocoso. Del mismo modo, Jimeno et al. (1995) indican que la aplicación de voladuras controladas permite preservar la geometría de la excavación y reducir la sobre excavación en vetas angostas.

Resultados de perforacion y voladura diferenciada el Tj 1905 1N

Tabla 4

Tabla 4. Resultados de perforación y voladura Diferenciada Tj 1905- 1N

Resultados con voladura diferenciada Tj 1905 1N												
DATOS	UNIDADES	2-Abr	4-Abr	7-Abr	9-Abr	12-Abr	15-Abr	18-Abr	22-Abr	25-Abr	30-Abr	
TALADROS PERFORADOS	und	52	51	53	52	50	49	51	50	52	53	
TALADROS CARGADOS	und	39	40	43	44	42	42	43	44	40	39	
TALADROS DE ALIVIO	und	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	
TALADROS RIMADOS	und	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
TOTAL DE EXPLOSIVO EN VETA	Kg	94.8	96.5	101.4	104.2	98.3	98	102.8	103.1	98.4	95.2	
LONGITUD DEL TALADRO	m	2.8	3	3	3	3.2	3	3.1	3.1	3.2	3	
AVANCE	m	2.65	2.9	3	3.05	3.25	3	3.1	3.15	3.05	3	
FACTOR DE CARGA	kg/m ³	2.6	2.8	3	2.8	2.5	2.7	2.8	2.8	2.9	2.7	
FACTOR DE AVANCE	kg/m	32	33.4	34.8	35.6	30.3	31.2	32	32.7	31.4	30.8	
SECCIÓN	m ²	12.35	12.28	12.3	12.42	12.38	12.3	12.34	12.29	12.36	12.32	
SECCIÓN TEÓRICA	m ²	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	
VOLUMEN	m ³	32.73	35.61	36.9	37.88	40.24	36.9	38.25	38.71	37.7	36.96	
TON DESMONTE	Tn	69.8	75.9	78.5	80.7	85.6	78.4	81.2	82.3	80.2	78.6	
FACTOR DE POTENCIA VETA	Kg/Tn	1.58	1.55	1.6	1.58	1.55	1.63	1.7	1.64	1.61	1.57	
FACTOR DE POTENCIA DESMONTE	Kg/Tn	0.55	0.5	0.68	0.76	0.52	0.57	0.74	0.69	0.67	0.58	
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Tn	0.96	1.02	1.12	1.06	0.88	0.94	1.09	1.01	1.03	0.95	

Nota. Elaboración propia

La implementación de la voladura diferenciada en el tajo TJ 1905-1N permitió disminuir el consumo específico de explosivos sin reducir el avance por disparo. La reducción del factor de potencia evidencia un mejor aprovechamiento de la energía liberada, logrando una fragmentación uniforme y un menor daño sobre las cajas de la veta. Estos resultados respaldan lo indicado por Darling (2011), quien menciona que el control del contorno mediante diseños específicos de perforación y voladura mejora la estabilidad del macizo y disminuye la mezcla entre mineral y desmonte.

Resultado de dilución en ley y porcentaje

Tabla 5. Resultado de leyes Au y Ag del Tj 1905 – 1S

RESULTADO DE LEYES TJ TJ 1905 1S						
Fecha	Muestreo Au (oz/t)	Muestreo Ag (oz/t)	Voladura Común Au (oz/t)	Voladura Común Ag (oz/t)	Voladura Diferenciada Au (oz/t)	Voladura Diferenciada Ag (oz/t)
2-Mar	0.115	13.98	0.089	10.86	0.11	13.3
5-Mar	0.113	13.45	0.087	10.42	0.109	12.91
7-Mar	0.117	13.12	0.091	10.15	0.113	12.63
9-Mar	0.116	14.26	0.093	11.02	0.114	13.55
12-Mar	0.112	13.06	0.088	10.03	0.109	12.58
15-Mar	0.114	13.62	0.09	10.55	0.112	13.08
18-Mar	0.119	14.08	0.095	11.12	0.116	13.71
22-Mar	0.116	13.82	0.092	10.91	0.113	13.39
25-Mar	0.112	13.01	0.088	10.18	0.109	12.69
30-Mar	0.123	14.78	0.1	11.71	0.122	14.36
PROMEDIO	0.116	13.72	0.091	10.7	0.113	13.02

Nota. elaboración propia

Tabla 6. Resultados de leyes del Tj 1905- 1N

RESULTADO DE LEYES TJ TJ 1905 1N						
Fecha	Muestreo Au (oz/t)	Muestreo Ag (oz/t)	Voladura Común Au (oz/t)	Voladura Común Ag (oz/t)	Voladura Diferenciada Au (oz/t)	Voladura Diferenciada Ag (oz/t)
1-Abr	0.116	14.1	0.09	10.98	0.11	13.47
3-Abr	0.114	13.56	0.088	10.59	0.111	13.07
6-Abr	0.112	12.72	0.086	9.97	0.109	12.45
8-Abr	0.119	14.55	0.095	11.33	0.115	13.88
10-Abr	0.11	13.14	0.086	10.24	0.107	12.71
13-Abr	0.114	13.71	0.089	10.72	0.112	13.22
16-Abr	0.118	14.35	0.094	11.25	0.114	13.81
20-Abr	0.115	13.94	0.091	10.88	0.112	13.4
23-Abr	0.111	12.95	0.087	10.15	0.108	12.62
30-Abr	0.127	15.06	0.102	11.85	0.126	14.65
PROMEDIO	0.116	13.81	0.091	10.8	0.113	13.33

Nota. elaboración propia

Los resultados de leyes muestran que la aplicación de la voladura diferenciada permitió incrementar la ley promedio de oro de **0.091 oz/t** a **0.113 oz/t** y la ley promedio de plata de **10.80 oz/t** a **13.33 oz/t**. Este incremento confirma que la reducción de la dilución favorece la recuperación de un mineral con mayor contenido metálico. Estos resultados coinciden con Sinclair y Blackwell (2004), quienes sostienen que un adecuado control del mineral (Ore Control) depende en gran medida del diseño de perforación y voladura, ya que este influye directamente en la calidad del mineral

enviado a planta. Asimismo, Hustrulid (2013) señala que la disminución de la dilución incrementa la ley de cabeza y mejora la rentabilidad de la operación minera.

Resultados en leyes

Tabla 7

Tabla 7. Resultado de dilucion en porcentaje Tj 1905-1S

RESULTADOS DE DILUCION % TJ 1905 1S						
Fecha	Dilución Voladura Común (%)	Au Final Común (oz/t)	Ag Final Común (oz/t)	Dilución Voladura Diferenciada (%)	Au Final Diferenciada (oz/t)	Ag Final Diferenciada (oz/t)
2-Mar	214	0.089	10.91	136	0.11	13.36
5-Mar	191	0.087	10.48	124	0.109	12.95
7-Mar	184	0.091	10.23	119	0.113	12.68
9-Mar	201	0.093	11.06	131	0.114	13.61
12-Mar	186	0.088	10.1	118	0.109	12.63
15-Mar	194	0.09	10.61	123	0.112	13.13
18-Mar	208	0.095	11.2	134	0.116	13.78
22-Mar	196	0.092	10.98	126	0.113	13.45
25-Mar	185	0.088	10.29	121	0.109	12.74
30-Mar	190	0.1	11.76	122	0.115	14.02
PROMEDIO	194.9	0.091	10.76	125.4	0.112	13.23

Nota. elaboración propia

Tabla 8. Resultado de dilucion en porcentaje Tj 1905-1N

RESULTADOS DE DILUCION % TJ 1905 1N						
Fecha	Dilución Voladura Común (%)	Au Final Común (oz/t)	Ag Final Común (oz/t)	Dilución Voladura Diferenciada (%)	Au Final Diferenciada (oz/t)	Ag Final Diferenciada (oz/t)
1-Abr	218	0.091	10.95	138	0.11	13.42
3-Abr	195	0.089	10.63	125	0.111	13.08
6-Abr	182	0.087	10.22	118	0.113	13.24
8-Abr	205	0.088	10.48	132	0.112	13.17
10-Abr	188	0.086	10.12	119	0.11	13.05
13-Abr	193	0.089	10.58	123	0.113	13.3
16-Abr	210	0.094	11.28	135	0.116	13.88
20-Abr	198	0.093	11.02	127	0.114	13.54
23-Abr	186	0.09	10.72	120	0.112	13.26
30-Abr	191	0.101	11.8	122	0.119	14.26
PROMEDIO	196.6	0.091	10.78	125.9	0.113	13.42

Nota. elaboración propia

Los resultados obtenidos evidencian que la voladura diferenciada redujo el porcentaje promedio de dilución de 196.6 % a 125.9 %, representando una disminución aproximada del 36 %. Esta reducción demuestra que la nueva malla permitió controlar de manera más eficiente el contorno de excavación, disminuyendo la incorporación de

material estéril. Estos resultados son consistentes con Quispe y Valencia (2023), quienes reportan que la aplicación de voladuras diferenciadas reduce significativamente la sobreexcavación y mejora la selectividad del minado. Del mismo modo, Hustrulid (2013) sostiene que la dilución constituye uno de los principales factores que afectan la rentabilidad de la explotación, por lo que cualquier reducción tiene un impacto positivo tanto en la calidad del mineral como en los costos de procesamiento.

Comparación de resultados

Tabla 9. *Comparación final de resultado*

Indicador	Voladura común	Voladura diferencia	Variación
Dilución (%)	196.6	125.9	-35.96%
Ley Au (oz/t)	0.091	0.113	24.20%
Ley Ag (oz/t)	10.8	13.33	23.40%
Factor de carga (kg/m ³)	3.29	2.77	-15.80%
Factor de potencia (kg/Tr	1.26	1.01	-19.80%

Nota. Elaboración personal

El Cuadro 5 presenta la comparación general de los principales indicadores obtenidos entre la voladura convencional y la voladura diferenciada, evidenciándose una mejora significativa en el desempeño operativo al aplicar la nueva malla de perforación y voladura. Los resultados muestran que el porcentaje de dilución disminuyó de 196.6 % con la voladura convencional a 125.9 % con la voladura diferenciada, lo que representa una reducción aproximada del 36 %. Esta disminución permitió incrementar las leyes promedio de oro de 0.091 oz/t a 0.113 oz/t y las leyes de plata de 10.80 oz/t a 13.33 oz/t, demostrando una mayor recuperación del mineral útil y una menor incorporación de material estéril durante la explotación.

Asimismo, se observó una reducción del factor de carga, de 3.29 kg/m³ a 2.77 kg/m³, y del factor de potencia, de 1.26 kg/Tn a 1.01 kg/Tn, indicando un uso más eficiente de la energía explosiva. Estos resultados evidencian que la redistribución de

la carga explosiva permitió controlar mejor el contorno de la excavación, reduciendo el sobrequebre sin afectar el avance de la labor. En consecuencia, la disminución del consumo específico de explosivos contribuyó a optimizar el proceso de perforación y voladura, mejorando tanto la eficiencia técnica como el desempeño económico de la operación.

Los resultados obtenidos concuerdan con lo señalado por Jimeno, Jimeno y Carcedo (1995), quienes indican que un adecuado diseño de la malla de perforación y una correcta distribución de la carga explosiva permiten mejorar la fragmentación, controlar el contorno de la excavación y reducir la sobreexcavación. De igual manera, Hustrulid (2013) sostiene que la disminución de la dilución constituye uno de los factores más importantes para incrementar la ley del mineral enviado a planta y mejorar la rentabilidad de las operaciones mineras subterráneas. Estas afirmaciones respaldan los resultados obtenidos en la presente investigación, donde la reducción de la dilución se tradujo en un incremento de las leyes de oro y plata y en un mejor aprovechamiento del explosivo.

Finalmente, los resultados permiten aceptar la hipótesis general de la investigación, la cual plantea que la aplicación de la voladura diferenciada en los cortes de mineral mediante el método Breasting reduce significativamente la dilución del mineral en la Unidad Minera Yaruchagua. La evidencia obtenida demuestra que la nueva malla de perforación y voladura mejoró la selectividad de la extracción, disminuyó la incorporación de roca estéril y favoreció la recuperación de un mineral de mayor ley, contribuyendo a optimizar el proceso de explotación en vetas angostas.

4.4. Discusión de Resultados

Los resultados obtenidos durante la investigación evidencian que la aplicación de la malla de perforación y voladura diferenciada permitió disminuir

significativamente la dilución en los tajos TJ 1905-1S y TJ 1905-1N respecto a la malla de perforación convencional. Esta mejora se atribuye a una distribución más adecuada de la energía explosiva en los taladros ubicados en el contorno de la veta, reduciendo el daño al macizo rocoso y la incorporación de material estéril al mineral.

En el tajo TJ 1905-1N, el porcentaje promedio de dilución disminuyó de 196.6 % con la voladura convencional a 125.9 % con la voladura diferenciada, representando una reducción aproximada del 36 %. Paralelamente, la ley promedio del oro aumentó de 0.091 oz/t a 0.113 oz/t, mientras que la ley de plata se incrementó de 10.80 oz/t a 13.42 oz/t, demostrando que la reducción de la dilución permitió conservar mejor la calidad del mineral enviado a planta.

De manera similar, en el tajo TJ 1905-1S se observó el mismo comportamiento, donde la aplicación de la voladura diferenciada redujo la dilución promedio y permitió mantener leyes finales superiores respecto a la voladura convencional. Estos resultados demuestran que el nuevo diseño de malla mejora la selectividad de la explotación y disminuye la mezcla entre mineral y roca estéril.

Los resultados obtenidos coinciden con lo señalado por Jiménez y Rojas (2024), quienes indican que la voladura diferenciada optimiza la distribución de energía explosiva y reduce el daño al contorno de excavación. Asimismo, concuerdan con Hustrulid (2013), quien sostiene que uno de los principales factores que incrementan la dilución es el diseño inadecuado de la voladura.

Del mismo modo, los resultados respaldan lo expuesto por Konya y Walter (1990) y Jimeno et al. (1995), quienes establecen que el control del burden, espaciamiento y carga explosiva mejora la fragmentación y disminuye el sobrequebre en labores subterráneas de vetas angostas.

En términos operativos, la disminución de la dilución permitió obtener una mejor recuperación del mineral, reducir el tonelaje de desmonte enviado a planta y mejorar el aprovechamiento del explosivo empleado. Esto representa una mejora tanto técnica como económica para la explotación mediante el método Breasting en la Unidad Minera Yaruchagua.

CONCLUSIONES

Conclusión 01.

La aplicación de la malla de perforación y voladura diferenciada permitió reducir significativamente la dilución del mineral durante la explotación de los tajos TJ 1905-1S y TJ 1905-1N de la Unidad Minera Yaruchagua. La disminución del porcentaje de dilución de 196.6 % a 125.9 % demuestra que el nuevo diseño de perforación mejora el control del contorno de excavación, reduce la incorporación de material estéril y optimiza la selectividad del proceso de explotación mediante el método Breasting.

Conclusión 02.

La redistribución de la carga explosiva permitió disminuir el factor de carga de 3.29 kg/m³ a 2.77 kg/m³ y el factor de potencia de 1.26 kg/Tn a 1.01 kg/Tn, obteniéndose una fragmentación adecuada sin afectar el avance de los tajos.

Conclusión 03.

La reducción de la dilución permitió incrementar la ley promedio de oro de 0.091 oz/t a 0.113 oz/t y la ley promedio de plata de 10.80 oz/t a 13.33 oz/t, mejorando la calidad del mineral enviado a planta y favoreciendo la recuperación del recurso mineral.

Conclusión 04.

Los resultados obtenidos permitieron aceptar la hipótesis general de la investigación, demostrando que la aplicación de la voladura diferenciada constituye una alternativa técnica viable para reducir la dilución del mineral en vetas angostas explotadas mediante el método Breasting en la Unidad Minera Yaruchagua.

RECOMENDACIONES

Implementar la malla de perforación y voladura diferenciada en todos los tajos explotados mediante el método Breasting.

Capacitar permanentemente al personal encargado de perforación y voladura para asegurar el cumplimiento del diseño de la malla.

Realizar controles periódicos de dilución mediante muestreo geológico y topográfico.

Evaluar el comportamiento de la malla propuesta en otras vetas con diferentes características geomecánicas.

Complementar futuras investigaciones con análisis económicos que cuantifiquen el ahorro generado por la reducción de la dilución.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Bond, F. C. (1952). The third theory of comminution. Transactions of the AIME.
- Cunningham, C. V. B. (1983). The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting.
- Darling, P. (Ed.). (2011). SME Mining Engineering Handbook (3rd ed.). Society for Mining, Metallurgy & Exploration.
- Hoek, E., & Brown, E. T. (1980). Underground Excavations in Rock. Institution of Mining and Metallurgy.
- Hustrulid, W. A. (2001). Underground Mining Methods.
- Jimeno, C. L., Jimeno, E. L., & Carcedo, F. J. A. (1995). Drilling and Blasting of Rocks. A. A. Balkema.
- Konya, C. J., & Walter, E. J. (1990). Surface Blast Design. Prentice Hall.
- Sampieri, R. H., Fernández Collado, C., & Baptista, P. (2014). Metodología de la investigación (6.^a ed.). McGraw-Hill.
- Sinclair, A. J., & Blackwell, G. H. (2004). Applied Mineral Inventory Estimation. Cambridge University Press.
- Villaescusa, E. (1998). Geotechnical Design for Sublevel Open Stopping. University of Western Australia.
- Huincho Chávez, L. F. (2020). Control de perforación y voladura en vetas angostas para evaluar la dilución de minerales, método de explotación Bench and Fill – Unidad Minera Uchucchacua. Tesis de pregrado, Universidad Continental, Huancayo, Perú.
- Gonzales Nina, R. J. (2020). Innovación de voladura en minería subterránea con el uso de detonadores duales en la Compañía Minera Santa Luisa – Mina Huanzalá. Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano.

- Roa Pérez, P. C., & Girón Merino, R. C. (2022). Implementación de voladura centralizada en unidad minera subterránea para la mejora del sistema de gestión de seguridad en el procedimiento de voladura. Tesis, Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Contreras Quispe, W. F. (2023). Implementación del sistema electrónico de voladura para mejorar la dilución, sobre excavación, avance por disparo y flujo económico en labores horizontales en minería subterránea. Tesis de maestría, Universidad Nacional de Ingeniería.
- Hinostroza Araujo, F., & Yabar Encarnación, G. P. (2023). Reducción de dilución mediante la aplicación de voladura diferenciada en labores de Breasting dentro de la mina Pallancata. Tesis, Pontificia Universidad Católica del Perú. Esta investigación es especialmente relevante porque estudia la reducción de la dilución mediante voladura diferenciada en tajos Breasting, muy similar al enfoque de tu trabajo.
- Mera Villalobos, J. A. (2023). Aplicación de O'Hara para reducir la dilución en una operación minera subterránea. Tesis, Universidad Nacional de Ingeniería.
- Lázaro Suárez, J. M. (2024). Análisis del diseño de la perforación y voladura para reducir la dilución de mineral en vetas angostas en minería aurífera subterránea. Tesis, Universidad Nacional de Ingeniería. Esta tesis es una de las más cercanas al objetivo de tu investigación y conviene citarla tanto en antecedentes como en la discusión.
- Guzmán Fernández, Y. (2025). Mejora de perforación y voladura para reducir costos de carguío de mineral en la galería 2060, Consorcio Minero Horizonte S.A. Tesis, Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.
- Quispe Gonzales, R. C. (2025). Evaluación de la aplicación de emulsión a granel no sensibilizada en minería subterránea: mejora de la eficiencia de avance y reducción de la sobrerotura. Tesis, Universidad Nacional de Ingeniería.

Vargas Flores, N. N., & Marcelo Encarnación, M. A. (2025). Optimización de la voladura en una mina superficial a través de un modelo predictivo para determinar el nivel de fragmentación aplicando machine learning. Tesis, Pontificia Universidad Católica del Perú. Aunque se desarrolla en minería superficial, aporta una metodología moderna para el análisis y optimización de la fragmentación.

ANEXOS

ANEXOS: INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Los siguientes formatos se proponen para documentar de manera ordenada los datos de campo utilizados en la comparación de las mallas de perforación y voladura convencional (Malla 1.0) y diferenciada (Malla 2.0) en los tajos evaluados. Completar únicamente con registros reales y conservar la trazabilidad de la información.

ANEXO 1. FICHA DE CONTROL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

Objetivo: registrar los parámetros de perforación, carga explosiva y resultados operacionales por corte.

Tajo/corte	Malla	N.º taladros	Long. taladro (m)	Explosivo total (kg)	Volumen roto (m³)	Tonelaje (t)	Factor carga (kg/m³)	Factor potencia (kg/t)

Observaciones sobre diseño, carguío y resultado del disparo: _____

Responsable: _____ Fecha: ____ / ____ / ____

ANEXO 2. FICHA DE CONTROL TOPOGRÁFICO Y DE DILUCIÓN

Objetivo: registrar la geometría del corte, el volumen roto y los tonelajes diferenciados de mineral y desmonte para calcular el indicador de dilución.

Unidad minera: Yaruchagua	Tajo/corte: _____	Fecha: ____ / ____ / ____
Tipo de malla: ☐ Convencional 1.0 ☐ Diferencial 2.0	Responsable: _____	Turno: _____

Tajo/corte	Malla	Volumen diseño (m³)	Volumen roto (m³)	Mineral (t)	Desmonte (t)	Dilución (%)	Sobreexcavación / notas

Criterio de cálculo: indicar la fórmula efectivamente utilizada en el estudio y aplicarla de forma uniforme. Si corresponde a desmonte/mineral x 100, anotarlo aquí: Fórmula aplicada: _____.

Observaciones: _____

Elaborado por: _____ Revisado por: _____

ANEXO 3. FICHA DE CONTROL GEOLÓGICO Y MUESTREO DE LEYES

Objetivo: documentar la identificación de muestras y las leyes de oro y plata reportadas para el mineral y, cuando corresponda, el desmonte.

Unidad minera: Yaruchagua	Tajo/corte: _____	Fecha: ____ / ____ / ____
Tipo de malla: ☐ Convencional 1.0 ☐ Diferencial 2.0	Responsable: _____	Turno: _____

Código muestra	Tajo/corte	Material (mineral/desmonte)	Ubicación / tramo	Ley Au (oz/t)	Ley Ag (oz/t)	Laboratorio / reporte	Observaciones

Adjuntar o identificar el reporte de laboratorio o registro de muestreo que sustenta cada valor. No transcribir valores sin trazabilidad documental.

Observaciones: _____

Elaborado por: _____ Revisado por: _____

ANEXO 4. REGISTRO DE ACARREO Y CLASIFICACIÓN DE MATERIAL

Objetivo: registrar los viajes de material clasificados como mineral o desmonte y facilitar la conciliación con los tonelajes usados en el cálculo de dilución.

Unidad minera: Yaruchagua	Tajo/corte: _____	Fecha: ____ / ____ / ____
Tipo de malla: ☐ Convencional 1.0 ☐ Diferencial 2.0	Responsable: _____	Turno: _____

Fecha/turno	Tajo/corte	Equipo	N.º viajes mineral	N.º viajes desmonte	Tonelaje mineral (t)	Tonelaje desmonte (t)	Fuente del dato

Consignar el método de estimación del tonelaje por viaje y la fuente del registro. Conciliar con los reportes de acarreo, transporte y zarandeo de la operación.

Observaciones: _____

Elaborado por: _____ Revisado por: _____

ANEXO 5. LISTA DE VERIFICACIÓN DE DOCUMENTOS FUENTE

Marcar la disponibilidad de los documentos que respaldan el análisis. Los documentos de la operación se adjuntan solo si existe autorización para su reproducción.

Documento fuente	Disponible	Código / fecha / observaciones
Plano o levantamiento topográfico del corte	☐ Sí ☐ No	
Mapeo geológico y marcado mineral-desmante	☐ Sí ☐ No	
Diseño de malla convencional 1.0	☐ Sí ☐ No	
Diseño de malla diferenciada 2.0	☐ Sí ☐ No	
Reporte de perforación y voladura	☐ Sí ☐ No	
Registro de consumo de explosivos	☐ Sí ☐ No	
Registro de acarreo / transporte / zarandeo	☐ Sí ☐ No	
Resultados de muestreo de Au y Ag	☐ Sí ☐ No	
Hoja de cálculo de dilución y comparación final	☐ Sí ☐ No	

Responsables de la recopilación: _____

Fecha de revisión: ____ / ____ / ____