

Caracterización estructural del macizo rocoso de la mina subterránea Oro Descanso

Oluwaseyi Adeoluwa-Olajesu
Rafael Noa-Monjes
Gilberto Quevedo-Sotolongo

Resumen

En el macizo rocoso donde se enclava la mina subterránea Oro Descanso se realizó una valoración de las propiedades físico-mecánicas de las rocas, del agrietamiento y la bloquicidad, con el fin de proponer medidas de laboreo seguro para las excavaciones mineras subterráneas empleando métodos empíricos apropiados. A partir de la evaluación realizada se concluyó que el macizo está compuesto por zonas de rocas de distinta calidad: buena, regular y mala. Se propone para la zona de calidad buena laborear excavaciones con avance completo, de longitud libre 1,0-1,5 m, empleando en la corona el soporte de anclas cementado de diámetro 20 mm, longitud 3 m y espaciado 2,5 m y aplicar hormigón lanzado 50 mm de grosor. Para la zona de calidad mala y regular se sugiere el laboreo en avance escalonado, de longitud libre de 1-3 m y después de cada voladura instalar, en la corona, anclas cementadas de diámetro 20 mm, longitud 4-5 m y espaciado 1-2 m, colocando en los lados malla metálica, con hormigón lanzado de 50-150 mm de grosor.

Palabras clave: minería subterránea; laboreo minero; oro; macizo rocoso.

Structural characterization of the rock mass of the underground mine Oro Descanso

Abstract

In the rocky massif where the Oro Descanso underground mine is located, an assessment was made of the physical-mechanical properties of rocks, cracking and blocking, in order to propose safe tillage measures for underground mining excavations using appropriate empirical methods. From the evaluation made it was concluded that the massif is composed of areas of rocks of different quality: good, fair and poor. It is proposed for the area of good quality to work excavations with complete advance, of free length 1.0-1.5 m, using in the crown the support of cemented anchors of diameter 20 mm, length 3 m and spaced 2.5 m and apply concrete released 50 mm thick. For the zone of bad and regular quality, it is suggested to work in stepwise progression, of free length of 1-3 m and after each blasting, to install in the crown, cemented anchors of diameter 20 mm, length 4-5 m and spacing 1-2 m, placing on the sides metallic mesh, with concrete cast 50-150 mm thick.

Keywords: underground mining; mining tillage; gold; rock mass.

1. INTRODUCCIÓN

El presente trabajo se realizó en el municipio de Placetas, provincia de Villa Clara, en el macizo rocoso donde se ubica la mina subterránea Oro Descanso, perteneciente a la empresa Geominera Centro.

Una cuestión importante en la construcción de una excavación subterránea es definir las características y el comportamiento mecánico-estructural del macizo (Zhang 2016), aspecto este que tiene una marcada incidencia en el laboreo, sostenimiento y explotación de estas obras. En muchos casos estas se realizan sin tener en cuenta una fundamentación científica del comportamiento del macizo rocoso, lo que trae como consecuencia el encarecimiento de la obra (Noa-Monjes 2006).

El método empírico de clasificación de los macizos rocosos surgió desde la década del 40 del siglo XX y muchos investigadores lo han utilizado para proponer soluciones a diferentes problemas en minas y túneles (Bieniawski 1989, 2011). Al efecto los métodos empleados son los siguientes: método de Deere *et al.* (1967), basado en el RQD; método de Bieniawski (1989), basado en el RMR y el de Barton, Lien & Lunde (1974), basado en un índice Q. Todos ellos representan un gran número de experiencias prácticas sobre casos históricos que proporcionan un criterio técnico veraz y actual.

En Cuba el método empírico ha sido utilizado por Cartaya & Blanco (2000) para caracterizar varias minas subterráneas de la parte oriental; Noa-Monjes (2006) lo aplicó para elegir el método de arranque en la excavación subterránea y Diéguez-García, Otaño-Noguel & Sargentón-Romero (2014) lo utilizaron en el diseño de voladuras para excavaciones subterráneas.

Este estudio tiene el objetivo de aplicar los métodos empíricos de las clasificaciones ingenieriles para la caracterización del macizo donde se ubica la mina Oro Descanso y determinar así los parámetros para el diseño de las excavaciones.

1.1. Características geológicas del área de estudio

La zona de estudio de la mina Oro Descanso se encuentra en la estructura principal de sustrato plegado en la parte central de Cuba, de norte a sur. El depósito de Oro Descanso se localiza dentro de las rocas del complejo ofiolítico septentrional, las que están emplazadas de forma alóctona sobre las secuencias sedimentarias del margen continental y a su vez están sobre corridas por las vulcanitas del arco insular del Cretácico en su sección de Cuba central (Orestes *et al.* 2010). Las rocas serpentinitas masivas que componen el cuerpo encajante se caracterizan por la abundancia de

pequeños cuerpos, vetas y vetillas de gabro leucocrático, cuyas dimensiones oscilan entre los primeros metros hasta decenas de metros.

La zona mineral está vinculada a una zona tectónica conservada dentro de la cuña de serpentinita masiva y está afectada por varios sistemas de fallas y fracturas transversales con poco desarrollo por su longitud, las que no provocan desplazamiento por más de 0,2 m; al parecer son sistemas de fallas transcurrentes. De dichas fallas el sistema más antiguo tiene un azimut de buzamiento 250°–285°, con ángulo de 65° a 90°, al parecer pre-mineral; el sistema más joven parece ser el que tiene un azimut de buzamiento de 310°–330°, el cual tiene una componente rotatoria, lo que afectó el buzamiento general de la zona mineral (Orestes *et al.* 2010; Noa-Monjes, Adeoluwa-Olajesu & Quevedo-Sotovongo 2017).

2. MATERIALES Y MÉTODOS

Se determinaron los valores de las propiedades físico-mecánicas siguientes: peso volumétrico, humedad y la resistencia a la compresión uniaxial.

2.1. Valoración del agrietamiento y la bloquicidad

Teniendo en cuenta la génesis de las rocas se identificaron tres tipos principales: serpentinita masiva, serpentinita cizallada y gabro. Para la valoración del agrietamiento se tomaron estaciones de medición en todo el sector de la mina. Los tramos analizados tenían una longitud que estaba en correspondencia con las características geólogo-estructural del macizo y el comportamiento de las rocas; todos estos análisis se realizaron en condiciones *in-situ*.

En los tramos establecidos, con el propósito de obtener todos los parámetros que permitieran hacer una valoración de cada sector, se analizó el número de familias de grietas, los elementos de yacencia, distancia entre grietas, espacio de las grietas, continuidad, tipo de relleno, rugosidad, la existencia de grietas complementarias y afluencia de agua.

Para la evaluación de la bloquicidad y la determinación del volumen de los bloques se empleó el método de Palmstrom (1982), que se basa en los valores de J_v obtenidos en el campo, basado en la norma de ISRM (1982) y empleando las siguientes ecuaciones:

$$V_b = \beta J_v^{-3} \frac{1}{\text{sen}\gamma_1 \cdot \text{sen}\gamma_2 \cdot \text{sen}\gamma_3} \quad (1)$$

Donde:

$\gamma_1, \gamma_2, \gamma_3$ - Ángulos entre las familias de grietas (grados).

$$\beta = \frac{(a_2 + (a_2 \cdot a_3) + a_3)^3}{(a_2 \cdot a_3)^3} \quad (2)$$

$$a_2 = \frac{S_2}{S_1} \quad (3)$$

$$a_3 = \frac{S_3}{S_1} \quad (4)$$

S_1, S_2, S_3 - promedios del espaciamiento entre las familias de grietas 1, 2 y 3 (m)

J_v - número volumétrico de diaclasas (m^{-3}) y se calcula por la siguiente expresión (Cartaya & Blanco 2000).

$$J_v = \frac{1}{\bar{s}_1} + \frac{1}{\bar{s}_2} + \frac{1}{\bar{s}_3} \quad (5)$$

Se hizo el cálculo del volumen de los bloques empleando el programa Excel 2007.

2.2. Evaluación geomecánica del macizo rocoso

Fueron empleadas las clasificaciones que más se adaptan al comportamiento mecánico-estructural del mismo, entre las que tenemos: evaluación del índice de calidad (RQD), propuesto por Deere (1989); el sistema de clasificación geomecánica del macizo rocoso (RMR), expuesta por Bieniawski (1989) y el índice (Q), formulado por Barton, Lien & Lunde (1974).

Para determinar el RQD se emplea la ecuación (6) que aparece a continuación:

$$RQD = 100\% \sum_{i=1}^n \frac{x_i}{L} \quad (6)$$

Donde:

x_i - valores del testigo mayor que 10 cm.

n - número del espacio interceptado por la longitud de medición.

El valor del índice RMR se determina considerando los siguientes parámetros: la resistencia a compresión de la roca intacta, el RQD de Deere (1989), la separación entre las grietas, su estado, su orientación y presencia de agua; para este fin se aplica la tabla de clasificación geomecánica de Bieniawski (1989).

La determinación de los valores de Q se realizó considerando la ecuación (7) de Barton, Lien & Lunde (1974):

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) \left(\frac{J_r}{J_a} \right) \left(\frac{J_w}{SRF} \right) \quad (7)$$

Donde:

J_n - índice de diaclasado que contempla la cuantía de juntas

Jr - índice que caracteriza la rugosidad y continuidad de las juntas

Ja - grado de alteración de las juntas y características del relleno

Jw - factor de afluencia de agua

SRF - factor que tiene en cuenta la influencia del estado tensional en el macizo rocoso.

El valor de Q está relacionado con los requisitos de soporte de la excavación y la dimensión equivalente de la excavación (DE), que se determina por la siguiente expresión:

$$DE = \frac{\text{CLARO O ALTURA (m)}}{ESR} \dots\dots\dots (8)$$

Donde:

ESR - relación de soporte de la excavación que depende del uso de la excavación, según Barton, Lien & Lunde (1974), para este caso de estudio, ESR = 1,6)

Se determina el claro máximo sin soporte por la expresión (9)

$$\text{Claro máx} = 2ESR \cdot Q^{0.4} \dots\dots\dots (9)$$

La longitud (L) del perno se determina por la siguiente fórmula:

$$L = \frac{2+0.15B}{ESR} \dots\dots\dots (10)$$

Donde:

B - es la anchura de la excavación.

La relación entre Q y la presión permanente de soporte (P_{roof}) se da por la expresión (10)

$$P_{roof} = \frac{2.0}{J_r} Q^{-1/3} \dots\dots\dots (11)$$

3. RESULTADOS

Los valores promedios críticos de las propiedades físico-mecánicas analizados estadísticamente por la distribución de Student aparecen en la Tabla 1. En esta tabla se muestran rocas intactas de serpentinita masiva, serpentinita cizallada y gabro, y los valores de su resistencia a compresión uniaxial, peso específico y humedad.

Tabla 1. Propiedades físico-mecánicas de las rocas

Propiedades	Serpentinita masiva		Serpentinita cizallada		Gabro	
	Promedio	Coef. de variación	Promedio	Coef. de variación	Promedio	Coef. de variación
Compresión Uniaxial (Mpa)	35,70	0,38	65,64	0,36	77,81	0,41
Peso V (g/cm³)	2,78	0,04	2,88	0,36	2,98	0,03
Humedad (%)	0,42	0,86	0,44	0,41	0,33	0,45

Durante el estudio del campo se observan juntas continuas, lisas y, en ocasiones, con espejos de fallas, también; las juntas con paredes alteradas con películas deslizantes, finas, producto de la alteración de la serpentinita, que se desintegra fácilmente. El flujo de agua es inferior a 5 l por minutos. Se observa un goteo ligero y humedad en las paredes, lo que permite determinar las distancias entre grietas, RQD, J_v , volumen de bloque y forma de bloque; sus valores se muestran en la Tabla 2.

Tabla 2. Valores del volumen de los bloques

Obras	Galería			Piquera		
Tipo de rocas	SM	SC	G	SM	SC	G
Distancia entre grietas	0,24	0,25	0,21	0,26	0,19	0,33
RQD	73,83	58,76	81,01	22,92	29,42	35,07
J_v	13,51	13,13	11,31	11,69	14,95	9,64
Volumen de bloque	$1,10 \cdot 10^{-2}$	$9,71 \cdot 10^{-4}$	$6,6 \cdot 10^{-3}$	$2,15 \cdot 10^{-2}$	$2,57 \cdot 10^{-3}$	$1,24 \cdot 10^{-2}$
Interpretación	Medio	Pequeño	Pequeño	Medio	Pequeño	Medio
Forma de bloque	Alargado Tabular	Cúbicos	Alargado Prismát.	Alargado-Tabular	Alargado Tabular	Alargado-plano

SM: serpentinita masiva; serpentinita cizallada; G: gabro.

Con los valores de las orientaciones de las juntas obtenidos del campo se proyectan los polos sobre el plano horizontal del diagrama estereográfico de área, donde se muestran grandes círculos de fallas y del promedio de grietas (Figura 1) así como el diagrama de Rosette (Figura 2), que muestra el rumbo y la densidad de las orientaciones.

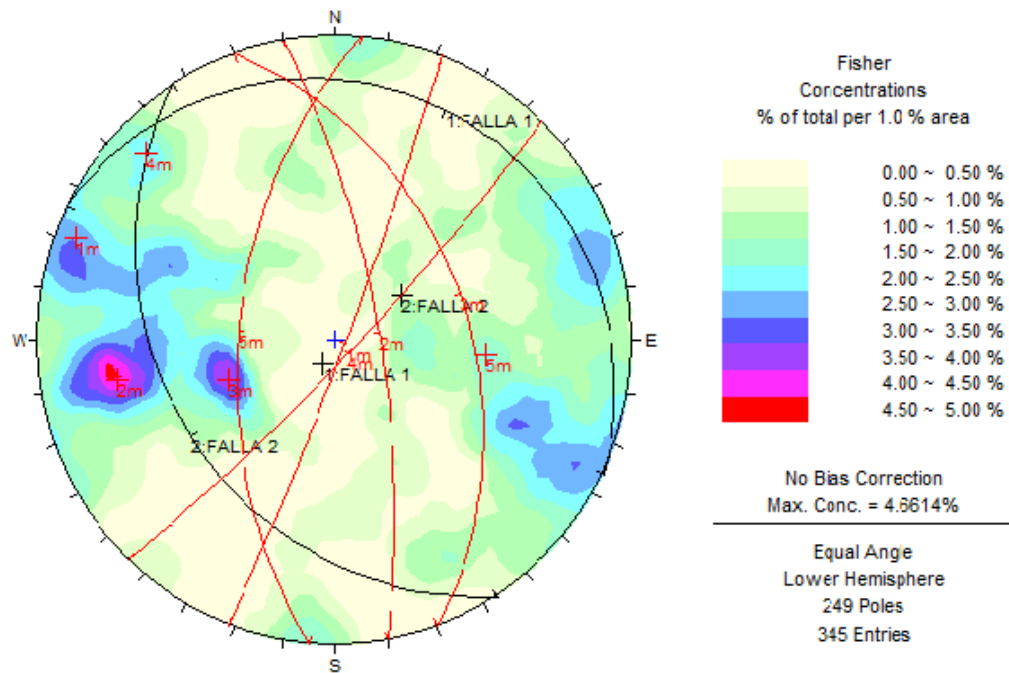


Figura 1. Diagrama de Schmidt para Oro Descanso.

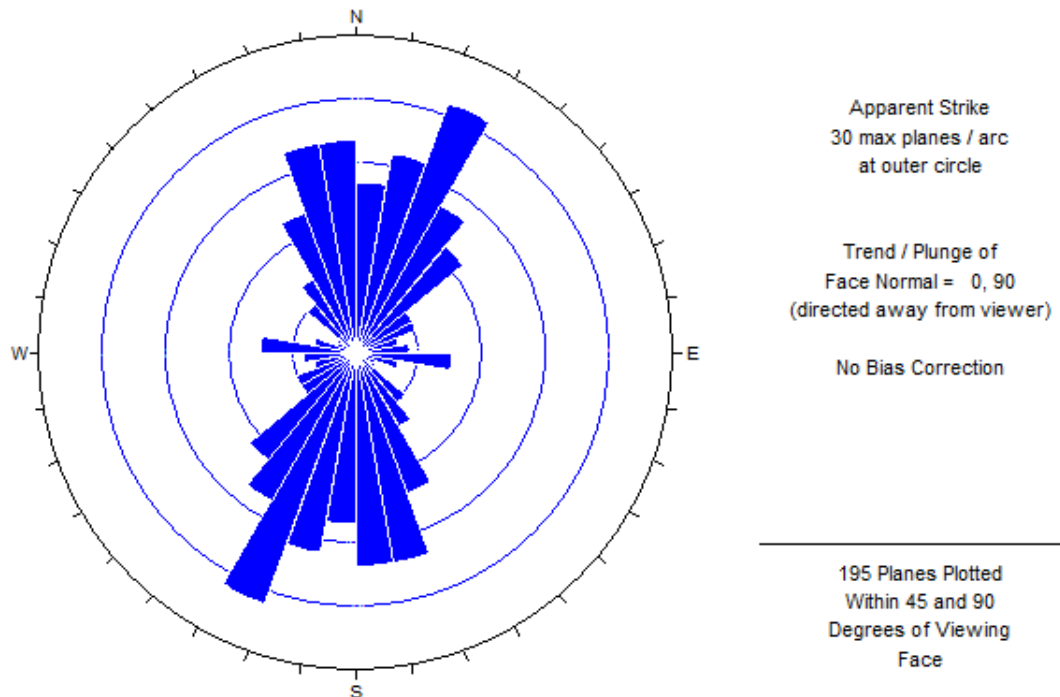


Figura 2. Diagrama de Roseta para Oro Descanso.

4. DISCUSIÓN

En la zona donde se ubica el yacimiento Oro Descanso se observan sistemas de fallas y grietas que son probablemente consecuencia de la alta actividad tectónica que se ha manifestado durante mucho tiempo en la región, siendo evidentes las variedades de litología y estructura.

Teniendo en cuenta los resultados que se muestran en los diagramas de grandes círculos y Roseta, donde se evalúa el agrietamiento que presenta el macizo, se observa en la Figura 1 los planos del promedio de juntas y planos de fallas presentes en el área de estudio, lo que representan las zonas de tensiones y de posible inseguridad que se puede poner de manifiesto al ubicar y diseñar las excavaciones subterráneas o realizar el diseños de la voladura. El diagrama de Roseta (Figura 2) muestra las orientaciones y la densidad de los planos de intersección con la superficie horizontal del círculo. Generalmente, se observa que el rumbo de las discontinuidades va del norte al sur.

Según los resultados que se muestran en la Tabla 2 el volumen de bloque va de pequeño a medio y la forma se comporta entre alargado, tabular, prismática, cúbica y plana; por tal razón ocurre la caída de pedazos de rocas, facilitando el desprendimiento y derrumbe de marcados sectores del macizo.

Dentro del sector analizado se encuentran rocas serpentinizadas de diferentes tipos, intercaladas de vetillas de gabro leucocrático. Por ende, se observan dos zonas principales: de pérdida de estabilidad por desprendimiento que ocurre por el agrietamiento, por los planos de clivaje y las fracturas que separa cierto volumen de rocas del macizo por su propio peso y cae, debido a que este peso es mayor que la resistencia al cortante de la roca; también se distinguen zonas estables sin necesidad del soporte, pero que en ella se perciben grietas de persistencia corta, la que es provocada por la deformación plástica del macizo.

En la Tabla 3 se observa que los valores de RQD determinados en la zona de galería son: 73,83 % para serpentinita masiva; 58,76 % para serpentinita cizallada y 81 % para gabro; según la valoración de Deere (1967) la galería contiene zona de rocas de calidad regular y buena. De acuerdo con esta valoración, el área donde se encuentran rocas serpentinita masiva y gabro no necesita soporte, pero el área de serpentinita cizallada requiere soporte de pernos aplicados a una distancia de 1,5 m a 1,8 m entre ellos. También en la zona de piquera que es más afectada por fallas los valores de RQD son 22,92 % para roca serpentinita; 29,42 % y 35 % de gabro; estos significan que la calidad de la roca en esta zona está entre muy pobre y pobre. En el área compuesta de roca serpentinita masiva se necesita soporte de cuadernos masivos o medios de acero circulares ubicados a un espacio de 0,6 a 0,9 m.

Tabla 3. Valores de RQD, RMR, Q y sus interpretaciones

Obras	Tipos de rocas	RQD	RMR	Q	INTERPRETACIÓN		
					RQD	RMR	Q
GALERÍA	SM	73,83	53,1	10,84	m	R	B
	SC	58,76	37,6	8,84	m	M	m
	G	81,01	55,8	11,80	B	R	B
PIQUERA	SM	22,92	44	1,36	M	R	M
	SC	29,42	59,4	1,74	M	R	M
	G	35,07	45,6	2,08	M	R	M

B: buena; R: regular; M: mala; m: media.

Debido a la limitaciones de RQD, de no considerar factores ingeniero-geológicos más importantes del macizo y posible error en la medición basado en la inhabilidad de determinar la diferencia entre el agrietamiento natural y tecnológico, se necesita analizar el macizo con el criterio de RMR, con los que se obtuvieron los siguientes valores: en la zona de galería 53,1 % para la roca serpentinita masiva; 37,6 % para serpentinita cizallada y 55,8 % para el gabro y en la zona de piquería los valores de 44 % para serpentinita masiva; 59,4 % de serpentinita cizallada y 45 de gabro.

Según los valores de RMR se identifica el macizo en clases III y IV, de calidad regular y mala, con cohesión entre 200 kPa y 300 kPa, ángulo de fricción interna entre 25° y 35°, y de 100-200 kpa de cohesión y 15°-25° de ángulo de fricción, respectivamente. En la condición de clase III la excavación de 5 m de luz puede sostenerse por una semana sin soporte. La excavación se construye de forma escalonada con avance de 1,5-3 m desde la parte superior hacia el piso. Para su soporte se instala un sistema de pernos de 4 m de longitud, espaciado de 1,5-2 m en techo y las partes, con malla metálica en el techo. Además, se puede optar para el soporte la instalación de hormigón prefabricado de 50-100 mm de espesor por el techo y 30 mm por los lados.

En el área de clase IV la luz de 2,5 m puede auto-sostenerse por 10 horas, se excava de forma escalonada con un avance de 1,0-1,5 m, se instala el soporte de forma concurrente a distancia de 10 m del frente, en la corona se emplean pernos sistemáticos de longitud de 4-5 m, espaciados de 1-1,5 m y en la paredes se usa malla metálica. También se puede soportar la corona con hormigón lanzado, con un espesor 100-150 mm y paredes 100 mm.

Según Barton, Lien & Lunde (1974), los valores de Q (Tabla 4) en la zona de galería, las rocas formadas por serpentinita masiva y serpentinita cizallada, son de calidad regular y la de gabro de buena calidad. Se propone para esta zona un soporte de pernos sistemático de longitud de 1-1,5 m, cementado sin tensión y reforzado con concreto 2,3 cm de espesor; mientras que las rocas en la zona de piquería son de mala calidad y se propone soporte de pernos sistemático cementado de longitud 1 m, sin tensión, con 2,5-5 cm de concreto reforzado con malla.

Tabla 4. Determinación del tipo de soporte por rango de valores de Q y RQD

Obras	Parámetros de cálculo					Tipo de soporte	Longitud de perno l, (m)
	Q	RQD	Jr/Jn	Luz/ES R (m)	P ^b (kg/cm ²)		
GALERÍA	9,84- 10,80	58,76- 81,01	0,33	1,25	0,17	Pernos sistemático cementado de longitud 1-1,5 m, sin tensión más 2,3 cm de concreto,	1,44
PIQUERA	1,36- 2,08	22,92- 35,07	0,33	1,25	0,24	Pernos sistemático cementado de longitud 1 m, sin tensión más 2,5-5 cm de concreto reforzado con malla	1,40

5. CONCLUSIONES

- Con la aplicación de las clasificaciones geomecánicas, basadas en el RQD, el RMR y la Q, y según la norma de la Sociedad Internacional de la Mecánica de Roca (ISRM 1982), se obtiene que existen tres zonas de rocas de calidad mala, regular y buena. De estas se deriva que en la zona de rocas de buena calidad se laboreen las excavaciones con avance completo, de longitud libre 1-1,5 m; empleando en la corona el soporte de anclas cementado de diámetro 20 mm, longitud 3 m y espaciado 2,5 m y se aplica hormigón lanzado de grosor 50 mm. Para la zona de calidad mala y regular que se laboreen las excavaciones en avance escalonada de longitud libre de 1-3 m y después de cada voladura instalar en la corona anclas cementado de diámetro 20 mm, longitud 4-5 m y

espaciado 1-2 m y en los lados malla metálica, con hormigón lanzado del grosor 50-150 mm.

- En este estudio se observa que la dirección de las discontinuidades es generalmente de norte a sur, por lo que hay que prever la dirección de laboreo de las excavaciones.

6. REFERENCIAS

- BARTON, N.; LIEN, R. & LUNDE, J. 1974: Engineering Classification of Rock Mass for the Design of Tunnel Support. NGI Publication 106, Oslo. *Rock Mechanics* 6(4): 189-236.
- BIENIAWSKI, Z. T. 1989: *Engineering Rock Mass Classifications: A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil and Petroleum Engineering*. John Wiley & Sons.
- BIENIAWSKI, Z. T. 2011: Errores en la aplicación de las clasificaciones geomecánicas y su corrección. En: Conferencia magistral Adif-Geocontrol (Vol. 35).
- CARTAYA, P. M. & BLANCO, R. T. 2000: Caracterización geomecánica de los macizos rocosos en minas subterráneas de la región oriental del país. *Minería & Geología* 17(1): 66-74.
- DEERE, D. U. 1989: Rock Quality Designation (RQD) after Twenty Years. U.S. Army Corps of Engineers Contract Report GL-89-1, Waterways Experiment Station, Vicksburg, MS.
- DEERE, D. U.; HENDRON, A. J.; PATTON, F. D. & CORDING, E. J. 1967: Design of Surface and Near Surface Construction in Rock. In: 8th U. S. Symposium Rock Mechanics AIME. New York, p. 237-302.
- DIÉGUEZ-GARCÍA, Y.; OTAÑO-NOGUEL, J. & SARGENTÓN-ROMERO, G. 2014: Diseño de voladuras de contorno en túneles. *Minería & Geología* 30(3): 49-66
- INTERNATIONAL SOCIETY FOR ROCK MECHANICS (ISRM) 1982: Suggested Methods: Rock Characterization, Testing and Monitoring. E. T. Brown, Pergamon, London, 211 p.
- NOA-MONJES, R. R. 2006: Indicaciones metodológicas para la elección del método de arranque de las rocas durante el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales de pequeña y mediana sección en Cuba oriental. *Minería & Geología* 22(4): 50 p.
- NOA-MONJES, R. R.; ADEOLUWA-OLAJESU, O. & QUEVEDO-SOTOVONGO, G. 2017: Caracterización ingeniera del macizo de la mina subterránea Oro Descanso. En: VII Convención de Ciencias de la Tierra: VII Congreso de Minería (MINERÍA, 2017). La Habana, Cuba, 3-7 abril.
- ORESTES, R. L.; RENÉ, R. S.; SATURNINO, G. L. & GERARDO, M. C. 2010: Resumen y evaluación crítica de los trabajos anteriores. En: Ministerio

de la Industria Básica Grupo Empresarial Geominsal Empresa Geominera del Centro. Villa Clara, Cuba, 78 p.

PALMSTROM, A. 1982: The volumetric joint count -a useful and simple measure of the degree of rock jointing. In: 41st International Congress. Assoc. Eng. Geol. Delphi 5: 221-228.

ZHANG, L. 2016: *Engineering properties of rocks*. Butterworth-Heinemann, United Kingdom.

Oluwaseyi Adeoluwa-Olajesu, aoluwaseyi@ismm.edu.cu

Ingeniero de Minas. Instituto Superior Minero Metalúrgico, Moa, Cuba.

Rafael Noa-Monjes, rnoam@ismm.edu.cu

Doctor en Ciencias Técnicas. Instituto Superior Minero Metalúrgico, Moa, Cuba.

Gilberto Quevedo-Sotolongo, quevedo@uclv.edu.cu

Doctor en Ciencias. Facultad de Construcciones, Departamento de Ingeniería Civil.
Universidad Central de las Villas, Cuba.