



**UNIVERSIDAD  
DEL AZUAY**

**DEPARTAMENTO DE POSGRADOS**

**“Optimización del proceso de perforación y voladura en la mina  
Promine, cantón Camilo Ponce Enríquez - provincia del Azuay”**

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:

**Máster en minas con mención en planeamiento minero**

**Autor:**

**BRYAN JHAIR JARAMILLO MONCAYO**

**Director:**

**ING. LEONARDO NUÑEZ RODAS**

**CUENCA – ECUADOR**

**2024**

Bryan Jhair Jaramillo Moncayo

Trabajo de Titulación

Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Septiembre, 2024

**“Optimización del proceso de perforación y voladura en la mina Promine, cantón  
Camilo Ponce Enríquez - provincia del Azuay”**

## **DEDICATORIA**

El presente trabajo de titulación es dedicado para todos mis seres queridos que estuvieron junto a mí y me apoyaron a esforzarme más cada día para poder conseguir mis metas.

A mis abuelos, Dioselina y Homero que son mi fuente de inspiración y de fortaleza para levantarme cada día a ser una mejor persona y un excelente profesional.

A mi madre, Ana, a mis hermanas y sobrino que día a día me esfuerzo en ser un mejor ejemplo para ellos.

A Keatlin, por haberme acompañado en esta nueva etapa de mi vida, por estar presente en cada momento de ella y por sus palabras de aliento en todos estos momentos. Gracias a su apoyo incondicional y al amor que me brinda

**Bryan Jhair Jaramillo Moncayo**

## **AGRADECIMIENTO**

Expreso mi agradecimiento todas las personas que estuvieron presentes durante la elaboración del trabajo y que compartieron sus conocimientos.

Agradezco al Ing. Leonardo Núñez por la dirección del trabajo, de igual manera a los Ing. Patricio Feijoo e Ing. Eduardo Luna por sus recomendaciones y enseñanzas.

De manera especial agradezco a la empresa Promine Cía. Ltda. por haberme permitido poder realizar el presente trabajo de titulación y de igual manera al Ing. Carlos Pastor por la confianza brindada y por las enseñanzas.

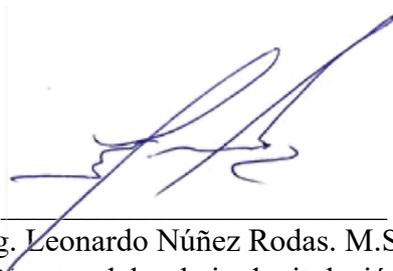
Finalmente agradezco a mis amigos: Edison, Gabriel, Jeremías, Jonathan y Juan.

**Bryan Jhair Jaramillo Moncayo**

**RESUMEN:**

El presente trabajo de titulación tuvo como objetivo mejorar el proceso de perforación y voladura, controlando la fragmentación y disminuyendo la dilución del mineral, además se analizó el sistema de explotación que se adaptó de mejor manera a las características específicas de la mina. Una vez analizado las características de la mina y clasificado el macizo rocoso mediante RQD, se diseñó la malla de perforación y voladura. Dando como resultado una recuperación del 64% de mineral y del 36% correspondiente a estéril y por ende, una mejor fragmentación al final del proceso.

**Palabras Claves:** Perforación, voladura, fragmentación, dilución.

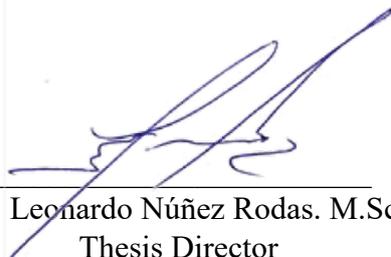
A handwritten signature in blue ink, appearing to read 'L. Rodríguez', is written over a horizontal line. The signature is stylized and cursive.

Ing. Leonardo Núñez Rodas. M.Sc.  
Director del trabajo de titulación

## **ABSTRACT**

The present graduation work aimed to improve the drilling and blasting process by controlling fragmentation and reducing ore dilution. Additionally, the exploitation system that best suited the specific characteristics of the mine was analyzed. Once the mine characteristics were analyzed and the rock mass was classified using RQD, the drilling and blasting pattern was designed. As a result, a 64% ore and 36% waste ratio were achieved, along with better fragmentation at the end of the process.

**Keywords:** Drilling, blasting, fragmentation, dilution



Ing. Leonardo Núñez Rodas. M.Sc.  
Thesis Director

**ÍNDICE DE CONTENIDOS**

<b>DEDICATORIA .....</b>	<b>iii</b>
<b>AGRADECIMIENTO.....</b>	<b>iv</b>
<b>RESUMEN:.....</b>	<b>v</b>
<b>ABSTRACT .....</b>	<b>vi</b>
<b>ÍNDICE DE CONTENIDOS .....</b>	<b>vii</b>
<b>ÍNDICE DE FIGURAS .....</b>	<b>x</b>
<b>ÍNDICE DE TABLAS .....</b>	<b>xi</b>
<b>INTRODUCCIÓN.....</b>	<b>1</b>
<b>CAPÍTULO 1.....</b>	<b>2</b>
<b>1. MARCO TEÓRICO.....</b>	<b>2</b>
1.1    Ubicación .....	2
1.2    Accesibilidad.....	2
1.3    Geología regional .....	2
1.4    Geología local .....	3
1.5    Sistema de explotación subterránea utilizado en la mina.....	5
1.6    Operaciones unitarias principales.....	6
<b>1.6.1    Perforación.....</b>	<b>7</b>
<b>1.6.2    Voladura.....</b>	<b>8</b>
<b>1.6.3    Carguío.....</b>	<b>9</b>
<b>1.6.4    Transporte .....</b>	<b>10</b>
1.7    Operaciones unitarias auxiliares.....	10

1.7.1	<i>Ventilación</i> .....	10
1.7.2	<i>Desquinche</i> .....	11
1.7.3	<i>Fortificación</i> .....	12
1.7.4	<i>Topografía</i> .....	12
1.8	Clasificación de los macizos rocosos.....	13
1.8.1	<i>Rock tunneling quality index</i> .....	14
1.8.2	<i>Rock Mass Rating (RMR)</i> .....	17
<b>CAPÍTULO 2</b> .....		<b>31</b>
<b>2</b>	<b>EXPERIMENTACIÓN</b> .....	<b>31</b>
2.1	Clasificación del macizo rocoso.....	31
2.2	Análisis del sistema de explotación .....	34
2.3	Diseño de malla de perforación.....	38
2.4	Diseño de voladura.....	39
<b>CAPÍTULO 3</b> .....		<b>44</b>
<b>3</b>	<b>ANÁLISIS DE RESULTADOS</b> .....	<b>44</b>
3.1	Tiempos obtenidos en el sistema de explotación .....	44
3.2	Comparación de los procesos actual y propuesto.....	48
3.2.1	<i>Análisis de volúmenes de material</i> .....	48
3.2.2	<i>Caracterización de fragmentación</i> .....	48
3.2.3	<i>Porcentajes de dilución</i> .....	48
<b>CONCLUSIONES</b> .....		<b>50</b>
<b>RECOMENDACIONES</b> .....		<b>51</b>

**REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS ..... 52**

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Efectos de la concentración de oxígeno sobre el ser humano.....	11
Figura 2. Máquina de compresión Humboldt.....	19
Figura 3. Procedimiento de medición .....	21
Figura 4. Perfiles de rugosidad.....	25
Figura 5. Ajustes al sistema de clasificación del macizo rocoso para aplicaciones mineras. ..	29
Figura 6. Resultado de prueba de compresión uniaxial .....	31
Figura 7. Veta.....	35
Figura 8. Potencia de la veta .....	36
Figura 9. Espaciamiento entre perforación. ....	37
Figura 10. Perforaciones .....	38
Figura 11. Diseño malla de perforación .....	39
Figura 12. Diámetro del periódico .....	40
Figura 13. Longitud del periódico.....	41
Figura 14. Tubos de periódico llenos de arena.....	42
Figura 15. Preparación para voladura. ....	43
Figura 16. Planta clasificadora de minerales.....	49

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Ficha Técnica perforadora Neumática YT-27.....	8
Tabla 2. Índice de Calidad de la Roca (RQD).....	15
Tabla 3. Número de familias de discontinuidades. (Jn) .....	16
Tabla 4. Número de rugosidad de las discontinuidades. (Jr) .....	16
Tabla 5. Número de alteración de las discontinuidades. (Ja) .....	17
Tabla 6. Factor asociado al estado tensional. (SRF) .....	17
Tabla 7. Clasificación de la roca en base a la resistencia a la compresión según la ISRM .....	20
Tabla 8. Puntaje RQD .....	22
Tabla 9. Espaciamiento de las Discontinuidades .....	23
Tabla 10. Persistencia de las discontinuidades.....	23
Tabla 11. Abertura de las discontinuidades .....	24
Tabla 12. Índice de rugosidad .....	26
Tabla 13. Relleno de las discontinuidades .....	27
Tabla 14. Meteorización de las discontinuidades.....	27
Tabla 15. Condiciones de flujo de agua en las discontinuidades. ....	28
Tabla 16. Efecto de las orientaciones de rumbo y buzamiento de discontinuidades en la construcción de túneles. ....	28
Tabla 17. Clasificación de la calidad del macizo rocoso .....	30
Tabla 18. Ficha de estación Geomecánica. ....	33

Tabla 19. Tiempos de Perforación en Veta .....	34
Tabla 20. Tiempo de perforación en mineral .....	44
Tabla 21. Tiempos de Acarreo de Mineral.....	45
Tabla 22. Tiempos de perforación de estéril.....	46
Tabla 23. Tiempo de acarreo de estéril.....	47

## INTRODUCCIÓN

La perforación y voladura son procesos esenciales en la minería, ya que determinan la eficiencia en la extracción de mineral y la calidad del material fragmentado. Sin embargo, uno de los desafíos recurrentes en estos procesos es lograr una fragmentación adecuada mientras se minimiza la dilución del mineral. Este trabajo de titulación se centró en abordar este desafío mediante el análisis y la mejora del sistema de explotación más adecuado para una mina en particular.

A través de un estudio detallado de las características específicas de la mina, se ha diseñado una malla de perforación y voladura que optimiza la fragmentación y reduce significativamente la dilución del mineral. Este enfoque no solo mejora la eficiencia del proceso, sino que también contribuye a la rentabilidad y sostenibilidad de la operación minera. El presente trabajo ofrece una solución práctica a uno de los problemas más críticos en la minería, proporcionando un modelo para optimizar la extracción de recursos minerales en condiciones adversas.

## **CAPÍTULO 1**

### **1. MARCO TEÓRICO**

#### **1.1 Ubicación**

La mina PROMINE CIA. LTDA. se encuentra ubicada en la provincia del Azuay, cantón Camilo Ponce Enríquez, parroquia Camilo Ponce Enríquez, muy cerca del límite con la provincia de El Oro, a 147 km de la ciudad de Guayaquil y a 476 km de la ciudad de Quito. La concesión se encuentra en la cordillera occidental de los Andes.

#### **1.2 Accesibilidad**

Se puede acceder a la concesión por vía terrestre, tomando la vía E25 a la altura de la entrada a la comunidad la López, que se encuentra a dos minutos de la parroquia Camilo Ponce Enríquez, desde aquí son diez minutos por una vía de segundo orden hasta llegar a la empresa.

#### **1.3 Geología regional**

El Distrito Azuay abarca la totalidad de la provincia de Azuay, excluyendo su extensión hacia el noroeste y la parte más septentrional de la Provincia de El Oro. La delimitación de esta zona es en cierto modo arbitraria, pero en esencia cubre el área ocupada por el Grupo Saraguro en el sur de Ecuador, al oeste de la longitud 79°W, y la ciudad de Cuenca. Al sur, los límites se han establecido siguiendo los límites fallados del Complejo Metamórfico de El Oro, mientras que al norte se ha elegido para incluir todo el afloramiento de la cuenca de Cuenca, la masa principal del Batolito de Chaucha y el grupo asociado de depósitos minerales en el campo Molleturo.

El Distrito Azuay se extiende a lo ancho de la Cordillera Occidental desde el terreno Loja, al este de la Falla de Baños, hasta la llanura costera del Golfo de Guayaquil en el oeste. En dirección sureste a noreste, engloba segmentos de los terrenos Loja, Alao, Chaucha y Pallatanga, que tienen orientaciones pre-Cretácicas y han sido sucesivamente acrecionados al área Paleozoica-Triásica del Cratón de Guyana (Escudo Brasileño). Los límites entre estos terrenos están definidos por fallas inversas regionales y cabalgamientos. Durante la era Cenozoica, la región experimentó actividad magmática calco-alkalina y sedimentación, cuyos resultados constituyen actualmente el 80% de los afloramientos rocosos.

El campo minero de Camilo Ponce Enríquez es parte del Distrito Minero Azuay y se encuentra dentro de la Unidad Pallatanga, que data del Cretácico Medio Temprano al Pre-Senoniense. Esta unidad está delimitada por fallas que se extienden desde el oeste de la Cordillera Occidental, junto con otras formaciones que varían en edad desde el Cretácico hasta el Cuaternario. (Promine Cia. Ltda., 2022)

#### **1.4 Geología local**

El campo Mineral Ponce Enríquez, situado en el Subdistrito Machala-Naranjal en la parte occidental del Distrito Azuay, es conocido por sus depósitos de cobre, oro y molibdeno en pórfidos y en vetas, brechas y stockworks epi-mesotermiales que se desarrollan dentro de las rocas volcánicas y están espacialmente vinculados a los pórfidos. Esta área, que ha sido acrecionada, es propicia para la exploración de yacimientos metálicos de origen volcánico o sulfuros masivos estratiformes, así como depósitos filoneanos de alta temperatura (epi-mesotérmicos).

En los alrededores del Campo Mineral Ponce Enríquez, predomina un conjunto de rocas volcánicas como andesitas y basaltos, diabasas y brechas, todas pertenecientes a la Unidad Pallatanga (Basaltos Bella Rica). Sin embargo, en las zonas de trabajo se encuentran

principalmente basaltos verdes, dolerita y rocas hialoclásticas con stockworks irregulares de epidota, cuarzo y clorita que no superan los 20 mm de espesor en las vetas; es común encontrar zonas de alteración de epidota, indicativas de mineralización, con espesores de hasta 50 mm. Estas rocas también muestran una susceptibilidad magnética aparente. (Promine Cia. Ltda., 2022)

La litología principal está compuesta por rocas volcano-sedimentarias de la Unidad Pallatanga, incluyendo andesitas porfiríticas y diabasas afaníticas poco alteradas con intercalaciones de pequeños paquetes sedimentarios. Además, se encuentran andesitas y diabasas que han sido alteradas hidrotermalmente y en general están fuertemente propilitizadas. Sobre este basamento, se encuentran depósitos aluviales de pie de monte formados por arcillas, arenas y gravas, junto con depósitos gravitacionales heterogéneos. La mineralización y la alteración hidrotermal están asociadas con una secuencia basáltica, los Basaltos de Bella Rica, de la Unidad Pallatanga, tiene más de 1 km de espesor y ha sido intruida por varios cuerpos de cuarzo-diorita a micro-tonalita porfídica (por ejemplo, Gaby, Guadalupe, Papa Grande) de la época del Terciario Tardío. Hacia el este, esta unidad está cubierta discordantemente por rocas volcánicas calco-alcálicas subáreas del Grupo Saraguro, del Terciario Medio-Tardío.

Es probable que el sistema de fisuras que dio origen a la mineralización se haya formado como fracturas de tensión orientadas aproximadamente de norte a sur, debido a los movimientos horizontales (dextrales) de una falla regional importante, La López (Falla Río Margarita), que tiene una dirección noroeste-sureste. Esta misma falla, debido a sus significativos movimientos verticales, divide el área en dos segmentos estructurales principales, separando el Grupo Puyango al noreste de un basamento de rocas metamórficas más antiguas al sureste.

La zona está delimitada por varias fallas importantes de rumbo norte-noroeste, como la Falla Río Margarita al sur y la Falla Río Tenguel al norte. Una tercera falla principal con relleno de serpentina es el Río Chico, que se observa en el área entre San Gerardo y Tenguelillo. En esta zona existen varios lineamientos que están asociados con numerosas vetas y fallas, incluyendo La Falla 3 de mayo con orientación norte. También hay tres fallas transversales importantes de orientación este-oeste: La Falla Guanache, Los Ratones y Pueblo Nuevo. (Promine Cia. Ltda., 2022)

### **1.5 Sistema de explotación subterránea utilizado en la mina**

La explotación minera es un proceso que abarca la búsqueda, extracción, procesamiento y comercialización de minerales y recursos geológicos valiosos. Comienza con la prospección y de ahí avanza a la exploración inicial y posteriormente exploración avanzada con el fin de identificar depósitos potenciales, seguida de la extracción de minerales de la corteza terrestre, ya sea a cielo abierto o de manera subterránea. Los minerales extraídos se someten a procesos de procesamiento para separar los componentes valiosos, y luego se transportan y comercializan para su uso final. La explotación minera puede tener impactos ambientales y sociales significativos, por lo que la minería sostenible busca abordar estos desafíos mediante prácticas responsables y una regulación adecuada.

Las operaciones básicas en la explotación son arranque y transporte de materiales, adicionalmente se consideran las operaciones adicionales.

Los factores que se deben tener en cuenta al momento de la selección del sistema de explotación son la geometría del cuerpo mineral, geología estructural, geomecánica, calidad de las leyes, profundidad del cuerpo mineralizado, naturaleza de roca encajante y RMR de mineral y roca de caja.

**Sistema de explotación corte y relleno:** El mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa o una de las partes, se rellena con material, que sirve como piso de trabajo a los obreros y equipos y al mismo tiempo permite sostener las paredes del tajeo. (Correa Lozada, 2018)

Según Buendía (2021) se aplican en depósitos minerales de forma tabular que presentan una estabilidad incompetente, con buzamientos pronunciados.

En el método del circado se extrae de manera selectiva la veta. Este abarca los procesos de perforación, voladura y extracción del material estéril que está debajo de la veta o del material estéril que está adyacente a la veta. Pese a ello aún existe un problema relacionado con la inadecuada explotación de vetas angostas que se define como uno de los grandes inconvenientes que existen en la minería a pequeña escala. Estas vetas presentan una potencia de 10 a 30 cm, pero poseen leyes altas. (De La Cruz & Valdivia, 2020)

Una buena selección del sistema además de un buen diseño de perforación y voladura garantiza evitar la dilución del mineral, evitando que la ley del mineral esté por debajo de la ley mínima de corte. La dilución planeada se refiere a la proveniente de la sección de minado, así como a la proveniente de la voladura, shotcrete, geomecánica y limpieza de labores. (Cruz, 2018)

## **1.6 Operaciones unitarias principales**

La operación de arranque se divide en perforación y voladura, mientras que en la operación de transporte de material se compone de carguío y transporte. Las operaciones auxiliares se dividen en ventilación, acuñadura o desquinche, fortificación, topografía etc.

### **1.6.1 Perforación**

La perforación en minería es una operación fundamental que involucra la creación de agujeros en el subsuelo para diversas finalidades, siendo una de las etapas iniciales y críticas en la extracción de minerales. Este proceso se lleva a cabo mediante el uso de perforadoras, que pueden variar en tamaño y complejidad según los requisitos específicos de la operación. Las perforadoras pueden ser manuales, montadas sobre vehículos o plataformas especializadas, y utilizan diversas tecnologías, como la rotación, la percusión y la combinación de ambas, para penetrar en la roca.

Según Bernaola Alonso et al. (2013) , la perforación se realiza mediante dos acciones, la percusión, en donde una herramienta efectúa impactos con una gran fuerza y a altas frecuencias, a este golpe se le añade un giro para que al momento del nuevo golpe el área sea nueva y evitar un atascamiento de la misma, donde resalta las perforadoras con martillo en cabeza y perforadoras con martillo en fondo.

La otra acción es la rotación en la cual una herramienta penetra la roca mediante la acción de un torque de rotación y una fuerza de empuje, donde destaca la perforación por corte, muy usada en minería a pequeña escala, además de perforadoras con tricono. Así, se puede diferenciar los dos sistemas, perforación por rotación y perforación por percusión, la mezcla de estas dos acciones da lugar a la roto-percusión.

#### **1.6.1.1 Perforadora neumática YT-27**

En la mina Promine se utilizan perforadoras neumáticas de modelo YT-27, debido a la versatilidad de usar los equipos en las labores, su fuerza de impacto y su facilidad en la compra de repuestos. Estos equipos funcionan con aire comprimido, debido a esto se debe incorporar una lubricadora que tiene la función de almacenar aceite para el equipo y se lubrique al momento de usarlo.

Tabla 1. Ficha Técnica perforadora Neumática YT-27

ESPECIFICACIONES DEL TALADRO DE ROCA CON PATA DE AIRE				
TIPO	YT24	YT27	YT28	YT29A
PESO (KG)	24	26	26	26,5
TAMAÑO DEL VÁSTAGO (MM)	22*108	22*108	22*108	22*108
DIÁMETRO DEL CILINDRO (MM)	70	80	80	82
CARRERA DEL PISTÓN (MM)	70	60	60	60
PRESIÓN DE TRABAJO (Mpa)	0,4~0,5	0,4~0,5	0,4~0,5	0,4~0,5
FRECUENCIA DE IMPACTO (Hz)	34	36	36	37
CONSUMO DE AIRE (L/S)	55	85	75	sesenta y cinco
DIÁMETRO INTERNO DEL TUBO DE AIRE (MM)	19	25	25	25
DIÁMETRO DEL AGUJERO DE PERFORACIÓN DE ROCA (MM)	30~45	30~45	30~45	30~45
PROFUNDIDAD DEL AGUJERO DE PERFORACIÓN DE ROCA (M)	6	6	6	6

*Fuente:* (Yantai Panda Equipment Co., Ltd, s.f.)

## 1.6.2 Voladura

La voladura en minería subterránea es una operación crítica que desempeña un papel esencial en la creación de espacios subterráneos para la extracción de minerales. A diferencia de la minería a cielo abierto, donde la fragmentación de la roca es crucial para la carga y transporte eficientes. En la minería subterránea, la voladura se utiliza para abrir frentes de trabajo, crear cámaras y galerías, y facilitar el acceso a las vetas de minerales.

La planificación de la voladura en minería subterránea implica una cuidadosa consideración de factores geotécnicos y de seguridad. Se determina la disposición y secuencia de los barrenos, el tipo y cantidad de explosivos, así como las medidas de seguridad necesarias para proteger a los trabajadores y mantener la estabilidad de las excavaciones.

En esta operación se puede destacar que a medida que aumenta el número de tiros y la cantidad de explosivo, la operación se volverá más compleja, así como se debe analizar la cantidad de carga de explosivos para proporcionar la energía adecuada para realizar una correcta voladura.

Según Bernaola Alonso et al. (2013), se puede establecer 3 tipos de categorías de sustancias explosivas según la magnitud del impulso energético necesario para iniciar su detonación y son: sustancias explosivas primarias o iniciadores, sustancias explosivas secundarias y sustancias no explosivas susceptibles de detonar.

### **1.6.3 Carguío**

En esta operación se realizará el retiro del material producto de la voladura y posterior carguío en el sistema de transporte que se haya establecido. La carga y transporte que se ejecuta en cada operación es un proceso principal que se da para la recolección de los minerales que se encuentren. Es importante saber seleccionar los equipos y contar con un plan para cada tarea. (Castillo Chávez, 2016)

En pequeña minería se utilizan cargadores frontales para realizar el carguío del material hacia los vagones, esto en galerías o lugares donde se cuente con rieles para que se pueda movilizar el equipo. De igual manera se puede realizar el llenado de vagones usando buzones, estos buzones son llenados desde los tajos que se encuentran por encima del buzón. Muchas

veces se debe cargar el material usando palas y carretillas desde el lugar de trabajo hasta los buzones.

#### **1.6.4 Transporte**

Es el último proceso, aquí se lleva el material desde la zona de extracción hacia la planta de beneficio o al lugar que se haya establecido. Dentro de las operaciones mineras, la actividad de manejo y gestión de minerales es una de las más incidentes en el costo de operación general. (Kim, 2009)

El uso de locomotoras es muy común en la zona de Camilo Ponce Enríquez, estas locomotoras se desplazan sobre líneas de rieles, transportan vagones mineros y que son llenados en los frentes de trabajo o en los buzones. Es un sistema que proporciona un medio eficiente y continuo para transportar grandes volúmenes de material a través de la mina.

### **1.7 Operaciones unitarias auxiliares**

#### **1.7.1 Ventilación**

La ventilación minera constituye un aspecto fundamental en la seguridad y eficiencia de las operaciones subterráneas. Este proceso es esencial para garantizar un suministro continuo de aire fresco, controlar la concentración de gases peligrosos y disipar el calor generado durante las actividades mineras. La correcta ventilación no sólo proporciona un entorno de trabajo seguro para los mineros, mitigando riesgos como la acumulación de gases tóxicos o inflamables, sino que también contribuye al control de la temperatura y la humedad, mejorando las condiciones ergonómicas. La planificación cuidadosa de sistemas de ventilación efectivos no solo es crucial para la salud y seguridad de los trabajadores, sino que también optimiza la eficiencia operativa al facilitar la extracción de material y la evacuación

de contaminantes, asegurando así un entorno de trabajo productivo y sostenible en la minería subterránea.

*Figura 1. Efectos de la concentración de oxígeno sobre el ser humano*

volumen de oxígeno	efectos sobre el ser humano
23,5%	Enriquecimiento de oxígeno. peligro de incendio
21,0%	concentración de oxígeno en el aire
19,5%	Concentración inocua mínima
16,0%	Desorientación, juicio y respiración afectados
14,0%	Juicio defectuoso, fatiga rápida
8,0%	Fallo mental, pérdida del sentido
6,0%	Dificultad para respirar

*Fuente:* (Granthon, 2017)

### 1.7.2 Desquinche

Desquinchar labores mineras es un proceso esencial en la minería subterránea que implica la remoción cuidadosa y controlada de rocas o material suelto que se ha desprendido del techo o las paredes de las galerías. Esta actividad es crítica para garantizar la estabilidad de las labores y reducir el riesgo de accidentes por caídas de rocas. El personal encargado utiliza técnicas especializadas, como el uso de barras de acero o herramientas neumáticas, para despejar las áreas afectadas, promoviendo así un entorno de trabajo más seguro. Además de la seguridad, el desquinchado contribuye a mantener la integridad estructural de las galerías y túneles, lo que es esencial para el éxito continuo de las operaciones subterráneas.

El desquinchado de labores no solo se enfoca en la seguridad inmediata de los trabajadores, sino que también juega un papel crucial en la eficiencia operativa a largo plazo. La prevención de acumulaciones de material suelto ayuda a evitar bloqueos y obstrucciones que podrían dificultar la circulación de equipos y la extracción de minerales. Asimismo, un programa de desquinchado efectivo contribuye a minimizar el tiempo de inactividad y a

mantener la continuidad de las operaciones subterráneas, respaldando así la productividad y la rentabilidad de la operación minera en su conjunto.

### **1.7.3 Fortificación**

En minería subterránea, la fortificación se refiere al conjunto de técnicas y estructuras utilizadas para asegurar la estabilidad de las excavaciones subterráneas, como túneles, galerías y cámaras, al tiempo que se minimiza el riesgo de colapsos o desprendimientos de rocas. Esta práctica es esencial para garantizar la seguridad de los trabajadores y la integridad de las labores mineras.

Los métodos de fortificación varían según las condiciones geológicas y las características específicas de la excavación. Entre las técnicas comunes se incluyen la instalación de pernos de roca, que anclan la roca alrededor de la excavación, y la aplicación de mallas metálicas para contener posibles desprendimientos, se implementa también la instalación de arcos metálicos o fortificación con madera. Además, se pueden utilizar sistemas de shotcrete o concreto proyectado para revestir las paredes y techos, proporcionando un soporte adicional.

La fortificación no solo busca prevenir la caída de rocas, sino también controlar la deformación de las excavaciones debido a la presión del terreno circundante. Estos métodos buscan mantener la estabilidad estructural de las labores subterráneas a lo largo del tiempo, permitiendo así un entorno de trabajo seguro y sostenible en la minería subterránea.

### **1.7.4 Topografía**

La topografía, una disciplina clave en la minería, desempeña un papel integral en todas las fases del ciclo de vida de un proyecto minero. Equipos avanzados, como estaciones totales, receptores GPS y tecnologías láser, han revolucionado la recopilación de datos topográficos al proporcionar mediciones rápidas y precisas. Durante la fase de exploración, la

topografía facilita la identificación de características geológicas y la ubicación de depósitos minerales al crear modelos tridimensionales detallados del terreno. Este conocimiento informado es esencial para la toma de decisiones estratégicas en la planificación de la extracción.

En la etapa de diseño y planificación, la topografía guía la disposición óptima de las excavaciones subterráneas y superficiales, contribuyendo a la seguridad y eficiencia de las operaciones mineras. La generación de mapas topográficos detallados permite evaluar pendientes, gradientes y otros parámetros cruciales. Asimismo, se utiliza en la delimitación de áreas de lixiviación y el diseño de infraestructuras, como caminos y accesos. Durante la operación, la topografía continua es esencial para monitorear cambios en el terreno, como la subsidencia o la efectividad de las medidas de estabilización, brindando información crítica para la gestión de riesgos y la toma de decisiones operativas. En resumen, la topografía, respaldada por tecnologías avanzadas, se erige como un pilar fundamental para una minería segura, eficiente y sostenible.

## **1.8 Clasificación de los macizos rocosos.**

La clasificación de los macizos rocosos se utiliza como una técnica para evaluar y describir las características de los materiales rocosos, permitiendo su agrupación según similitudes en sus propiedades. Este enfoque facilita la comprensión de cómo se comportan los macizos rocosos en diferentes contextos de ingeniería civil.

Los sistemas de clasificación geomecánica, como el índice Q de Barton, tienen como objetivo principal proporcionar una evaluación cuantitativa de la calidad del material rocoso. Estos sistemas surgieron inicialmente en el ámbito de las obras subterráneas, especialmente en la construcción de túneles, donde la estabilidad y el sostenimiento son cruciales. Sin

embargo, en la actualidad, estos sistemas también se aplican en otras áreas como la minería y la evaluación de la estabilidad de taludes. (Palmezano Pinto, 2022)

Entre los sistemas de clasificación más utilizados se encuentran los cualitativos, como el sistema Q de Barton y el RMR (Rock Mass Rating) de Bieniaswski. Estos sistemas consideran una serie de parámetros y características del macizo rocoso para asignar una clasificación que refleje su comportamiento esperado en condiciones específicas.

### 1.8.1 Rock tunneling quality index

Fue desarrollado en el Instituto Geotécnico Noruego, y se implementó en 1974, desde entonces ha pasado por varias modificaciones. El índice Q se calcula a través de la siguiente fórmula:

$$Q = RQD / J_n * J_r / J_a * J_w / SRF$$

Palmezano Pinto (2022), nos explica:

- RQD es el índice de calidad de la roca
- $J_n$  Parámetro para describir el número de familias de discontinuidad
- $J_r$  Parámetro para describir la rugosidad de las juntas
- $J_a$  Parámetro para describir la alteración de las juntas
- $J_w$  Factor asociado a la condición de la presencia de agua en las juntas
- SRF Factor asociado al estado tensional (zonas de corte, fluencia,

expansividad, tensiones in situ)

El SRF se puede considerar como un parámetro de esfuerzo total que permite

medir:

1. La cantidad de carga perdida cuando la excavación atraviesa una zona de

cizalla.

2. Esfuerzo in situ en la roca competente.

3. Esfuerzo en rocas débiles.

Estos seis parámetros se los puede agrupar en tres grupos:

Grado de fracturamiento que es producto de  $RQD/J_n$  y describe la estructura del macizo rocoso mediante una evaluación básica del tamaño de los fragmentos o componentes.

Fricción de la discontinuidad proviene de  $J_r/J_a$  y se encarga de representar la rugosidad y las características de fricción presentes en las paredes de las fisuras o en los materiales que las rellenan. La evaluación  $J_r$  y  $J_a$  debe llevarse a cabo en la familia o discontinuidad que se considere más crítica para la estabilidad, teniendo en cuenta tanto la orientación como la resistencia al corte. (Palmezano Pinto, 2022)

El nivel de esfuerzos tiene en cuenta parámetros asociados a la presencia de agua en las juntas y al estado tensional.

Todos estos parámetros presentan su propia tabla que nos detalla los rangos

Tabla 2. Índice de Calidad de la Roca ( $RQD$ )

<b>1. Rock Quality Designation</b>	<b><math>RQD</math></b>
A. Muy Mala	00 – 25
B. Mala	25 – 50
C. Regular	50 – 75
D. Buena	75 – 90
E. Excelente	90 – 100

**Fuente:** (Barton et al., 1974)

Tabla 3. Número de familias de discontinuidades. ( $J_n$ )

Número de familias de juntas	$J_n$
A. Macizos rocosos masivos, sin o con muy pocas discontinuidades.	0,5 – 1,0
B. Macizos rocosos con una familia de discontinuidades.	2
C. Macizos rocosos con una familia de discontinuidades más estructuras aleatorias.	3
D. Macizos rocosos con dos familias de discontinuidades.	4
E. Macizos rocosos con dos familias de discontinuidades más estructuras aleatorias.	6
F. Macizos rocosos con tres familias de discontinuidades.	9
G. Macizos rocosos con tres sets de estructuras más estructuras aleatorias.	12
H. Macizos rocosos con cuatro o más familias de discontinuidades	15
I. Macizo rocoso triturado, similar a un suelo granular.	20

Fuente: (Barton et al., 1974)

Tabla 4. Número de rugosidad de las discontinuidades. ( $J_r$ )

Rugosidad de las paredes	$J_r$
a) Contacto entre las paredes de roca. Y,	
b) Contacto entre las paredes de roca o cizalladura menor de 10 cm.	
A. Estructuras discontinuas.	4
B. Paredes ondulosas y rugosas o irregulares.	3
C. Paredes ondulosas y lisas.	2
D. Paredes ondulosas y pulidas.	1,5
E. Paredes planas y rugosas.	1,5
F. Paredes planas y lisas.	1
G. Paredes planas y pulidas.	0,5
c) No hay contacto entre las paredes de roca por cizalladura	
H. Zona que contiene minerales arcillosos gruesos como para evitar el contacto entre las paredes.	1
I. Zona de arena, grava o roca triturada que evita el contacto entre las paredes.	1

Fuente: (Barton et al., 1974)

Tabla 5. Número de alteración de las discontinuidades. (Ja)

Alteración de las Paredes	Ja	r (Aprox.)
a) Contacto entre las paredes de roca.		
A. Discontinuidades selladas con rellenos duros, impermeables.	0.75	-
B. Paredes inalteradas, que solo presentan pátinas locales.	1	25° - 35°
C. Paredes ligeramente alteradas. Pátinas de materiales que no se ablandan y libres de arcilla.	2	25° - 30°
D. Relleno limoso o areno-arcilloso, con poco contenido de arcillas que no se ablandan.	3	20° - 25°
E. Relleno de minerales arcillosos de baja fricción	4	8° - 16°
b) Contacto entre las paredes de roca o cizalladura menor de 10 cm.		
F. Rellenos de arenas y/o roca triturada, libres de arcilla.	4	25° - 30°
G. Rellenos de arcillas sobre-consolidadas, que no se ablandan (con espesores <5 mm).	6	16° - 24°
H. Rellenos de arcillas medio a poco pre-consolidadas, que se ablandan (con espesores <5 mm).	8	12° - 16°
J. Rellenos de arcillas expansivas, (con espesores <5 mm).	8 - 12	6° - 12°
c) No hay contacto entre las paredes de roca por cizalladura		
K, L, M. Discontinuidades con rellenos de roca desintegrada o triturada, con arcillas.	6 - 8 o 8 - 12	6° - 24°
N. Rellenos potentes de limos arenas-arcillosas, con poco contenido de arcillas.	5 10 - 13	-
O, P, R. Rellenos potentes de salvanda arcillosa.	o 13 - 20	6° - 24°

Fuente: (Barton et al., 1974)

Tabla 6. Factor asociado al estado tensional. (SRF)

Condición de los Esfuerzos			SRF
a) Zonas de debilidad intersecan la excavación, pueden causar desprendimientos de roca (loosening) cuando se excava el túnel.			10
A. Múltiples zonas de debilidad que contienen arcilla o roca desintegrada, con roca suelta en su entorno.			5
B. Una zona de debilidad que contiene arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación 50 m).			2,5
C. Una zona de debilidad que contiene arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación >50 m).			7,5
D. Múltiples zonas de cizalla en un macizo rocoso competente, con roca suelta a su alrededor.			5
E. Una zona de cizalla en un macizo rocoso competente y libre de arcilla (profundidad de excavación 50 m).			2,5
F. Una zona de cizalla en un macizo rocoso competente y libre de arcilla (profundidad de excavación >50 m).			
b) Roca competente, problemas de esfuerzos sobre la roca.	$\sigma_c/\sigma_1$	$\sigma_\theta/$	SRF
H. Esfuerzos bajos en cercanías de la superficie, discontinuidades abiertas.	>200	<0,01	2,5
J. Esfuerzos de magnitud moderada, condición de esfuerzos favorable.	200 - 10	0,01 - 0,3	1
K. Esfuerzos altos, estructura muy compacta.	10 - 5	0,3 - 0,4	0,5 - 2
L. Lajamiento de roca (slabbing) moderado después de 1 hora en roca masiva.	5 - 3	0,5 - 0,65	5 - 50
M. Lajamiento y estallido de roca (rockburst) después de unos minutos en roca masiva.	3 - 2	0,65 - 1	50 - 200
N. Estallidos violentos de roca (strain-burst) y deformaciones dinámicas en rocas masivas.	<2	>1	200 - 400
c) Rocas deformables (squeezing rock): roca incompetente sometida a altas presiones litostáticas.	$\sigma_\theta/\sigma_c$		SRF
O. Deformación suave.	1 - 5		5 - 10
P. Deformación severa.	>5		10 - 20
d) Rocas expansivas (Swelling rock): actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua			SRF
R. Expansión suave.			5 - 10
S. Expansión Severa.			10 - 15

Fuente: (Barton et al., 1974)

### 1.8.2 Rock Mass Rating (RMR)

Se desarrolló durante los años 1972 – 1973 por Zdzisław Bieniawski, pero a lo largo de los años fue modificado debido a una mayor cantidad de ensayos y para poder ajustarse a las

normas y procedimientos internacionales. Sin embargo, a pesar de la gran cantidad de ensayos que se realizó es importante que el sistema RMR se use con el objetivo para el cual fue diseñado y no como respuesta a todos los problemas de diseño.

Según Bieniawski (1989), los cinco parámetros se agrupan en cinco rangos de valores, debido a que los parámetros no tienen la misma importancia para la calificación del macizo rocoso. Una calificación más alta nos demuestra una mejor calidad del macizo rocoso. Se evalúa estas condiciones típicas para cada conjunto de discontinuidades para poder interpolar los resultados.

#### Parámetro 1: Resistencia a la compresión uniaxial

Se obtiene los resultados mediante ensayos de laboratorio con muestras de las rocas que son comprimidas en equipos como se observa en la Figura 2, éstas deben tener en una relación largo/diámetro de 2 a 2.5 según la American Society for Testing and Materials. A estas muestras se aplica una carga continua a una velocidad de 0.5 MPa/s a 1 MPa/s.

*Figura 2. Máquina de compresión Humboldt*



**Fuente:** Elaboración Propia (2024)

De igual manera se puede realizar las pruebas con el esclerómetro, conjuntamente con una navaja o un martillo geológico, como se estableció en la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas.

Tabla 7. Clasificación de la roca en base a la resistencia a la compresión según la ISRM

Descripción	Identificación de campo	Resistencia a compresión simple (MPa)	Calificación
Roca extremadamente blanda	Se puede marcar con la uña.	0.25 – 1.0	0
Roca muy blanda	La roca se desmenuza al golpear con la punta del martillo. Con una navaja se talla fácilmente.	1.0 – 5.0	1
Roca blanda	Se talla con dificultad con una navaja. Al golpear con la punta del martillo se producen pequeñas marcas.	5.0 - 25	2
Roca moderadamente dura	No puede tallarse con la navaja. Puede fracturarse con un golpe fuerte del martillo.	25 - 50	4
Roca dura	Se requiere más de un golpe con el martillo para fracturarla.	50 – 100	7
Roca muy dura	Se requieren muchos golpes con el martillo para fracturarlas.	100 – 250	12
Roca extremadamente dura	Al golpearlo con el martillo sólo saltan esquirlas.	>250	15

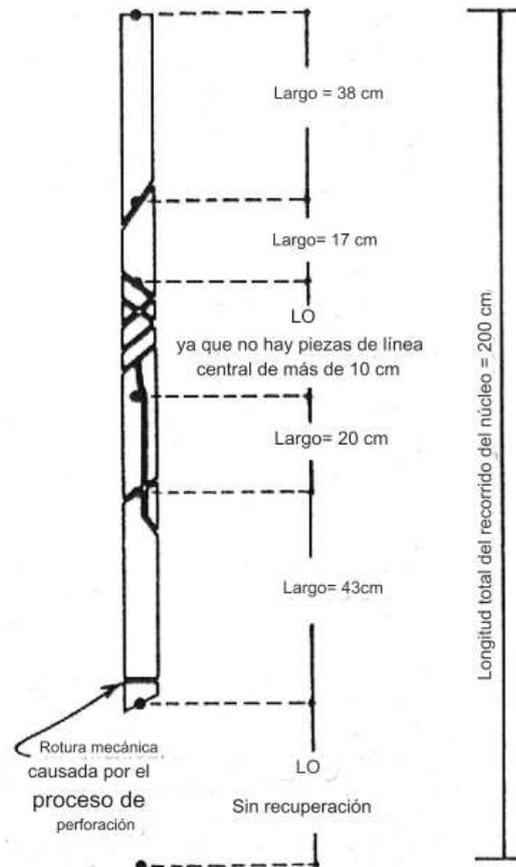
Fuente: (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004)

#### Parámetro 2: RQD

Este parámetro mide el porcentaje de roca “buena”, describe cualitativamente si un macizo proporciona buenas condiciones para la construcción de túneles.

Según Deere (1988), el RQD es un porcentaje de recuperación de un sondeo, en las cuales los fragmentos mayores a 10 cm de largo se suman y se dividen para la longitud del sondeo.

Figura 3. Procedimiento de medición



Fuente: (Deere, 1988)

$$RQD = \frac{\sum \text{longitud de los trozos de testigo} > 10\text{cm}}{\text{longitud total}} * 100 \%$$

Priest y Hudson en 1976 propusieron una ecuación para determinar el RQD, a diferencia de Deere, esta ecuación se determina en el frente de trabajo mediante una línea de exploración. Consiste en el número de fisuras por metro lineal.

$$RQD = 100e^{-0.1\lambda}(0.1\lambda + 1)$$

En donde  $\lambda$  es el promedio de discontinuadas en el metro que se realizará el análisis

$$\lambda = \frac{1}{\text{promedio de espaciamiento de discontinuidades}}$$

o de una manera menos precisa

$$\lambda = \frac{\text{N}^\circ \text{de discontinuidades}}{\text{longitud total(m)}}$$

El valor resultante de este cálculo del RQD lo comparamos con la tabla. (Daza, 2022)

Tabla 8. Puntaje RQD

(RQD)	Calidad de Roca	Calificación
100 – 90%	Muy Buena	20
90 – 75%	Buena	17
75 – 50%	Normal	13
50 – 25%	Pobre	8
25 – 0%	Muy pobre	3

*Fuente:* (Bieniawski, 1989)

Parámetro 3: Espaciado de discontinuidades.

El espaciado se define como la distancia entre dos planos de discontinuidad de una misma familia, medida en la dirección perpendicular a dichos planos. Normalmente este valor se refiere al espaciado medio o modal de los valores medidos para las discontinuidades de una misma familia. (González de Vallejo et al., 2002)

Tabla 9. Espaciamiento de las Discontinuidades

<b>Espaciamiento en metros (m)</b>	<b>Descripción</b>	<b>Calificación</b>
< 0.06	Muy juntas	5
0.06 – 0.2	Juntas	8
0.2 – 0.6	Moderadamente juntas	10
0.6 – 2.0	Separadas	15
>2	Muy separadas	20

*Fuente:* (Bieniawski, 1989)

#### Parámetro 4: Condición de las discontinuidades

Se debe calificar la continuidad o persistencia, la rugosidad, relleno y meteorización.

La continuidad o persistencia de un plano de discontinuidad es su extensión superficial, medida por la longitud según la dirección del plano y según su buzamiento. Es un parámetro de gran importancia, pero de difícil cuantificación a partir de la observación de afloramientos, en los que normalmente se ven las trazas de los planos de discontinuidad según un buzamiento aparente. (González de Vallejo et al., 2002)

Tabla 10. Persistencia de las discontinuidades

<b>Persistencia en m</b>	<b>Descripción</b>	<b>Calificación</b>
< 1	Muy baja	6
1 – 3	Baja	4
3 – 10	Media	2
10 – 20	Alta	1
> 20	Muy alta	0

*Fuente:* (Bieniawski, 1989)

La abertura es un parámetro que puede ser muy variable en diferentes zonas de un mismo macizo rocoso: mientras que en superficie la abertura puede ser alta, ésta se reduce con la profundidad, pudiendo llegar a cerrarse. La influencia de la abertura en la resistencia al corte de la discontinuidad es importante incluso en discontinuidades muy cerradas, al modificar las tensiones efectivas que actúan sobre las paredes. Los procesos de desplazamiento en la discontinuidad. (González de Vallejo et al., 2002)

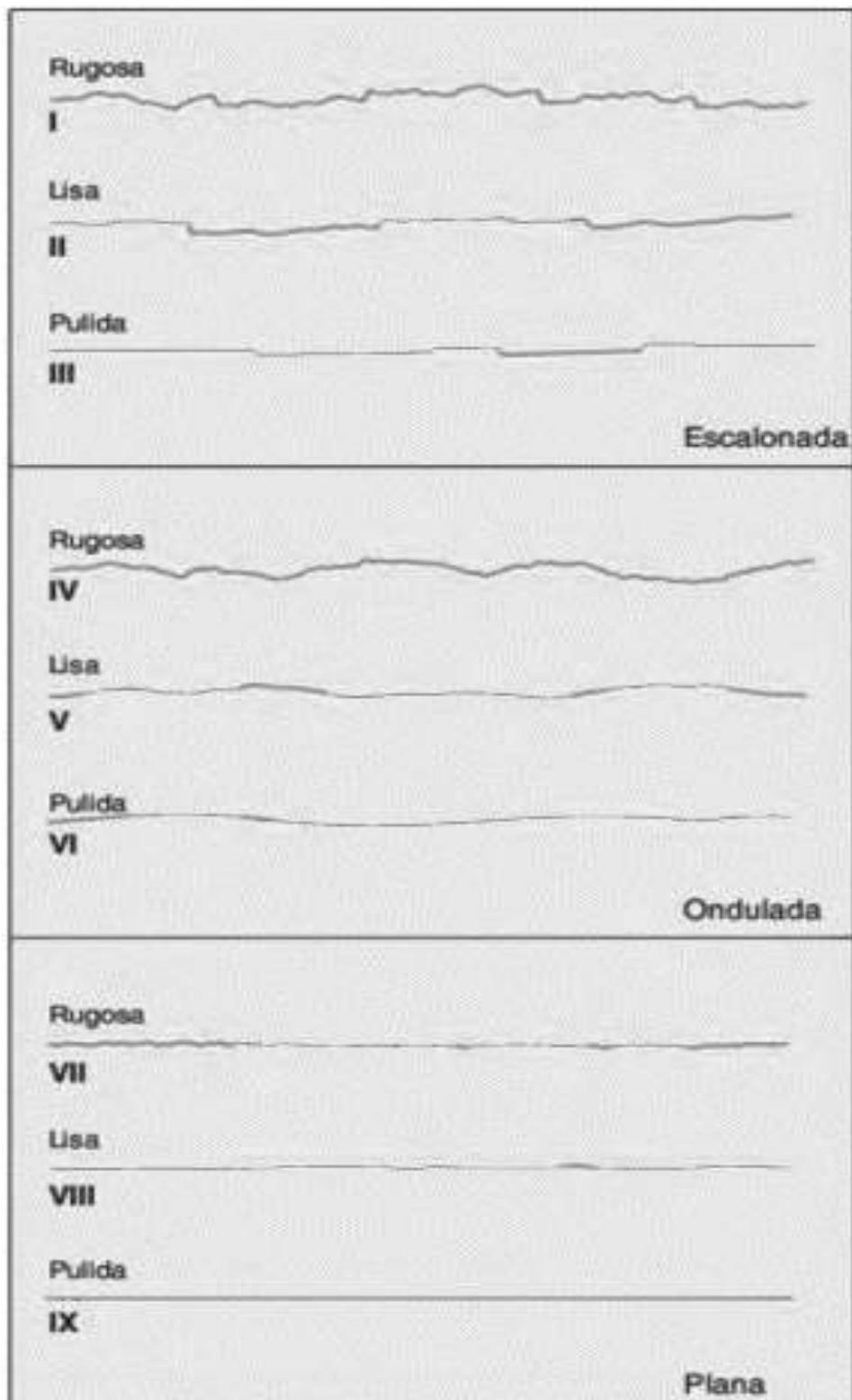
*Tabla 11. Abertura de las discontinuidades*

<b>Apertura en mm</b>	<b>Descripción</b>	<b>Calificación</b>
0	Ninguna	6
< 0.1	Muy cerrada	5
0.1 - 1	Cerrada	3
1 - 5	Moderadamente abierta	1
> 5	Abierta	0

*Fuente:* (Bieniawski, 1989)

La descripción y medida de la rugosidad tiene como principal finalidad la evaluación de la resistencia al corte de los planos, que para discontinuidades sin cohesión puede ser estimada a partir de datos de campo y de expresiones empíricas. La rugosidad aumenta la resistencia al corte, que decrece con el aumento de la abertura y, por lo general, con el espesor de relleno. (González de Vallejo et al., 2002)

Figura 4. Perfiles de rugosidad



Fuente: (González de Vallejo et al., 2002)

Tabla 12. Índice de rugosidad

<b>JRC</b>	<b>Descripción</b>	<b>Calificación</b>
20 – 16	Muy rugosa	6
16 – 12	Rugosa	5
12 – 8	Ligeramente rugosa	3
8 – 4	Suave	1
4 – 0	Estriada	0

*Fuente:* (Bieniawski, 1989)

Las discontinuidades pueden aparecer rellenas de un material de naturaleza distinta a la roca de las paredes. Existe gran variedad de materiales de relleno con propiedades físicas y mecánicas muy variables. La presencia de relleno gobierna el comportamiento de la discontinuidad, por lo que deben ser reconocidos y descritos todos los aspectos referentes a sus propiedades y estado. Debe tenerse en cuenta que, si se trata de materiales blandos o alterados, éstos pueden sufrir variaciones importantes en sus propiedades resistentes a corto plazo si cambia su contenido en humedad o si tiene lugar algún movimiento a lo largo de las juntas.

Tabla 13. Relleno de las discontinuidades

<b>Descripción</b>	<b>Calificación</b>
Ninguno	6
Duro < 5 mm	4
Duro > 5 mm	2
Blando < 5 mm	2
Blando > 5 mm	0

*Fuente:* (Bieniawski, 1989)

La evaluación del grado de meteorización del macizo rocoso se realiza por observación directa del afloramiento y comparación con los índices estándares recogidos en el Cuadro 4.13. En ocasiones puede ser necesario fragmentar un trozo de roca para observar la meteorización de la matriz rocosa. (González de Vallejo et al., 2002)

Tabla 14. Meteorización de las discontinuidades

<b>Descripción</b>	<b>Calificación</b>
Inalterada	6
Ligeramente alterada	5
Moderadamente alterada	3
Muy alterada	1
Descompuesta	0

*Fuente:* (Bieniawski, 1989)

Parámetro 5: Flujo de agua

El agua en el interior de un macizo rocoso procede generalmente del flujo que circula por las discontinuidades (permeabilidad secundaria), aunque en ciertas rocas permeables las

filtraciones a través de la matriz rocosa (permeabilidad primaria) pueden ser también importantes. El comportamiento mecánico de la roca matriz se ve afectado por el flujo del agua, mientras que la presencia de discontinuidades reduce la resistencia al afloramiento en su totalidad. (Bieniawski, 1989)

Tabla 15. Condiciones de flujo de agua en las discontinuidades.

Descripción	Calificación
Seco	15
Ligeramente húmedo	10
Húmedo	7
Goteando	4
Fluyendo	0

Fuente: (Bieniawski, 1989)

La suma de todas las calificaciones de estos parámetros constituye el RMR global. En proyectos de ingeniería civil es suficiente un ajuste al RMR por las orientaciones de las discontinuidades.

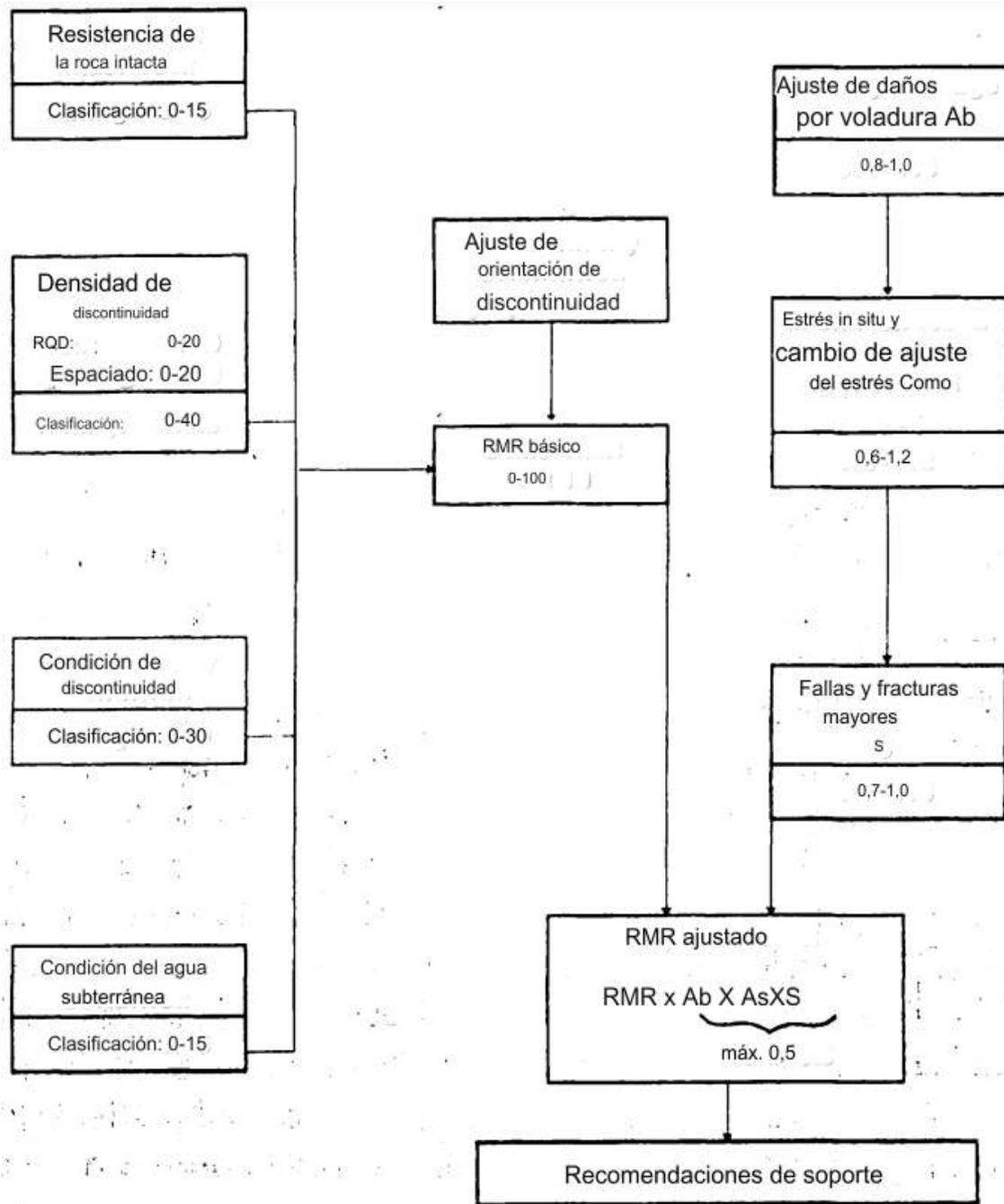
Tabla 16. Efecto de las orientaciones de rumbo y buzamiento de discontinuidades en la construcción de túneles.

Trazo perpendicular al eje del túnel			
Conducir con inmersión		Conducir contra la caída	
Inmersión 45-90	Inmersión 20-45	Inmersión 45-90	Inmersión 20-45
muy favorable	Favorable	Justo	Desfavorable
Huelga paralela al eje del túnel		Independientemente de la huelga	
Inmersión 20-45	Inmersión 45-90	Inmersión 0-20	
Justo	muy desfavorable	Justo	

Fuente: (Bieniawski, 1989)

Mientras que en minería se necesita de otros ajustes como la tensión en profundidad o un cambio en la tensión.

Figura 5. Ajustes al sistema de clasificación del macizo rocoso para aplicaciones mineras.



Fuente: (Bieniawski, 1989)

Una vez que se haya ajustado el RMR se puede clasificar.

*Tabla 17. Clasificación de la calidad del macizo rocoso*

<b>Clases</b>	<b>Calidad</b>	<b>Valoración RMR</b>
I	Muy buena	100 - 81
II	Buena	80 - 61
III	Media	60 - 41
IV	Mala	40 - 21
V	Muy mala	< 20

*Fuente:* (Bieniawski, 1989)

## CAPÍTULO 2

### 2 EXPERIMENTACIÓN

#### 2.1 Clasificación del macizo rocoso

Como punto de partida se determinó el RMR del macizo rocoso, tomando en consideración las condiciones de discontinuidades de las diversas familias que se observó en el tajo.

En las pruebas de compresión uniaxial realizadas en el laboratorio se obtuvo un valor promedio de  $47 \text{ N/mm}^2$

*Figura 6. Resultado de prueba de compresión uniaxial*



*Fuente:* Elaboración Propia (2024)

Lo que significa que la roca es consistente. Se llenó una ficha de estación Geomecánica y los datos obtenidos fueron los siguientes

Tabla 18. Ficha de estación Geomecánica.

CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES																									
<b>ESPACIADO</b>	Σ																								
> 200 cm	20																								
60 cm - 200 cm	15																15								
20 - 60 cm	10											10	10	10				10	10	10					
6 - 20 cm	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8						
< 6 cm	5	5	5	5													5	5							
<b>CONTINUIDAD</b>	Σ																								
< 1 m	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6						
1-3 m	4				4	4											4	4							
3-10 m	2	2							2	2	2														
10-20 m	1																								
>20 m	0																								
<b>APERTURA</b>	Σ																								
0 mm	6																6	6							
< 0,1 mm	5						5						5	5				5	5	5					
0,1-1,0 mm	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3						
1-5 mm	1											1													
> 5 mm	0																								
<b>RUGOSIDAD</b>	Σ																								
Muy rugosa	6																6	6	6	6	6	6	6	6	6
Rugosa	5	5				5				5	5				5	5									
Ligeramente rugosa	3	3	3	3	3											3				3	3				
Suave	1							1	1	1											1	1	1		
striata-slickensid	0																								
-JRC																									
<b>AGUA</b>	Σ																								
Seco	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15						
Lig. húmedo	10																								
Húmedo	7																								
Goteando	4																								
Fluyendo	0																								
<b>RELLENO</b>	Σ																								
Ninguno	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6						
Duro <5mm	4							4	4	4	4	4													
Duro >5mm	2																								
Blando <5mm	2	2				2	2											2	2						
Blando >5mm	0																								
<b>Alteración</b>	Σ																								
Inalterado	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6						
Ligeramente alterado	5				5											5	5	5	5	5					
Ligeramente alterado	3																								
Muy alterado	1																								
Descompuesto	0																								
<b>RQD - TAL</b>	LONG TOT (cm)	Σ	R <sub>1</sub>	R <sub>2</sub>	R <sub>3</sub>	R <sub>4</sub>	R <sub>5</sub>	R <sub>6</sub>	R <sub>7</sub>	R <sub>8</sub>	R <sub>9</sub>	R <sub>10</sub>	R <sub>11</sub>	R <sub>12</sub>	R <sub>13</sub>	R <sub>14</sub>	R <sub>15</sub>	R <sub>16</sub>	R <sub>17</sub>						
PERFIL 1	200		10	15	20	70	11	14	17											RQD %	0.64	CALIFICACION			
PERFIL 2			15	21	87											0.615									
PERFIL 3			16	14	10	13	14	13	23											0.515					
PERFIL 4																									
PERFIL 5																									
PERFIL 6																									
<b>RESIST DISC</b>	Σ	Martillo Schmidt / dirección	+	RESIST DISC																					
Muy blando	1				1 - 5 Mpa																				
Blando	2				5 - 25 Mpa																				
Consistente	4				25 - 50 Mpa	4																			
Muy consistente	7				50 - 100 Mpa																				
Duro	12				100 - 250 Mpa																				
Muy duro	15				> 250 Mpa																				

Fuente: Elaboración Propia (2024)

Una vez obtenido el resultado el RMR obtuvo un valor de 69. Dando como resultado una condición del macizo rocoso que es Buena. Este valor permite tener una mayor información de la roca. de igual manera.

## 2.2 Análisis del sistema de explotación.

Se tomo tiempos de perforación en veta, así como la longitud de perforación

*Tabla 19. Tiempos de Perforación en Veta*

Perforación	Tiempo		Long. Perforación (m)
	Perforación	Posicionamiento	
0:02:42	0:00:12		0.88
0:01:57	0:00:19		0.92
0:01:32	0:00:32		0.97
0:01:55	0:00:25		0.89
0:01:22	0:00:16		0.87
0:00:56	0:00:07		0.93
0:03:46	0:00:21		0.88
0:01:58	0:00:12		0.95
0:01:23	0:00:24		0.90

**Fuente:** Elaboración Propia (2024)

En las características de las vetas tenemos que la inclinación de la veta es de 60 grados, de igual manera el ángulo de inclinación de barrenación al momento de perforar veta es igual al de la veta, debido a la potencia de la veta que es de 5 cm a 7 cm, no permite separarse mucho de la misma, así se llega a controlar un poco la dilución.

*Figura 7. Veta*



*Fuente:* Elaboración Propia (2024)

*Figura 8. Potencia de la veta*



**Fuente:** Elaboración Propia (2024)

El espaciamiento entre perforación varía de entre 50 cm a 60 cm, pero esta distancia puede aumentar si el perforista no puede empatar la perforadora, en estos casos el perforista aumenta o disminuye esta distancia hasta una zona más adecuada para barrenar, distancia que puede variar, dependiendo de las condiciones del área.

*Figura 9. Espaciamiento entre perforación.*



**Fuente:** Elaboración Propia (2024)

En un tajo de 59 metros se realizaron 73 perforaciones con barrenos de 1.2 metros y con una broca de 37 mm de ancho. Con barrenos de 1.2 metros se logra perforar un promedio de 90 cm, debido a que la máquina de perforación choca contra la roca de caja y esto evita que se perfore una mayor profundidad.

*Figura 10. Perforaciones*



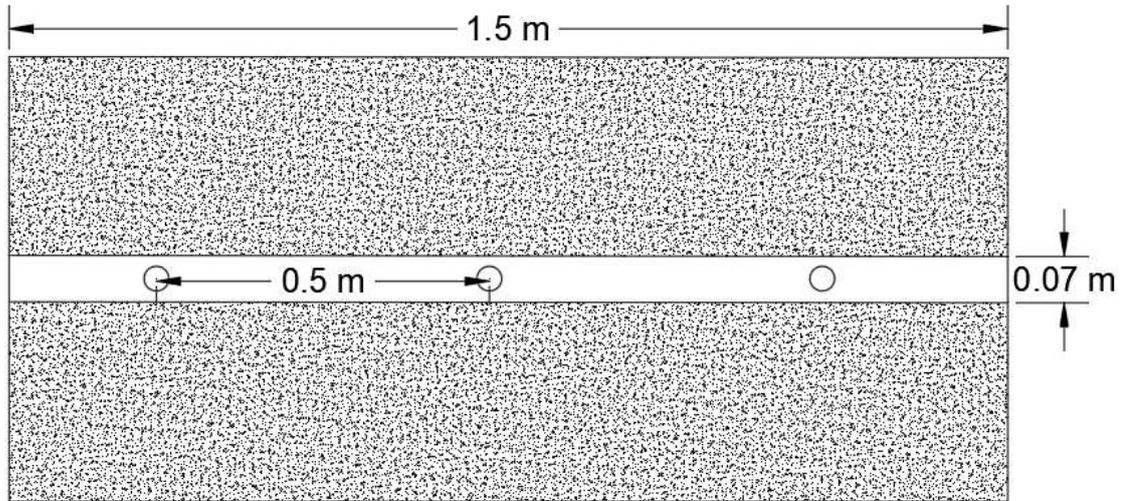
*Fuente:* Elaboración Propia (2024)

### **2.3 Diseño de malla de perforación.**

Los parámetros que se pueden manipular con la intención de obtener los resultados deseados en el proceso de la voladura son: Burden, diámetro del taladro, espaciamiento, profundidad del taladro, inclinación del taladro, sobre perforación, entre otros.

En el sitio de trabajo, se perforaron 110 taladros con una longitud promedio de 95 cm y un espaciamiento promedio de 50 cm, asegurándose de mantener el paralelismo entre las perforaciones.

Figura 11. Diseño malla de perforación



*Fuente:* Elaboración Propia (2024)

## 2.4 Diseño de voladura

En el método actual los perforistas realizan la carga utilizando nitrato de amonio. En cada perforación utilizan un tubo de papel periódico relleno de nitrato, este tubo tiene un tamaño de 34 cm y un diámetro de 34.5 mm. Después de colocar el primer tubo, se continúa con un explosivo, en este caso es Emulnor 3000, se utiliza 60 mm de explosivo, posterior a esto se completa con 3 tubos de nitrato de amonio. Después de ingresar cada tubo de nitrato se debe realizar un taqueo para poder confinar el explosivo, teniendo cuidado de no cortar la mecha de seguridad.

*Figura 12. Diámetro del periódico*



**Fuente:** Elaboración Propia (2024)

*Figura 13. Longitud del periódico*



**Fuente:** Elaboración Propia (2024)

*Figura 14. Tubos de periódico llenos de arena.*



**Fuente:** Elaboración Propia (2024)

Durante la carga de los taladros, se inicia con un tubo de periódico relleno de nitrato de amonio, seguido de 60 mm de Emulnor 3000. Se añaden dos tacos adicionales de nitrato de amonio y finalmente se completó con tubos de arena. En pruebas posteriores, se ajustó el proceso utilizando un tubo de nitrato de amonio, 60 mm de Emulnor 3000, seguido nuevamente por otro tubo de nitrato de amonio, y se finalizó con dos tubos rellenos de arena.

*Figura 15. Preparación para voladura.*



**Fuente:** Elaboración Propia (2024)

## CAPÍTULO 3

### 3 ANÁLISIS DE RESULTADOS

#### 3.1 Tiempos obtenidos en el sistema de explotación

Los tiempos obtenidos son del nuevo diseño de la malla, estos tiempos son de perforación tanto del mineral como del estéril, así como los tiempos de acarreo de mineral y estéril.

##### 3.1.1 Tiempos de perforación de mineral

En la perforación en Mineral los tiempos fueron:

*Tabla 20. Tiempo de perforación en mineral*

Perforación	Tiempo		Long. Perforación (m)
	Perforación	Posicionamiento	
0:03:55	0:00:08		0.98
0:00:57	0:00:25		0.93
0:01:15	0:00:27		0.99
0:01:30	0:00:19		0.9
0:01:47	0:00:08		0.99
0:00:42	0:00:02		0.87
0:03:33	0:01:08		0.98
0:01:45	0:00:18		1.05
0:01:05	0:00:19		0.86

**Fuente:** Elaboración Propia (2024)

Los tiempos de perforación en veta varían entre los 42 segundos hasta los 3 minutos con 55 segundos. Las perforaciones realizadas se encuentran en un rango de 0.60 a 0.97 cm, las

perforaciones con mayor tiempo representan las dificultades en el trabajo, las zonas más estrechas requieren de un mayor tiempo en el posicionamiento del equipo.

### 3.1.2 Tiempos de acarreo de mineral

Para los tiempos de acarreo de mineral obtenido se puede observar la siguiente tabla:

*Tabla 21. Tiempos de Acarreo de Mineral.*

Llenado	Ida	Vuelta
0:02:32	0:00:09	0:01:07
0:03:43	0:00:13	0:00:20
0:05:00	0:00:11	0:00:23
0:01:48	0:00:13	0:00:27
0:12:59	0:00:30	0:00:42
0:01:02	0:00:16	0:00:19
0:01:21	0:00:33	0:00:34
0:02:08	0:00:16	0:00:20
0:00:53	0:00:35	0:00:23
0:01:30	0:00:20	0:00:19
0:01:52	0:00:21	0:00:14

**Fuente:** Elaboración Propia (2024)

En la tabla de se puede observar una variabilidad considerable en los tiempos de llenado, con registros que oscilaron desde los 53 segundos hasta los 13 minutos. Para el trayecto de ida, el tiempo va desde los 9 segundos y hasta los 35 segundos, y desde los 14 segundos hasta un minuto y 7 segundos para el trayecto de vuelta. Esta variabilidad puede atribuirse a diferentes condiciones operativas y características específicas de cada sesión de llenado. Los mayores tiempos de llenado se presentan durante el carguío de rocas grandes, por otro lado, los tiempos de transporte van en aumento a medida que la distancia aumenta a

lo largo del tajo. Estos resultados subrayan la importancia de gestionar eficientemente los tiempos de llenado para optimizar los procesos de producción.

### 3.1.3 Tiempos de perforación en estéril

En el caso de la perforación en estéril se obtuvo la siguiente tabla.

Tabla 22. Tiempos de perforación de estéril.

Tiempo		Long.
Perforación	Posicionamiento	Perforación (m)
0:01:33	0:00:35	1.00
0:01:29	0:00:30	0.93
0:01:46	0:00:38	0.87
0:01:27	0:00:28	1.02
0:01:12	0:00:44	0.92
0:01:30	0:00:28	0.85
0:00:50	0:01:16	0.88
0:01:24	0:00:27	0.92
0:00:56	0:00:33	0.90
0:01:22	0:00:30	0.88

*Fuente:* Elaboración Propia (2024)

Se pueden observar tiempos variables tanto para la ejecución de las perforaciones como para el posicionamiento del equipo, los tiempos de perforación variaron entre 50 segundos y 1 minuto y 46 segundos, con longitudes de perforación que oscilaron entre 0.88 metros y 1.02 metros.

### 3.1.4 Tiempos de acarreo de estéril

Para los tiempos de acarreo de estéril podemos ver el tiempo de llenado, de ida y vuelta en la siguiente tabla.

*Tabla 23. Tiempo de acarreo de estéril.*

Llenado	Ida	Vuelta
0:02:45	0:00:23	0:00:31
0:02:28	0:00:06	0:00:17
0:03:44	0:00:07	0:00:20
0:01:54	0:00:13	0:00:27
0:02:23	0:00:13	0:00:24
0:01:43	0:00:19	0:00:30
0:02:01	0:01:31	0:00:40
0:03:11	0:00:15	0:00:24
0:01:15	0:00:11	0:00:27
0:05:01	0:00:19	0:00:29
0:03:49	0:00:31	0:00:29

*Fuente:* Elaboración Propia (2024)

En la tabla se pueden observar tiempos variables tanto para llenado, trayectos de ida como de vuelta. Los tiempos de llenado oscilaron entre 1 minuto y 15 segundos hasta 5 minutos. En el caso del transporte de material los tiempos de ida fueron de 6 segundos hasta 1 minuto con 31 segundos y en el trayecto de vuelta el tiempo vario entre 17 segundos hasta los 40 segundos. Los trabajos de acarreo en estéril requieren de un mayor tiempo, debido al lavado de paredes y preparación de los trabajos adicionales requeridos como la colocación de sacos para la etapa de voladura de mineral.

## **3.2 Comparación de los procesos actual y propuesto**

### **3.2.1 Análisis de volúmenes de material**

En el diseño anterior de voladura se obtiene un total de 30 vagones, que luego son llevados a la planta clasificadora en donde se escoge el mineral. Con el diseño propuesto se obtuvo del tajo un total de 25 vagones de mineral y el proceso de clasificación manual se realizó de mejor manera debido a que los fragmentos de roca de caja fueron de mayor tamaño.

### **3.2.2 Caracterización de fragmentación**

Con el nuevo diseño, se obtuvieron fragmentos de roca de mineral del mismo tamaño. Sin embargo, se observó que la roca de caja no se fragmentó tanto como se observó con el diseño anterior, lo que dio como resultado rocas de mayor tamaño. Estas rocas, debido a su mayor tamaño se apilan a un costado de la labor minera. Estas mismas rocas son destinadas para ser utilizada posteriormente como material de relleno y como protección de los sacos que se encuentran en el piso al momento de realizar la voladura en veta. Es importante separar estas rocas de caja para poder subir el piso de la labor.

### **3.2.3 Porcentajes de dilución**

Para la determinación del porcentaje de dilución se utilizó la planta clasificadora de la empresa. En esta planta el personal escoge manualmente las rocas que contienen mineral y separan las rocas del estéril.

*Figura 16. Planta clasificadora de minerales.*



**Fuente:** Elaboración Propia (2024)

De esta operación se obtuvo que con el método anterior se tenía un porcentaje de 50% de veta y 50% de estéril. Esto indica que de los 30 vagones de veta que ingresaban a la planta, solamente 15 vagones eran de veta. Con el nuevo diseño ingresaban 25 vagones de veta y se obtenía un total de 16 vagones de veta, dando un 64% de veta y un 36% de estéril.

## CONCLUSIONES

Existe un mayor tiempo en la etapa de perforación, pero se compensa con los resultados de fragmentación y dilución, reduciendo los tiempos de procesamiento en la planta clasificadora.

El uso de tubos de periódico rellenos de arena ha demostrado ser efectivo para controlar la fragmentación del material rocoso, puesto que el nitrato de amonio genera una gran cantidad de gases lo cual generó una mayor fragmentación de estéril.

Los tiempos de acarreo de mineral y estéril presentaron variabilidad significativa, influenciada por la distancia y las condiciones del terreno. Esto subraya la necesidad de implementar estrategias logísticas mejoradas para reducir los tiempos de ciclo y mejorar la productividad.

Además, se observó una mejora en la dilución del mineral, lo cual significa un mayor volumen de procesamiento en la planta clasificadora de la empresa.

La reducción en el consumo de explosivos, ayudó a optimizar los recursos necesarios para realizar las operaciones y mejorar la rentabilidad.

## **RECOMENDACIONES**

Proporcionar formación continua al personal en técnicas de perforación, manejo de explosivos y mantenimiento de equipos para garantizar la seguridad física de cada trabajador y la eficiencia en el lugar de trabajo. Además de facilitar el trabajo de otras áreas de trabajo.

Realizar un estudio de costos de perforación, puesto que con los cambios realizados aumenta la perforación y esto representa un mayor desgaste en los equipos.

Variar la separación entre perforaciones, disminuyendo o aumentando dependiendo de las características del macizo rocoso.

Implementar los cambios en la perforación y voladura en nuevos frentes de trabajo que tengan características similares del macizo rocoso.

Finalmente, implementar mecha rápida para el desarrollo de una voladura más controlada en el tiempo de iniciación del explosivo y proporcionar una mayor seguridad a los trabajadores.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. *Rock Mechanics Felsmechanik Mecanique des Roches*, 6, 189-236. <https://doi.org/10.1007/BF01239496>
- Bernaola Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*.
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. John Wiley & Sons.  
[https://books.google.com/books?hl=es&lr=&id=pejDUvjwPdMC&oi=fnd&pg=PA1&dq=Bieniawski,+Z.+T.+\(1989\).+Engineering+Rock+Mass+Classifications.+New+York:+Wiley.&ots=4VilRD02Tt&sig=gxqRFmRp3KEfxKUQt9XV3cUMnvA](https://books.google.com/books?hl=es&lr=&id=pejDUvjwPdMC&oi=fnd&pg=PA1&dq=Bieniawski,+Z.+T.+(1989).+Engineering+Rock+Mass+Classifications.+New+York:+Wiley.&ots=4VilRD02Tt&sig=gxqRFmRp3KEfxKUQt9XV3cUMnvA)
- Buendía, C. (2021). *Implementación del método de explotación corte y relleno ascendente en vetas angostas en el tajo Carmelita de la Mina Toctopata – Andahuaylas*.  
Universidad Continental.
- Castillo Chávez, F. W. (2016). *Optimización de la producción en carguío y acarreo mediante la utilización del sistema Jigsaw–Leica en minera Toquepala SRL*.
- Correa Lozada, O. E. (2018). *Diseño de malla de perforación y voladura para incrementar la producción de mineral en el tajo 1708 en consorcio minero horizonte sa la libertad*.
- Cruz, E. (2018). *REEMPLAZO DE DINAMITA SEMEXA 45% 7 7/8” POR DINAMITA EXSABLOCK 45% 7 7/8 SEGÚN CONDICIONES GEO MECÁNICAS DE LA VETA ESPERANZA R.T. PARA TAJOS CON CARA LIBRE CONCERNIENTE A UN TIPO DE ROCA MALA, CON EL FIN DE REDUCIR LA SOBRE DILUCIÓN DEL*

*MINERAL EN E.C.M COMILUZ SAC, COMPAÑÍA MINERA MARSA S. A.*

Universidad Nacional De Trujillo.

Daza, C. (2022, octubre 28). *CLASIFICACIONES GEOMECHANICAS CONCEPTOS*.

De La Cruz, K., & Valdivia, N. (2020). *Estudio del Método de Circado para la Explotación de Vetas Angostas en la Mina Nueva Esperanza Nivel II – Algamarca*. Universidad Cesar Vallejo.

Deere, D. (1988). The rock quality designation (RQD) index in practice. En *Rock classification systems for engineering purposes*. ASTM International.  
[https://asmedigitalcollection.asme.org/astm-ebooks/book/chapter-pdf/7185270/10\\_1520\\_stp48465s.pdf](https://asmedigitalcollection.asme.org/astm-ebooks/book/chapter-pdf/7185270/10_1520_stp48465s.pdf)

González de Vallejo, L. I., Ferrer, M., Ortuño, L., & Oteo, C. (2002). *Ingeniería geológica*.

Granthon, P. (2017). *TRABAJOS EN ESPACIOS CONFINADOS*,.

<https://docplayer.es/49527723-Trabajos-en-espacios-confinados-instructor-paul-granthon.html>

Kim, C. J. (2009). *Diseño y evaluación técnico económica de un nuevo sistema de carguío y transporte para la minería de hundimiento*.  
<https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/103454>

Palmezano Pinto, E. E. (2022). *Estimación del índice de resistencia geológica en macizos rocosos estratificados basado en la teoría fractal* [PhD Thesis, Universidad EAFIT].  
<https://repository.eafit.edu.co/handle/10784/30882>

Promine Cia. Ltda. (2022). *Informe de producción anual*.

Ramírez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. R. (2004). *Mecánica de rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes*. <http://oa.upm.es/14183>

