

# Estudio Geomecánico en La Mina “El Mirador” en Camilo Ponce Enríquez, Azuay

Kevin Duque Ch., José Pachacama P, Esmilka Guerra L., , Erwin Larreta T.,

Escuela Superior Politécnica del Litoral, ESPOL, Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra, Campus Gustavo Galindo Km 30.5 Vía Perimetral, P.O. Box 09-01-5863, Guayaquil, Ecuador, [kduque@espol.edu.ec](mailto:kduque@espol.edu.ec), [jpachaca@espol.edu.ec](mailto:jpachaca@espol.edu.ec), [esguerra@espol.edu.ec](mailto:esguerra@espol.edu.ec), [elarreta@espol.edu.ec](mailto:elarreta@espol.edu.ec)

## Abstract–

*The present project is based on a geomechanical study of the "El Mirador" mine. In this mine were detected settlement that causes instability and job insecurity due to detachment of large volumes of rock and total collapse of sector of the mine. The quality of the rock was investigated in strategic points (geomechanical stations) of the mine by means control points placed to measure the rock settlement with the help of a total station. The displacement vector of the rock mass were determined and they were used to calculate the speed of the displacement. The directions of the main stresses for each geomechanical stations were also determined, as well as the predominance of the breakage of the rock by means the tests to determine a possible direction of the rock mass sliding . As a result of the investigation, 3 possible blocks were recognized along the mine with rotational movements. These blocks having an effect on each other as a gear system, where the limits of each blocks are mylonite-rich areas indicating point of high friction. Remedation were proposed in order to guarantee job security for the workers and the material exploited.*

**key words:** *Geomechanical, Settlement, Fortification, Instability*

## I. INTRODUCCIÓN

El cantón Camilo Ponce Enríquez, ubicado al Oeste de la provincia del Azuay, es caracterizado por su alta actividad minera.. La actividad minera comenzó en 1982 como alternativa de la crisis agrícola que sufrieron los pobladores a causa del fenómeno del Niño (1982 – 1983), en donde sus estragos causaron graves inundaciones y varios deslaves. Como consecuencia de lo anterior, varios pequeños mineros se agruparon para formar la “Asociación de mineros autónomos 12 de octubre” (AM-12) en el año 1992. Esta sociedad está formada por mineros provenientes de poblados cercanos como San Alfonso, Santa Marta y La Independencia. A medida que fue creciendo la AM-12 se convirtió en un aporte a la población, generando empleos y brindando apoyo a la comunidad en los campos de salud y educación.

Uno de los concesionarios de la AM-12 se llama “El Mirador”, que consiste en una mina subterránea dedicada a la extracción de material aurífero de un yacimiento vetiforme que atraviesa la zona por debajo de una falla local. La mina está conformada por 24 niveles que tienen aproximadamente 20 metros de diferencia entre ellos, utilizando solo el primer nivel (NIV) (nivel principal) para el transporte del material al exterior mediante vagones mineros. Este material es trasladado de los niveles inferiores al nivel principal a través de un pozo inclinado de 394 metros de longitud, utilizando un guinche mecanizado con un balde de accesorio.

En el área de estudio, desde los inicios de la minería, se realizó la explotación mediante el método de cámaras y pilares, un método relativamente barato en el que se utilizaba la gravedad para el transporte de material hasta el nivel principal, donde se transportaba mediante carretillas a la instalación de extracción inclinada. Debido a la inestabilidad existente, en la actualidad se emplea el método de corte y relleno, que es un método caracterizado por altos costos de operación, pero con el que se consigue disminuir los efectos del asentamiento por desplome de labores. El objetivo de este trabajo es realizar un estudio geomecánico en la mina “El Mirador”, para proponer un plan de fortalecimiento estructural de la mina de manera garantizar la seguridad en las labores mineras.

## II. MARCO GEOLÓGICO

### A. Geología Regional

El cantón Camilo Ponce Enríquez se encuentra localizado al oeste de la provincia de Azuay, delimitado por: Guayas en el norte y El Oro en el sur como se muestra en la Fig. 1. La formación predominante de este cantón es la Fm. Piñon (Fm. Macuchi en la región de la sierra). La litología de esta unidad está compuesta por areniscas volcánicas de grano grueso, brechas, tobas, hialoclastitas, limolitas volcánicas, microgabros, basaltos andesíticos subalcalinos de afinidad toleítica a calc-alina, lavas en almohadillas, escasas calcarenitas relacionadas a arcos de islas y procesos de subducción [1].

La formación rocosa volcánica de Saraguro cubre en su mayoría la parte sur de la cordillera occidental y parte de ella descansa sobre la unidad Pallatanga. Las Fm. Saraguro son lava y ignimbritas a composición andesítica a dacíticas a afinidad calc-alcalinas [1].

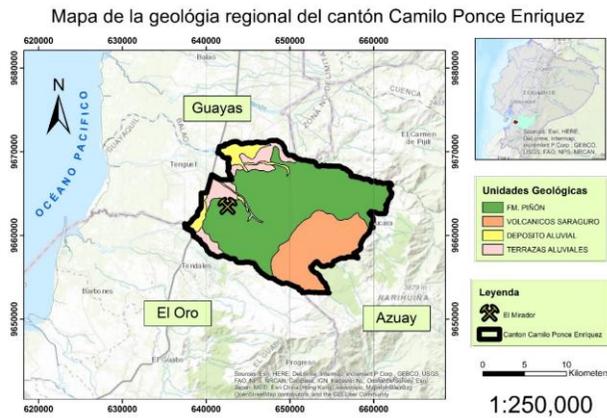


Fig. 1 Mapa geológico del cantón Camilo Ponce Enríquez

### B. Geología Estructural

La zona de estudio se encuentra ubicada en un área fracturada por un sistema de fallas principales como la falla del Río Tenguel al Noreste (NE) y la falla Margarita al Suroeste (SW) (Fig 2), ambas en dirección Noroeste (NW) – Sureste (SE), con sus respectivas fallas subverticales (Sistema de fallas A). Junto con el sistema de fallas A se encuentra otro conjunto de fallas con tendencia verticales en sentido Oeste (W) – Este (E) y NE – SW (Sistema de fallas B), un subconjunto de estas fallas es cortado por la falla Margarita procediendo a desplazarlas. El sistema de Fallas B está asociada a intrusiones granodioríticas por lo que dio lugar a la fracturación. Las fallas principales del sistema A se formaron gracias a los esfuerzos generados por la subducción con dirección W – E y mineralizaciones dentro de las fracturas mencionadas con direcciones Oeste - Noroeste (WNW) – Este – Sureste (ESE), NW – SE y Norte (N) – Sur (S) [2].

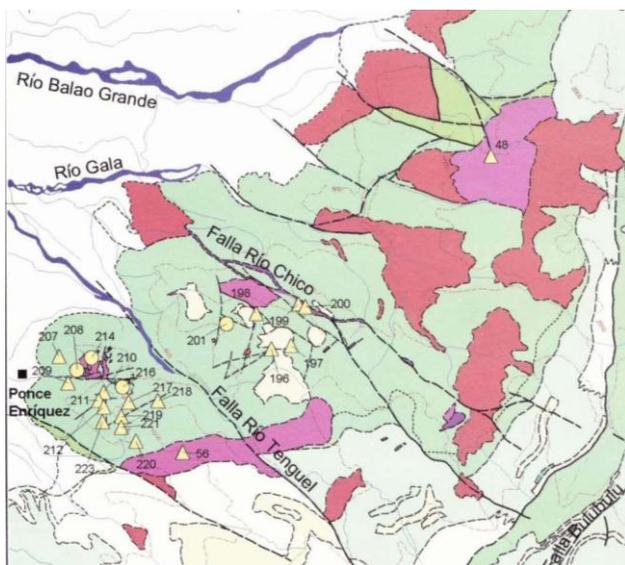


Fig. 2 Mapa estructural de la zona de estudio. En verde son representadas las andesitas, en violeta las diorita y en rojo la granodiorita

### III. METODOLOGÍA

Se realizó un levantamiento planimétrico de toda la tunelación mediante brújula y cinta partiendo de unas coordenadas nota, tomadas por un GPS en la parte exterior de la bocamina para su respectiva georreferenciación. Dentro de la mina se ubicaron 34 estaciones geomecánicas (EGM), 8 en el primer nivel y 1 estación por niveles posteriores y sus respectivos accesos exceptuando los niveles altamente inestables. Los EGM fueron ubicados por cada cambio de alteración que se observaba en la roca o por cada cambio de litología, y teniendo como regla ubicar mínimo un EGM en cada nivel o acceso permitido. Se determinaron las propiedades estructurales del macizo rocoso utilizando la clasificación geomecánica RMR y el índice de Q de Barton y se generó un mapeo geomecánico de las discontinuidades para determinar el número de familias principales de cada estación, así como también la dirección de sus esfuerzos principales [3]. Se tomaron 4 muestras de distintos niveles y se extrajeron un testigo de dimensiones cilíndricas de 55 mm de diámetro con relación 2:1 (longitud: diámetro) por cada muestra. Se eligió ciertas EGMs con criterios científicos para pegar cuadrados de material acrílico de 20x20mm en los EGMs donde existía menos riesgo para la toma de datos. A estos puntos de control se le colocaba estaciones topográficas al piso de la galería para tener una coordenada de los mismos. De esta manera, con la ayuda de una estación total se medía las coordenadas de estos puntos semanalmente y se medía su vector de desplazamiento y así obtener la dirección del desplazamiento del macizo, como también su velocidad de asentamiento según la ecuación 1 (Ec. 1). Posterior a esto se ubicó zonas susceptibles al desprendimiento de roca dentro de la tunelación y proponer métodos de fortificación adecuadas para las mismas.

$$Velocidad\ de\ asentamiento = \frac{Z_{final} - Z_{inicial}}{\# de\ semillas\ que\ se\ tomo\ datos}$$

Ecuación 1: Velocidad de asentamiento

### IV. RESULTADOS

#### A. Ensayos de compresión simple

Los resultados de los ensayos uniaxiales y la dirección de rotura de cada obtenido a cada uno de los testigos se pueden observar en Tabla I donde se observa que la muestra 1 tiene una resistencia a la compresión simple menor por su mayor grado de inhomogeneidad debido a que esta muestra se encontraba cerca de la veta.

TABLA I  
RESULTADOS DE MUESTRAS

# Muestra	Nivel donde se obtuvo la muestra	Tipo de roca	R.C.S (MPa) / Ton/m <sup>2</sup>	Dirección de rotura
1	Nivel 2	Roca fragmental – Brecha hidrotermal de matriz andesítica con piritita diseminada y venillas	29.32 / 2989.80	238°N
2	Nivel 3	Andesita Basáltica	31.81 / 3243.71	343°N
4	Nivel 9	Andesita Basáltica	85.99 / 8768.53	326°N
5	Acceso entre los Niveles 10 - 11	Andesita Basáltica	62.08 / 6330.39	333°N

B. Clasificaciones Geomecánicas

A partir de datos tomados en campo se determinaron las calidades del macizo rocoso según RMR de Bieniawski [4] (Fig 3) y Q de Barton [5] (Fig 4). Se puede observar que el nivel 17 es un factor común entre los 2 calidades.

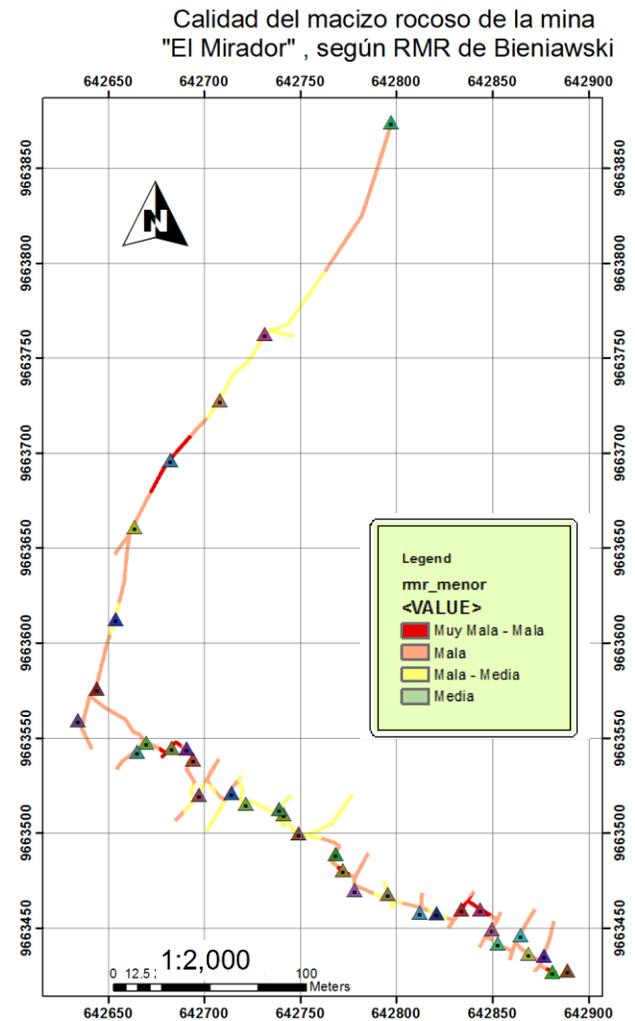


Fig. 3 Plano de El Mirador indicando la calidad del macizo rocoso según RMR de Bieniawski

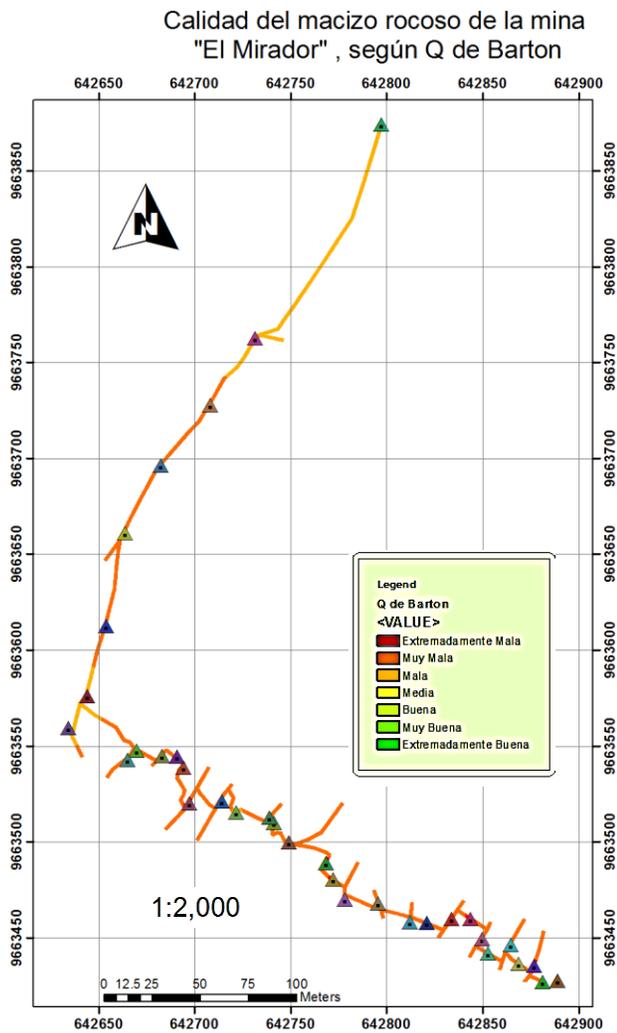


Fig. 4 Plano de El Mirador indicando la calidad del macizo rocoso según Q de Barton

### B. Direcciones de esfuerzos principales

, Se observa que las direcciones de los mayores esfuerzos principales de cada estación geomecánica tienen una predominancia de los esfuerzos en dirección SW (Fig. 5).

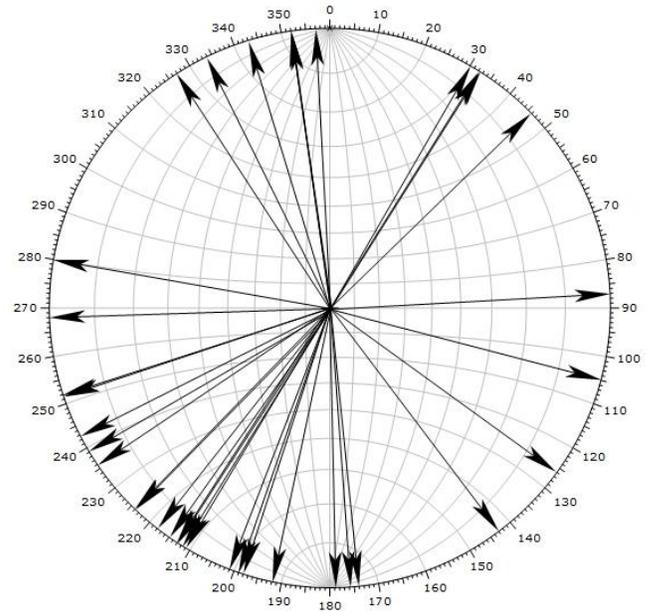


Fig. 5 Plano de El Mirador indicando la calidad del macizo rocoso según

### C. Dirección del deslizamiento y asentamiento total

La mina no posee puntos georeferenciados por lo que se ubicaron dos estaciones con coordenadas arbitrarias (X, Y, Z), la primera (100, 100, 100) y la segunda calculada en base a la anterior con norte arbitrario. Teniendo estas dos estaciones georeferenciadas se pudo calcular la coordenada del punto de control de cada estación geomecánica. Semanalmente se realizaron las mediciones de las coordenadas de los puntos de control para observar variaciones que indican movimiento en el macizo rocoso (Fig 6).

## V. ANÁLISIS DE RESULTADOS

### A. Afectación por la carga litoestática

Considerando los resultados de los ensayos uniaxiales realizados a las muestras extraídas, el máximo esfuerzo que soporta la roca es de 86 Mpa antes de producirse la rotura. Utilizando la topografía superficial y las cotas calculadas dentro de mina, se determinó la carga litoestática ejercida en las excavaciones, siendo esta menor a los esfuerzos obtenidos como resultado de los ensayos a la compresión simple.

La dirección predominante de la rotura evidenciada en los núcleos testeados es NW – SE. Esta dirección es perpendicular a los esfuerzos predominantes (SW), indicando que la roca dentro del área de estudio se rompe por presiones litoestáticas siempre en la misma dirección, con una tendencia de los bloques fracturados a deslizarse hacia el NE.

### B. Análisis del movimiento del macizo rocoso

Analizando las velocidades de los asentamientos del macizo rocoso, se distingue tres tipos de bloques según su velocidad (ver Tabla III). Del nivel 1 al nivel 4 existe un bloque con una velocidad fluctuante que se mantiene hasta acercarse al valor que se obtuvo nivel 7 en donde tiende a crecer. Desde el nivel 7 al 14 se observa un aumento de la velocidad de asentamiento llegando a su valor máximo en este último para luego disminuir hasta los últimos niveles.

TABLA III

VELOCIDAD EN LOS PUNTOS DE CONTROL

PTO DE CONTROL	VELOCIDAD PROMEDIO (MM/SEMANA)
Niv 19	-0.25
Niv 18	-1.25
Niv 17	-1.40
Niv 16	-2.75
Niv 14	-3.67
Niv 13	-1.80
Niv 7	-1.40
Niv 4	-1.00
Niv 3	-1.60
Niv 2	-0.25
Niv 1 - EGM 5	-1.67

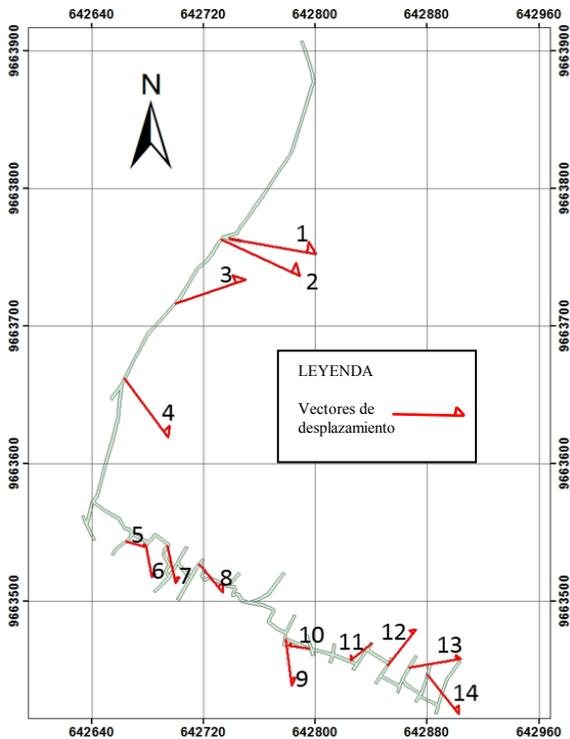


Fig. 6 Dirección de desplazamiento del macizo

En la Tabla 2 se muestran las mediciones tomadas en cinco semanas de las direcciones del deslizamiento del macizo rocoso (Rake) y el asentamiento total para cada vector mostrado en la Fig. 7.

TABLA 2  
AZIMUT DEL DESLIZAMIENTO Y ASENTAMIENTO TOTAL

# Dirección	Rake / Asentamiento total	# Dirección	Rake / Asentamiento total
1	100°N / -2 mm	8	140° N / - 7 mm
2	115°N / 1 mm	9	173°N / -9 mm
3	71°N / - 1 mm	10	280°N / - 11 mm
4	144°N / - 5 mm	11	230°N / - 11 mm
5	107°N / - 1 mm	12	38°N / - 7 mm
6	170° N / - 8 mm	13	81°N / - 5 mm
7	168° N / - 5 mm	14	42°N / - 1 mm

Niv - EGM 3	-0.33
Niv 1 - EGM 2	0.33
Niv 1 - EGM 1	-0.67

Teniendo en cuenta la dirección que predomina en el movimiento de los bloques fracturados, se puede llegar a la conclusión que existen tres bloques con un movimiento rotacional. La rotación de un bloque incide en el movimiento de los bloques adyacentes a él asemejándose el movimiento a un sistema de engranajes. En el contacto entre bloques existen zonas de pulverización de material, por lo cual se produce un aumento de la inestabilidad, por ende, un aumento de la fracturación. Estos posibles límites separan los primeros diez niveles en el bloque 1, los niveles de 11 al 17 forman parte del bloque 2 y los niveles inferiores al 17 pertenecen al bloque 3 (Fig. 7). Hay que tomar en cuenta que en el nivel 17 existe un posible límite de bloques siendo esta la razón de su baja calidad del macizo rocoso.

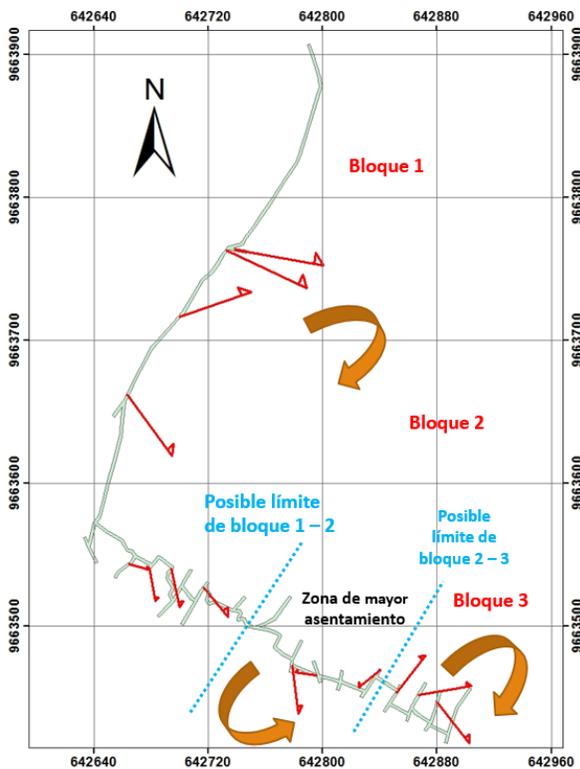


Fig. 7 Mapa planimétrico de la mina con los posibles límites y los bloques con sus rotaciones respectivas

### C. Sostenimiento

Según el índice de calidad de las rocas Q de Barton [6], se tienen los resultados que se muestran en la tabla IV, considerando un Excavation Support Ratio (ESR) diferenciado para el caso del análisis en los niveles, donde el ESR=1.6 y ESR=1.3 para accesos.

TABLA IV  
TABLA CON DATOS UTILIZADOS PARA OBTENER LA REGIÓN QUE SE ENCUENTRAN LOS EGMS

EGM	Q	Altura	ESR	Altura/ESR	Region
1	0.52	1.95	1.6	1.22	-
2	0.13	1.93	1.6	1.21	29
3	0.06	2.2	1.6	1.38	33
4	0.12	1.83	1.6	1.14	29
5	0.16	2.1	1.6	1.31	29
6	1.06	1.84	1.6	1.15	-
7	0.17	1.85	1.6	1.16	-
8	0.06	2.3	1.6	1.44	33
9	0.14	2.3	1.6	1.44	29
10	0.16	2.05	1.3	1.58	29
11	0.29	1.8	1.6	1.13	-
12	0.12	2.05	1.3	1.58	29
13	0.66	2.71	1.6	1.69	-
14	0.07	2.14	1.6	1.34	33
15	0.07	2.28	1.6	1.43	33
16	0.36	1.94	1.3	1.49	29
17	0.99	1.72	1.6	1.08	-
18	0.26	2.7	1.3	2.08	29
19	1.16	2.25	1.3	1.73	-
20	0.09	2	1.6	1.25	33
21	0.07	1.98	1.3	1.52	33
22	0.14	1.98	1.6	1.24	29
23	0.11	2.1	1.6	1.31	29
25	0.44	2	1.6	1.25	-
26	0.19	1.85	1.3	1.42	29
27	0.11	2	1.6	1.25	29
28	0.13	1.80	1.3	1.38	29
29	0.99	1.9	1.6	1.19	-
30	0.89	1.8	1.3	1.38	-
31	0.72	2.2	1.6	1.38	-
32	1.75	2.3	1.3	1.77	-
33	1.23	2.5	1.6	1.56	-
34	1.31	1.75	1.3	1.35	-
35	1.08	2.3	1.6	1.44	-

Según los resultados obtenidos a partir del análisis realizado en cada una de las EGMs utilizando el índice Q de Barton, se puede concluir que estas abarcan regiones diferentes:

Para los niveles que se encuentran dentro de la región 29, como indica la tabla XIV, se los debe fortificar de la siguiente manera:

Para los niveles 1 la EGM 2, EGM 5, ACCESO 2 – 3, ACCESO 8 – 9, NIV 13, NIV 15, ACCESO 15 – 16 y NIV 16 se deben entibar con bulonado, instalado sistemáticamente con un espaciado de 1m, sin tensionar, combinado con hormigón proyectado de 2 a 3 cm de grosor.

A los niveles 1 EGM 4, ACCESO 3 – 4, ACCESO 9 – 10 y NIV 14 se propone colocar bulonado sistemático no tensionado a cada metro de excavación con un grosor de hormigón proyectado de 5 cm combinado con malla reforzada. Por último, en NIV 2, ACCESO 15 – 16 y NIV 16 se recomienda colocar bulonado sistemático, tensionado con un espesor de 5cm de la capa de hormigón proyectado combinado con malla reforzada.

Los niveles ubicados en la región 33 (NIV 1 EGM 3, NIV 1 EGM 8, NIV 6, NIV 7, NIV 12 y ACCESO 12 – 13) se recomienda colocar un bulonado sistemático tensionado, separados 1 m con una capa de 2.5 – 5cm de hormigón proyectado con malla reforzada.

Se hace énfasis en que las propuestas de fortificación generadas en este estudio parten de la aplicación de los métodos empíricos globales, que se basan en una recopilación de datos de varias minas, por lo que es importante verificar que las condiciones de aplicación de estos métodos estén acorde al contexto de la zona de estudio.

## VI. CONCLUSIONES

Mediante el estudio geomecánico realizado en “El Mirador”, se ha determinado la velocidad de asentamiento y la dirección de los esfuerzos de la subsidencia del macizo rocoso. El Bloque 2 evidencia una mayor velocidad de asentamiento y una predominancia en los esfuerzos hacia SW, por lo que se propone realizar un cambio de explotación o evaluar un nuevo método de apertura.

En base al mapa planimétrico obtenido, se ha determinado que la calidad del macizo rocoso en el área de estudio, varía de Malo a Muy Malo debido al sistema de fallas NE asociado a la veta principal y a las condiciones del fracturamiento del macizo, donde se establece que las zonas de mayor vulnerabilidad son los niveles superficiales 1, 3, 4, 5; los niveles inferiores 16, 17 con sus respectivos accesos.

Mediante técnicas de auscultación topográfica se ha determinado, que en la mina existen tres bloques, donde el

bloque 2 gira en dirección anti horaria mientras que los otros dos bloques (1 y 3) en sentido horario.

Analizando las velocidades de asentamiento, se ha concluido que el bloque 2 tiene una mayor velocidad en comparación con las velocidades de los bloques 1 y 3.

En conclusiones este trabajo determinó las causas de inestabilidad de la mina “El Mirador”, midiendo la tasa de asentamiento de los tres bloques reconocidos. Estos resultados permitieron tomar medidas para que las actividades extractivas puedan seguir en condiciones de seguridad.

## AGRADECIMIENTOS

Los autores agradecen Silvia Loaiza por sus sugerencias en el desarrollo del trabajo. A Maurizio Mulas por su sugerencias y revisión del texto y a Bolívar Zambrano y Carlos Cherez por su ayuda en la toma de datos. Se agradece la sociedad minera “El Mirador”, por su apoyo logístico y por permitir la toma de datos.

## REFERENCES

- [1] Mapa geológico de la república del Ecuador 2017, Escala 1:1000000, EPN e INIGEMM, [https://www.geoinvestigacion.gob.ec/mapas/nuevo%201M/GEOLOGICO\\_1M\\_2017.pdf](https://www.geoinvestigacion.gob.ec/mapas/nuevo%201M/GEOLOGICO_1M_2017.pdf)
- [2] PRODEMINCA, *Evaluación de Distritos Mineros del Ecuador*, UCP PRODEMINCA, Quito, Ecuador, 2000
- [3] F. Bongiorno, R. Ucar y N. Belandria, “Determinación de la dirección de los esfuerzos principales a través de análisis numérico y proyecciones estereográficas de las fallas de Boconó en el sector Yacambú Estado Lara”, *Revista Ciencia e Ingeniería*, vol. 32, no. 2, pp. 57 -66, Abril – Julio 2011.
- [4] Z. Bieniawski, *Engineering Rock Mass Classifications*, Jhon Wiley & sons, Canada, 1989
- [5] N. Barton, R. Lien and J.Lunde (1974). “*Engineering Classification of Rock Masses for the design of tunnel Support*”. Rock mechanics; journal of the international Society for Rock Mechanics = Felsmechanik, vo. 6, pp. 189-236, 1974
- [6] NGI, “*Using the Q system handbook, rock mass classification and support design*”, NGI, Oslo, Norway, 2015