

# FACULTAD DE INGENIERÍA



Carrera de Ingeniería de Minas

“ANÁLISIS COMPARATIVO DE LOS PARÁMETROS DE ENTRADA Q DE BARTON Y RMR DE BIENIAWSKI PARA IDENTIFICAR LA DILUCIÓN DE MINERAL EN EL MACIZO ROCOSO DE UNA EMPRESA MINERA DE CAJAMARCA 2021”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autores:

Bach. Walter Ivan Kenneth Cruz Urrunaga

Bach. Jayr Andree Abanto Tolentino

Asesor:

Ing. Rafael Napoleón Ocas Boñon

Cajamarca - Perú

2021

## **DEDICATORIA**

Primeramente, agradezco a Dios por darme la oportunidad y fuerza de llegar hasta este punto de mi vida y haber logrado una de mis principales metas en el aspecto académico.

A mis padres y hermanos por el apoyo incondicional en lo largo de mi formación académica y de igual manera a aquellas personas que fueron parte de este proceso tan importante en mi vida.

Wálter Ivan

Le dedico mi tesis a mis padres por haberme apoyado durante todo este tiempo, a mi abuela a mis hermanos que me alentaron a terminar mi carrera y no rendirme, a mi asesor que nos apoyó en todo momento y nos guio a poder terminar nuestra tesis y nos ayudó a poder convertirnos en ingenieros.

Jayr Andree

## AGRADECIMIENTO

El presente informe es el resultado de esfuerzo y dedicación, agradecerles a mis padres, los cuales me apoyaron incondicionalmente durante todo el proceso de mi desarrollo profesional, a nuestro asesor el cual nos apoyó brindándonos gran cantidad de conocimientos el cual aplicaremos a lo largo de nuestra vida profesional, de igual manera a los profesores quienes nos brindaron los conocimientos y enseñanzas a lo largo de nuestra vida profesional.

Wálter Ivan

El presente trabajo pudo llevarse a cabo gracias al apoyo de mis padres, mi abuela y las personas que siempre me apoyaron a culminar mi carrera profesional, a nuestro asesor que gracias a el pudimos culminar con éxito este trabajo, y por último le doy las gracias a mis profesores y compañeros que me apoyaron en todos estos años de mi formación académica.

Jayr Andree

## Tabla de contenido

<b>DEDICATORIA .....</b>	<b>2</b>
<b>AGRADECIMIENTO .....</b>	<b>3</b>
<b>ÍNDICE DE TABLAS .....</b>	<b>5</b>
<b>ÍNDICE DE FIGURAS .....</b>	<b>7</b>
<b>ÍNDICE DE ECUACIONES.....</b>	<b>8</b>
<b>CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN.....</b>	<b>10</b>
1.1. Realidad problemática .....	10
1.2. Formulación del problema .....	35
1.3. Objetivos .....	36
1.3.1. Objetivo general.....	36
1.3.2. Objetivos específicos .....	36
1.4. Hipótesis.....	36
1.4.1. Hipótesis general.....	36
1.4.2. Hipótesis específicas .....	37
<b>CAPÍTULO II. METODOLOGÍA.....</b>	<b>38</b>
2.1. Tipo de investigación.....	38
2.2. Población y muestra.....	39
2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos .....	39
<b>CAPÍTULO III. RESULTADOS.....</b>	<b>43</b>
3.1. Caracterización del macizo rocoso presente en el nivel 3 según RMR de Bieniawski y Q de Barton.....	43
3.1.1. Caracterización RMR de Bieniawski .....	43
3.1.1. Caracterización Q de Barton.....	46
3.2. Leyes de oro, plata y porcentajes de dilución durante el periodo enero – marzo en el nivel 3 .....	48
3.3. Comparación de resultados de la clasificación por RMR de Bieniawski, Q de Barton y leyes de oro y plata .....	54
<b>CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES .....</b>	<b>55</b>
<b>REFERENCIAS.....</b>	<b>60</b>
<b>ANEXOS.....</b>	<b>64</b>

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Tabla de estimación de terreno en la resistencia en la compresión uniaxial .....	19
Tabla 2: Calidad del macizo rocoso según el índice RQD .....	20
Tabla 3: Para obtener la resistencia uniaxial a partir de rebotes del esclerómetro .....	21
Tabla 4: Puntuación de la persistencia según su longitud .....	23
Tabla 5: Puntuación de la apertura según la separación de caras .....	23
Tabla 6: Puntuación del relleno según el tipo de relleno .....	25
Tabla 7: Descripción de la meteorización de la masa rocosa (ISRM, 1978).....	25
Tabla 8: Puntuación de la meteorización según el nivel de meteorización .....	27
Tabla 9: Puntuación según presencia de agua .....	27
Tabla 10: Índice de la calidad de la roca en función de RQD .....	27
Tabla 11: Valoración de calidad de la roca .....	30
Tabla 12: Número de discontinuidades .....	30
Tabla 13: Parámetros de la rugosidad de las discontinuidades .....	31
Tabla 14: Factor de alteración de las discontinuidades .....	32
Tabla 15: Factor de reducción por contenido de agua en fracturas .....	33
Tabla 16: Factor de reducción por tensiones .....	34
Tabla 17: Clasificación RMR de Bieniawski .....	43
Tabla 18: Resultados de la descripción de los parámetros geomecánicos - RMR Bieniawski .....	44
Tabla 19: Resultados de la valorización de los parámetros geomecánicos - RMR Bieniawski .....	45
Tabla 20: Resultados de la descripción de los parámetros geomecánicos - Q de Barton....	46
Tabla 21: Resultados de la valorización de los parámetros geomecánicos - Q de Barton ..	46

Tabla 22: Leyes de Oro y Plata - ALS 01.....	48
Tabla 23: Leyes de Oro y Plata - ALS 02.....	49
Tabla 24: Leyes de Oro y Plata - ALS 03.....	50
Tabla 25: Leyes de Oro y Plata - ALS 04.....	51
Tabla 26: Porcentajes de dilución Enero – marzo .....	53
Tabla 27: Comparación de calidad de Roca Vs Leyes de Oro y Plata .....	54

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Perfiles normalizados para la obtención del JRC .....	24
---	----

## ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1: Ecuación de estimación del RQD .....	20
Ecuación 2: Estimación parámetro Q de Barton .....	29

## RESUMEN

En la tesis que se presenta a continuación, el objetivo principal fue analizar comparativamente los parámetros de entrada Q de Barton y RMR de Bieniawski para identificar la dilución de mineral en el macizo rocoso de una empresa minera en Cajamarca, tomando como base la información de campo procedente de 4 sondajes (ALS-01, ALS-02, ALS-03 y ALS-04) ubicados en el nivel 3 de una mina subterránea. Se caracterizó el macizo rocoso presente en el nivel 3 haciendo uso de la clasificación RMR Bieniawski y Q de Barton en base a los parámetros geomecánicos obtenidos de los sondajes, calificándose una roca de tipo Regular – Buena (RMR) y Muy Buena – Extremadamente buena (Q de Barton). Las leyes más altas de oro y plata se registraron en los sondajes ALS 03 y ALS 04 con 20.5 gr/t Au - 11.73 gr/t Ag y 51.33 gr/t Au - 20.7 gr/t Ag respectivamente. La variación porcentual en la dilución de mineral excede en un rango de hasta 6% a la programada sobrepasando los límites permisibles, siendo mayor en el mes de marzo. Finalmente se realizó un ajuste en el dimensionamiento de secciones para continuar con el proceso de explotación, ya que el principal problema era ocasionado por la mala caracterización del macizo rocoso. Se está asumiendo la presencia de roca del tipo mala a regular y en base a esa información se ha realizado un mal dimensionamiento en las secciones, lo cual contribuye al aumento de los porcentajes de dilución.

**Palabras clave:** RMR, Q de Barton, leyes de mineral, dilución, sondajes.

## CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

### 1.1. Realidad problemática

Esta investigación se desarrolló debido a que en la mina de estudio se observó un ligero aumento en el porcentaje de dilución del mineral, por lo cual se optó por utilizar una estrategia tomando en cuenta criterios geomecánicos con la finalidad de determinar de forma precisa las características del macizo rocoso y en base a esta información se pueda realizar un ajuste en el dimensionamiento de diseño de mina.

La investigación tiene como objetivo, analizar comparativamente los parámetros de entrada Q de Barton y RMR de Bieniawski para identificar la dilución de mineral en el macizo rocoso de una empresa minera en Cajamarca, tomando como base la información de campo procedente de 4 sondajes (ALS-01, ALS-02, ALS-03 y ALS-04) ubicados en el nivel 3, este se encuentra emplazado en rocas volcánicas del Grupo Calipuy del Paleógeno – Neógeno, el cual está conformado de areniscas tobáceas, aglomerados lenticulares y materiales volcánicos retrabajados, mayormente andesíticos. Posteriormente se procederá a identificar los porcentajes de oro y plata presentes en el macizo rocoso para finalmente correlacionar los resultados de los parámetros geomecánicos RMR de Bieniawski y Q de Barton, definiendo así las propiedades del macizo rocoso de forma precisa evitando problemas de dilución de leyes.

La clasificación de los macizos rocosos con fines geotécnicos, cuya finalidad es la obtención de parámetros geomecánicos para su empleo en el diseño y proyecto de las obras de ingeniería. Los macizos rocosos, como medios discontinuos, presentan un

comportamiento geomecánico complejo que, de una forma simplificada, puede ser estudiado y categorizado en función de su aptitud para distintas aplicaciones. Con este objetivo surgieron las clasificaciones geomecánicas, que aportan, mediante la observación directa de las características de los macizos rocosos y la realización de sencillos ensayos, índices de calidad relacionados con los parámetros geomecánicos del macizo y sus características frente a los sostenimientos de túneles y taludes y la excavabilidad de las rocas, entre otros (Cañapataña, 2019).

El sistema Rock Mass Rating (RMR) fue desarrollado por Bieniawski, y clasifica los macizos rocosos de 0 a 100 puntos, siendo 0 para roca muy mala y 100 para roca muy buena, donde cada parámetro tiene una valorización y estos varían de acuerdo al año de actualización, es decir el RMR del año 1976 tiene los mismos parámetros a la actualización del RMR del año 1989 pero estos parámetros tienen diferente valorización. Fue propuesto hace 50 años aproximadamente, para clasificar geomecánicamente los macizos rocosos y, desde entonces, se ha convertido en un referente mundial para clasificar los macizos rocosos, establecer sus propiedades tenso - deformacionales y estimar empíricamente el sostenimiento de las excavaciones subterráneas.

La clasificación del RMR de Bieniawski utilizada actualmente es la actualización del año 1989, el parámetro que define la clasificación es el denominado índice RMR (Rock Mass Rating), que indica la calidad del macizo rocoso en cada dominio estructural a partir de los siguientes parámetros: resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa, R.Q.D (grado de fracturación del macizo rocoso), espaciado de las

discontinuidades, condiciones de las discontinuidades (considera abertura de las caras de la discontinuidad, continuidad o persistencia de la discontinuidad, rugosidad, alteración de la discontinuidad, relleno de las discontinuidades), presencia de agua en un macizo rocoso (las descripciones utilizadas en este criterio son completamente seco, húmedo, agua a presión moderada y agua a presión fuerte), orientación de las discontinuidades. (Zorrilla, 2015)

La clasificación Q fue desarrollada en 1974 por Barton, Lunde y Lien a partir de la información de numerosos túneles. Posteriormente ha sido revisada en varias ocasiones. Esta clasificación geomecánica permite estimar parámetros geotécnicos del macizo rocoso y lo que es más importante diseñar sostenimientos para túneles y otras excavaciones subterráneas. Sobre la base de una evaluación de un gran número de casos históricos de excavaciones subterráneas (1974), del Instituto Geotécnico de Noruega, propusieron un Índice de Calidad Tunelera (Q) para la determinación de las características de la masa rocosa y de los requerimientos de sostenimiento de los túneles. El valor numérico de este índice Q varía sobre una escala logarítmica desde 0.0001 hasta un máximo de 1,000. Se calcula mediante 6 parámetros geotécnicos: el RQD (Índice de calidad de la roca es decir la relación en tanto por ciento entre la suma de longitudes de testigo de un sondeo mayores de 10cm y la longitud total. Barton indica que basta tomar el RQD en incremento de 5 en 5, y que como mínimo tomar  $RQD = 10$ ),  $J_n$  (varía entre 0,5 y 20, y depende del número de familias de juntas que hay en el macizo),  $J_r$  (varía entre 1 y 4, y depende de la rugosidad de las juntas),  $J_a$  (varía entre 0,75 y 20, y depende del grado de alteración de las paredes de las juntas de la roca),  $J_w$  (varía entre 0,05 y 1 Parámetro basado en la presencia de agua) y el SRF

(factor de reducción de esfuerzos y depende del estado tensional de la roca). A partir de la puntuación obtenida en cada bloque podremos conocer que término tiene mayor o menor peso en la evaluación del índice Q y por tanto su influencia en la calidad del macizo rocoso. (Cañapataña, 2019)

Según Castro y Pérez (2013), mediante el análisis “Correlaciones entre las clasificaciones geomecánicas Q y RMR en el túnel exploratorio de “la línea”, cordillera central de Colombia”. Lograron presentar resultados de correlaciones propuestas para las clasificaciones de macizos rocosos RMR y Q, obtenidos a partir de levantamientos de secciones excavadas durante la construcción del Túnel Piloto de la Línea de 8.55 km. de extensión en la Cordillera Central de Colombia. Realizando estudios de criterios geológicos y geotécnicos esperando que sean de utilidad para la construcción del túnel. Las correlaciones lineales por sectores durante la excavación dispuestas por paquetes litológicos del túnel, así como también la transformación logarítmica resulta en distribución de los datos con mayor homogeneidad, hecho que facilita la interpretación y el establecimiento de tendencias entre las dos variables, estas correlaciones se realizaron en los sectores denominados; Complejo Quebrada grande, Complejo Cajamarca, Gabros de la Línea y Cuerpo Pórfido.

Según Fernández, Belete y Rojas (2015), en su trabajo de investigación titulado “Parámetros y factores asociados a la dilución interna en yacimientos cubanos de níquel y cobalto” mineralogía y geología Cuba. Donde se menciona el efecto de la dilución muy significativa en la economía minera y se reconoce actualmente como un parámetro en los que se puede trabajar en los yacimientos lateríticos de Ni y Co en el

nororientado cubano, donde se explota por muchos años, sin conocimiento preciso de las fuentes de la dilución y en particular la dilución interna que se atribuye fundamentalmente a la complejidad del contacto entre los diferentes horizontes de mina y que interviene las imprecisiones derivadas de los modelos geológicos-geométricos insuficientes que afectan a la selectividad en la planificación a corto plazo específicamente en la selectividad operacional, en donde la clasificación en componentes geológicos y mineros de los parámetros asociados a los yacimientos lateríticos de Ni y Co, permitió diferenciar aquellos elementos que condicionan e identifican las interrelaciones y que facilitan la separación de las mismas durante el laboreo minero y dentro de estas son los parámetros y factores geoquímicos del componente geológico relacionado a los equipos de arranque del mineral con una capacidad de la tecnología minera en su aspecto operacional.

Cotes (2011) en su trabajo de investigación “Recopilación de información para futuro estudio técnico-económico en la explotación de mantos de baja potencia en Mina Rafaela” Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas del Departamento de Ingeniería Minas de la Universidad de Chile. En el informe de investigación se presenta una compilación de carácter técnico finalidad de entregar un estudio de los parámetros orientados a la recuperación minera basado en las consideraciones geológicas y caracterización del macizo rocoso con la finalidad de realizar un correcto dimensionado de distintos sectores para su explotación y recuperación apropiada a las características del yacimiento que incida en la disminución del porcentaje de la dilución.

Jesusi (2017) en su trabajo de investigación “Estrategias para reducir la dilución mediante criterios geomecánicos en el método de minado de tajeo por sus niveles” Pontificia Universidad católica del Perú - Lima, trabajo de investigación en donde se plantea las estrategias necesarias para controlar la dilución del mineral aplicando criterios geomecánicos para reducir el porcentaje de dilución secundario y la toma en énfasis de los parámetros geomecánicos influyentes, para establecer estrategias para su control y reducir la dilución secundaria (dilución no planeada) posteriormente se procedió a levantar la información necesaria (mapeo y logueos geomecánicos), para la caracterización y clasificación geomecánica adicionalmente se tenía la información de los ensayos de laboratorio lo que permitió levantar la información necesaria en la zona de veta, para definir las propiedades índices de la roca y con esto se procedió al uso de métodos empíricos como el método gráfico de Mathews para la estabilidad de los tajeos (N extendido, el equivalente lineal de sobre rotura ELOS de Clark y Palkanis para estimar la dilución, el método de Carter para dimensionar los pilares puentes y el método de Barton para el diseño de sostenimiento de labores y el programa Phase 2 de Rocscience , para calcular las deformaciones y esfuerzos con el fin de evaluar las condiciones de estabilidad de los tajeos diseñados.

Loarte (2018) en su tesis “Geomecánica para el diseño del sostenimiento de las labores mineras en la corporación minera Toma la mano – Cormitoma S.A. – año 2018” tiene como objetivo la aplicación de la geomecánica en el diseño del sostenimiento de labores mineras en la Corporación Minera Toma La Mano – CORMITOMA S.A., realizando una evaluación geomecánica de la masa rocosa, con la finalidad de garantizar la estabilidad de las labores mineras. Concluyendo que en lo referente al

sostenimiento de acuerdo a los valores determinados por Bieniawski (RMR) y Barton (Q), en el caso del Mineral no requiere sostenimiento; en el caso de la Zona de Contacto el sostenimiento es esporádico, ya que el levantamiento litológico estructural se realizó en la zona mineralizada; en el caso de la Pizarra el sostenimiento será a través de Split set de 5 y 7 pies espaciados cada uno de 1.2 x 1.2 m. distribuidos en forma de tres bolillos + malla electrosoldada en terrenos muy fracturados o cuadros de madera donde requiera; en el caso de la Cuarquita el sostenimiento será con puntales de seguridad, en las partes donde requiera, hacer un buen control de perforación y voladura; y en el caso de la Granodiorita será cuando lo requiera.

Santillana (2013) en su trabajo de investigación “Reducir el % de dilución, mediante el empleo de técnicas de control en los tajos de U.P. Santa María, Compañía Minera Poderosa S.A. La Libertad – Perú”, en el que se determinó la data histórica disponible de acuerdo a las técnicas de la geomecánica en cuya fuente de datos se encuentra el porcentaje de dilución diario y también la adopción de la medida de control, para luego evaluar su cumplimiento de mejora de la recuperación a través de la mejora en el proyecto CMC “Team Zona Sur”, en donde se concluye con una meta establecida de evaluación del desempeño futuro para asegurar la continuidad de la mejora del porcentaje de dilución por debajo del 40% en base a una evaluación diaria del performance de los contratistas en base a un BM de dilución establecida y la coordinación mediática de las áreas de mina y geología, para obtener un mejor nivel de control de las mediciones de la dilución.

Calderón (2018), en su tesis “Caracterización Geomecánica para la Determinación del Tipo de Sostenimiento en la Galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María”, realizó el mapeo de seis estaciones geomecánica, en las cuales encontró valores de RMR comprendidos entre regular y buena y valores de Q de Barton entre regular, buena y muy buena. Con los valores obtenidos en el Q de Barton se determinó los tipos de sostenimiento, usando el gráfico de Grimstad y 5 Barton (1993), donde recomendó el colocado de pernos de manera sistemática con espaciados de 1.7, 2.4, 2.2, 3.6, 2.2, 2.6 metros para las estaciones geomecánicas 1, 2, 3, 4, 5 y 6 respectivamente. Se apreció la presencia de agua en las seis estaciones para lo cual propuso el sostenimiento por perno hydrabolt galvanizado de 5 pies. Definiendo dos diseños de sostenimiento para las seis estaciones de la galería. El primer diseño tiene un espaciado de 1 m. entre pernos y consta de 3 pernos por fila en cada metro de avance, diseño que aplica para las estaciones geomecánicas 1, 2, 3 y 5. En el segundo diseño se tiene un espaciado de 1.50 m. entre pernos y consta de 2 pernos por fila en cada metro de avance, diseño que aplica para las estaciones 4 y 6. También define el costo de los tipos de sostenimiento propuestos.

Según Quispe (2018), en la tesis “Evaluación geomecánica para la elección del tipo de sostenimiento en el túnel Lauricocha del NV. 720, Sociedad Minera Corona S.A.”, realiza la evaluación geomecánica para la elección del tipo de sostenimiento en función del factor de seguridad y los costos unitarios de sostenimiento, para lo cual utiliza dos criterios de clasificación el RMR de Bieniawski y el GSI de Hoek y Brown para cada una de cuatro estaciones definidas. Determina que en la estación 1 se deberá sostener con perno helicoidal de 7' pies con un espaciado de 1.2 x 1.2 metros, en un tramo de

200 metros. En la Estación 2 se debe sostener con malla electrosoldada + perno helicoidal de 7' con un espaciado de 1.2 x 1.2 metros, en un tramo de 150 metros. En la Estación 3 se debe sostener con shotcrete de 2" pulgadas + perno helicoidal de 7' pies con un espaciado de 1.2 x 1.2 metros, en un tramo de 200 metros. En la Estación 4 se deberá sostener con cimbras metálicas tipo H6 en un tramo de 100 metros. También concluye que el factor de seguridad debe ser mayor a 1.50 para que las labores permanezcan estables. Finalmente realiza un cuadro de resumen de los costos de sostenimiento propuestos.

Zorrilla (2015), en su tesis “La seguridad en el sostenimiento con criterios geomecánicos en la excavación subterránea de la central hidroeléctrica Cerro del Águila”, su objetivo principal fue definir estándares de seguridad para el sostenimiento, sustentados en la aplicación de criterios geomecánicos. Mediante los métodos para clasificar geomecánicamente el macizo rocoso aplicados RMR, Q índice de Barton y GSI, se logró determinar el comportamiento geomecánico de las excavaciones subterráneas de grandes secciones como son la Caverna de Casa de Máquinas, Caverna de Transformadores, Túnel de Conducción y Túnel de Descarga de la Central Hidroeléctrica Cerro del Águila y lograr el control de los problemas como son: el relajamiento del macizo rocoso, estallidos de roca, formación de cuñas, desprendimiento de roca entre otros. Una vez analizado el comportamiento geomecánico de la formación de cuñas, se hizo posible identificar zonas con riesgo de desprendimiento y se facilitó la aplicación oportuna de medidas de control como el refuerzo del sostenimiento de hastiales y bóveda instalando anclajes puntuales o provisionales para optimizar la estabilidad del macizo rocoso y garantizar.

La resistencia de la matriz rocosa puede ser estimada en el afloramiento mediante índices de campo o a partir de correlaciones con datos proporcionados por sencillos ensayos de campo, como el ensayo de carga puntual PLT o el martillo Schmidt. El ensayo de carga puntual o de rotura entre puntas, PLT, permite obtener un índice,  $I_x$  correlacionable con la resistencia a compresión simple. Mediante el martillo Schmidt o esclerómetro se mide la resistencia al rebote de una superficie rocosa, que se correlaciona con la resistencia a compresión simple. En ambos casos es recomendable tomar un número elevado de medidas y realizar su análisis estadístico. Con los valores de resistencia obtenidos con estos métodos se puede clasificar la matriz rocosa en base a los criterios. (Vallejo et al., 2014)

Se toman unos mínimos de cinco medidas no superpuestas por estación. De todos modos, el propio martillo Schmidt dispone de una tabla de conversión. Debe de tenerse en cuenta que la escala de presión no aparece siempre en las mismas unidades. No todas las veces puede estimarse la resistencia de la roca a partir del martillo. (Bordehore, 2010)

Tabla 1

*Tabla de estimación de terreno en la resistencia en la compresión uniaxial*

<b>Grado</b>	<b>Descripción</b>	<b>Identificación de campo</b>	<b>Resistencia a compresión simple MPa</b>
R1	Roca muy blanda	Deleznable bajo golpes fuertes con la parte puntiaguda del martillo geólogo; puede desconcharse con una navaja.	1 – 5
R2	Roca blanda	Puede desconcharse con dificultad con una navaja; se pueden hacer marcas poco	5 – 25

		profundas golpeando fuertemente la roca con la punta del martillo.	
R3	Roca moderadamente dura	No se puede rayar o desconchar con una navaja; las muestras se pueden romper con un golpe firme con el martillo.	25 – 50
R4	Roca dura.	Se necesita más de un golpe con el martillo geólogo para romper la muestra.	50 – 100
R5	Roca muy dura.	Se necesitan muchos golpes con el martillo geólogo para romper la muestra.	100 – 250
R6	Roca extremadamente dura.	Sólo se pueden romper esquirlas de la muestra con el martillo geólogo.	> 250

Fuente: Bordehore, (2010).

El índice *RQD* representa la relación entre la suma de las longitudes de los fragmentos de testigos mayores de 10 cm y la longitud total del tramo considerando. Sin embargo y metodologías para estimarlo en afloramientos. (Gutiérrez et al., 2007)

Ecuación 1

*Ecuación de estimación del RQD*

$$RQD = \frac{\sum \text{longitud de los trozos de testigos} \geq 10 \text{ cm}}{\text{longitud total}} \times 100\%$$

Tabla 2

*Calidad del macizo rocoso según el índice RQD*

<i>RQD</i> %	Calidad
<25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Media
75-90	Buena
90-100	Muy buena

Fuente: Bieniawski, 1989.

El espaciado de las discontinuidades es un factor que influye en el tamaño de los bloques de roca (caída de cuñas), así como en la permeabilidad del macizo rocoso (permeabilidad secundaria o por fracturación) que condiciona la circulación de agua, el espaciado es la separación en perpendicular de dos juntas de una misma familia. Cuanto más separadas estén las juntas más estable y resistente será el macizo rocoso. Este parámetro es de crucial importancia para los cálculos “realistas” de cuñas y para estudiar el efecto de escala en el criterio de rotura de *Hoek – Brown*; no en vano este criterio es aplicable o bien a macizos rocoso sin fracturas o bien intensamente fracturados de tal forma que se trata de un medio continuo homogéneo y sin direcciones preferentes de anisotropía (Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía, 2014).

Tabla 3

*Para obtener la resistencia uniaxial a partir de rebotes del esclerómetro*

Descripción	Espaciado de las juntas	Tipo de macizo rocoso
Muy ancho	> 3 m	Sólido
Ancho	1 – 3 m	Masivo
Moderadamente cerrado	0.3 – 1 m	Bloques
Cerrado	50 – 300 mm	Fracturado
Muy cerrado	< 50 mm	Machacado

Fuente: Bieniawski, 1989.

Es el parámetro 4 de la clasificación de Bieniawski siguiendo la nomenclatura de la descripción del RMR y subdividimos la condición o estado de las discontinuidades en 5 subcategorías (Tapahuasco, 2015).

Dependiendo de cómo se presenten estas discontinuidades o rasgos estructurales dentro de la masa rocosa, ésta tendrá un determinado comportamiento frente a las operaciones de minado (Bordehore, 2010). Los principales tipos de discontinuidades presentes en la masa rocosa son:

Los Planos de estratificación dividen en capas o estratos a las rocas sedimentarias. Las Fallas son fracturas que han tenido desplazamiento. Éstas son estructuras menores que se presentan en áreas locales de la mina o estructuras muy importantes que pueden atravesar toda la mina. Las Zonas de corte son bandas de material que pueden ser de varios metros de espesor, en donde ha ocurrido fallamiento de la roca. Las Diaclasas también denominadas juntas, son fracturas que no han tenido desplazamiento y las que más comúnmente se presentan en la masa rocosa. Los Planos de foliación se forman entre las capas de las rocas metamórficas dando la apariencia de hojas o láminas. Los Contactos litológicos que comúnmente forman, por ejemplo, la caja techo y caja piso de una veta.

La persistencia se refiere a la extensión o tamaño de una discontinuidad. Este parámetro se puede estimar (en ausencia de excavación) observando las longitudes de las superficies estudiadas en los afloramientos. Es habitual distinguir la continuidad de un estrato o diaclasa según la dirección de rumbo o buzamiento. Se trata de indicar desde donde empieza y hasta dónde llega la junta en varias direcciones. Tiene gran importancia en el estudio de la estabilidad de taludes puesto que marca la extensión de los posibles deslizamientos planos y el tamaño de las cuñas que puedan formarse (Sociedad nacional de minería petróleo y energía, 2014).

Tabla 4

*Puntuación de la persistencia según su longitud*

Grado	Descripción	Continuidad	Rango RMR
1	Muy pequeña	< 1 m	6
2	Pequeña	1 – 3 m	4
3	Media	3 – 10 m	2
4	Alta	10 – 20 m	1
5	Muy alta	> 20 m	0

Fuente: Bieniawski, 1989.

La Apertura es la separación entre los labios de las discontinuidades. Cuanta más separación más inestable es el conjunto, siendo además zonas de preferencia para la circulación de agua y la presencia de materiales arcillosos que restan resistencia al macizo (Sociedad nacional de minería petróleo y energía, 2014).

Tabla 5

*Puntuación de la apertura según la separación de caras*

Grado	Descripción	Separación de caras	Rango RMR
1	Abierta	> 5mm	0
2	Moderadamente abierta	1 – 5 mm	1
3	Cerrada	0.1 – 1 mm	4
4	Muy cerrada	< 0.1 mm	5
5	No tiene	0	6

Fuente: Bieniawski, 1989.

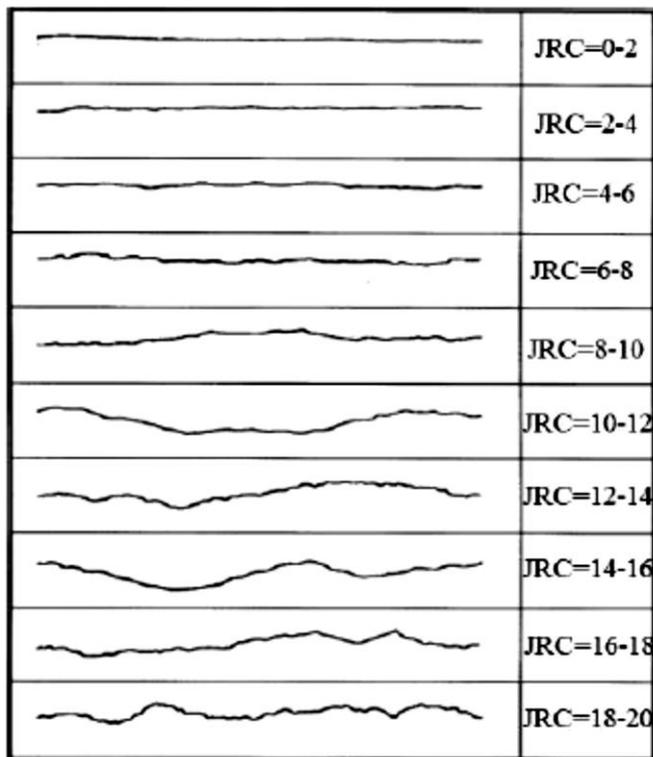
El coeficiente de rugosidad de la junta JRC es la aspereza o irregularidad de la superficie de la discontinuidad. Cuanto más rugosa sea mayor será la resistencia de

los labios de la discontinuidad. Intuitivamente tiene implicación en la cohesión y ángulo de fricción de la junta, es decir en la denominada resistencia al corte. (Gutiérrez et al., 2017)

La importancia de la rugosidad disminuye al aumentar la apertura, el espesor del relleno o cualquier desplazamiento sufrido con anterioridad, empleamos los perfiles normalizados que indican ondulación en una parte y JRC (rugosidad) en la otra. (Bongiorno et al., 2012)

Figura 1

*Perfiles normalizados para la obtención del JRC*



Fuente: Bieniawski, 1989.

El relleno se debe de indicar si no hay, si este es duro (filón) o de arcilla, etc. Con el espesor que deberá más o menos coincidir con la apertura de la junta; a excepción de que sólo tengamos parte de la junta rellena (algo no muy frecuente).

Tabla 6

*Puntuación del relleno según el tipo de relleno*

Grado	Descripción	Rango RMR
1	Relleno blando > 5 mm	0
2	Relleno blando < 5mm	1
3	Relleno duro > 5mm	2
4	Relleno duro < 5mm	4
5	ninguno	6

Fuente: Bieniawski, 1989.

La Meteorización de las rocas se refiere a la modificación en la composición o estructura de una roca situada en la superficie terrestre o en sus proximidades, debido a la acción de los agentes atmosféricos. La descripción del estado de meteorización del material rocoso es de particular importancia al considerar las rocas desde el punto de vista resistente, ya que la meteorización tiene efectos profundos en las propiedades físicas y mecánicas del material rocoso (Belandria y Bongiorno, 2012).

Tabla 7

*Descripción de la meteorización de la masa rocosa (ISRM, 1978)*

Termino	Descripción	Grado
Fresco	No se aprecian signos visibles de alteración; como mucho ligeras decoloraciones en las discontinuidades más relevantes.	I

Ligeramente meteorizado	La decoloración indica meteorización material rocoso y de las superficies de las discontinuidades. Todo el material rocoso puede estar descolorido por efecto de la meteorización y puede haber ciertas zonas más débiles externamente que en condiciones frescas (sanas).	<b>II</b>
Moderadamente meteorizado	Menos de la mitad del material rocoso esta descompuesto o desintegrado en suelo. Hay presente zonas de roca sana o descolorida a modo de entramado discontinuo o como fragmentos aislados.	<b>III</b>
Muy meteorizado	Mas de la mitad del material rocoso esta descompuesto o desintegrado en suelo. Hay presente zonas de roca sana o descolorida a modo de entramado discontinuo o como fragmentos aislados.	<b>IV</b>
Completamente meteorizado	Todo el material rocoso esta descompuesto o desintegrado y ha dado paso a un suelo. La estructura original del macizo rocoso esta sensiblemente intacta.	<b>V</b>
Suelo residual	Toda la roca se ha convertido en suelo. La estructura del macizo rocoso y la fábrica han desaparecido. Hay un gran aumento de volumen, pero el suelo no ha sido transportado de forma significativa.	<b>VI</b>

---

Fuente: Cañapataña, (2019).

Tabla 8

*Puntuación de la meteorización según el nivel de meteorización*

<b>Grado</b>	<b>Descripción</b>	<b>Grado</b>
1	Descompuesta	0
2	Muy meteorizada	1
3	Moderadamente meteorizada	3
4	Ligeramente meteorizada	5
5	No meteorizada	6

Fuente: Bieniawski, 1989.

Las Condiciones hidrogeológicas se refieren a la circulación de agua en los macizos rocosos que se realiza principalmente por las discontinuidades: fallas, diaclasas, juntas, en lo que se denomina permeabilidad secundaria.

Tabla 9

*Puntuación según presencia de agua*

<b>Grado</b>	<b>Descripción</b>	<b>Rango RMR</b>
1	Completamente seco	15
2	Semi húmedo	10
3	Húmedo	7
4	Mojado	4
5	Flujo de agua	0

Fuente: Bieniawski, 1989.

La clasificación Q fue desarrollada en 1974 por *Barton, Lunde y Lien* a partir de la información de numerosos túneles. Posteriormente ha sido revisada en varias ocasiones. La que se describe a continuación es la Clasificación Q Barton, 2000.

Tabla 10

*Índice de la calidad de la roca en función de RQD*

Índice de calidad de la roca	
Descripción	<i>RQD</i> %
Muy pobre	0 - 25
Pobre	25 - 50
Regular	50 - 75
Buena	75 - 90
Excelente	90 - 100

Fuente: Barton, 1974.

Estimar el *RQD* con 5% de aproximación, cuando no se disponga de testigos

$$RQD = 115 - 3.3 J_v$$

Donde:

$J_v$ : Número de Diaclasas por  $m^3$ , si el *RQD* es menor de 10, emplear un valor nominal 10.

Esta clasificación geomecánica permite estimar parámetros geotécnicos del macizo rocoso y lo que es más importante diseñar sostenimientos para túneles y otras excavaciones subterráneas.

Sobre la base de una evaluación de un gran número de casos históricos de excavaciones subterráneas (1974), del Instituto Geotécnico de Noruega, propusieron un Índice de Calidad Tunelera (Q) para la determinación de las características de la masa rocosa y de los requerimientos de sostenimiento de los túneles. El valor numérico de este índice Q varía sobre una escala logarítmica desde 0.0001 hasta un máximo de 1,000, y está definido por:

Ecuación 2: *Estimación parámetro Q de Barton*

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

Donde: Se calcula mediante 6 parámetros geotécnicos según la siguiente expresión:

El RQD es el Índice de calidad de la roca, es decir la relación en tanto por ciento entre la suma de longitudes de testigo de un sondeo mayores de 10cm y la longitud total.

Barton indica que basta tomar el RQD en incremento de 5 en 5, y que como mínimo tomar RQD = 10. El  $J_n$  varía entre 0,5 y 20, y depende del número de familias de juntas que hay en el macizo. El  $J_r$  varía entre 1 y 4, y depende de la rugosidad de las juntas.

El  $J_a$  varía entre 0,75 y 20, y depende del grado de alteración de las paredes de las juntas de la roca. El  $J_w$  varía entre 0,05 y 1 Parámetro basado en la presencia de agua.

El SRF es el factor de reducción de esfuerzos y depende del estado tensional de la roca.

A partir de la puntuación obtenida en cada bloque podremos conocer que término tiene mayor o menor peso en la evaluación del índice  $Q$  y por tanto su influencia en la calidad del macizo rocoso.

El Índice de calidad de la roca ( $RQD$ ), se trata de un índice para medir el grado de un macizo rocoso a partir de testigos de sondeo y puede determinarse de forma online según la fórmula  $RQD$  del enlace. Se mide en porcentaje y los valores inferiores al 25% nos indican un macizo muy fracturado y de una calidad muy mala mientras que, en el otro extremo, los valores de  $RQD$  superiores al 90% nos indican un macizo rocoso nada o muy poco fracturado y por tanto de calidad excelente.

Tabla 11

*Valoración de calidad de la roca*

<b>Calidad</b>	<b>Valoración</b>
Excepcionalmente buena	1 000 - 400
Extremadamente buena	400 - 100
Muy buena	100 - 40
Buena	40 - 10
Regular	10 - 4,0
Pobre	4 - 1,0
Muy pobre	1 - 0,1
Extremadamente pobre	0,1 - 0,01
Excepcionalmente pobre	0,01 - 0,001

Fuente: Barton, 1974.

El Índice de diaclasado ( $J_n$ , de forma similar el  $RQD$ , nos indica el grado de fracturación del macizo rocoso. Presenta unos valores comprendidos entre 0,5 para rocas masivas sin diaclarar y un valor de 20 para rocas trituradas pasando por una, dos, tres, cuatro o más familias de discontinuidades. (Bordehore, 2010)

Tabla 12

*Número de discontinuidades*

<b>Descripción</b>	<b><math>J_n</math></b>
Masiva o con muy poca discontinuidad	0,5 – 1,0
Un sistema de discontinuidad	2
Un sistema de principal y uno secundario	3
Dos sistemas de discontinuidad	4
Dos sistemas principales y uno secundario	6
Tres sistemas de discontinuidades	9
Tres sistemas principales y uno secundario	12
Cuatro sistemas de discontinuidades o más (roca muy fracturada)	15
Roca triturada (Terrosa)	20

Fuente: Barton, 1974.

Para intersecciones de túneles, usar  $(3.0 \cdot J_n)$ , para portales usar  $(2.0 \cdot J_n)$ .

Es el índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas ( $J_r$ ), contiene 9 clasificaciones desde A hasta J diferenciándose dos grupos: por un lado, las diaclasas que están en contacto o cuyas caras están en contacto ante un desplazamiento inferior a 10 cm y aquellas juntas que no estarán en contacto ante desplazamientos cortantes (Bordehore, 2010).

Los valores de  $J_r$  están comprendidos entre 4 y 0,5 y pueden distinguirse: Diaclasas discontinuas – diaclasas onduladas, rugosas o irregulares – diaclasas onduladas, lisas – diaclasas onduladas, perfectamente lisas- diaclasas planas, rugosas o irregulares – diaclasas planas, lisas – diaclasas planas, perfectamente lisas – diaclasas con relleno de minerales arcillosos de espesor suficiente que no permiten el contacto de las caras de la discontinuidad – diaclasas con relleno arenoso, gravoso o roca triturada de espesor suficiente para no permitir en contacto entre las caras de la discontinuidad.

Tabla 13

*Parámetros de la rugosidad de las discontinuidades*

	<b>Descripción</b>	<b><math>J_r</math></b>
A	Diaclasas discontinuas	4
B	Rugosas e irregulares, onduladas	3
C	Lisas, Onduladas	2
D	Lustrosas Ondulantes	1,5
E	Rugosas o irregulares, planares	1,5
F	Lisas, Planares	1
G	Lustrosas, Planares	0,5
H	Zona conteniendo arcillas en cantidad suficiente como para impedir el contacto entre las superficies que limitan la fractura.	1

J Zona de material arenoso en cantidad suficiente como para impedir el contacto entre las superficies que limitan la fractura. 1

Fuente: Barton, 1974.

En grupos A hasta la G, el contacto entre las superficies de la discontinuidad se logra con desplazamientos de cizalla inferiores a los 10 cm. Las descripciones se refieren a las características de pequeña escala y características de escala intermedia, en ese orden. En los grupos H y J no se produce contacto entre las superficial ocurrir desplazamientos de cizalla. (agregar 1,0 cuando el espaciamiento medio de las diaclasas fuera superior a 3 cm,  $J_r = 0,5$  puede ser usado para juntas planares lustrosas que tienen alineaciones, siempre que las alineaciones están orientadas para la resistencia mínima).

El Índice de alteración de las discontinuidades ( $J_a$ ), como su nombre indica mide las alteraciones de las juntas. Se distinguen tres grupos dependiendo de si están o no en contacto los planos de discontinuidad (contacto entre los planos de discontinuidad, contacto entre los planos de discontinuidad ante un desplazamiento cortante inferior a 10 cm, no existe contacto entre los planos de las juntas ante un desplazamiento).

Dentro de cada grupo hay varios campos en función del grado de alteración y presencia de minerales arcillosos cuyos valores extremos oscilan entre 0,75 para las discontinuidades cerradas, duras, sin reblandecimiento, impermeable, cuarzo y 20 para las discontinuidades abiertas con rellenos de arcilla gruesos.

Tabla 14

*Factor de alteración de las discontinuidades*

Descripción	$J_a$
-------------	-------

A	Ajustadas, rellenas con material compacto	0,75
B	Superficies inalteradas, ligeras manchas de oxidación	1
C	Superficies ligeramente alteradas, cubiertas con material granular, producto de la desintegración de la roca.	2
D	Capas superficiales de material limoso o arcilloso arenoso, con una pequeña fracción cohesiva.	3
E	Capas superficiales de arcilla (caolinita, mica, cloritas, etc.) cantidades pequeñas de arcilla expansiva en capas 1 – 2 mm de espesor.	4

Fuente: Barton, 1974.

El Factor de reducción por la presencia de agua ( $J_w$ ), se trata de un coeficiente que minora el índice Q en función de la entrada de agua a la excavación. Alcanza un valor máximo de 1,0 para excavaciones secas o pequeñas surgencias y un valor mínimo de 0,05 para fluencias excepcionalmente altas o de presión elevada de carácter persistente ( $>10 \text{ kg/cm}^2$ ).

Tabla 15

*Factor de reducción por contenido de agua en fracturas*

	DESCRIPCION	$J_w$
A	Secas o flujos bajos (5 l/min)	1
B	Flujos a presiones medias que ocasionen erosión del material de relleno	0,66
C	Flujos o presiones altas en roca competente con diaclasas sin relleno	0,5
D	Flujos a presiones altas con erosión considerable del material de relleno	0,33
E	Flujos o presiones excepcionalmente altas luego de la voladura disminuyendo con el tiempo	0,2 – 0,1
F	Flujos o presiones excepcionalmente altas sin que ocurra una disminución en el tiempo.	0,1 – 0,05

Fuente: Barton, 1974.

Factores C a F son estimaciones básicas. Aumentar  $J_w$  si se han instalado medidas de drenaje. Especiales problemas causados por la formación de hielo no son considerados.

Para la caracterización general de las masas de roca distantes de las influencias de excavación, el uso de  $J_w = 1,0, 0,66, 0,5, 0,33$ , etc., aumenta con la profundidad como por ejemplo 0 - 5m, 5 - 25 m, 25 - 250 m  $a > 250$  m se recomienda, si se asume que  $RQD / J_n$  es lo suficientemente bajo (ejemplo 0,5 - 25) para una buena conectividad hidráulica. Esto le ayudará a ajustar Q para algunos de las tensiones efectivas y los efectos de ablandamiento de agua, en combinación con los valores apropiados de caracterización SRF. Correlaciones con módulo de deformación estática y la profundidad dependen de la velocidad sísmica. En la práctica usar estos valores cuando se desarrollan.

El Factor de estado tensional (*SRF*), Significa Stress Reducción Factor en inglés y es un factor que evalúa el estado tensional del macizo rocoso. El valor fluctúa entre 0,5 y 400. Se distinguen 4 grupos para evaluar el coeficiente SRF: zonas débiles que interceptan a la excavación pudiendo producirse desprendimientos de roca a medida que la excavación del túnel va avanzando; rocas competentes, problemas tensionales en las rocas; rocas deformables: flujo plástico de roca incompetente sometida a altas presiones litostáticas; rocas expansivas: actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua.

Tabla 16

*Factor de reducción por tensiones*

	<b>Rocas competentes, problemas tensionales en las rocas</b>	<b>sc/s1</b>	<b>sq/sc</b>	<b>SRF</b>
H	Tensiones bajas, poca profundidad, diaclasas abiertas.	> 200	< 0,01	2,5
J	Tensiones moderadas, condiciones tensionales favorables.	200 - 10	0,01 – 0,3	1
K	Tensiones elevadas, estructura muy compacta. Normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales.	10 - 5	0,3 – 0,4	0,5 - 2
L	Lajamiento moderado de la roca después de 1 hora en rocas masivas.	5 - 3	0,5 – 0,65	5 - 50
M	Lajamiento y estallido de la roca después de pocos minutos en rocas masivas.	3 - 2	0,65 - 1	50 - 200
N	Estallidos violentos de roca (deformación explosiva) y deformaciones dinámicas inmediatas en rocas masivas.	< 2	> 1	200 - 400

Fuente: Barton, 1974.

La justificación de la investigación se fundamenta, en que no se tiene información en la empresa minera en estudio, sobre un análisis comparativo de los parámetros geomecánicos Q de Barton y RMR de Bieniawski; los resultados de esta investigación servirán como precedente para futuras investigaciones en tesis de la UPN y empresas mineras interesadas en este tema de investigación.

## 1.2. Formulación del problema

¿Cómo identificar la dilución de mineral en el macizo rocoso de una empresa minera de Cajamarca en el año 2021?

### **1.3. Objetivos**

#### **1.3.1. Objetivo general**

Establecer un análisis comparativo de los parámetros de entrada Q de Barton y RMR de Bieniawski para identificar la dilución de mineral en el macizo rocoso de una empresa minera de Cajamarca en el año 2021.

#### **1.3.2. Objetivos específicos**

- Caracterizar el macizo rocoso presente en el nivel 3 haciendo uso de la clasificación RMR Bieniawski y Q de Barton en base a los parámetros geomecánicos obtenidos de los sondajes (ALS-01, ALS-02, ALS-03 y ALS-04).
- Identificar las leyes de oro, plata y porcentajes de dilución que presento el nivel 3 durante el primer trimestre del año 2021.
- Definir los tipos de roca presente en el nivel 3 con los métodos de RMR de Bieniawski y Q de Barton comparando ambos resultados con las leyes de oro y plata.

### **1.4. Hipótesis**

#### **1.4.1. Hipótesis general**

Estableciendo un análisis comparativo de los parámetros de entrada Q de Barton y RMR de Bieniawski del macizo rocoso en el nivel 3, se identificará las leyes de oro, plata y porcentajes de dilución en el macizo rocoso de la empresa minera en estudio.

### 1.4.2. Hipótesis específicas

- Al realizar la caracterización haciendo uso de la clasificación RMR Bieniawski y Q de Barton en base a los parámetros geomecánicos obtenidos de los sondajes (ALS-01, ALS-02, ALS-03 y ALS-04), se determinará los tipos de roca presentes en el macizo rocoso del nivel 3.
- Identificando las leyes de oro, plata y porcentajes de dilución que presento el nivel 3 durante el primer trimestre del año 2021, se logrará analizar el aumento del porcentaje de dilución durante este periodo.
- Al definir los tipos de roca presente en el nivel 3 con los métodos de RMR de Bieniawski y Q de Barton correlacionando ambos resultados con las leyes de oro y plata, se logrará identificar en qué tipo de roca se encuentran emplazados los minerales con las leyes más altas.

## CAPÍTULO II. METODOLOGÍA

### 2.1. Tipo de investigación

Según la naturaleza y las características del estudio de investigación es del tipo Aplicada, No experimental con diseño descriptivo, ya que el estudio analiza comparativamente los parámetros de entrada Q de Barton y RMR de Bieniawski para identificar la dilución de mineral en el macizo rocoso de una empresa minera en Cajamarca. Para lo cual se aplicaron ambas caracterizaciones de forma precisa tomando en cuenta la información obtenida de 4 sondeos realizados en el nivel 3 de la mina en estudio.

Murillo (2008), la investigación aplicada recibe el nombre de “investigación práctica o empírica”, que se caracteriza porque busca la aplicación o utilización de los conocimientos adquiridos, a la vez que se adquieren otros, después de implementar y sistematizar la práctica basada en investigación. El uso del conocimiento y los resultados de investigación que da como resultado una forma rigurosa, organizada y sistemática de conocer la realidad.

Según Hernández, Fernández y Baptista (2012), la investigación no experimental es aquella que se realiza sin manipular deliberadamente variables. Es decir, es investigación donde no hacemos variar intencionalmente las variables independientes. Lo que hacemos en la investigación no experimental es observar fenómenos tal y como se dan en su contexto natural, para después analizarlos, es cualquier investigación en la que resulta imposible manipular variables o asignar aleatoriamente a los sujetos o a las

condiciones. De hecho, no hay condiciones o estímulos a los cuales se expongan los sujetos del estudio. Los sujetos son observados en su ambiente natural, en su realidad.

Según Tamayo y Tamayo (2006), el tipo de investigación descriptiva, comprende la descripción, registro, análisis e interpretación de la naturaleza actual y la composición o procesos de los fenómenos; el enfoque se hace sobre conclusiones dominantes o sobre cómo una persona, grupo, cosa funciona en el presente; la investigación descriptiva trabaja sobre realidades de hecho, caracterizándose fundamentalmente por presentarnos una interpretación correcta.

## **2.2. Población y muestra**

### **Población**

El macizo rocoso y leyes de mineral de los 10 niveles, desde el nivel superior 3315 hasta el nivel 2460.

### **Muestra**

El macizo rocoso y de leyes de mineral del nivel 3 (3000 – 3315 Nv).

Esta muestra está constituida por el macizo rocoso de 4 sondajes diamantinos: ALS-01, ALS-02, ALS-03 y ALS-04

## **2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos**

### **2.3.1. Recopilación de la información documental**

Se recopila información bibliográfica, información en revistas, folletos e información virtual en relación a los parámetros de entrada Q de Barton y RMR de Bieniawski. El ritmo de avance de una excavación subterránea depende del comportamiento del macizo rocoso y la técnica aplicada al sostenimiento. Para

cumplir con el programa de avance de los túneles con seguridad, debemos aplicar el sostenimiento adecuado según los requerimientos del terreno. Para aplicar un método de sostenimiento es necesario realizar una minuciosa evaluación geomecánica del macizo rocoso en aplicación a los sistemas reconocidos que utilizan los parámetros geomecánicos como el índice Q, el RMR, el RQD, entre otros, como medios de identificación del macizo. En nuestra investigación se realizará la caracterización para identificar los parámetros geomecánicos de forma precisa posteriormente se realizará el ajuste en el dimensionamiento del nivel 3, evitando así el aumento en los porcentajes de dilución.

Por lo cual inicialmente se reunió información sobre los parámetros de caracterización de la clasificación propuesta por Bieniawski, principalmente la actualizada en el año 1989.

### **2.3.2. Análisis de datos**

Para el análisis de datos se hizo uso del programa Excel, en el cual se organizó la información geomecánica del macizo rocoso proveniente de los 4 sondajes realizados en el nivel 3, para posteriormente aplicar las fórmulas y parámetros de caracterización que considera RMR de Bieniawski y Q de Barton. En el mismo programa se organizó la base de datos correspondiente a los reportes de leyes de los minerales extraídos de la muestra y los porcentajes de dilución que presentaron durante el primer trimestre del 2021. Finalmente se utilizó la estadística descriptiva, mostrando los datos mediante gráfico de barras y cuadros estadísticos.

## 2.4. Procedimiento

### 2.4.1. Primera etapa: Gabinete

Inicialmente se procede a la revisión de antecedentes, estudios previos, realizados respecto al tema, en los diferentes ámbitos, tanto local, nacional como internacional, para lo cual se recurrió a los repositorios virtuales.

Se identificó la litología del nivel 3, el cual se encuentra emplazado en rocas volcánicas del Grupo Calipuy del Paleógeno – Neógeno, Según el Boletín No 31 del Ingemmet (Reyes, 1985). La geología de la excavación subterránea del Nivel 3 está conformado por rocas andesíticas de color verduzco con orientación  $Az = 235^\circ$  y  $Bz = 32^\circ NW$ , conformado la caja techo y piso, al mismo tiempo los cartografiados geológicos muestran alteraciones en tres tramos. El primer tramo se inicia en el PI + 58 m. del túnel, definido por rocas andesitas dispersas conformado por un 25% por no haber sido afectadas en su totalidad por la alteración y conformado con mayor proporción el 75% por alteraciones sin afectadas por aguas meteóricas y flujos hidrotermales, reordenando la composición mineralógica y textural de la roca. Las texturas deleznable que conforman este tramo están relacionadas con alteraciones: argílica a filica, con tonalidades de colores anaranjados, amarillentos a marrones.

### 2.4.1. Segunda etapa: Procesamiento de datos

Para la obtención de los datos de geomecánica del macizo rocoso se analizó los datos de las estaciones geomecánicas y la información de los 4 sondajes realizados en el cual se determinaron cualitativamente y cuantitativamente el

número de familias de fracturas (diaclasas conjugadas, familias aleatorias) por medio de la metodología descrita por Palmström (2005) para obtener el contenido volumétrico de discontinuidades ( $J_v$ ) y el RQD. El índice RQD también se obtuvo con estaciones geomecánicas para determinar valores de variación de las clasificaciones RMR y Q. Para recopilar esta información se hizo uso de un formato elaborado con los parámetros y valorizaciones geomecánicas (ver Anexo 01)

Posteriormente en las mismas estaciones geomecánicas se realizó un inventario de fracturas, rellenos, alteraciones, rumbos e inclinaciones, para determinar el estado de las discontinuidades para las clasificaciones RMR y Q. Con el esclerómetro, se determinó el rebote de la matriz rocosa y de algunas discontinuidades, con el fin de estimar una función de correlación respecto al ángulo de aplicación, rebote y la resistencia a la compresión inconfiada o uniaxial (RCI). En las estaciones, se estimaron las condiciones tensionales de la roca y presencia de agua freática en el macizo, finalmente se obtuvo la resistencia a la compresión inconfiada por métodos de estimación cualitativa de campo, y con esclerómetro.

Por medio de hojas de cálculo programadas y aplicaciones en Mecánica de Rocas y estimación de parámetros en la bibliografía disponible, se realizaron las clasificaciones geomecánicas **RMR** (Bieniawski, 1989) y **Q** (Barton, Lien & Lunde, 1974).

## CAPÍTULO III. RESULTADOS

### 3.1. Caracterización del macizo rocoso presente en el nivel 3 según RMR de Bieniawski y Q de Barton

La caracterización del macizo rocoso se realizó tomando en cuenta la información de las estaciones geomecánicas del nivel 3 y los datos de los análisis correspondientes a los sondajes ALS-01, ALS-02, ALS-03 y ALS-04.

#### 3.1.1. Caracterización RMR de Bieniawski

Los resultados que se muestran a continuación fueron tomados de las estaciones geomecánicas del nivel 3 y de los análisis realizados a los 4 sondajes, para lo cual se hizo uso de la siguiente tabla.

Tabla 17

*Clasificación RMR de Bieniawski*

RMR (Suma total de valorización en tablas)	Calificación del macizo rocoso	Clase
81 - 100	Muy Bueno	I
61 - 80	Bueno	II
41 - 60	Medio	III
21 - 40	Malo	IV
0 - 20	Muy Malo	V

Fuente: Bieniawski, (1989).

Tabla 18

*Resultados de la descripción de los parámetros geomecánicos - RMR Bieniawski*

PARÁMETROS RMR DE BIENIAWSKI										
Sondeos	Resistencia de la roca (Mpa)	Índice de calidad de la roca (%)	Espaciado de la discontinuidad (mm)	Continuidad (mm)	Abertura (mm)	Rugosidad	Relleno	Meteorización	Grado de Humedad	Orientación de juntas
ALS - 01	105	93	Junta	Media	0.07	Lig. Rugosa	NP	Lig. meteorizado	Húmedo	Favorable
ALS - 02	120	98	Junta	Media	0.06	Lig. Rugosa	NP	Lig. meteorizado	Húmedo	Favorable
ALS - 03	258	96	Mod. Junta	Media	0.06	Lig. Rugosa	NP	Lig. meteorizado	Húmedo	Favorable
ALS - 04	295	100	Mod. Junta	Media	0.08	Rugosa	NP	Inalterado	Lig. Húmedo	Favorable

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 19

*Resultados de la valorización de los parámetros geomecánicos - RMR Bieniawski*

PARÁMETROS RMR DE BIENIAWSKI											
Sondeos	Resistencia de la roca (Mpa)	Índice de calidad de la roca (%)	Espaciado de la discontinuidad (mm)	Continuidad (mm)	Abertura (mm)	Rugosidad	Relleno	Meteorización	Grado de Humedad	Orientación de juntas	RMR
ALS - 01	12	20	8	2	5	3	NP	5	7	-2	<b>60</b>
ALS - 02	12	20	8	2	5	3	NP	5	7	-2	<b>60</b>
ALS - 03	15	20	10	2	5	3	NP	5	7	-2	<b>65</b>
ALS - 04	15	20	10	2	5	5	NP	6	10	-2	<b>71</b>

Fuente: Elaboración propia.

En las tablas 18 y 19 se evidencia los tipos de roca identificados según los parámetros y valorizaciones de la Clasificación propuesta por Bieniawski, encontrando que en el nivel 3 hay presencia de roca tipo II y III, roca buena y regular respectivamente.

### 3.1.1. Caracterización Q de Barton

A continuación, se presentan los resultados de la caracterización geomecánica tomando en cuenta la clasificación propuesta por Barton.

Tabla 20

*Resultados de la descripción de los parámetros geomecánicos - Q de Barton*

Sondeos	RQD (%)	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF
ALS - 01	78	Sistema de discontinuidad	Lustrosas Ondulantes	Ajustadas, rellenas con material compacto	Flujos a presiones medias que ocasionen erosión del material de relleno	Tensiones moderadas, condiciones tensionales favorables.
ALS - 02	98	Sistema de discontinuidad	Rugosas o irregulares, planares	Ajustadas, rellenas con material compacto	Flujos a presiones medias que ocasionen erosión del material de relleno	Tensiones moderadas, condiciones tensionales favorables.
ALS - 03	85	Masiva	Lisas, Onduladas	Superficies inalteradas, ligeras manchas de oxidación	Flujos a presiones medias que ocasionen erosión del material de relleno	Tensiones moderadas, condiciones tensionales favorables.
ALS - 04	100	Masiva	Lisas, Onduladas	Superficies inalteradas, ligeras manchas de oxidación	Flujos bajos	Tensiones moderadas, condiciones tensionales favorables.

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 21

*Resultados de la valorización de los parámetros geomecánicos - Q de Barton*

Sondeos	RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	Índice Q	Calidad
ALS - 01	78	2	1.5	0.75	0.66	1	51	Muy buena
ALS - 02	98	2	1.5	0.75	0.66	1	65	Muy buena
ALS - 03	85	1	2	1	0.66	1	112	Extremadamente buena
ALS - 04	100	0.75	1.75	1	1	1	233	Extremadamente buena

Fuente: Elaboración propia.

En las tablas 20 y 21 se observa que según características geomecánicas del macizo rocoso del nivel 3, empleando la fórmula para determinar el índice de Q, se ha identificado roca muy buena y extremadamente buena.

### 3.2. Leyes de oro, plata y porcentajes de dilución durante el periodo enero – marzo en el nivel 3

En las tablas que se presentan a continuación se muestran las leyes obtenidas del análisis a los 4 sondajes realizados.

Tabla 22

*Leyes de Oro y Plata - ALS 01*

Muestra	AuT	AuS	AgT	AgS
DDH-ALS-01	1.297	1.082		2.133
DDH-ALS-01	2.271	1.886	11.73	6.67
DDH-ALS-01	1.299	0.433	6.33	1.55
DDH-ALS-01	8.04	3.626		54.27
DDH-ALS-01	3.261	0.872		1.625
DDH-ALS-01	5.94	5.735		0.46
DDH-ALS-01	1.343	1.107		0.708
DDH-ALS-01	1.338	1.239		0.3
DDH-ALS-01	5.58	5.158		73.86
DDH-ALS-01	2.207	2.04		1.19
DDH-ALS-01	1.38	1.323		0.24
DDH-ALS-01	1.296	1.112		2.373
DDH-ALS-01	1.529	1.421	0.7	0.44
DDH-ALS-01	1.358	1.304		0.821
DDH-ALS-01	1.306	0.845		0.31
DDH-ALS-01	2.369	1.878		1.022
DDH-ALS-01	6.447	4.043		0.87
DDH-ALS-01	1.343	1.298		1.244
DDH-ALS-01	5.47	5.277		2.937
DDH-ALS-01	2.281	0.005		0.06
DDH-ALS-01	1.296	1.064		9.28
DDH-ALS-01	1.293	0.879		29.91
DDH-ALS-01	2.407	0.566		9.17
DDH-ALS-01	1.298	1.245		1.356
DDH-ALS-01	1.364	0.944		6.449
DDH-ALS-01	2.395	0.486		4.47
DDH-ALS-01	1.364	1.253		1.277
DDH-ALS-01	1.358	1.137		0.58
DDH-ALS-01	1.297	1.187		0.1
DDH-ALS-01	1.293	1.089		1.62
DDH-ALS-01	2.234	1.133		4.07

DDH-ALS-01	1.308	1.244		0.07
DDH-ALS-01	1.376	1.209		1.33
DDH-ALS-01	1.361	1.262		2.19
DDH-ALS-01	1.359	0.563		2.79
DDH-ALS-01	1.337	1.154		0.44
DDH-ALS-01	1.331	1.277		0.47
DDH-ALS-01	1.529	1.074	21.2	14.637
DDH-ALS-01	1.343	1.286		0.46
DDH-ALS-01	8.053	7.35		1.1
DDH-ALS-01	1.348	1.131		0.55
DDH-ALS-01	1.379	1.199		0.53
DDH-ALS-01	1.37	1.293	2.88	2.07
DDH-ALS-01	1.367	0.486		6.73
DDH-ALS-01	1.293	1.005		0.42
DDH-ALS-01	2.288	2.19		0.19

Fuente: Datos de laboratorio.

Tabla 23

*Leyes de Oro y Plata - ALS 02*

Muestra	AuT	AuS	AgT	AgS
DDH-ALS-02	0.248	0.142		9.93
DDH-ALS-02	0.194	0.182		0.47
DDH-ALS-02	0.514	0.432		1.28
DDH-ALS-02	0.193	0.156	1.4	0.79
DDH-ALS-02	0.254	0.189		0.707
DDH-ALS-02	0.197	0.076		4.21
DDH-ALS-02	0.199	0.168		0.16
DDH-ALS-02	0.273	0.235		4.28
DDH-ALS-02	0.273	0.174		22.78
DDH-ALS-02	0.247	0.219		0.489
DDH-ALS-02	1.297	1.082		2.133
DDH-ALS-02	0.199	0.11		0.27
DDH-ALS-02	0.209	0.194		0.18
DDH-ALS-02	0.338	0.3		0.89
DDH-ALS-02	0.193	0.132	0.375	0.241
DDH-ALS-02	0.196	0.03		3.52
DDH-ALS-02	2.271	1.886	11.73	6.67
DDH-ALS-02	0.247	0.204		0.55
DDH-ALS-02	1.299	0.433	6.33	1.55
DDH-ALS-02	0.247	0.2		0.47

DDH-ALS-02	0.249	0.197		2.68
DDH-ALS-02	0.192	0.165	2.25	1.43
DDH-ALS-02	8.04	3.626		54.27
DDH-ALS-02	0.209	0.151		0.98
DDH-ALS-02	0.514	0.466		0.83
DDH-ALS-02	0.339	0.285		0.64
DDH-ALS-02	0.256	0.21		3.15
DDH-ALS-02	0.249	0.199		6.53
DDH-ALS-02	0.194	0.164		21.523
DDH-ALS-02	0.197	0.12	37.53	34.47
DDH-ALS-02	0.273	0.203		0.19
DDH-ALS-02	0.196	0.179		0.35
DDH-ALS-02	0.249	0.198		1.415
DDH-ALS-02	0.338	0.243	0.35	0.246
DDH-ALS-02	0.339	0.309		0.265
DDH-ALS-02	0.205	0.195		0.29
DDH-ALS-02	3.261	0.872		1.625
DDH-ALS-02	5.94	5.735		0.46
DDH-ALS-02	0.205	0.063		6.41
DDH-ALS-02	0.22	0.168	3.1	1.36
DDH-ALS-02	0.199	0.144		0.24
DDH-ALS-02	0.209	0.168		11.12
DDH-ALS-02	1.343	1.107		0.708
DDH-ALS-02	0.199	0.163		5.43
DDH-ALS-02	0.194	0.077		9.94

Fuente: Datos de laboratorio.

Tabla 24

*Leyes de Oro y Plata - ALS 03*

Muestra	AuT	AuS	AgT	AgS
DDH-ALS-03	2.271	1.886	11.73	6.67
DDH-ALS-03	1.895	1.814		1.581
DDH-ALS-03	2.836	1.561		45.748
DDH-ALS-03	3.261	0.872		1.625
DDH-ALS-03	5.94	5.735		0.46
DDH-ALS-03	2.452	1.545		2.78
DDH-ALS-03	2.902	2.501		2.168
DDH-ALS-03	5.58	5.158		73.86
DDH-ALS-03	2.207	2.04		1.19
DDH-ALS-03	2.99	2.5		13.913

DDH-ALS-03	2.86	2.282		0.57
DDH-ALS-03	2.527	2.429		0.696
DDH-ALS-03	6.447	4.043		0.87
DDH-ALS-03	1.851	0.773		8.18
DDH-ALS-03	2.281	0.005		0.06
DDH-ALS-03	2.296	1.995		5.57
DDH-ALS-03	7.107	4.395		1.49
DDH-ALS-03	15.367	13.695		34.68
DDH-ALS-03	1.815	1.739		0.71
DDH-ALS-03	2.879	0.693		44.25
DDH-ALS-03	2.423	2.16		0.13
DDH-ALS-03	3.004	2.385		1.63
DDH-ALS-03	2.517	2.327		0.63
DDH-ALS-03	7.453	4.29		4.83
DDH-ALS-03	2.857	2.595		3.23
DDH-ALS-03	16.04	10.11		11.64
DDH-ALS-03	12.793	11.955		15.525
DDH-ALS-03	2.234	1.133		4.07
DDH-ALS-03	1.894	1.5	3.15	2.69
DDH-ALS-03	2.843	2.718		0.87
DDH-ALS-03	2.687	2.145		0.63
DDH-ALS-03	5.34	4.845		0.87
DDH-ALS-03	2.537	2.19		1.55
DDH-ALS-03	1.846	1.68		0.86
DDH-ALS-03	20.5	13.935		0.65
DDH-ALS-03	1.815	1.68		0.46
DDH-ALS-03	1.901	1.335		6.29
DDH-ALS-03	1.842	1.635		2.67
DDH-ALS-03	3.197	3.015		9.97
DDH-ALS-03	2.306	2.175		0.47
DDH-ALS-03	3.167	0.3		0.02
DDH-ALS-03	2.288	2.19		0.19

Fuente: Datos de laboratorio.

Tabla 25

*Leyes de Oro y Plata - ALS 04*

Muestra	AuT	AuS	AgT	AgS
DDH-ALS-04	8.9	8.042		131.27
DDH-ALS-04	4.379	2.632	11.63	6.48
DDH-ALS-04	8.04	3.626		54.27
DDH-ALS-04	1.895	1.814		1.581

DDH-ALS-04	9.061	7.242		108.35
DDH-ALS-04	3.261	0.872		1.625
DDH-ALS-04	5.94	5.735		0.46
DDH-ALS-04	2.452	1.545		2.78
DDH-ALS-04	4.613	3.555		0.75
DDH-ALS-04	5.58	5.158		73.86
DDH-ALS-04	4.125	2.13		0.15
DDH-ALS-04	8.963	8.157		0.17
DDH-ALS-04	1.745	1.583		1.39
DDH-ALS-04	6.447	4.043		0.87
DDH-ALS-04	5.47	5.277		2.937
DDH-ALS-04	1.851	0.773		8.18
DDH-ALS-04	1.944	1.877		0.15
DDH-ALS-04	7.107	4.395		1.49
DDH-ALS-04	1.903	1.662	2.25	1.913
DDH-ALS-04	15.367	13.695		34.68
DDH-ALS-04	2.407	0.566		9.17
DDH-ALS-04	2.423	2.16		0.13
DDH-ALS-04	1.989	1.68		0.85
DDH-ALS-04	1.749	1.301		32.43
DDH-ALS-04	7.453	4.29		4.83
DDH-ALS-04	1.92	0.555		5.09
DDH-ALS-04	16.04	10.11		11.64
DDH-ALS-04	12.793	11.955		15.525
DDH-ALS-04	1.894	1.5	3.15	2.69
DDH-ALS-04	1.757	1.605		5.856
DDH-ALS-04	11.62	10.8	20.75	7.38
DDH-ALS-04	1.754	1.65	5.58	5.32
DDH-ALS-04	5.34	4.845		0.87
DDH-ALS-04	1.746	1.281		1.32
DDH-ALS-04	1.846	1.68		0.86
DDH-ALS-04	1.967	1.742		1.18
DDH-ALS-04	8.053	7.35		1.1
DDH-ALS-04	51.333	0.005		0.14
DDH-ALS-04	20.5	13.935		0.65
DDH-ALS-04	4.84	4.425		1.34
DDH-ALS-04	3.399	3.312		0.54
DDH-ALS-04	1.901	1.335		6.29
DDH-ALS-04	1.75	1.605	2.95	2.32

Fuente: Datos de laboratorio.

En las tablas anteriores se evidencia que las leyes más altas de oro y plata se registraron en los sondeos ALS 03 y ALS 04 con 20.5 gr/t Au - 11.73 gr/t Ag y 51.33 gr/t Au - 20.7 gr/t Ag respectivamente.

Tabla 26

*Porcentajes de dilución Enero – marzo*

Mes	Potencia de Veta	A. Minado Programado	Dilución Veta	A. Minado - Ej- Prog	A. Minado Ej- Pot	A. Minado Ejecutado	%Dilución	
							Permisible	Total
Enero	0.55	0.90	0.35	-0.05	0.30	0.85	35.77%	32.31%
Febrero	0.70	0.90	0.20	0.20	0.40	1.10	20.00%	33.33%
Marzo	0.70	0.90	0.20	0.30	0.50	1.20	20.00%	38.46%

Fuente: Datos de Laboratorio.

En la tabla 26 se observa el aumento porcentual en la dilución de mineral de hasta un 6% siendo mayor en el mes de marzo y sobrepasando los límites permisibles de la dilución programada.

### 3.3. Comparación de resultados de la clasificación por RMR de Bieniawski, Q de Barton y leyes de oro y plata

Se presenta a continuación una tabla comparativa y de correlación entre los datos obtenidos de la calidad de roca mediante los sistemas de clasificación RMR de Bieniawski y Q de Barton, además de los valores de las leyes más altas identificadas en los 4 sondajes realizados.

Tabla 27

*Comparación de calidad de Roca Vs Leyes de Oro y Plata*

SONDAJES	LEYES Au	LEYES Ag	TIPO DE ROCA RMR	TIPO DE ROCA Q DE BARTON
DDH-ALS-01	8.05	11.73	III - REGULAR	Muy buena
DDH-ALS-02	8.04	37.53	III - REGULAR	Muy buena
DDH-ALS-03	20.5	11.73	II - BUENA	Extremadamente buena
DDH-ALS-04	51.33	20.7	II - BUENA	Extremadamente buena

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 27 se observa que la presencia de las leyes de oro y plata más altas fueron identificadas en los sondajes ALS 03 y ALS 04, las zonas de extracción de muestras estos sondajes se caracterizan por presentar una calidad de roca Buena (RMR) y extremadamente Buena (Q de Barton).

## CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

### 4.1 Discusión

Inicialmente se realizó la caracterización de la calidad de roca haciendo uso del sistema RMR de Bieniawski y Q de Barton, obteniendo como resultado la presencia de roca Buena – Regular y Muy buena - Extremadamente buena, respectivamente para los 4 sondajes.

En los análisis de leyes, se identificó las mas altas de oro y plata emplazadas en roca de calidad buena, en los sondajes ALS 03 y ALS 04, llegando hasta 51.33 gr/t de Au y 20.7 gr/t de Ag. Sin embargo, en los resultados de dilución se ve un aumento a los porcentajes permisibles siendo el mes de marzo el cual excede en hasta 6% a la programada, esto perjudicará directamente a la producción y dará lugar a porcentajes de recuperación inferiores a los estimados. Este problema está ocasionado por la mala caracterización del macizo rocoso ya que actualmente se está asumiendo la presencia de roca del tipo mala a regular y en base a esa información se ha realizado un mal dimensionamiento en las secciones, lo cual contribuye al aumento de los porcentajes de dilución. Estos resultados nos permiten apoyar lo señalado por Cotes (2011) en su trabajo de investigación “Recopilación de información para futuro estudio técnico-económico en la explotación de mantos de baja potencia en Mina Rafaela”, en el informe de investigación se presenta una compilación de carácter técnico con la finalidad de entregar un estudio de los parámetros orientados a la recuperación minera basado en las consideraciones geológicas y caracterización del macizo rocoso realizando un correcto dimensionado de distintos sectores para su explotación y

recuperación apropiada a las características del yacimiento que incida en la disminución del porcentaje de la dilución.

Con la caracterización realizada de forma correcta y más precisa, haciendo uso de ambos sistemas de clasificación del macizo rocoso basados en parámetros geomecánicos, se ha determinado que el nivel 3 presenta un tipo de roca de regular a buena y muy buena, por lo tanto, se tiene que realizar un ajuste en el dimensionamiento de secciones y demás operaciones que estén contribuyendo al aumento en los porcentajes de dilución. Estos resultados nos permiten apoyar lo señalado por Jesusi (2017), “Estrategias para reducir la dilución mediante criterios geomecánicos en el método de minado de tajeo por sus niveles”, trabajo de investigación en donde se plantea las estrategias necesarias para controlar la dilución del mineral aplicando criterios geomecánicos para reducir el porcentaje de dilución secundario y la toma en énfasis de los parámetros geomecánicos influyentes, para establecer estrategias para su control y reducir la dilución secundaria (dilución no planeada) posteriormente se procedió a levantar la información necesaria (mapeo y logeos geomecánicos), para la caracterización y clasificación geomecánica adicionalmente se tenía la información de los ensayos de laboratorio lo que permitió levantar la información necesaria en la zona de veta, para definir las propiedades índices de la roca y con esto se procedió al uso de métodos empíricos como el método gráfico de Mathews para la estabilidad de los tajeos (N extendido, el equivalente lineal de sobre rotura ELOS de Clark y Palkanis para estimar la dilución, el método de Carter para dimensionar los pilares puentes y el método de Barton para el diseño de sostenimiento de labores y el programa Phase 2 de Rocscience , para calcular las

“Análisis comparativo de los parámetros de entrada Q de Barton y RMR de Bieniawski para identificar la dilución de mineral en el macizo rocoso de una empresa minera de Cajamarca 2021”

deformaciones y esfuerzos con el fin de evaluar las condiciones de estabilidad de los tajeos diseñados.

## 4.2 Conclusiones

Se estableció un análisis comparativo de los parámetros de entrada Q de Barton y RMR de Bieniawski del macizo rocoso en el nivel 3, identificando las leyes de oro, plata con valores de 51.33 gr/t Au, 20.5 gr/t Au y 20.7 gr/t Ag, 11.73 gr/t; los porcentajes de dilución medidos exceden en un 6% a los programados.

Se caracterizó el macizo rocoso presente en el nivel 3 haciendo uso de la clasificación RMR Bieniawski y Q de Barton en base a los parámetros geomecánicos obtenidos de los sondajes (ALS-01, ALS-02, ALS-03 y ALS-04). Encontrando una roca de tipo Regular – Buena (RMR) y Muy Buena – Extremadamente buena (Q de Barton).

Se identificó las leyes de oro, plata y porcentajes de dilución que presento el nivel 3 durante el primer trimestre del año 2021. Las leyes más altas de oro y plata se registraron en los sondajes ALS 03 y ALS 04 con 20.5 gr/t Au - 11.73 gr/t Ag y 51.33 gr/t Au - 20.7 gr/t Ag respectivamente. La variación porcentual en la dilución de mineral excede en un rango de hasta 6% a la programada sobrepasando los límites permisibles, siendo mayor en el mes de marzo.

Se comparó los resultados de leyes y calidad de roca identificada haciendo uso del RMR de Bieniawski y Q de Barton. Las leyes de oro y plata más altas fueron identificadas en los sondajes ALS 03 y ALS 04, las zonas de extracción de muestras

estos sondajes se caracterizan por presentar una calidad de roca Buena (RMR) y extremadamente Buena (Q de Barton).

Se determinó realizar un ajuste en el dimensionamiento de secciones para continuar con el proceso de explotación, ya que el principal problema está ocasionado por la mala caracterización del macizo rocoso. Actualmente se está asumiendo la presencia de roca del tipo mala a regular y en base a esa información se ha realizado un mal dimensionamiento en las secciones, lo cual contribuye al aumento de los porcentajes de dilución.

Profundizar en la investigación comparando los resultados con el sistema de clasificación del macizo rocoso GSI, e implementar el análisis de los resultados con toda la información geomecánica para determinar posibles causas que originen incremento en la dilución (ELOS).

## REFERENCIAS

- Barton. (1974). “*Correlación entre el índice RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton*”. Informes de la Construcción. Vol. 69, 5, 14. España.
- Bieniawski. (1989). “*Evaluation of the deformation modulus of rock masses using RMR*”. (Séptima Ed). USA.
- Bordehore, L. J. (2010). “*Clasificaciones geomecánicas y diseño empírico de sostenimiento*”. (Segunda Ed). USA. 2, 23.
- Calderón, M. (2018). “*Caracterización geomecánica para la determinación del tipo de sostenimiento en la galería gavilán de oro de la UEA Ana Maria*”. (tesis pre grado). Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú.
- Cañapataña, A. (2019). “*Determinación de las condiciones del macizo rocoso en la profundización del avance en la zona Esperanza del nivel 23 mediante un análisis geomecánico en la unidad minera americana de CÍA. Minera Casapalca*”. (tesis pre grado). Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú.
- Castro, A. & Pérez, D. (2013). “*Correlaciones entre las clasificaciones geomecánicas Q y RMR en el túnel exploratorio de “la línea”, cordillera central de Colombia*”. Boletín Ciencias de la tierra, N° 34, p. 42-50. Medellín, Colombia.
- Cotes D. (2011). “*Recopilación de información para futuro estudio técnico-económico en la explotación de mantos de baja potencia en Mina Rafaela*”. (tesis pre grado).

Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas del Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile.

Fernández M., Belete O. & Rojas A. (2015). “*Parámetros y factores asociados a la dilución interna en yacimientos cubanos de níquel y cobalto*”. Revista Minería y Geología v.31. Cuba.

Gutiérrez, J. D. F. et al., (2017). “*Correlation between Bieniawski’s RMR index and Barton’s Q index in fine-grained sedimentary rock formations*”. (Vol II). España.

Hernández, Fernández & Baptista (2012). “*Tesis de investigación – Investigación No experimental*”, recuperado de: [http://tesisdeinvestig.blogspot.com/2012/12/disenos-no-experimentales-segun.html#:~:text=Dise%C3%B1os%20no%20experimentales.-,Seg%C3%BAAn%20Hernandez%2C%20fernandez%20y%20Baptista.,realiza%20sin%20manipular%20deliberadamente%20variables.&text=Lo%20que%20hacemos%20en%20la,se%C3%B1ala%20Kerlinger%20\(1979%2C%20p.](http://tesisdeinvestig.blogspot.com/2012/12/disenos-no-experimentales-segun.html#:~:text=Dise%C3%B1os%20no%20experimentales.-,Seg%C3%BAAn%20Hernandez%2C%20fernandez%20y%20Baptista.,realiza%20sin%20manipular%20deliberadamente%20variables.&text=Lo%20que%20hacemos%20en%20la,se%C3%B1ala%20Kerlinger%20(1979%2C%20p.)

Jesusi A. (2017). “*Estrategias para reducir la dilución mediante criterios geomecánicos en el método de minado de tajeo por sus niveles*”. (tesis pre grado). Pontificia Universidad Católica del Perú. Lima, Perú.

- Loarte, O. (2018). “*Geomecánica para el diseño del sostenimiento de las labores mineras en la corporación minera Toma la mano – Cormitoma S.A. – año 2018*”. (tesis pre grado). Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo. Huaraz, Perú.
- Murillo, W. (2008). “*La investigación aplicada: una forma de conocer las realidades con evidencia científica*”, recuperado de: file:///C:/Users/51930/Downloads/538-Texto%20de%20art%C3%ADculo-848-2-10-20120803.pdf
- Quispe, K. (2018). “*Evaluación geomecánica para la elección del tipo de sostenimiento en el túnel Yauricocha del NV.720, Sociedad Minera Corona S.A.*”. (tesis pre grado). Universidad Continental. Huancayo, Perú.
- Santillana, M. (2013). “*Reducir el % de dilución, mediante el empleo de técnicas de control en los tajos de U.P. Santa María*”, Compañía Minera Poderosa S.A. La Libertad – Perú”, recuperado de: <https://pdfslide.net/documents/reducir-el-de-dilucion-mediante-el-empleo-de-tecnicas-de-control-en-mina.html>
- Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía. (2014). “*Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*”. (Vol. I). Peru: Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía.
- Vallejo, L. et al., (2014). “*Luis I. Gonzalez de Vallejo*”. (Vol II). Lima - Perú.

Zorrilla, L. (2015). *“La seguridad en el sostenimiento con criterios geomecánicos en la excavación subterránea de la Central Hidroeléctrica Cerro del Águila”*. (tesis pre grado). Universidad Nacional del Centro del Perú. Huancayo, Perú.





<b>CONDICIÓN HIDROLÓGICA</b>				
<b>GRADO DE HUMEDAD (Bieniawski, 1989)</b>				
Seco	Lig. Húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo
15	10	7	4	0

Fuente: Elaboración propia.