ISBN: 978-628-96613-1-6. ISSN: 2414-6390. Digital Object Identifier: https://dx.doi.org/10.18687/LACCEI2025.1.1.631

Geomechanical Model Proposal for Optimizing Ramp Design in an Underground Gold Mine at Yanaquihua, 2024

Luis Alejandro Patrick Diaz Chiguay[1]; Frank Jose Huamani Montalvo[2]; Luisa Diomira Macedo Franco[3]; Diego Manuel Velarde Lam[4]
[1,2,3,4]Universidad Tecnológica del Peru, Peru
U20215142@utp.edu.pe, U20236496@utp.edu.pe, C16843@utp.edu.pe, C23128@utp.edu.pe

Abstract – This research project develops a geomechanical model focused on optimizing the design of ramps in underground gold mines, specifically in the Yanaquihua mining operation, Peru. The importance of understanding the geological and geomechanical properties of the rock mass is highlighted to ensure stability and safety in mining operations. The research responds to the need to improve support and haulage systems, which are key components to maintain operability, safety and efficiency in underground mines. Through an exhaustive geomechanical analysis, which includes the evaluation of critical parameters such as Rock Mass Index (RMR) and Rock Quality Designation (RQD), which allowed the development of an adequate support system and improve operational efficiency. This model seeks to reinforce the stability of the excavations, minimize operational risks and allow greater load capacity and safe movement of equipment. One of the key findings was the competitiveness of the rock mass, which led to the consideration of increasing the dimensions of the ramp, an option that had not been previously considered, improving the transport of the extracted material, contributing to a safer and more productive mining operation. It is concluded that the implementation of an optimized geomechanical model not only improves structural stability, but also provides a safer working environment, reducing risks for personnel. Furthermore, it is suggested that this model can be replicated in other small-scale mining operations, contributing to the sustainability and efficiency of underground activities.

Digital Object Identifier: (only for full papers, inserted by LACCEI).
ISSN, ISBN: (to be inserted by LACCEI).
DO NOT REMOVE

Propuesta de modelo geomecánico para la optimización del diseño de una rampa minera en una mina de oro subterránea en Yanaquihua 2024

Luis Alejandro Patrick Diaz Chiguay[1]; Frank Jose Huamani Montalvo[2]; Luisa Diomira Macedo Franco[3]; Diego Manuel Velarde Lam[4]
[1,2,3,4]Universidad Tecnológica del Peru, Peru
U20215142@utp.edu.pe, U20236496@utp.edu.pe, C16843@utp.edu.pe, C23128@utp.edu.pe

Resumen– ***Este proyecto de investigación desarrolla un modelo geomecánico enfocado en la optimización del diseño de rampas en minas de oro subterráneas, específicamente en la operación minera de Yanaquihua, Perú. Se destaca la importancia de entender las propiedades geológicas y geomecánicas del macizo rocoso para garantizar la estabilidad y seguridad en las operaciones mineras. La investigación responde a la necesidad de mejorar los sistemas de sostenimiento y acarreo, que son componentes clave para mantener la operatividad, seguridad y eficiencia en las minas subterráneas. Mediante un análisis geomecánico exhaustivo, que incluye la evaluación de parámetros críticos como el Índice de Masa Rocosa (RMR) y la Designación de Calidad de Roca (RQD), lo que permitió desarrollar un sistema de sostenimiento adecuado y mejorar la eficiencia operativa. Este modelo busca reforzar la estabilidad de las excavaciones, minimizar riesgos operativos y permitir una mayor capacidad de carga y desplazamiento seguro de equipos. Uno de los hallazgos clave fue la competencia del macizo rocoso, lo que llevó a considerar el aumento de las dimensiones de la rampa, una opción que no se había contemplado previamente, mejorando el transporte del material extraído, contribuyendo a una operación minera más segura y productiva. Se concluye que la implementación de un modelo geomecánico optimizado no solo mejora la estabilidad estructural, sino que también proporciona un entorno laboral más seguro, reduciendo riesgos para el personal. Además, se sugiere que este modelo puede ser replicable en otras operaciones mineras de pequeña escala, contribuyendo a la sostenibilidad y eficiencia de las actividades subterráneas.***

Palabras clave—Minería subterránea, Índice de masa rocosa, Designación de calidad de la roca, rampa, modelo geomecánico.

I. INTRODUCCIÓN

La minería, particularmente en el contexto de la minería subterránea en el Perú, enfrenta desafíos significativos en términos de eficiencia, seguridad y sostenimiento. Dos de los procesos más críticos dentro de este tipo de minería son el sostenimiento y el transporte, los cuales representan una porción considerable de la operación y son esenciales para garantizar la seguridad y la continuidad de las actividades mineras. Según T. León [1], existen dos procesos que representan el 50% del costo operativo total de la operación. En el caso de la mina subterránea de Yanaquihua, clasificada como una operación de pequeña minería, estos procesos se tornan especialmente complejos debido a las limitaciones de mecanización y la dependencia de métodos tradicionales, los cuales son insuficientes frente a las necesidades actuales de la industria.

En este contexto, según J. Muñoz y C. Muñoz [2], las operaciones mineras subterráneas tienen la necesidad de optimizar sus procesos mediante métodos de ingeniería. Por lo tanto, el modelo geomecánico de rampas mineras surge como una propuesta potencial para abordar los problemas de sostenimiento y acarreo. Las rampas mineras, además de facilitar el acceso a las áreas de extracción, desempeñan un papel crucial en la circulación de equipos y en el transporte de materiales. Estudios previos han demostrado que un diseño adecuado de rampas puede contribuir a reducir los costos de construcción y mejorar la eficiencia operativa mediante el uso de modelos matemáticos y software especializado. Sin embargo, la literatura actual, destaca la falta de investigaciones específicas sobre cómo la implementación de modelos geomecánicos puede optimizar el proceso de diseño de rampas en minas subterráneas.

Para la mina de Yanaquihua, se propone un modelo geomecánico basado en la caracterización de los parámetros del macizo rocoso, tales como el Índice de Masa Rocosa (RMR), ya que para M. Carrillo [3] es un método que facilita la evaluación directa del macizo rocoso, el Índice de Calidad de la Roca (RQD), que según [4] es un indicador comúnmente usado para evaluar el nivel de fracturación del macizo rocoso, y el Índice de Resistencia Geológica (GSI). Estos parámetros permiten una evaluación detallada de las condiciones geomecánicas, facilitando el diseño de un sistema de sostenimiento robusto y seguro que puede soportar las exigencias de transporte y flujo de aire requeridas por la operación. Se realizó un levantamiento de datos geológicos y ensayos de resistencia en laboratorio para obtener un perfil detallado de la roca local, destacando su capacidad de auto-sostenimiento y su resistencia, factores fundamentales para la planificación de una rampa que soporte de manera óptima los esfuerzos de operación.

Este estudio tiene como objetivo no solo mejorar la operatividad y seguridad en la mina de Yanaquihua, sino también ofrecer un modelo replicable para otras minas subterráneas en el Perú y en entornos similares. En un contexto donde la sostenibilidad y la eficiencia son prioridades crecientes, este proyecto pretende ser una referencia para futuras investigaciones y una herramienta para la toma de decisiones en la gestión de operaciones mineras subterráneas. Con un enfoque en la optimización operativa y económica, este modelo geomecánico podría representar un avance significativo en la reducción de costos y la mejora de la seguridad en la minería subterránea.

II. METODOLOGÍA

A. Área de estudio

La zona de estudio elegida para la presente investigación es la Unidad Minera Yanaquihua. Se encuentra ubicada en el distrito de Yanaquihua provincia de Condesuyos, región de Arequipa en la República de Perú, entre las cotas 1500 msnm y 2700 msnm. En la (Fig. 1) se observa un mapa geográfico a escala y con detalle donde se puede identificar la ubicación del área de estudio.



Fig. 1 Ubicación geográfica (Yanaquihua, 2022)

La unidad minera Yanaquihua explota mineral oxidado aurífero de sus diferentes frentes, que posteriormente es llevado a las pilas de acopio, para luego ser transportado y comercializado en diferentes plantas de tratamiento de minerales en la localidad de Chala, provincia de Caravelí en la región de Arequipa.

B. Geología del área de estudio

El área que rodea el yacimiento está compuesta por rocas intrusivas granodioríticas y, hacia el noroeste, por rocas de cuarzo monzonita. En la (Fig. 2) se aprecia un mapa geológico del área de estudio, el cual muestra también en su leyenda, la columna estratigráfica y los planos de falla que incurren por dicho territorio. Las dos fallas principales, conocidas como Piñog y Chiuca, que delimitan las vetas de este distrito minero, han desempeñado un papel crucial en la configuración del ambiente estructural que alberga la mineralización. El yacimiento es de tipo filoniano con una estructura lenticular en forma de "rosario", visible tanto en dirección horizontal como vertical. Se observan vetas que se extienden por cientos de metros y contienen clavos mineralizados de hasta 220 metros de longitud, mientras que en profundidad alcanzan hasta 300 metros. La mineralización es errática, con presencia de oro nativo acompañado de sulfuros, principalmente calcopirita, galena y esfalerita, en cantidades subordinadas. El relleno de las vetas consiste esencialmente en cuarzo, hematita, limonita y pirita.

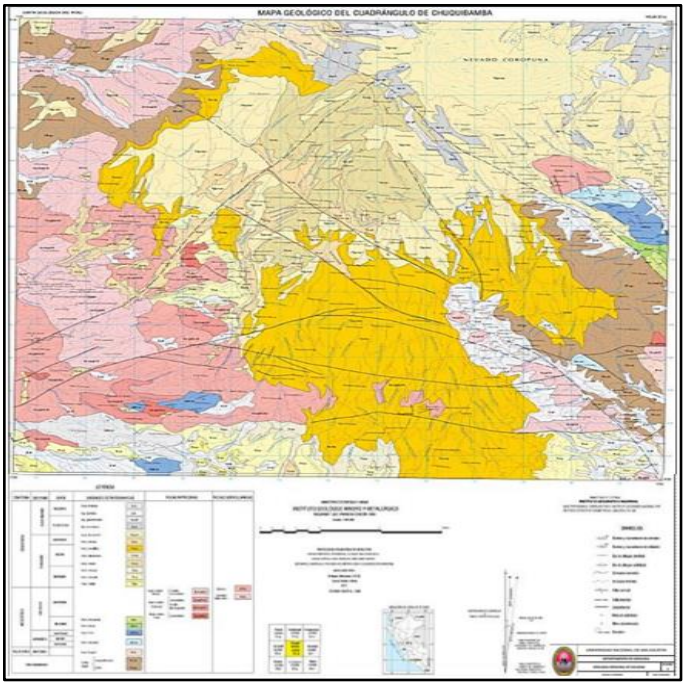


Fig. 2 Mapa geológico (Yanaquihua, 2022)

C. Identificación del modelo geomecánico actual

La identificación del modelo geomecánico actual que utiliza la unidad minera en el diseño de rampas, se realizó in situ, al interior de la mina, en la ubicación destinada a la construcción de la rampa, al realizar un análisis numérico y observacional, se concluyó que actualmente la mina Yanaquihua no presenta un modelo geomecánico delimitado, por lo que se puede decir que el método utilizado es empírico, ya que para desarrollar el modelo geomecánico actual, se basan en criterios observacionales fundamentados en la experiencia de cada uno de los trabajadores mineros y en los registros guardados de las operaciones anteriores, podría decirse que es un método basado en los hallazgos aprendidos a través de la experiencia. Al realizar un análisis visual en la zona de estudio se determinó que el método empírico que utiliza la unidad minera Yanaquihua, está estructurado de la forma en la que se observa en la (Tabla. I) además, se determinó la sección actual destinada a la construcción de la rampa.

TABLA I
Modelo Geomecánico Actual

Modelo Geomecánico Actual		
Sección actual de la rampa		
Altura	2.14	metros
Ancho	2.43	metros
Longitud	110	metros
Área	9.63	m2
Datos geológicos actuales		
N.º	Tipo de roca	Dureza - E.M
1	Granodiorita	5 a 7
2	Tonalita	6 a 7
3	Diorita	6 a 7
Densidad de la roca	2.7	Kg/m3
Alteraciones	Argílica- Hipógena	Silicificada
Clasificaciones geomecánicas actuales		
Clasificación	Valoración	Descripción
RQD	75	Roca buena - Tipo IV
RMR	65	Roca buena - Tipo II
Q de Barton	0	No tiene
GSI	0	No tiene
Empírica	60-65	Roca competente
Sistemas de sostenimiento actual		
Sistema	Medidas	Tipo
Cuadros de madera	7 ft x 8 ft	Pasivo
Malla electrosoldada	2.4 x 2.5 m	Pasivo
Cimbra de perfil H	1.2 m x 1.5 m	Pasivo
Pernos Splitset	1.8 m x 33 mm	Activo
Sistema	Resistencia	Unidades
Cuadros de madera	5 a 15	Toneladas/cuadro
Malla electrosoldada	10 a 25	Toneladas/paño
Cimbra de perfil H	20 a 22	Toneladas/m2
Pernos Splitset	5 a 7	toneladas/spliset
Sistema	Ubicación	Tipo de roca
Cuadros de madera	Zonas de riesgo	Roca mala
Malla electrosoldada	Avances o conexiones	Roca competente
Cimbra de perfil H	Acceso o inicio	Roca mala
Pernos Splitset	Avances o conexiones	Roca competente

D. Levantamiento de datos geológicos

El levantamiento de datos geológicos se realizó in situ, en el interior de la unidad minera, específicamente en la ubicación designada para la rampa. Para ejecutar este trabajo, se utilizó un formato de registro lineal geológico mostrado en la (Tabla. II) conformado por 12 parámetros geológicos: distancia entre discontinuidades, tipo de fractura, orientación, espaciado, persistencia, terminación, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, ondulación y meteorización. Se tomó registro de 16 puntos clave a nivel geológico, empleando los siguientes equipos: brújula, flexómetro, peine de Barton, escalas y tablas geológicas.

Tabla II
Registro lineal – Levantamiento geológico

REGISTRO LINEAL				PROYECTO: LEVANTAMIENTO GEOMECANICO DE MECANICA DE ROCAS										UTP - AREQUIPA
N DE REGIST.	N DE DISCONT.	LINEA		UBICACIÓN: ARIRAHUA - YANAQUIHUA - CONDESUYOS - AREQUIPA										N DE HOJA:1
		INCLINACION	AZIMUT	TIPO DE ROCA: GRANODIORITA - DIORITA - TONALITA										EJECUTADO POR GRUPO:
				ORIENTACION DE LA EXPOSICIÓN										FECHA:
				DIMENSION DE LA EXPOSICIÓN										
N	Distancia La Interseccc De la Discont. (cm.)	Tipo de fractura	Orientacion N 42 W	ESPACIADO (m.m)	PERSIST. (m.)	TERMINACION	APERTURA (mm.)	RUGOSIDAD	RELLENO		ONDULACIO N	METEORIZACI	
									TIPO	ESPESOR			
		F. Falla E. Estrato T. tension MF Micro J. Junta	Direccion de buzamiento/	1: >2000 2:600-2000 3:200-600 4:60-200 5: <60	1: <1 2: 1-3 3: 3-10 4: 10-20 5: >20	1: Otra discont. 2: Roca intacta 3: Continua	1: Cerrada 2:Muy ang < 0.1 3:Angos 0.1-10 4:Abierta 10-50 5:Muy abier >50	1:Muy rugo 2:Rugosa 3:Med. rugo 4:Lig. rugo 5:Lisa o est.	1:Limpia 2:Cuarzo 3:Are ins. 4:Are exp. 5:Clorita	1:Ningun 2:Duro<5mm. 3:Duro>5mm. 4:Suave <5 5:Suave >5	1:Plana 2:Poco on 3:Ondulada	1:Sana 2:Ligera 3:Moderada 4:Muy meteo. 5:Descomp.	
1.-		E	345/55	5	3	1	4	3	3	5	1	2	0
2.-		F	355/ N	5	5	1	1	3	1	1	1	1	0
3.-	30	F	345/55	5	3	1	4	3	4	5	1	2	
4.-	35	F	352/61	5	5	1	1	3	1	1	1	1	
5.-	27	F	340/58	5	4	1	4	3	4	5	1	2	
6.-	16	F	312/47	5	3	1	4	3	4	5	1	2	
7.-	28	F	305/38	5	4	1	1	3	4	5	1	2	
8.-	26	F	302/72	5	4	1	4	3	1	5	1	1	
9.-	20	F	315/40	5	3	1	4	3	1	1	1	1	
10.-	21	F	343/45	5	4	1	3	3	4	5	1	2	
11.-	14	F	308/32	5	3	1	3	2	4	1	1	2	
12.-	22	F	327/50	5	4	1	4	2	1	5	1	1	
13.-	12	E	295/37	5	4	1	4	2	4	5	1	2	
14.-	17	E	284/51	5	3	1	3	3	4	2	1	2	
15.-	11	F	301/52	5	4	1	3	2	1	5	1	1	
16.-	21	F	297/62	5	4	1	4	3	1	5	1	1	

E. Determinación de la calidad de roca (RQD)

Según los datos de la fase de exploración geológica proporcionados por la empresa minera, se determinó el RQD a través de una fórmula numérica (Tabla III), para obtener un valor, el cual se comparara con rangos en cinco diferentes categorías, la categoría en la que se ubique el RQD obtenido nos indicará la calidad o competencia del macizo rocoso que se está estudiando, el RQD es el parámetro geomecánico más importante, ya que en función a este parámetro es que se pueden realizar los cálculos para determinar valores de los demás sistemas de clasificación de masas rocosas.

Tabla III
Asignación de la calidad de roca (RQD)

ROCK QUALITY DESIGNATION (RQD)		
Cálculo del RQD= suma de testigos ≥ 10 cm/longitud total del taladro x 100%		
Número de testigos	Longitud	Longitud total
5	106.68	533.4
40	22.86	914.4
30	11.278	338.34
Varios-<10-no cuentan	7.62	0
	Sumatoria Total	1786.14
Longitud total del taladro	2500	
(Suma total testigos/long. Del taladro) x 100%	0.714456	71.4456
RQD / CALIDAD DE LA ROCA	Total RQD	71.4456
< 25 % Muy pobre	Valoración	72
25 – 50 % Pobre	Categoría	III
50 – 75 % Aceptable		
75 – 90 % Buena	Descripción	Roca Aceptable
> 90 % Excelente		

Luego del análisis numérico, se obtuvo un valor RQD de 72 puntos, el cual está ubicado en un rango de 50-75, perteneciente a la categoría III, lo que indica que es una roca aceptable, con un alto grado de cohesión y elevada capacidad de autosoporte.

F. Extracción, transporte y almacenamiento de la muestra

Se realizó la extracción de una muestra de roca intacta de interior mina, para someterla a ensayos de laboratorio y poder determinar los parámetros necesarios para desarrollar el modelo geomecánico a proponer. La muestra se almacenó en una caja de madera, acondicionada según los estándares de muestreo, para evitar cualquier tipo de contaminación en el camino, luego se trasladó en una camioneta, desde la unidad minera en Yanaquihua hasta el laboratorio de mecánica de rocas de la Universidad Tecnológica del Perú, finalmente, se reservó en un gabinete acondicionado y asegurado, a espera de iniciar con los ensayos correspondientes.

1) En la Tabla. IV se observa las dimensiones de la muestra de roca intacta extraída de la unidad minera. Por otro lado, en (Fig. 3) se observa la muestra de roca intacta con un flexómetro de referencia.

TABLA IV
Registro con las dimensiones de la muestra

Roca Muestra - Dimensiones		
Altura Mayor	17	cm
Altura Menor	11.5	cm
Largo Mayor	21.5	cm
Largo Menor	19	cm
Ancho Mayor	20.1	cm
Ancho Menor	17.5	cm
Altura Promedio	14.25	cm
Largo Promedio	20.25	cm
Ancho Promedio	18.8	cm
Perímetro	78.1	cm
Área	380.7	cm2
Volumen	5424.975	cm3



Fig. 2 Muestra de roca encajonante

G. Ensayo con martillo Schmidt o esclerómetro

Se realizaron 5 ensayos con el martillo Schmidt o esclerómetro, en relación con las 5 orientaciones que posee el gráfico de Miller, cada ensayo se compuso de 20 pruebas en 20 puntos distintos, separados por 0.5 cm, para luego calcular el promedio global y obtener una resistencia uniaxial a la compresión más certera y menos dispersa. Los resultados parciales sin interpretar del ensayo con esclerómetro se presentan en la (Tabla. V).

TABLA V
Ensayo con martillo Schmidt o esclerómetro

Nº de Ensayo	Nº de Pruebas	Resistencia Uniaxial a la compresión	Unidades	Descripción
1	20	120	Mpa	Muy Dura
2	20	150	Mpa	Muy Dura
3	20	175	Mpa	Muy Dura
4	20	108	Mpa	Muy Dura
5	20	75	Mpa	Dura

H. Extracción, pesaje y dimensionamiento de los testigos

Para la extracción de los testigos de muestra, se usó la perforadora saca testigos, en base a un cálculo simple, se determinó que se podían extraer 4 testigos de la muestra, una vez obtenidos los 4 testigos, se procedió a medir y pesar cada uno de los testigos, aun cuando los testigos presentaban imperfecciones en la parte superior e inferior, luego, se procedió a usar el equipo cortador de disco diamantino, para nivelar las superficies, de modo que puedan cumplir los requisitos superficiales necesarios para ser sometidos a los ensayos, finalmente, se realizó una nueva medición y pesaje a cada uno de los 4 testigos. En la (Tabla VI) se observa los datos de extracción, pesaje y dimensionamiento del testigo muestra 1. En la (Fig. 4) se observa el procedimiento y los equipos usados para la extracción, dimensionamiento y pesaje de los 4 testigos muestra que se usaron en los ensayos de laboratorio.

TABLA VI
Datos del testigo de muestra Nº1

MUESTRA Nº 1	Unid
Altura de la roca	14.25 cm
Duración de la perforación (tiempo)	185 min
Medida de la regla al inicio de la perforación	1 cm
Medida de la regla al final de la perforación	15.25 cm
Muestra sin cortar por el disco diamantino	
Altura de la muestra	121.5 mm
Diámetro de la muestra	63.5 mm
Peso de la muestra	1070.6 g
Área de la muestra	0.0032 m2
Volumen de la muestra	0.00038478 m3
Muestra cortada por el disco diamantino	
Altura de la muestra	120.5 mm
Diámetro de la muestra	63.5 mm
Peso de la muestra	912.13 g
Área de la muestra	0.0032 m2
Volumen de la muestra	0.00038161 m3



Fig. 3 Extracción, pesaje y medición de testigo Nº1

I. *Ensayo de carga puntual*:

El objetivo de este ensayo es medir la resistencia a la carga puntual de los testigos seleccionados, los cuales serán el 3 y 4. Este ensayo de laboratorio permite obtener el índice Is (50), mediante la aplicación de una carga concentrada en dos punzones cónicos metálicos (carga puntual). Para realizar este ensayo cumpliendo la normativa vigente, se requieren de 2 testigos y 9 parámetros, los cuales se pueden apreciar en la (Tabla. VII).

TABLA VII
Criterios del ensayo de carga puntual

CRITERIOS - ENSAYO DE CARGA PUNTUAL					
Muestras	Parámetros				
3	Diámetro (mm)	Masa (gr)	Altura (mm)	P (KN)	
4	De^2 (mm)	Is (Mpa)	F (mm)	Is(50)	UCS (Mpa)
Fórmulas	De^2 = D*D	Is=P/De^2	F=(De/50)^0.45	Is(50)=F*Is	UCS=24(Is(50))

J. *Ensayo de compresión simple*:

El objetivo de este ensayo es determinar la capacidad de los testigos seleccionados para resistir fuerzas compresivas sin

fallar o deformarse excesivamente y obtener información sobre la rigidez y su deformación antes de la fractura, para este ensayo los testigos seleccionados son el 1 y 2. Para realizar este ensayo cumpliendo la normativa vigente, se requieren de 2 testigos y 11 parámetros, los cuales se pueden apreciar en la (Tabla. VIII).

TABLA VIII
Criterios del ensayo de compresión simple

ENSAYO DE COMPRESIÓN SIMPLE						
Muestras	Parámetros					
1	Diámetro (mm)	Masa (gr)	Altura (mm)	Velocidad (mm/min)	Fuerza (KN)	Resistencia (Mpa)
2	σ (mm)	εa (mm)	εl (mm)	εv (mm)	E (mm)	ISRM (1981)
Fórmulas	σ=4D/πD^2	εa=ΔH/H0	εl=ΔD/D0	εv=εa +2*εl	E=σ/εa	

III. RESULTADOS

A. Resultados del ensayo con martillo Schmidt o esclerómetro

Al realizar los ensayos según las orientaciones del martillo Schmidt, se procedió a calcular el promedio de las 20 pruebas en cada uno de los 5 ensayos. La (Tabla. IX) nos indica que en los ensayos 1,2,3 y 4 corresponde a una roca con resistencia muy dura, es decir, una roca muy consolidada y con alto nivel de cohesión, lo que le da una alta capacidad de autosoportarse, mientras que, en el ensayo 5 corresponde a una roca con una resistencia dura, es decir, consolidada y un nivel de cohesión medio. Luego, se realizó un promedio de las 100 pruebas realizadas, en el que se obtuvo un valor final de 125.6 MPa, que según a los criterios de Miller corresponde a un macizo rocoso muy duro, consolidado, denso, con alto nivel de cohesión y capacidad de autosoporte en tiempos extensos.

TABLA IX
Resultados del ensayo con martillo Schmidt

Nº de Ensayo	Nº de Pruebas	Orientación del martillo	Resistencia Uniaxial a la compresión	Unidades	Descripción
1	20	Vertical - Abajo - 90º	120	Mpa	Muy Dura
2	20	Vertical - Abajo - 45º	150	Mpa	Muy Dura
3	20	Horizontal - Izquierda - 90º	175	Mpa	Muy Dura
4	20	Vertical - Arriba - 45º	108	Mpa	Muy Dura
5	20	Vertical - Arriba - 90º	75	Mpa	Dura
Resistencia uniaxial a la compresión - Promedio Global Final			125.6	Mpa	Muy dura

B. Resultados de las clasificaciones geomecánicas

-Clasificación de la masa rocosa (RMR)

Se obtuvo un valor de RMR de 70, que está en un rango de valoración de 60-80, perteneciente a la categoría 2 y una descripción que describe a una roca buena. La (Tabla. X) muestra el valor RMR final, este valor nos indica que es una roca buena o competente que tiene un tiempo promedio de autosoporte de 1 año para tramos de 10 m, una cohesión de macizo rocoso de 300 a 400 KPa y un ángulo de fricción del macizo ocoso de 35º a 45º.

TABLA X
Tabla resultados clasificación RMR

ROCK MASS RATING (RMR)		
Parámetro	Nombre	Puntuación
1	Resistencia del material de la roca intacta.	12
2	RQD Calidad del testigo de perforación.	13
3	Espaciado entre discontinuidades	10
4	Condiciones de las discontinuidades	30
5	Agua subterránea	7
6	Ajuste de la puntuación para la orientación de discontinuidades	-2
RMR	Total RMR	70
	Valoración	61-80
	Categoría	II
	Descripción	Roca buena

-Índice de calidad de excavación de túneles (Q de Barton)

Al realizar los cálculos correspondientes, se obtuvo un valor Q de 38.4, en la (Tabla. XI) se aprecia el valor Q obtenido luego de desarrollar la fórmula correspondiente, dicho valor corresponde a una roca buena, con capacidad alta de auto sostenimiento con una duración prolongada, generalmente roca dura y de competencia alta, con poca presencia de fracturas y la condición de las estructuras presentes es relativamente estable.

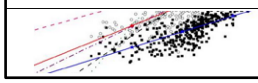
TABLA XI
Resultados - índice Q de Barton

ÍNDICE DE CALIDAD DE EXCAVACIÓN DE TÚNELES Q (Q DE BARTON)		
Parámetro	Nombre	Puntuación
Índice de calidad de roca	RQD	72
Índice de familias de juntas	Jn	4
Índice de rugosidad de las discontinuidades	Jr	4
Índice de alteración de las discontinuidades	Ja	1
Factor de reducción de agua en las discontinuidades	Jw	8
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	15
$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$	Total Q	38.4
	Valoración	R 10-40
	Categoría	VI
	Descripción	Roca buena

-Índice de resistencia geológica (GSI)

Al realizar los cálculos mediante la tabla GSI y el sistema de correlaciones de sistemas de clasificación de macizos rocosos, se obtuvo un valor GSI de 65, que corresponde a una categoría 2 y un tipo de roca buena (Tabla. XII) esto nos indica un macizo rocoso con una estructura levemente fracturada y una condición superficial buena, con una mediana resistencia y cohesión, compuesta por tres sistemas de discontinuidades espaciadas entre sí, 2-6 fracturas por metro y superficies rugosas inalteradas semicerradas.

TABLA XII
Resultados índice GSI

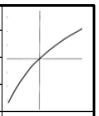
GEOLOGICAL STRENGTH INDEX (GSI)		
Según correlación entre los sistemas de clasificación geomecánica	RMR76'=GSI=RMR89'-5	Total GSI
		65
Según tabla de clasificación geomecánica	Estructura: moderadamente fracturada	Total GSI
	Condición superficial: Bueno	Valor: 60-70
	Valoración	65.00
	Categoría	II
	Descripción	Roca buena

C. *Resultados de los ensayos de laboratorio*

-Ensayo de carga puntual

Al realizar el ensayo de carga puntual, se utilizó los testigos 3 y 4, que eran los más adecuados para este ensayo. Al someter los testigos al equipo de carga puntual se obtuvo el valor P en kn, el cual representa la carga máxima concentrada en un punto que puede resistir un testigo antes de fracturarse. Este valor sirve para calcular los demás parámetros hasta llegar al último y más importante llamado UCS. El valor obtenido por los testigos 3 y 4 se observa en la (Tabla. XIII) dicho valor está en un promedio de 629 Mpa, lo que indica que los testigos pertenecen a una roca muy resistente, clase R6, roca ígnea, bastante densa, pesada, de grano fino y con un índice de resistencia muy alto.

Tabla XIII
Resultados del ensayo de carga puntual

ENSAYO DE CARGA PUNTUAL					
Nº de Muestra	Diámetro (mm)	Masa (gr)	Altura (mm)	P (KN)	
3	63.5	519.66	62	14.82	
4	63.5	648.55	78	14.52	
Nº de Muestra	De^2 (mm)	Is (Mpa)	F (mm)	Is(50)	UCS (Mpa)
3	4032.25	3.675	7.21	26.496	635.904
4	4032.25	3.6	7.21	25.956	622.944

-Ensayo de compresión simple

Al realizar el ensayo de compresión simple, se utilizó los testigos 1 y 2, que eran los más adecuados para este ensayo. Al someter los testigos al equipo de compresión simple se obtuvo el valor de fuerza en kn y de resistencia en Mpa, los cuales representan la fuerza necesaria para fracturar la roca y la resistencia máxima de la roca a un esfuerzo de compresión. El valor obtenido por los testigos 1 y 2 se observa en la (Tabla. XIV) dicho valor está en un promedio de 57 Kn para la fuerza y 75 para la resistencia, lo que indica que los testigos pertenecen a una roca dura, metamórfica esquistosa generalmente, con alta resistencia a los golpes y esfuerzos entre estructuras.

TABLA XIV
Resultados del ensayo de compresión simple

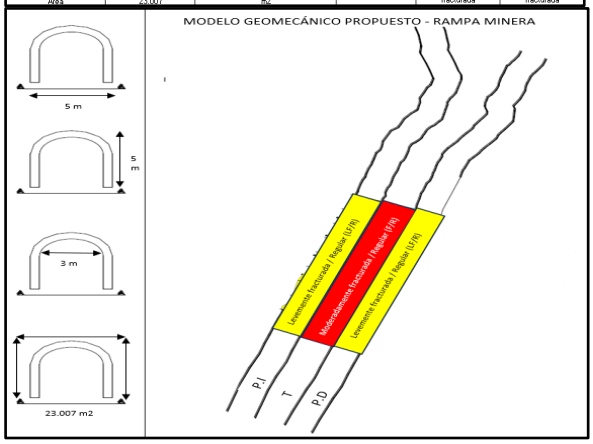
ENSAYO DE COMPRESIÓN SIMPLE						
Nº de Muestra	Diámetro (mm)	Masa (gr)	Altura (mm)	σ (mm)	εa (mm)	el (mm)
1	63.5	912.13	120.5	0.02	0.008	0
2	63.5	871.17	104	0.02	0.14	0
Nº de Muestra	Velocidad (mm/min)	Fuerza (KN)	Resistencia (Mpa)	εv (mm)	E (mm)	ISRM (1981)
1	754.8	47.1	62.42	0.008	2.5	
2	3019.1	66.9	88.66	0.14	0.0001	

D. *Modelo geomecánico propuesto*

Con el objetivo de optimizar los diseños geomecánicos de rampas mineras subterráneas en la Unidad Minera Yanaquihua, distrito de Condesuyos, región de Arequipa, se desarrolló un modelo geomecánico (Tabla. XV) con parámetros delimitados considerando todos los resultados de los análisis observacionales realizados en la zona de investigación, los estudios numéricos con tablas de clasificación geomecánica, los ensayos con instrumentos mecánicos y los ensayos de laboratorio con equipos automáticos.

TABLA XV
Modelo Geomecánico propuesto

Modelo Geomecánico Propuesto				
Clasificaciones geomecánicas propuestas				**Categoría de la excavación**
Clasificación	Valoración	Descripción	Tipo	
RQD	72	Roca aceptable o media	III	RAMPA MINERA = Aberturas mineras permanentes, túneles de agua, túneles piloto, galerías y socavones para grandes excavaciones
RMR	70	Roca buena	II	
Q de Barton	38.4	Roca buena	IV	
Q Modificado	72	Roca muy buena	VII	
GSI	65	Roca levemente fracturada/buena	II	ESR = 1.6
Sistemas de sostenimiento propuestos según las clasificaciones geomecánicas			**Datos geológicos confirmados**	
Clasificación	Valoración	Sistema	Nº	Tipo de roca / Dureza - E.M
RQD	72	Sin sostenimiento o bulonado local	1	Granodiorita / 5 a 7
RMR	70	Sin soporte o perno ocasional	2	Tonalita / 6 a 7
Q de Barton	38.4	Pernos con espaciamiento de 2 a 3 m	3	Diorita / 6 a 7
Q Modificado	72	No requiere sostenimiento, sin shotcrete	Densidad de la roca	2.7 / Kg/m3
GSI	65	Pernos ocasionales o sistemáticos	Alteraciones	Argílica= Hipógena / Silicificada
Descripción del sostenimiento propuesto según clasificaciones geomecánicas			**Descripción de la sección, según clasificación geomecánica GSI**	
RQD			Parte de la sección	Clasificación GSI cualitativa
Sostenimiento con bulonado o empernado local, es decir, pernos cementados sistemáticos de longitud 1 - 1.15 m, sin tensión, más de 2.3 cm de concreto y una longitud de perno de 1.44 m, el sostenimiento debe estar terminado a 20 m del avance.			Corona o caja techo	Moderadamente fracturada/Buena
			Axial o pared izquierda	Levemente fracturada/Buena
			Axial o pared derecha	Levemente fracturada/Buena
RMR			Parte de la sección	Clasificación GSI cuantitativa
Sostenimiento con bulonado o empernado local en clave, con longitudes de 2-3 m y separación de 2-2.25 m, eventualmente reforzado con malla, el tiempo promedio de autosoporte es de 1 año para tramos de 10 m, shotcrete en clave de 50 mm solo donde hay demasiado fracturamiento.			Corona o caja techo	65
			Axial o pared izquierda	70
			Axial o pared derecha	70
Q de Barton			**Ubicación del sistema de sostenimiento según parte de la sección - clasificación geomecánica de GSI**	
No es necesario shotcrete, sostenimiento con pernos con separación de 2-3 m, capacidad de autosoporte de 5 años, en tramos cortos, reforzamiento con mallazo en la parte de la corona, junto a los pernos.			Parte de la sección - sostenimiento	
GSI			Corona o caja techo	Axial izquierdo / Axial derecho
No es necesario sostenimiento, la roca tiene capacidad de autosostenerse, pero por seguridad usar sostenimiento activo con pernos sistemáticos, con un tiempo de colocación cada 5 años			Debido a la buena competencia de la roca, no es necesario el sostenimiento, pero por seguridad y por ley, se recomienda empernado sistemático con pernos splitset, con tensión, y separación de 2.25 m en tramos de cada 30 metros acompañados con un paño de malla electrosoldada	Debido a la alta competencia de la roca, no es necesario sostenimiento, la roca tiene capacidad de autosoporte, pero, por seguridad, se recomienda sostenimiento con empernado sistemático con pernos splitset, sin tensión y separación de 5 m solo en los tramos en los que la roca este muy fracturada / Debido a la alta competencia de la roca, no es necesario sostenimiento, la roca tiene capacidad de autosoporte, pero, por seguridad, se recomienda sostenimiento con empernado sistemático con pernos splitset, sin tensión y separación de 5 m solo en los tramos en los que la roca este muy fracturada
Ubicación del sistema según tipo de roca				
Sistema	Ubicación	Tipo de roca		
Bulonado local	Zonas de riesgo	Roca mala		
Malla Electrosoldada	Avances o conexiones	Roca competente		
Cimbra de perfil H	Accesos, inicio o sellada	Roca mala		
Pernos Splitset sistemáticos	Avances o conexiones	Roca competente		
Sección propuesta para la rampa				
Altura	5	metros		
Ancho	5	metros		
Longitud	120	metros		
Área	23.007	m2		



E. Comparativa entre el modelo geomecánico actual y el modelo geomecánico propuesto

Al realizar una comparativa entre el modelo geomecánico actual y el modelo geomecánico propuesto (Tabla. XVI) se observó que, en un total de 10 parámetros, el modelo actual solo cuenta con 5 de ellos, mientras que el modelo propuesto cuenta con todos, lo que significa una mejora del 100% respecto al modelo actual. Cabe resaltar, mientras que el modelo actual está fundamentado en la experiencia de los trabajadores, registros de operaciones y diseños anteriores; el modelo propuesto está fundamentado en la recolección de datos geológicos, clasificaciones geomecánicas realizadas por expertos, muestreo de testigos del macizo rocoso, ensayos de laboratorio con equipos de precisión e interpretación de resultados con criterios delimitados por la ingeniería de minas; lo que aumenta el nivel de confianza, solidez y precisión del modelo geomecánico.

TABLA XVI
Comparativa entre el modelo geomecánico actual y propuesto

Comparativa Cualitativa - Modelo geomecánico actual / Modelo geomecánico propuesto		
Parámetros	M.G.A	M.G.P
Sección de la rampa	✓	✓
Datos geológicos actuales	✓	✓
Clasificaciones geomecánicas	✓	✓
Sistemas de sostenimiento	✓	✓
Ubicación del sistema según tipo de roca	✓	✓
Categoría de la excavación	X	✓
Sostenimiento según clasificación geomecánica	X	✓
Descripción de la sección según clasificación	X	✓
Sostenimiento según parte de la sección - GSI	X	✓
Gráfico detallado del modelo geomecánico	X	✓
Base científica del modelo geomecánico	X	✓

Comparativa Cuantitativa - Modelo geomecánico actual / Modelo geomecánico propuesto					
Sistemas de sostenimiento propuestos según las clasificaciones geomecánicas	**M.G.A**	**M.G.P**	**Diferencia**	**Absoluto**	**% error**
RQD	75	72	3	3	4
RMR	65	70	-5	5	7
Q de Barton	0	38.4	-38.4	38.4	100
Q Modificado	0	72	-72	72	100
GSI	60	65	-5	5	8
Descripción de la sección, según clasificación geomecánica GSI	**M.G.A**	**M.G.P**	**Diferencia**	**Absoluto**	**% error**
Corona o caja techo	60	65	-5	5	8
Axial o pared izquierda	60	70	-10	10	14
Axial o pared derecha	60	70	-10	10	14
Datos geológicos - Dureza E.M	**M.G.A**	**M.G.P**	**Diferencia**	**Absoluto**	**% error**
Granodiorita	5	6	-1	1	17
Tonalita	6	7	-1	1	14
Diorita	6	7	-1	1	14
Densidad de la roca	**M.G.A**	**M.G.P**	**Diferencia**	**Absoluto**	**% error**
Densidad kg/M3	2.7	2.9	-0.2	0.2	7
Categoría de excavación - ESR					
Rampa minera	1	1.6	-0.6	0.6	38

F. Hallazgo en el desarrollo de la investigación

En la parte final de la investigación, se hizo un hallazgo muy importante, al entender que el macizo rocoso que formaba el área de estudio era muy competente, se consideró la opción de aumentar las dimensiones de la sección de la rampa, antes del desarrollo de la investigación, esta opción no se había considerado por parte del equipo de trabajo de la unidad minera, esto debido a que, si bien se tenía entendido que el macizo rocoso era duro, debido a los método empíricos que se habían utilizado, no se podía tener una certeza de que al ensanchar la sección y aumentar la longitud de la rampa, esta resistiera y se mantuviera estable y segura, y de querer hacerlo, no se sabía en qué medida aumentar; por lo que el equipo de la unidad minera prefirió salvaguardar la integridad del personal de trabajo y de los equipos empleados para la explotación de la mina. Con los resultados obtenidos durante la investigación, se hicieron los cálculos necesarios para determinar la medida en la que se ensancharía la sección y se aumentaría la longitud. En la (Tabla XVII) se muestra las dimensiones propuestas para la rampa minera.

TABLA XVII
Dimensiones propuestas para la rampa minera

Dimensión de la sección de la rampa	M.G.A	M.G.P	Diferencia	Absoluto	% aumento
Altura	2.14	5	-2.86	2.86	134
Ancho	2.43	5	-2.57	2.57	106
Longitud	110	120	-10	10	9
Área	9.63	23.007	-13.377	13.37	139

En la Figura 5 se observa el plano con las nuevas dimensiones propuestas para la sección de la rampa minera. Este hallazgo significa un gran avance en el desarrollo de estructuras mineras, ya que este es el primer modelo geomecánico propuesto al diseño de rampas subterráneas en el campo de la pequeña minería, que propone un incremento de la sección de la rampa, lo que a primera vista impactará positivamente en las ganancias de la empresa.

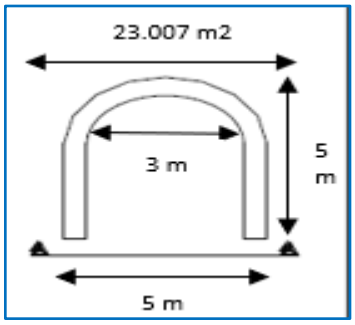


Fig. 4 Dimensión de la sección propuesta

IV DISCUSIÓN

Al finalizar la investigación, se concluyó que el estudio de las propiedades geológicas y geomecánicas del macizo rocoso es esencial para el diseño de rampas mineras subterráneas, debido a que, sin el conocimiento adecuado del macizo, no se puede determinar el tipo de sostenimiento y su capacidad de dureza y resistencia. Este resultado corrobora la ivestigación realizada por G. Hao, et al. [8], I. Haroyono, et al. [9] y B. Dwinagara et al. [10], quienes discuten sobre la importancia de la caracterización de la masa rocosa y su índice de permeabilidad en la planificación de la construcción de rampa.

En el apartado de los ensayos de laboratorio, en el módulo de compresión simple, el parámetro "ɛl" tuvo un resultado no concluyente, en vista de que este representaba la variación del diámetro del testigo de muestra después de haber pasado por los procesos de extracción, pesaje y dimensionamiento; generalmente ocasionado por algún incidente. El diámetro no tuvo variación, ni se le generó alguna; realmente este resultado no afecta a la investigación, pero es necesario aclarar, que en otras investigaciones puede variar, esto debido a modificaciones artificiales como desgaste, pulido o corte y algún tipo de accidente.

Para futuras investigaciones en el campo de modelos geomecánicos para rampas mineras subterráneas, se sugiere la recolección de más de 2 muestras, de 5 testigos por muestra; para tener resultados menos dispersos y poder analizarlos a nivel estadístico, también, se recomienda el uso de softwares especializados en geomecánica, para predecir las posibles inestabilidades del macizo rocoso en puntos precisos.

V CONCLUSIONES

La implementación de un modelo geomecánico optimizado en el diseño de la rampa minera mejora significativamente la estabilidad estructural, lo que contribuye a una mayor seguridad operativa y al prolongado auto sostenimiento de las excavaciones.

El análisis de parámetros geomecánicos como el RMR y el RQD permite desarrollar un sistema de sostenimiento adecuado que facilita el flujo de equipos y el acarreo de materiales, optimizando así los procesos de transporte y reduciendo los costos operativos.

La propuesta de diseño optimizado es replicable en otras operaciones mineras de pequeña escala, ofreciendo una solución adaptable para mejorar la eficiencia y sostenibilidad de operaciones subterráneas con características geomecánicas similares.

El diseño de rampa basado en criterios geomecánicos no solo incrementa la eficiencia en el acarreo y la ventilación, sino que también proporciona un entorno laboral más seguro, reduciendo los riesgos para el personal y mejorando las condiciones de trabajo en la mina.

REFERENCIAS

[1] S. Montané, et al., "Optimization and sequencing a semiautomated ramp design in underground mining: A case study", Springer Series in Geomechanics and Geoengineering, pp. 139 – 145, December 2019.

[2] M. Brazil, et al., "Optimisation in the design of underground mine access", Australasian Institute of Mining and Metallurgy Publication Series, pp. 141 – 144, 2021.

[3] C. Ozturk, "Support design of underground openings in an asphaltite mine", Tunnelling and Underground Space Technology, vol 38, pp. 288 – 305, September 2013.

[4] Z. Rafet, "Applying massive blasting during ore exploitation in underground mines", Scientific Mining Journal, vol 60, pp. 63 – 70, 2021.

[5] I. Sokolov, et al., "About the effectiveness of counter blasting with chamber mining system", E3S Web of Conferences, vol. 192, 2020.

[6] J. Vasquez, L. Arauzo, "Drilling Mesh Design based on Holmberg's Mathematical Model to Decrease Mineral Fragmentation of Blasting Processes at Underground Mines in Peru", International Journal of Engineering Research and Technology, vol. 14, pp. 144-150, 2021.

[7] J. Gao, et al., "The factors affecting the performance of the tunnel wall drilling task and their priority", Scientific Reports, vol. 14, December 2024.

[8] Hao, et al., "Influence of advance direction on surrounding rock stability of main ramp under deep high ground stress", Engineering Failure Analysis, vol. 161, July 2024.

[9] I. Haroyono, et al., "Improved reliability in rock mass characterisation for underground support design – Discrete fracture network model and site observation", Tunnelling and Underground Space Technology, vol. 147, May 2024.

[10] B. Dwinagara, et al., "Permeability value estimation based on rock mass rating", 3rd international conference on earth science, mineral, and energy, November 2021.

[11] L. Shuai, et al., "Experimental study on I/II/III mixed mode fracture characteristics of a combined rock mass under creep loading", Scientific Reports, Article number 10397, December 2024.

[12] Q. Yasin, et al., "Fault and fracture network characterization using soft computing techniques: application to geologically complex and deeply-buried geothermal reservoirs", Geomechanics and Geophysics for Geo-Energy and Geo-Resources, vol 14, article number 83, December 2024.

[13][Y. Jiang, et al., "Mechanical properties and acoustic emission characteristics of soft rock with different water contents under dynamic disturbance", International Journal of Coal Science & Technology, vol. 11, article number 36, May 2024.

[14] F. Khudoyberdiev, et al., "The process of destruction of rock by an explosion with the use of blasthole stemming in roadheading mining operation", IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, vol. 614, 2020.

[15] X. You, et al., "Experimental study on the effect of loading rate on the strain energy accumulation and release during the weakening process of circular-tunnel", Geomechanics and Geophysics for Geo-Energy and Geo-Resources, Article number 73, December 2024.

[16] B. Jian, et al., "Damage and reliability analysis of double-arch tunnel without a middle pilot tunnel under blast load", Scientific Reports, vol, 14, Article number 9246, December 2024.

[17] Z. Jiang, et al., "Research on cooperative control method of comprehensive pressure relief and anchor grouting reinforcement in deep mining roadways", Geomechanics and Geophysics for Geo-Energy and Geo-Resources, vol. 10, Article number 79, December 2024.

[18] C. Stewart, "New applications of jet fans in underground mines for haulage ramps and block cave ventilation control", 19th North American Mine Ventilation Symposium, pp. 515 – 525, Junio 2023.

[19] D. Brake, A. Nixon, "Current trends and future opportunities in underground hardrock ventilation practices", Australasian Institute of Mining and Metallurgy Publication Series, pp. 403 – 408, 2005.

[20] J. Ayaburi, et al., "Optimizing ventilation in medium- and short-term mine planning", Optimization and engineering, 2024.