



Universidad de San Carlos de Guatemala  
Facultad de Ingeniería  
Escuela de Estudios de Postgrado  
Maestría en Ingeniería Geotécnica

**CONSIDERACIONES GEOTÉCNICAS EN LA CONSTRUCCIÓN DE 200 METROS DE TÚNEL  
DE LA MINA “ESCOBAL”, EN EL NIVEL 1265, UBICADO EN EL MUNICIPIO DE SAN  
RAFAEL LAS FLORES, DEPARTAMENTO DE SANTA ROSA, GUATEMALA**

**Ing. Luis Enrique Contreras Illera**

Asesorado por el MSc. Ing. Julio Roberto Luna Aroche

Guatemala, octubre de 2015

UNIVERSIDAD DE SAN CARLOS DE GUATEMALA



FACULTAD DE INGENIERÍA

**CONSIDERACIONES GEOTÉCNICAS EN LA CONSTRUCCIÓN DE 200 METROS DE TÚNEL  
DE LA MINA “ESCOBAL”, EN EL NIVEL 1265, UBICADO EN EL MUNICIPIO DE SAN  
RAFAEL LAS FLORES, DEPARTAMENTO DE SANTA ROSA, GUATEMALA**

TRABAJO DE GRADUACIÓN

PRESENTADO A LA JUNTA DIRECTIVA DE LA  
FACULTAD DE INGENIERÍA  
POR

**ING. LUIS ENRIQUE CONTRERAS ILLERA**  
ASESORADO POR EL MSc. ING. JULIO ROBERTO LUNA AROCHE

AL CONFERÍRSELE EL TÍTULO DE

**MAESTRO EN INGENIERÍA GETÉCNICA**

GUATEMALA, OCTUBRE DE 2015

UNIVERSIDAD DE SAN CARLOS DE GUATEMALA  
FACULTAD DE INGENIERÍA



**NÓMINA DE JUNTA DIRECTIVA**

DECANO	Ing. Pedro Antonio Aguilar Polanco
VOCAL I	Ing. Angel Roberto Sic García
VOCAL II	Ing. Pablo Christian de León Rodríguez
VOCAL III	Inga. Elvia Miriam Ruballos Samayoa
VOCAL IV	Br. Narda Lucía Pacay Barrientos
VOCAL V	Br. Walter Rafael Véliz Muñoz
SECRETARIA	Inga. Lesbia Magalí Herrera López

**TRIBUNAL QUE PRACTICÓ EL EXAMEN GENERAL PRIVADO**

DECANO	Ing. Pedro Antonio Aguilar Polanco
EXAMINADOR	Ing. Murphy Olimpo Paiz Recinos
EXAMINADOR	Ing. Armando Fuentes Roca
EXAMINADOR	Carlos Humberto Aguilar Tumax
SECRETARIO	Inga. Lesbia Magalí Herrera López.

## **HONORABLE TRIBUNAL EXAMINADOR**

En cumplimiento con los preceptos que establece la ley de la Universidad de San Carlos de Guatemala, presento a su consideración mi trabajo de graduación titulado:

**CONSIDERACIONES GEOTÉCNICAS EN LA CONSTRUCCIÓN DE 200 METROS DE TÚNEL DE LA MINA “ESCOBAL”, EN EL NIVEL 1265, UBICADO EN EL MUNICIPIO DE SAN RAFAEL LAS FLORES, DEPARTAMENTO DE SANTA ROSA, GUATEMALA**

Tema que me fuera asignado por la Dirección de la Escuela de Postgrado, con fecha 15 de octubre de 2015.



**Ing. Luis Enrique Contreras Illera**



FACULTAD DE  
INGENIERÍA - USAC  
**EP**  
ESCUELA DE  
ESTUDIOS DE POSTGRADO

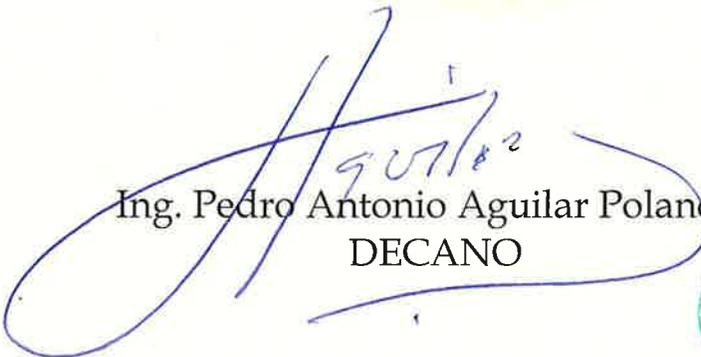
Escuela de Estudios de Postgrado  
Facultad de Ingeniería  
Teléfono 2418-9142 / Ext. 86226

Ref. APT-2015-042

El Decano de la Facultad de Ingeniería de la Universidad de San Carlos de Guatemala, luego de conocer la aprobación por parte del Director de la Escuela de Postgrado, al Trabajo de Tesis de la Maestría en Ingeniería Geotécnica titulado: **"CONSIDERACIONES GEOTÉCNICAS EN LA CONSTRUCCIÓN DE 200 METROS DE TÚNEL DE LA MINA "ESCOBAL", EN EL NIVEL 1265, UBICADO EN EL MUNICIPIO DE SAN RAFAEL LAS FLORES, DEPARTAMENTO DE SANTA ROSA, GUATEMALA"**, presentado por el Ingeniero en Minas **Luis Enrique Contreras Illera**, procede a la autorización para la impresión del mismo.

IMPRÍMASE.

*"Id y Enseñad a Todos"*

  
Ing. Pedro Antonio Aguilar Polanco  
DECANO



Guatemala, Octubre de 2015.



FACULTAD DE  
INGENIERÍA - USAC



Escuela de Estudios de Postgrado  
Facultad de Ingeniería  
Teléfono 2418-9142 / 24188000 Ext. 86226

APT-2015-042

El Director de la Escuela de Estudios de Postgrado de la Facultad de Ingeniería de la Universidad de San Carlos de Guatemala, luego de conocer el dictamen y dar el visto bueno del revisor y la aprobación del área de Lingüística del Trabajo de Tesis titulado **"CONSIDERACIONES GEOTECNICAS EN LA CONSTRUCCIÓN DE 200 METROS DE TÚNEL DE LA MINA "ESCOBAL", EN EL NIVEL 1265, UBICADO EN EL MUNICIPIO DE SAN RAFAEL LAS FLORES, DEPARTAMENTO DE SANTA ROSA, GUATEMALA"** presentado por el Ingeniero de Minas **Luis Enrique Contreras Illera** correspondiente al programa de Maestría en Ingeniería Geotécnica; apruebo y autorizo el mismo.

*"Id y Enseñad a Todos"*

MSc. Ing. Murphy Olympo Paiz Recinos  
Director  
Escuela de Estudios de Postgrado



Guatemala, Octubre de 2015.

Cc: archivo  
/la



FACULTAD DE  
INGENIERÍA - USAC



Escuela de Estudios de Postgrado  
Facultad de Ingeniería  
Teléfono 2418-9142 / 24188000 Ext. 86226

APT-2015-042

Como Coordinador de la Maestría en Ingeniería Geotécnica y revisor del Trabajo de Tesis titulado **“CONSIDERACIONES GEOTECNICAS EN LA CONSTRUCCIÓN DE 200 METROS DE TÚNEL DE LA MINA "ESCOBAL", EN EL NIVEL 1265, UBICADO EN EL MUNICIPIO DE SAN RAFAEL LAS FLORES, DEPARTAMENTO DE SANTA ROSA, GUATEMALA”**, presentado por el Ingeniero de Minas Luis Enrique Contreras Illera, apruebo y recomiendo la autorización del mismo.

“Id y Enseñad a Todos”

MSc. Ing. Armando Fuentes Roca  
Coordinador de Maestría  
Escuela de Estudios de Postgrado



Guatemala, Octubre de 2015.

## **ACTO QUE DEDICO A:**

- Dios** Por darme la sabiduría, paciencia, entendimiento y la oportunidad de ascender un peldaño más para ser mejor persona cada día.
- Mis padres** Oliverio Contreras, que desde el cielo me mira y me guía, mi madre María Concepción Illera Vda de Contreras, por inyectarme paciencia cuando más lo necesitaba.
- Mi esposa e hijos** Sandra María Hernández, Luis Enrique, Sandra Marcela, Karen Johana, Sergio Andrés y Mauricio, por el tiempo que les robe sin condicionamientos y apoyo permanente en continuar mis estudios.

## **AGRADECIMIENTOS A:**

<b>Minera San Rafael</b>	Por permitir desarrollar mi investigación y apoyarme en la misma, aportando nuevo conocimiento en el tema minero.
<b>Dra. Mayra Virginia Castillo M.</b>	Por animarme a sacar adelante este proyecto cuando más lo necesitaba.
<b>MSc. Julio Roberto Luna Aroche</b>	Por orientarme como asesor de esta tesis y poder realizar un mejor trabajo.
<b>Msc. Murpy Olimpo Paiz</b>	Por el apoyo brindado como Decano de la Facultad de Ingeniería y hoy como director de la Escuela de Estudios de Postgrado de la Facultad de Ingeniería.
<b>Ministerio de Energía y Minas</b>	Por la oportunidad de crecer profesionalmente y compartir experiencias mineras.
<b>Fernando H. Castellanos B.</b>	Por apoyarme en la elaboración de la tesis.
<b>Sergio A. Castellanos L.</b>	Por ayudarme en las correcciones y darme paciencia en los momentos claves.

## ÍNDICE GENERAL

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES.....	V
LISTA DE SÍMBOLOS .....	IX
GLOSARIO .....	XI
RESUMEN.....	XXIII
OBJETIVOS E HIPÓTESIS .....	XXV
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA Y FORMULACIÓN DE PREGUNTAS ORIENTADORAS .....	XXVII
RESUMEN DEL MARCO METODOLÓGICO .....	XXIX
INTRODUCCIÓN.....	XXXI
1. GENERALIDADES DE LA MINA ESCOBAL.....	1
1.1. Localización del área de estudio.....	1
2. ASPECTOS GEOLÓGICOS Y ESTRUCTURALES.....	7
2.1. Geología regional.....	8
2.1.1. Geología local.....	12
2.1.1.1. Secuencia de capas rojas (cr) .....	17
2.1.1.2. Andesita porfirítica (ap).....	18
2.1.1.3. Toba Lítica (tl).....	19
2.1.1.4. Diques de andesita (ad).....	19
2.1.1.5. Cenizas de caída/Piroclastos félsicos (Qc/Qph).....	20
2.1.1.6. Unidad de Aluvión/Coluvión (Qal/Qcol)	20
2.2. Geología estructural.....	21
2.3. Hidrología e hidrogeología .....	31

3.	PROCESO FÍSICO DE LA CONSTRUCCIÓN DEL TUNEL .....	39
3.1.	Seguridad minera .....	43
3.1.1.	Ventilación.....	47
3.1.2.	Desagüe .....	51
3.1.3.	Sostenimiento.....	53
3.1.4.	Nichos de seguridad y resguardo.....	61
3.1.5.	Iluminación .....	63
3.1.6.	Señalización .....	66
3.2.	Utilización de explosivos.....	68
4.	CONSIDERACIONES GEOTÉCNICAS CONCEPTUALES GENERALES. MECÁNICA DE ROCAS .....	75
4.1.	Definición del Rock Qualiting Desing (RQD) .....	75
4.2.	Definición del <i>Rock Mass Rating</i> (RMR).....	78
4.3.	Definición del Q de Barton (Calidad de roca según Barton) .....	84
5.	RESULTADOS DE LOS ANÁLISIS DE MECÁNICA DE ROCAS .....	89
5.1.	Calidad de roca (RQD) .....	89
5.1.1.	Valor obtenido <i>in situ</i> .....	92
5.1.2.	Valor obtenido en laboratorio .....	100
5.2.	Calidad del macizo rocoso (RMR) .....	100
5.2.1.	Valor obtenido <i>in situ</i> .....	101
5.2.2.	Valor obtenido en laboratorio .....	104
5.3.	Calidad de roca según la clasificación de Barton (Q de Barton) .....	105
5.3.1.	Valor obtenido <i>in situ</i> .....	105
5.3.2.	Valor obtenido en laboratorio .....	108

6.	PRESENTACIÓN Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	109
6.1.	Nivel 1265-1.....	109
6.2.	Nivel 1265-2.....	110
6.3.	Nivel 1265-3.....	111
6.4.	Análisis y discusión final sobre los niveles estudiados .....	113
6.5.	Consideraciones geotécnicas de la zona de estudio y recomendaciones de sostenimiento .....	114
6.5.1.	Consideraciones finales.....	114
6.5.2.	Consideraciones de perforación y voladura.....	115
6.5.3.	Sostenimiento propuesto en la zona de roca de mala calidad .....	117
	CONCLUSIONES .....	119
	RECOMENDACIONES .....	123
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	125
	ANEXO .....	129



# ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

## FIGURAS

1.	Localización general del proyecto .....	1
2.	Ubicación general del proyecto según coordenadas.....	3
3.	Vista general del proyecto minero .....	4
4.	Mapa geológico de Guatemala escala 1:500.000 IGN.....	7
5.	Mapa tectónico de Centro América .....	9
6.	Localización del bloque Chortí .....	10
7.	Mapa de geología regional del proyecto minero Escobal.....	11
8.	Mapa de geología local .....	14
9.	Columna estratigráfica local .....	16
10.	Mapa geológico regional .....	22
11.	Lineaciones principales del área del proyecto.....	23
12.	Geología local del túnel, nivel 1265 .....	24
13.	Densidad de polos, nivel 1265-1 .....	25
14.	Roseta de buzamientos preferenciales .....	26
15.	Estéreo falsilla de fracturas .....	26
16.	Densidad de polos, nivel 1265 – 2 .....	27
17.	Estéreo falsilla de fracturas .....	28
18.	Roseta de buzamientos del fracturamiento .....	28
19.	Densidad de polos nivel 1265-3 .....	29
20.	Estéreo falsilla de fracturas .....	30
21.	Roseta de buzamiento del fracturamiento.....	30
22.	Diagrama general del proceso hidrológico .....	35
23.	Quebrada Escobal, la cual atraviesa el proyecto .....	36

24.	Plataforma de perforación.....	37
25.	Perforadora Track Drill.....	40
26.	Diseño de la mina .....	41
27.	Plan de desarrollo minero .....	42
28.	Equipo de Protección Personal (EPP) .....	44
29.	Equipo de Protección Personal (EPP) .....	45
30.	Equipo de protección personal colocado .....	46
31.	Portal oeste.....	48
32.	Portal este.....	48
33.	Ventilador en el portal este .....	49
34.	Puerta de control de ventilación.....	50
35.	Manga de ventilación .....	51
36.	Sumidero principal .....	52
37.	Sumidero de agua en el nivel 1265 .....	53
38.	Frente preparado para perforación sin sostenimiento.....	58
39.	Track Drill colocando el electro malla .....	59
40.	Trac Drill asegurando electro malla con pernos.....	59
41.	Arcos de acero como sostenimiento .....	60
42.	Electro malla asegurada con pernos.....	60
43.	Interior de nicho de seguridad .....	61
44.	Nicho o refugio de seguridad .....	62
45.	Refugio permanente de doble servicio.....	63
46.	Sub estación iluminada.....	64
47.	Plataforma de perforación, con iluminación .....	64
48.	Área del polvorín.....	65
49.	Puerta de control de ventilación.....	65
50.	Iluminación en la galería principal.....	66
51.	Señal de evacuación.....	67
52.	Señales al interior del túnel.....	67

53.	Polvorín al interior del túnel.....	69
54.	Cable detonante.....	69
55.	ANFO (Nitrato de Amonio y Fuell Oíl).....	70
56.	Frente perforado y retacado para la voladura.....	71
57.	Frente preparado para cargar el explosivo.....	72
58.	Frente preparado, cargado y listo para la voladura.....	72
59.	Núcleos de perforación.....	77
60.	Plataforma de perforación.....	90
61.	Núcleos de perforación.....	90
62.	Tubería de perforación.....	91
63.	Equipo de perforación (jumbo).....	91
64.	Núcleos de perforación.....	92
65.	Núcleos de perforación.....	93
66.	Calidad de roca <i>in situ</i> .....	94
67.	RQD de perforaciones en el área de estudio.....	96
68.	Diagrama del RQD del túnel en el área de estudio, nivel 1265.....	97
69.	Valor del RMR <i>in situ</i> .....	104
70.	Recomendación de sostenimiento al determinar el Q de Barton.....	107
71.	Plantilla de perforación y voladura.....	116

## TABLAS

I.	Coordenadas de ubicación de la zona de estudio.....	2
II.	Simbología de Colores, Mapa Geológico.....	8
III.	Calidad de la roca según Deere.....	76
IV.	Valorización de los parámetros RMR (según Deere y Miller).....	80
V.	Descripción del RQD, según Deere.....	82
VI.	Sostenimientos a partir del índice RMR.....	83
VII.	Calidad del macizo rocoso y su valoración según Barton.....	87

VIII.	Valores del índice ESR de la clasificación Q .....	88
IX.	Valores del RQD .....	99
X.	Valor RMR .....	101
XI.	Clasificación de roca y sostenimiento general recomendado .....	108
XII.	Sostenimiento recomendado de acuerdo a la calidad de la roca.....	114

## LISTA DE SÍMBOLOS

<b>Símbolo</b>	<b>Notación</b>
c	Cohesión.
Ø	Ángulo de fricción
Q	Índice de calidad del macizo rocoso.
RQD	Índice de calidad de roca.
RMR	Índice de calidad del macizo rocoso.
Ja	Índice de alteración de las paredes de las fracturas.
Jn	Índice del número de familias de fracturas.
Jr	Índice de rugosidades de las fracturas.
Jv	Numero de juntas identificadas en el macizo rocoso.
Jw	Índice del caudal de afluente.
SRF	Índice del estado de tensión del macizo rocoso.



## GLOSARIO

El glosario utilizado en este trabajo de investigación está basado en el Glosario Técnico Minero de Colombia (Ministerio de Minas y Energía- Colombia, 2003).

<b>Accesos</b>	En minería subterránea se entiende a las labores que comunican el cuerpo mineralizado con la superficie, para facilitar su explotación.
<b>ANFO</b>	Es la mezcla de Nitrato de Amonio y Fuel Oil. El ANFO no tiene resistencia al agua, posee baja densidad, baja potencia (potencia/volumen), baja velocidad de detonación y no puede ser explotado por un solo detonador normal; posee un mejor acoplamiento a la roca, completa el llenado del barreno y posee un alto grado de seguridad.
<b>Avance</b>	Longitud de una labor (frente de trabajo como guías, tambores, cruzadas, entre otros) en una mina, elaborada o abierta en un período determinado (jornada, día, semana u otro). El avance mide el rendimiento de la operación minera.

<b>Barreno</b>	Agujero practicado en una roca, que se rellena de pólvora u otro explosivo, para hacerla volar.
<b>Bocamina, boca de mina, borde de mina</b>	La entrada a una mina, generalmente un túnel horizontal. Sitio en superficie por donde se accede a un yacimiento mineral.
<b>Bulones o pernos de anclaje</b>	Elemento que se utiliza para dar estabilidad y es una varilla que se usa para amarrar bloques de roca sueltos de macizo rocoso en taludes o túneles.
<b>Cargue</b>	Es una operación que se realiza después del arranque y que consiste en colocar el material en un medio de transporte, ya sea manual o mecánico.
<b>Cartucho de explosivo</b>	Explosivo debidamente forrado con papel especial y de dimensiones específicas.
<b>Chimenea</b>	Entrada vertical a una mina hecha hacia abajo desde la superficie. Excavación vertical o inclinada que desemboca directamente en la superficie y está destinada a la extracción del mineral, al descenso y al ascenso del mineral y los materiales. En la chimenea van canalizados los cables eléctricos, las tuberías de conducción de agua y aire comprimido; a través de la

chimenea se efectúa la ventilación de todas las labores subterráneas.

**Derrumbe**

Hundimiento de un tajo o un corte (cámara). Colapso de labores mineras.

**Desabombar**

Actividad que consiste en detectar y forzar la caída, controlada, de fragmentos de roca que se encuentren fracturados y ligeramente desprendidos del techo o los costados de una galería o labor minera subterránea y que puedan caer de improviso. Esta actividad es obligatoria y periódica en las zonas agrietadas o altamente fracturadas.

**Desarrollo (minería subterránea)**

Preparación de un área minera, susceptible de ser explotada por métodos de minería subterránea, de tal forma que el depósito pueda ser analizado y estimar sus reservas. El desarrollo es una etapa intermedia entre la exploración y la extracción propiamente dicha y comprende las labores mineras encaminadas a crear los accesos y vías internas dentro del depósito, con el fin de preparar la extracción y el transporte del mismo.

**Entibado (minería subterránea)**

Acciones y dispositivos aislados o estructuras de cualquier naturaleza que sirven para mantener abiertos los espacios de la mina con una sección suficiente para la circulación del personal, del aire y el tráfico de equipos. La fortificación, además, tiene por finalidad impedir el derrumbe de los techos, mantener la cohesión de los terrenos para evitar la caída de trozos de roca de cualquier dimensión. Se refiere al uso estructural de ciertos elementos para controlar la deformación o la caída de la roca de techo en las labores subterráneas.

**Entibar (minería subterránea)**

Apuntalar o fijar las labores mineras (galerías, tambores, diagonales, entre otros) que se van abriendo.

**Estudio geotécnico**

Es el conjunto de actividades que comprenden: la investigación del subsuelo, los ensayos de laboratorio y pruebas *in situ* que llevan a unas recomendaciones de ingeniería, con el fin de garantizar el adecuado comportamiento de la construcción de una estructura.

**Explosivo**

Los explosivos son sustancias que tienen poca estabilidad química y que son capaces de transformarse violentamente en gases. Esta transformación puede realizarse a causa de una combustión o por acción de un golpe, impacto,

fricción u otro, en cuyo caso recibe el nombre de explosivos detonantes, como es el caso de las dinamitas y los nitratos de amonio. Cuando esta violenta transformación en gases ocurre en un lugar cerrado, como puede ser un barreno en un manto de roca, se producen presiones muy elevadas que fracturan la roca. La más antigua de las sustancias explosivas es la pólvora negra, que consistía en una mezcla formada por salitre, carbón y azufre.

**Explotación (industria minera)**

Proceso de extracción y procesamiento de los minerales, así como la actividad orientada a la preparación y el desarrollo de las áreas que abarca el depósito mineral. Aplicación de un conjunto de técnicas y normas geológico minera y ambiental, para extraer un mineral o depósito de carácter económico, para su transformación y comercialización. La Ley de Minería Decreto 48/97 (Artículo 6, Definiciones) define la explotación minera como "Extracción de rocas, minerales o ambos, para disponer de ellos con fines industriales, comerciales o utilitarios. Etapa de la fase de Producción del Ciclo Minero. Durante esta etapa se recuperan las inversiones realizadas, se extraen y procesan los materiales de interés económico, se readecuan los terrenos intervenidos y se conduce la mina, lenta y progresivamente, apoyada por un riguroso plan

de mitigación ambiental, hacia su fin. Así como algunas actividades de prospección se pueden traslapar con la exploración y de hecho en muchos casos es muy difícil distinguirlas; durante la etapa de desarrollo se realizan algunas tareas de explotación y durante la explotación se ejecutan operaciones de desarrollo, esto principalmente por razones técnicas y económicas, ya que sería imposible pretender desarrollar una mina de una sola vez, sin ejecutar actividades que permitan su mantenimiento y explotación. Durante esta etapa se ejecutan una serie de actividades y ciclos que permiten que la mina permanezca en operación y producción. Estas son denominadas operaciones unitarias y se clasifican entre las ejecutadas para desprender el mineral - Arranque-; para cargarlo -Cargue-; y para transportarlo hasta la planta o sitio de mercado - Transporte-. Estas operaciones se apoyan en las denominadas operaciones auxiliares.

**Fallas geológicas**

Son fracturas que ha sufrido la roca y tiene desplazamiento relativo.

**Galerías**

Túneles horizontales al interior de una mina subterránea.

**Gases explosivos**

En minería, gases que en altas concentraciones forman mezclas explosivas con el aire: metano ( $\text{CH}_4$ ); monóxido de carbono ( $\text{CO}$ , explosivo en concentraciones entre 13 y 75%) y  $\text{C}_2\text{H}_2$  y  $\text{H}_2\text{S}$ .

**Gases nitrosos**

Se encuentra como mezcla en diferentes concentraciones como producto habitual de las voladuras en los frentes. Estos dos gases no se separan nunca en esta situación, por lo que hay que reconocerlos juntos, aunque los porcentajes varíen constantemente. Producen la muerte por edema pulmonar, por lo que es preciso tener cuidado en los momentos inmediatos a la voladura y conviene regar la carga de tierra para disolverlos. Se detectan mediante tubos colorimétricos. Sus características más importantes son: de olor acre.

**Gases sofocantes**

Gases que producen ahogos y en altas concentraciones pueden producir la muerte: nitrógeno ( $\text{N}_2$ ), dióxido de carbono ( $\text{CO}_2$ ) que cuando es  $>15\%$  en volumen es mortal; metano ( $\text{CH}_4$ ) y el gas de carburo ( $\text{C}_2\text{H}_2$ , producido por la acción del agua sobre el carburo de calcio, olor a ajo).

**Gases tóxicos**

Gases nocivos al organismo por su acción venenosa: monóxido de carbono (CO); humos nitrosos (olor y sabor ácidos); sulfuro de hidrógeno (ácido sulfhídrico) (H<sub>2</sub>S) (límite permisible 8 ppm, olor a huevos podridos) y anhídrido sulfuroso (SO<sub>2</sub>, que cuando la concentración es mayor del 15% en volumen es mortal, límite permisible 1,6 ppm).

**Geotécnia**

Aplicación de los métodos científicos y los principios de la ingeniería a la adquisición, la interpretación y el conocimiento de los materiales de la corteza terrestre, orientados a la solución de los problemas de ingeniería. Abarca las áreas de mecánica de rocas y suelos, y muchos de los aspectos cubiertos por la geología, la geofísica, la hidrología y las ciencias relacionadas.

**Guía (industria minera)**

Una galería subterránea que sigue el rumbo del cuerpo mineralizado (vena, veta, filón, manto o capa). Las guías no tienen salida directa a la superficie y están destinadas al transporte de cargas, circulación de personal, ventilación, desagüe, y conducen a los frentes de trabajo.

**Iluminación**

Hace referencia a los medios usados para mantener iluminados los diferentes frentes de trabajo y vías principales en una explotación subterránea.

<b><i>In situ</i></b>	Expresión utilizada para referirse a características de una muestra tomada "en el sitio" mismo o propio de afloramiento y no de zonas cercanas o contiguas.
<b>Ingeniería de minas</b>	Es la planeación y el diseño de las minas, teniendo en cuenta factores económicos, técnicos y geológicos; también incluye la supervisión de la extracción y el refinamiento preliminar del material que sale de la planta de beneficio.
<b>Labores de preparación</b>	Se refiere a los trabajos realizados en una mina, previos, para su extracción, mediante la construcción de socavones, guías, sobreguías, tambores, pozos verticales, inclinados, cruzadas, vías de transporte o mediante remoción del estéril de cobertura y minería parcial.
<b>Licencia</b>	Autorización otorgada por la Dirección General de Minería o el Ministerio de Energía y Minas a un solicitante, para realizar operaciones de reconocimiento, exploración y de explotación.
<b>Macizo rocoso</b>	Es el medio <i>in-situ</i> que contiene diferentes tipos de discontinuidades como diaclasas, estratos, fallas y otros rasgos estructurales.

**Nivel (minería subterránea)**

Galerías horizontales de trabajo en una mina; es usual trabajar las minas desde una chimenea de acceso, y se establecen niveles a intervalos regulares, generalmente con una separación de 50 m o más; o a partir de varios túneles de acceso con diferente cota, o a partir de rampas de acceso que unen diferentes niveles.

**Respaldos**

Las dos paredes que comprenden la roca caja (roca encajante) de una capa, veta o depósito mineral. Uno de los lados de una galería o nivel.

**Salvamento minero**

Conjunto de acciones, recomendaciones y medios para lograr el descenso de la siniestralidad y prevenir los accidentes e incidentes en la minería.

**Sostenimiento**

Término usado para describir los materiales y procedimientos utilizados para mejorar la estabilidad del túnel y mantener la capacidad portante de la roca en los bordes de una excavación subterránea.

**Túnel de acceso**

Galería horizontal abierta al extremo de una montaña o una colina para permitir el acceso a un yacimiento.

<b>Ventilación</b>	Operación encargada de llevar aire fresco y puro a los frentes de explotación y evacuar de ellos el aire viciado o enrarecido, por medio de recorridos definidos en las diferentes secciones de la mina
<b>Voladura</b>	Ignición de una carga masiva de explosivos. El proceso de voladura comprende el cargue de los huecos hechos en la perforación, con una sustancia explosiva, que al entrar en acción origina una onda de choque y, mediante una reacción, libera gases a una alta presión y temperatura de una forma substancialmente instantánea, para arrancar, fracturar o remover una cantidad de material según los parámetros de diseño de la voladura misma.
<b>Voladura controlada</b>	Patrones y secuencias de voladura diseñados para mejorar un objetivo particular. Voladura en la cual cada hoyo es detonado en una secuencia progresiva para reducir las vibraciones y la dirección de proyección.



## RESUMEN

La investigación compila una serie de estudios geotécnicos, para evaluar un tramo crítico, dentro del túnel de la mina Escobal. Dichos estudios, presentan las consideraciones geotécnicas generales, que las obras subterráneas de cualquier tipo deben preveer y llevar a cabo.

La sección típica de este túnel es de 5 m de ancho por 6 m de altura tipo bóveda. El sostenimiento que utiliza de manera general es electromalla, pernos de anclaje o bulones y concreto lanzado.

Se realizó un análisis de la geología regional, para emplazar el sitio de estudio en el contexto general geotécnico y proyectar el comportamiento del macizo rocoso como una estructura general y llevarnos hasta la geología local, donde se describen cada una de las formaciones geológicas y sus características litológicas que se encuentran donde se desarrolla el proyecto minero y cuyas características determinan en una buena parte las condiciones del macizo rocoso.

Seguidamente, se describe la geología estructural que se encuentra en el desarrollo del proyecto, donde se analizan las estructuras geológicas principales tales como fallas y fracturas geológicas, frecuencia de las mismas, presencia de agua en el avance de los túneles y por ende en el macizo rocoso, material de relleno de las fracturas o diaclasas, comportamiento del macizo rocoso y demás factores que intervienen en la estabilidad de los túneles de avance que se construyen.

Al haber definido la calidad de la roca, del macizo rocoso y la incidencia de fallas geológica en el avance del túnel, junto con la presencia de agua, se determinó el tipo de sostenimiento que garantizara la estabilidad y operatividad del túnel.

Así mismo, en esta investigación se analizó el sistema de sostenimiento que están utilizando, el modelo de la malla de perforación, carga y voladura, junto con el manejo del agua subterránea que se encuentra en el avance del túnel.

Dentro de los resultados obtenidos, se determinó que el sostenimiento utilizado está acorde con la calidad del macizo rocoso que se encuentra en el área del proyecto; sin embargo, de acuerdo al análisis de la calidad de macizo rocoso en el área de estudio se hace la recomendación del tipo de sostenimiento que debe utilizarse, para garantizar la vida de los trabajadores y del equipo que tiene la mina.

En la investigación se parte de los conceptos básicos geológicos y geotécnicos, los cuales sirven como base para analizar los resultados medidos y hacer las recomendaciones pertinentes que se presentan junto con las conclusiones.

## OBJETIVOS E HIPÓTESIS

### General:

Recomendar el tipo de sostenimiento a utilizar en el área investigada, de acuerdo a la calidad del macizo rocoso, mediante estudios y métodos geotécnicos de mecánica de rocas (RQD, RMR, definición del Q o Q de Barton), para garantizar la estabilidad en el túnel, minimizar costos y resguardar la seguridad de los trabajadores.

### Específicos:

1. Definir la calidad del macizo rocoso a través del RQD, RMR y el Q de Barton, realizando 10 perforaciones en el nivel 1265 en un área de 200 metros lineales a lo largo del túnel, analizando los núcleos de las perforaciones, así mismo hacer el estudio *in situ* de los mismos parámetros y ver el estado de alteración de la roca.
2. Realizar mediciones de fracturamientos, tipos de falla y sus respectivas direcciones, para determinar el tipo, forma de la malla de perforación, la carga de voladura que mejor se adecue al avance de explotación y sostenimiento.
3. Determinar si la metodología de control de agua en el túnel, contribuye a la disminución del volumen de la misma y mejora las condiciones de trabajo en el área.

## **Hipótesis**

Derivado de los problemas de sostenimiento en el nivel 1265 del túnel de explotación en la mina Escobal, causados por las propiedades mecánicas del macizo rocoso se plantea lo siguiente:

El sostenimiento del túnel en el nivel 1265 al momento de la investigación, no se adecua a las necesidades geotécnicas que presenta el macizo rocoso

## **PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA Y FORMULACIÓN DE PREGUNTAS ORIENTADORAS**

### Descripción del problema

La presencia de fracturas y fallas geológicas y la presencia de agua en la zona mineralizada en la galería principal de la mina “Escobal”, específicamente en el nivel 1265, hace necesario la realización de los estudios geotécnicos para definir la calidad de la roca y del macizo rocoso, y con esto proponer un sostenimiento de acuerdo a este parámetro, garantizando la sostenibilidad de los túneles en la mina, evitando con esto el posible colapso de la estructura.

En el avance de la construcción del túnel, se ha identificado directamente que el macizo rocoso se presenta muy fracturado debido a las estructuras geológicas presentes y que potencialmente requiere un sostenimiento más consistente, para asegurar la estabilidad de la obra, razón por la cual se estudiarán 200 m del túnel ubicados en el nivel 1265 de la galería principal.

La empresa minera obvió utilizar los estudios geotécnicos a detalle, con el fin de determinar la calidad del macizo rocoso y con esto tener un sostenimiento adecuado, para garantizar la vida de las personas que permanecen dentro del túnel. Con la presente investigación se mejoró y estabilizó la zona en mención.

### Formulación del problema

Por lo anterior, se plantea la siguiente interrogante principal: ¿El tipo de sostenimiento utilizado en el tramo de 200 m donde se presentan fracturas, fallas

geológicas en el nivel 1265 de la mina Escobal, es el adecuado derivado de la calidad del macizo rocoso?

Para determinar lo expuesto anteriormente, se deben resolver las siguientes interrogantes: ¿La orientación de las estructuras geológica con respecto al avance del túnel afecta directamente en la calidad del macizo rocoso?, ¿Pueden estas estructuras geológicas contribuir en la inestabilidad del túnel?, ¿Cuál es el comportamiento del macizo rocoso afectado por fracturas y fallas geológicas y presencia significativa de agua? ¿La malla de perforación y voladura que se está utilizando es la adecuada, de tal manera que no se afecte significativamente la estabilidad natural de la obra? ¿Cómo reforzar y asegurar la estabilidad del túnel?

## RESUMEN DEL MARCO METODOLÓGICO

La investigación presenta los siguientes tipos de estudio:

- **Mixto:** Se analizarán variables cualitativas y cuantitativas, ya que la investigación ofrece posibilidad de encontrar variaciones de ambos tipos.
- **Retrospectivo:** Los datos de ensayos anteriores se utilizarán y analizarán para aportar a la investigación la base necesaria, para la comparación final de las consideraciones geotécnicas.
- **Transversal:** Se le denomina como un corte en el tiempo, donde todas las variables son medidas en una sola ocasión, por este motivo al realizar comparaciones, nos referimos a dos o más muestras independientes. (Huacho, 2011)
- **Explicativo:** De acuerdo a los resultados obtenidos se formularán las recomendaciones a incluir en el diseño de sostenimiento del túnel, donde se plasmarán todos los cálculos y los resultados obtenidos, mediante las pruebas de laboratorio y el estudio *in situ* del macizo rocoso.

Se comprobarán las consideraciones geotécnicas que pueden aplicarse a cualquier obra subterránea con las mismas condiciones geológicas e hidrogeológicas.

La validez externa de la investigación dependerá de las calidades del macizo rocoso y de la calidad de la roca sea el mismo en la construcción de túneles en cualquier sitio del país.

- Medición de fallas y fracturas geológicas en el tramo del túnel a estudiar.
- Compresión, deformación y demás elementos geomecánicos de la formación rocosa, mediante análisis de laboratorio.
- Enviar las muestras al laboratorio para los ensayos de identificación y clasificación geomecánica de las muestras. Los ensayos deben identificar el tipo de roca, el RQD, RMR, Q de Barton, y demás elementos geomecánicos, para definir el tipo de sostenimiento que se utilizará.

Se realizará el siguiente ensayo:

- Compresión simple

Con este ensayo se determinará la capacidad de resistencia de la roca y el tipo de falla que puede presentar el macizo rocoso por efectos de la presión ejercida por toda la estructura al momento de crear el vacío del túnel.

Por último se presentarán y explicarán las recomendaciones en el diseño de sostenimiento que se utilizará en el túnel, para garantizar el avance seguro de las labores subterráneas y la explotación de la mina.

## INTRODUCCIÓN

La presente investigación, denominada “Consideraciones Geotécnicas en la construcción de 200 m del túnel de la mina “Escobal”, en el nivel 1265, ubicado en el municipio de San Rafael las Flores, departamento de Santa Rosa, Guatemala”, donde se desarrolla el proyecto de explotación minero de Plata (Ag), Oro (Au), Plomo (Pb) y Zinc (Zn); se presenta como una necesidad de la empresa minera propietaria del proyecto, para garantizar la estabilidad del túnel que se está ejecutando y la seguridad minera del personal que labora en el mismo.

El proyecto minero Escobal, presenta una falla geológica y fracturas asociadas que atraviesa de Norte-Sur la zona mineralizada, lo que produce un debilitamiento considerable en el macizo rocoso, puntualmente en el nivel 1265 de dicho proyecto. La roca debilitada representa riesgo de derrumbes en el sostenimiento del túnel, por lo que se consideró imperante realizar una nueva evaluación sobre los parámetros geotécnicos aplicables a esta zona.

Los estudios geotécnicos son base fundamental de las obras subterráneas, ya que es una operación riesgosa, que puede representar pérdidas, tanto económicas como de vidas, donde realizan los trabajos de forma inadecuada.

Las pruebas recomendadas para evaluar la calidad de la roca son: Medición de discontinuidades, RQD, RMR, Q de Barton, cuyos valores cuantitativos, representan el nivel de calidad del macizo rocoso, o bien, el nivel de roca sana con el que se cuenta.

Dichos valores, se analizan y con ello, se determina el sostenimiento adecuado para cada sección de roca intervenida. Adicionalmente a esto, el conocimiento de la formación geológica y su estado de alteración es determinante, al momento de realizar cualquier trabajo subterráneo.

Por último, se busca en esta investigación, dar a conocer cuáles son las consideraciones geotécnicas mínimas, aplicables a proyectos mineros, para que el diseñador y planificador, los incluyan en el diseño y desarrollo de la obra.



En la Tabla I, se enuncian las coordenadas UTM, NAD 27, zona 15 de la zona de estudio donde se ubica la licencia de explotación y estas son:

Tabla I. **Coordenadas de ubicación de la zona de estudio**

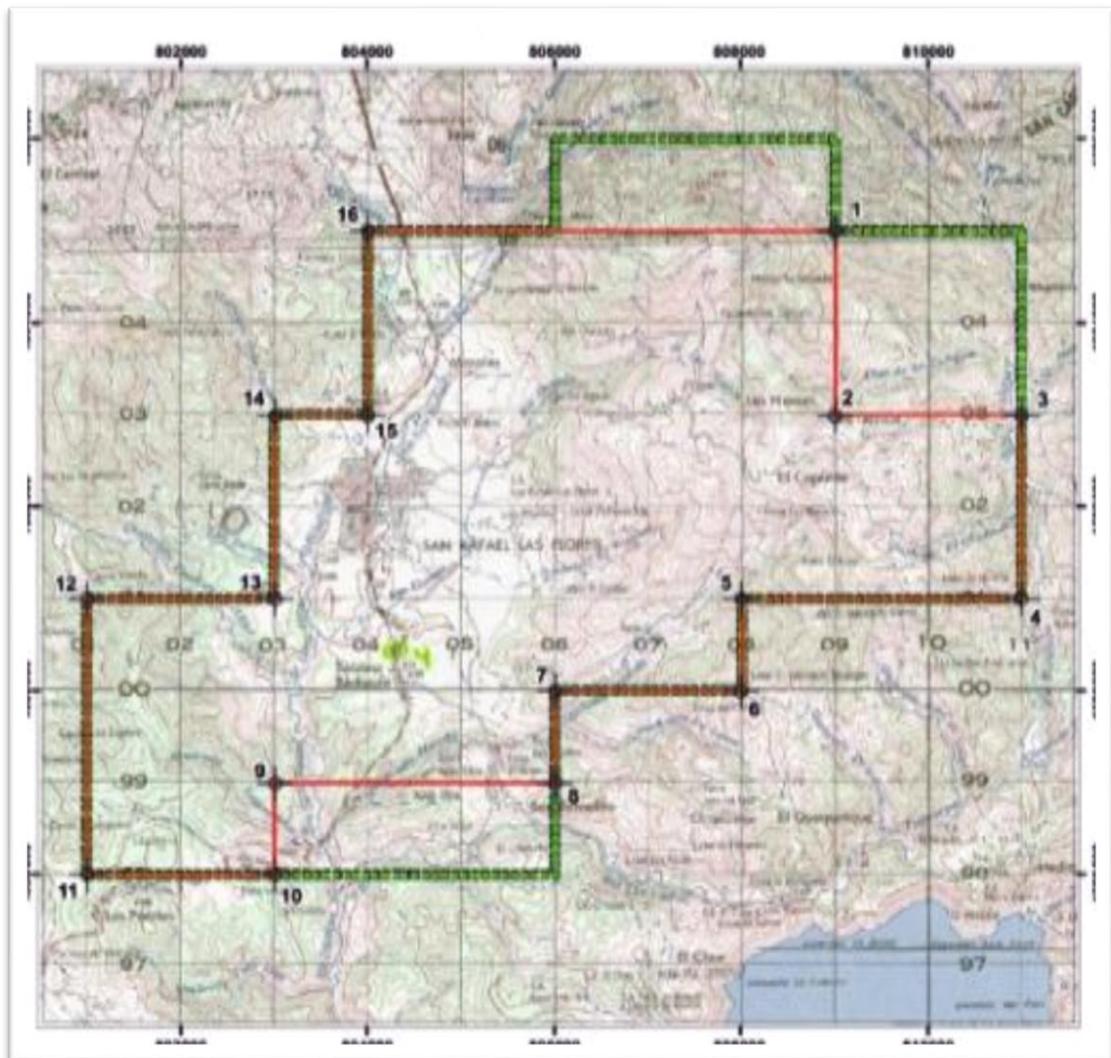
<b>Vértice</b>	<b>Norte</b>	<b>ESTE</b>
1	1,600,000	801,000
2	1,601,000	801,000
3	1,601,000	801,950
4	1,601,250	801,950
5	1,601,250	804,500
6	1,601,750	804,500
7	1,601,750	804,750
8	1,602,500	804,750
9	1,602,500	805,000
10	1,603,000	805,000
11	1,603,000	810,750
12	1,602,180	810,750
13	1,602,180	811,000
14	1,601,000	811,000
15	1,601,000	808,000
16	1,602,000	808,000

Fuente: (Departamento de Catastro Minero, Dirección General de Minería, 2010)

El proyecto minero Escobal, es un importante yacimiento de tipo mundial, por las altas concentraciones de mineral de plata (Ag) que posee, además se encuentran asociados minerales de plomo (Pb), zinc (Zn) y oro (Au). (Departamento de Catastro Minero, Dirección General de Minería, 2010)

En la Figura 2, se observa el polígono de localización georreferenciada donde se desarrolla el proyecto minero, el cual corresponde al área del municipio de San Rafael las Flores, del departamento de Santa Rosa.

Figura 2. **Ubicación general del proyecto según coordenadas**

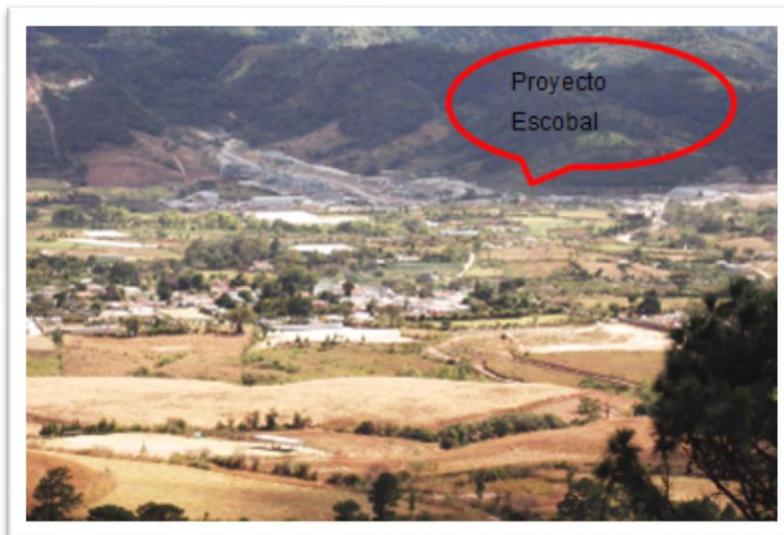


Fuente: (Departamento de Catastro Minero, Dirección General de Minería, 2010)

El municipio de San Rafael las Flores, se encuentra situado al suroriente de la república de Guatemala. Colinda al norte y oeste con el Municipio de Mataquescuintla, departamento de Jalapa; al Este con el Municipio de San Carlos Alzatate, departamento de Jalapa y al sur con el Municipio de Casillas, departamento de Santa Rosa.

En la Figura 3, se observa la ubicación donde se desarrolla el proyecto minero Escobal, en el municipio de San Rafael las Flores.

Figura 3. **Vista general del proyecto minero**



Fuente: fotografía propia.

Para llegar al sitio del proyecto, se viaja desde la ciudad capital a través de la ruta CA 1 E (Carretera a El Salvador), a la altura del km 16.5 se vira a la izquierda hacia la ruta RD GUA 13 (Cruce a Olmecca) que conduce hacia la aldea Lo de Diéguez, hasta llegar a la población Nueva Santa Rosa en el departamento de Santa Rosa. De allí se toma la ruta RD SRO 03 que conduce al municipio de San Rafael Las Flores en el mismo departamento.

También se puede llegar desde la ciudad capital por la ruta CA 01 E (Carretera a El Salvador) hasta llegar al municipio de Barberena, departamento de Santa Rosa, se continúa por la ruta RD RSO 03 que conduce hacia la cabecera municipal de Nueva Santa Rosa, hasta llegar al municipio de San Rafael Las Flores.

El recurso mineral estimado para el proyecto minero Escobal se tiene calculado en 245.2 millones de onzas de Plata, con cantidades significativas de Oro, Plomo y Zinc.

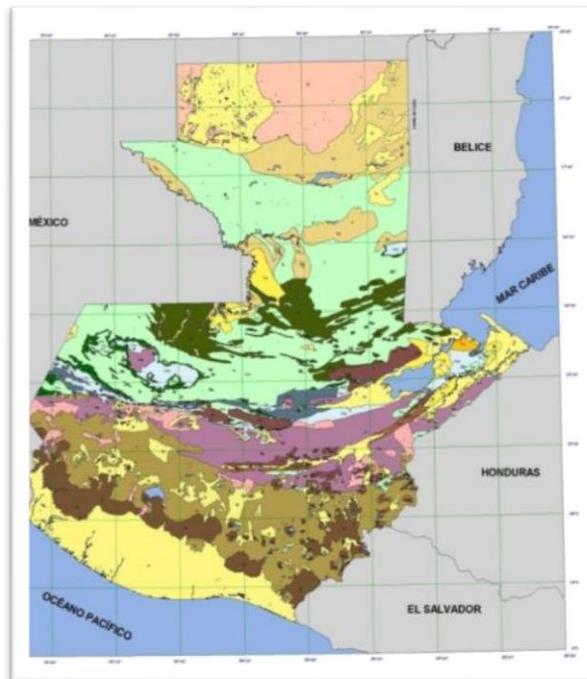
El proceso de beneficio de mineral será a través de flotación secuencial diferencial, la cual consiste en la aplicación de xantatos, donde separan los sulfuros de zinc y los sulfuros de plata.



## 2. ASPECTOS GEOLÓGICOS Y ESTRUCTURALES

Según el Mapa Geológico General de la república de Guatemala a escala 1:500,000, Figura 4, el área de la licencia se encuentra dominada por rocas de origen volcánico, lo que se evidencia por estar situada en la cadena volcánica, donde se notan rasgos característicos en los alrededores, tales como la depresión de la Laguna de Ayarza, que se ha definido como una antigua caldera volcánica al S-SE del área de la licencia del proyecto Escobal. (Departamento de Catastro Minero, Dirección General de Minería, 2010)

Figura 4. **Mapa geológico de Guatemala escala 1:500.000 IGN**



Fuente: Instituto Geográfico Nacional (IGN)

Tabla II. **Simbología de colores, mapa geológico**

<b>Qa</b>	<b>Aluviones Cuaternarios</b>	
<b>Tsp</b>	<b>Terciario Superior – Oligoceno-Plioceno</b>	
<b>Tsd</b>	<b>Terciario Superior – Oligoceno - Mioceno</b>	
<b>Tic</b>	<b>Eoceno</b>	
<b>Tpe</b>	<b>Paleoceno – Eoceno</b>	
<b>KTsb</b>	<b>Cretácico- Eoceno</b>	
<b>KTs</b>	<b>Cretácico - Terciario</b>	
<b>Ksd</b>	<b>Cretácico</b>	
<b>JKts</b>	<b>Jurásico – Cretácico</b>	
<b>Pc</b>	<b>Pérmico</b>	
<b>Cpsr</b>	<b>Carbonífero – Pérmico</b>	
<b>Qp</b>	<b>Cuaternario</b>	
<b>Tv</b>	<b>Terciario</b>	
<b>I</b>	<b>Rocas plutónicas sin dividir</b>	
<b>π</b>	<b>Rocas Ultra básicas</b>	
<b>Pzm</b>	<b>Paleozoico</b>	

Fuente: Instituto Geográfico Nacional (IGN)

## 2.1. Geología regional

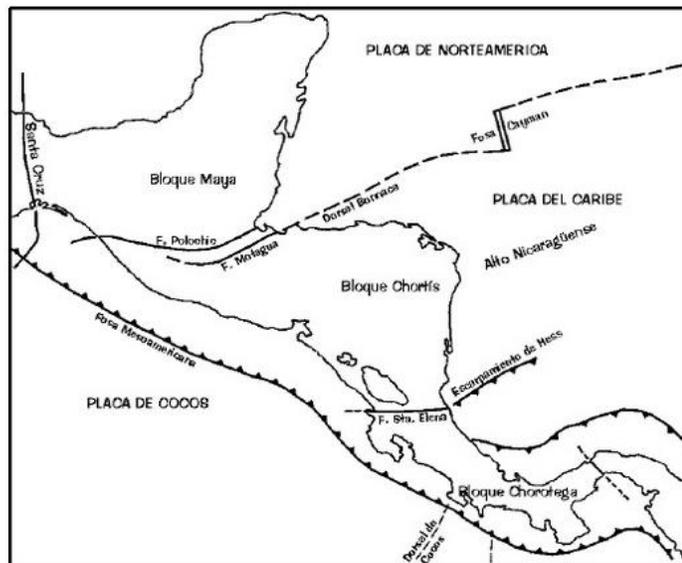
El área se localiza en el bloque Chortí, la placa tectónica del caribe en donde por la intersección del límite de placas con la Norte América (Bloque Maya), con un sistema sinestral (fallas Motagua-Polochic) y al sur con el sistema de la zona de subducción de la placa de Cocos, se han desarrollado otros rasgos estructurales de gran importancia como lo son la falla de Jocotán y la falla de Jalpatagua.

Desde el punto de vista tectónico regional, el área se encuentra en una zona que generalmente se encuentra en tensión y a la que pertenecen una serie de

depressiones tectónicas conocidas como graben. El de Ipala es un buen ejemplo de estos.

En la Figura 5, se puede observar el mapa tectónico del sur de la república de México y lo que corresponde a la república de Guatemala, donde resalta la influencia de la placa de Norteamérica, la placa de Cocos y la placa del Caribe. Así mismo, se observa la división de los bloques maya y chortí y las diferentes fallas que hacen presencia en Guatemala y Centro América.

Figura 5. **Mapa tectónico de Centro América**

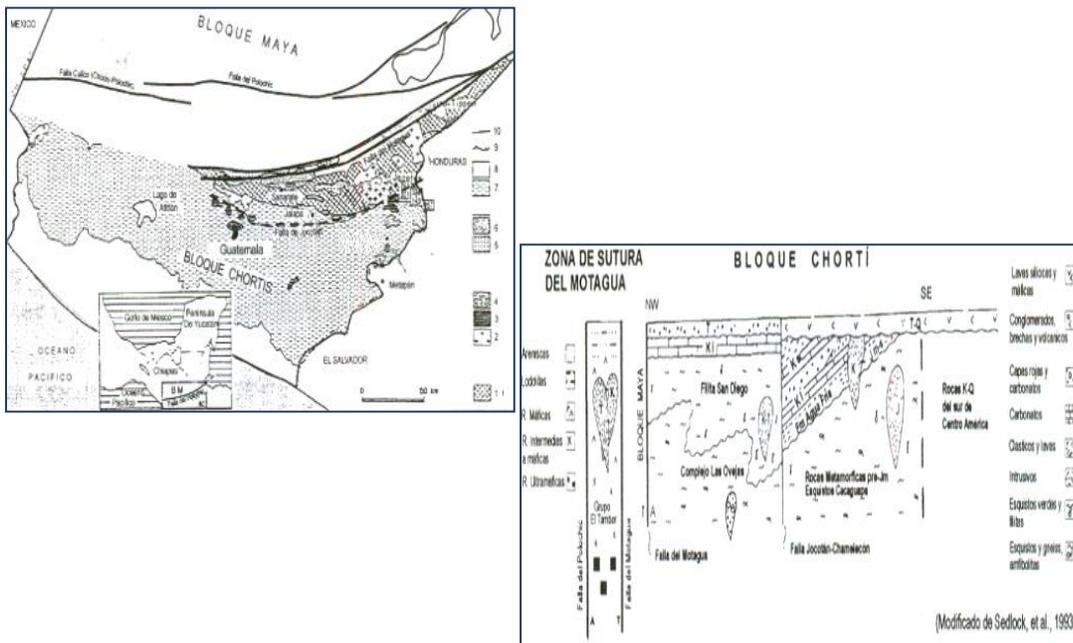


Fuente: (Donnelly & Horne, 1990)

Por el entorno tectónico y la evolución geodinámica de la región, el bloque Chortí puede ser un mosaico de diferentes fragmentos de corteza de diversos orígenes. El margen norte del bloque Chortí es una cordillera de rocas metamórficas y plutónicas que se prolonga hacia Honduras.

En la Figura 6, se puede observar la zona de sutura de la falla del Motagua, donde resalta la influencia del bloque Chortí en la formación geológica regional, la cual se encuentra en el área de la investigación.

Figura 6. Localización del bloque Chortí

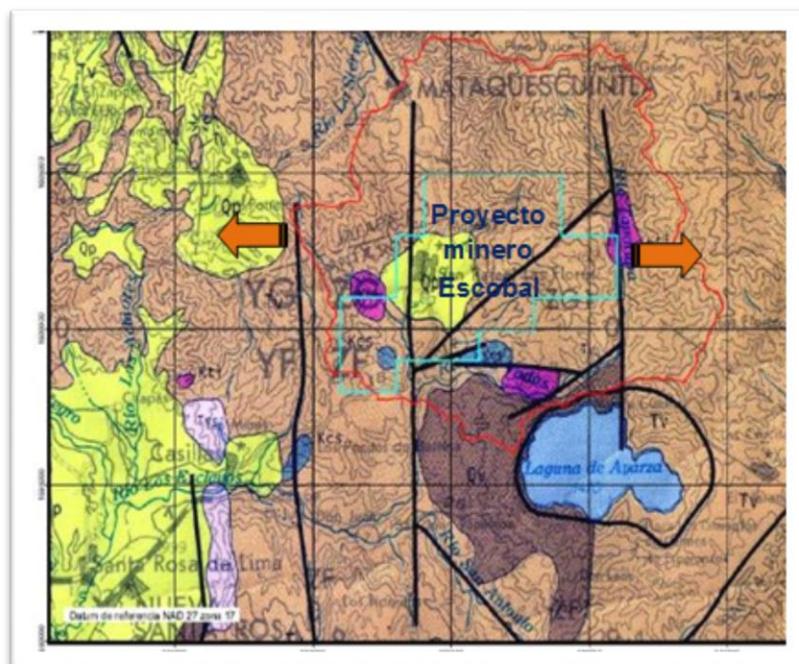


Fuente: (Departamento de Catastro Minero, Dirección General de Minería, 2010)

El basamento metamórfico del bloque Chortí, está cubierto por una gruesa secuencia de rocas sedimentarias Mesozoicas continentales y marinas, que fueron descritas con más detalle en estudios realizados en Honduras. Esta secuencia es considerablemente diferente a la secuencia Mesozoica del bloque Maya Adyacente. Las rocas Cretácicas están conformadas por areniscas y lutitas, unidades de calizas como el Grupo Yojoa que es la más notoria topográficamente y está ampliamente distribuida desde el sur de Guatemala, pasando a través de Honduras, hasta el norte de Nicaragua.

Esta compleja provincia incluye rocas ígneas y metamórficas Paleozoicas y Precámbricas, capas rojas, carbonatos, clásticos y rocas volcánicas Mesozoicas, y rocas marinas, continentales y volcánicas Cenozoicas, como se puede observar en la Figura 7.

Figura 7. **Mapa de geología regional del proyecto minero Escobal**



Fuente: (Departamento de Catastro Minero, Dirección General de Minería, 2010).

Las rocas post Albianas del Cretácico, también de gran espesor y extensión se componen principalmente de capas rojas continentales con intercalaciones locales de caliza y yeso (Grupo Valle de Los Ángeles, formación Subinal). Se conocen también rocas intrusivas que van desde el Cretácico Medio al Terciario Temprano.

El Terciario está caracterizado por depósitos de capas rojas posiblemente del Mioceno o más antiguas, rocas sedimentarias marino-restringidas sobre el lado caribeño del bloque y flujos de lava extensos y de gran espesor. Basalto y andesitas de posible edad oligocena se encuentran en la base de ignimbritas riolíticas del Mioceno al Plioceno, en la parte media y superior.

Las rocas volcánicas Cuaternarias caen en dos grupos dentro del bloque; aquellas paralelas a la costa del Pacífico y que son parte de la Cadena Volcánica del Pacífico Centroamericano, y aquellas asociadas con fallas y grabens de tendencia N-S en el O del Salvador y SE de Guatemala.

### **2.1.1. Geología local**

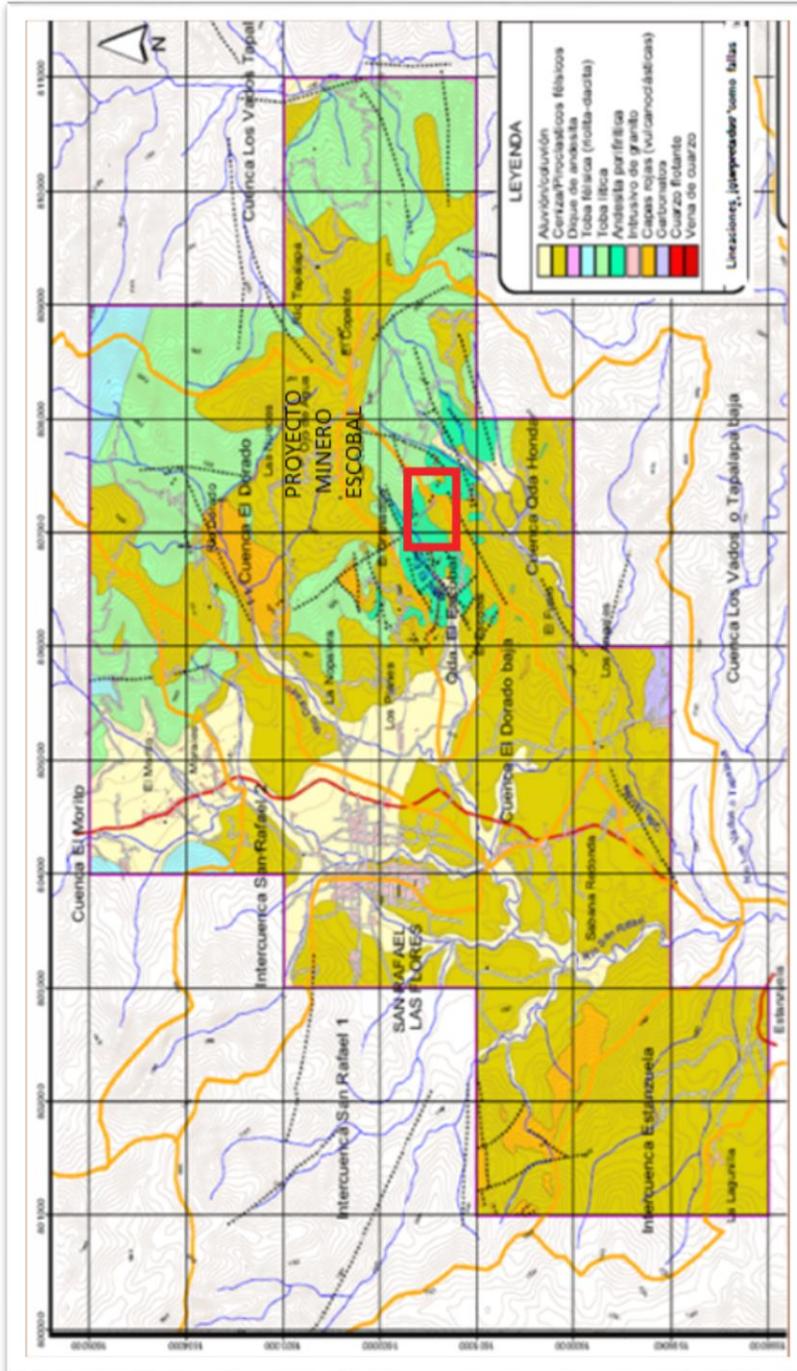
La geología local para el presente estudio se describe tomando como base el mapa de litologías elaborado por el Departamento de Geología de Minería San Rafael, cuyo ordenamiento estratigráfico con base en la posición relativa y de edad de las unidades se refleja en la descripción de la nomenclatura utilizada para describir las unidades identificadas que se ubican de la unidad más vieja en la base y a la más joven en el tope de la secuencia.

El área de la licencia está subyacente por la unidad de Capas Rojas, que forma el basamento relativo para el área, y se compone de una serie de sedimentos volcanoclásticos que incluyen limonitas, areniscas finas a gruesas y tobas, así como conglomerados líticos de caliza (algunas veces fanglomerados). Esta formación podría atribuirse a la formación Subinal, pero por la posición del área en el bloque Chortí, queda mejor correlacionada con el Grupo Valle de Los Ángeles, descrita muy bien para el SO de Honduras cerca del límite con Guatemala. Este estudio no tiene como objetivo definir formalmente las unidades

litológicas, por lo que es suficiente indicar el tipo de roca, su posición y distribución en el área de licencia de exploración. (Minera San Rafael, 2010).

En la Figura 8, se describe la geología local del proyecto minero, donde se observa la presencia de andesitas porfíricas, lugar donde se encuentra la zona mineralizada de interés.

Figura 8. Mapa de geología local



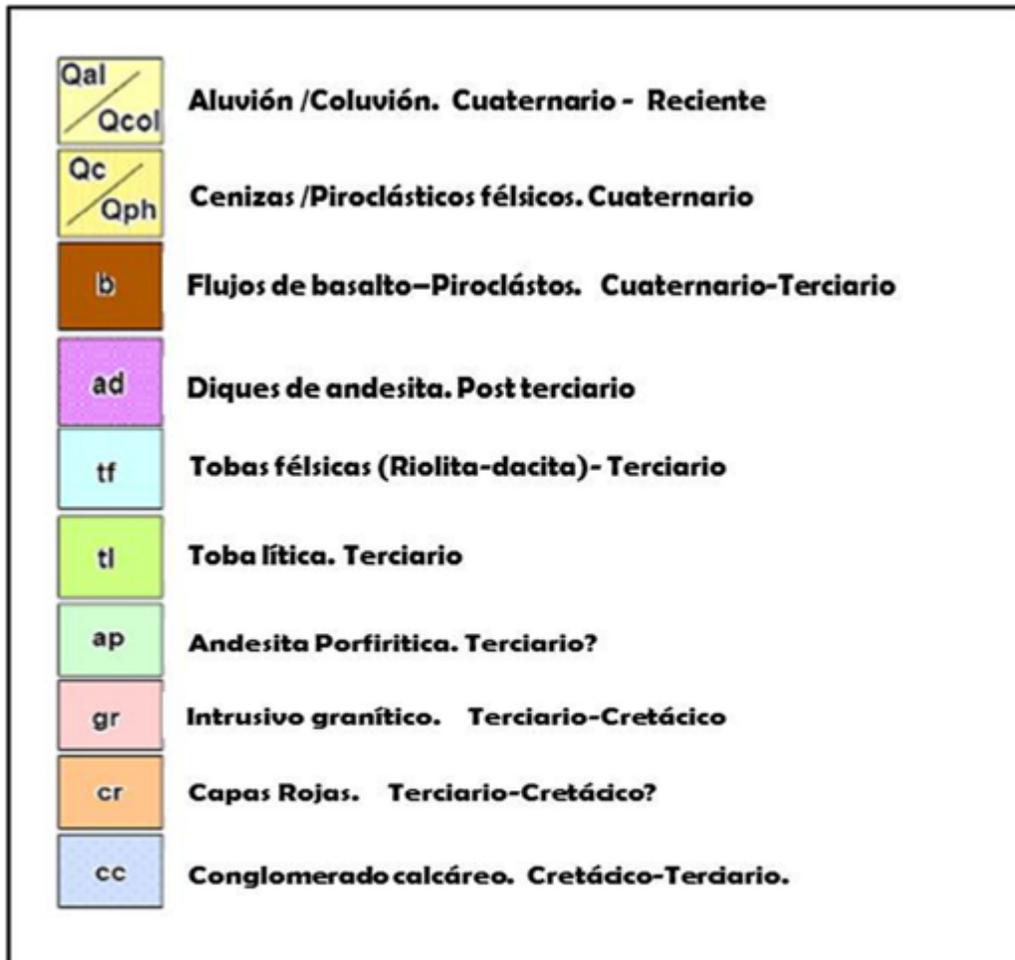
Fuente: (Minera San Rafael, 2010).

Las capas rojas están sobre yacidas inconformemente por un flujo de andesitas porfiríticas de grano medio y masivo, y por tobas líticas compuestas de grano fino a grueso. En el área también se encuentran diques andesíticos magnéticos, esta es la formación más joven en el área del proyecto y corta todas las demás unidades de roca. Una unidad delgada irregular de piroclastos (pomáceos en general) del Cuaternario descansa sobre todas las otras unidades litológicas más antiguas, la extensión de los piroclastos cubre una gran porción del área del proyecto.

Al Sur del área de licencia se encuentra la caldera volcánica de Ayarza, un lago formado en un cráter de un estrato - volcán que presenta fracturas circulares. (Departamento de Catastro Minero, Dirección General de Minería, 2010).

De acuerdo a la geología local establecida en superficie, se desprende la columna estratigráfica como se muestra en la Figura 9, donde se describe la secuencia de cada una de las formaciones que se presentan en la zona de estudio.

Figura 9. **Columna estratigráfica local**



Fuente: (Departamento de Catastro Minero, Dirección General de Minería, 2010)

A continuación estas unidades litológicas se nombran de la más antigua a la más joven en edad y corresponden a las designaciones expresadas en los mapas y se describen con más detalles.

#### **2.1.1.1. Secuencia de capas rojas (cr)**

En la base de esta secuencia, aunque no muy claramente en el área, puede encontrarse un paquete de sedimentos calcáreos (cc) del tipo fanglomerado, por lo que se incluirá junto con las capas rojas, pero pudiendo ser más antigua que esta (posiblemente del Cretácico superior).

Las capas rojas son una secuencia sedimentaria volcanoclástica relacionada a las capas rojas regionales que forman el basamento del área del proyecto en la Quebrada Escobal. Se encuentra aflorando en el área y probablemente sea de edad Cretácica a Terciaria. Estas rocas se cree que se correlacionan con la formación Subinal, que es una secuencia continental clástica que se distribuye a través del centro y sureste de Guatemala, pero como ya se dijo, es probable que se correlacionen mejor con la formación Valle de Los Ángeles. (Departamento de Catastro Minero, Dirección General de Minería, 2010)

En este sentido, la secuencia de capas rojas superior del Grupo Valle de Los Ángeles descrita en el SO de Honduras cerca de la frontera con Guatemala, son generalmente de grano más fino y más uniformemente roja que la secuencia inferior. Típicamente consiste de arenisca fina, limonita, lutita y arcillita de color rojo ladrillo, parduzco a marrón, y localmente tiene capas de conglomerado de guijas-guijarros de caliza redondeados en una matriz arenosa cuarzosa roja. Los detritos volcánicos son comunes en partes de la secuencia, yeso nodular o diseminado está presente localmente en la parte inferior.

Aunque rocas del Grupo Valle de Los Ángeles no están descritas en la porción del Bloque Chortí en Guatemala, se incluye en esta descripción porque constituye una unidad fundamental en la estratigrafía del bloque, y es posible que

porciones de la misma en el SE de Guatemala sean equivalentes a esta unidad (E. Pérez, 2000). Debido a la similitud litológica y posición estratigráfica, es posible que algo de lo que se ha mapeado como Formación Subinal, pueda ser equivalente con el Grupo Valle de Los Ángeles. Esta unidad ha sido mapeada en el SO de Honduras y el NO de El Salvador cerca de la frontera oriental de Guatemala. (Departamento de Catastro Minero, Dirección General de Minería, 2010)

La secuencia volcanoclástica en el área de El Escobal contiene sub-unidades piroclásticas, andesita y tobas intercaladas con limonitas, areniscas y conglomerados. Los estratos individuales varían desde 5 a 200 m de espesor. La unidad está irregularmente distribuida en ventanas expuestas por la erosión diferencial, y tiene un espesor mínimo que bien puede alcanzar los 500 m.

#### **2.1.1.2. Andesita porfírica (ap)**

Una unidad de andesita porfírica descansa inconformemente sobre el basamento de sedimentos a través del área de la veta El Escobal. La andesita es masiva de grano medio con textura porfírica, compuesta de fenocristales de feldespato, biotita y cuarzo, con una matriz afanítica (de grano fino). El origen de esta unidad se considera de tipo intrusivo o como un domo, que dio origen a una textura fina muy consistente y que no muestra su formación mineralógica. (Empresa Minera San Rafael, 2014)

Esta unidad tiene afloramientos más reconocibles en el área de la Quebrada Escobal, en la parte media y superior y también ha sido definida en perforaciones prospectivas sobre espesores de 500 m. Las secciones geológicas sugieren que el mismo tenga un buzamiento de contacto bastante inclinado respecto a los sedimentos. Por inferencia en datos de la geología regional y la relación de la

geología regional, esta unidad puede tener una edad del Mioceno Superior. (Departamento de Catastro Minero, Dirección General de Minería, 2010).

En algunos sitios dentro de la parte media de la Quebrada Escobal se pueden encontrar algunos bloques de coluvios recientes, donde se observan restos de columnas andesíticas pentagonales, que corresponden a flujos de lava que se han enfriado rápidamente en la paleo pendiente. Algunas partes de esta unidad presentan una textura fina donde se reconoce como andesita, pero no porfírica, como es de esperarse según el enfriamiento de la masa rocosa que puede ser rápida o lenta. (Empresa Minera San Rafael, 2014)

#### **2.1.1.3. Toba Lítica (tl)**

Una unidad de tobas líticas que es posterior a la mineralización o que sobreyace al pórfido de andesita en la porción Noreste del área de El Escobal. Esta unidad consiste de flujos tobáceos blanquecinos con partículas angulares a subangulares con tamaño que varía de lapilli hasta guijarros de composición basáltica y riolítica. Esta unidad cubre el sector Este de la zona de la veta de El Escobal, el espesor de los estratos es de 50 a 150 m y se adelgaza hacia la dirección Este donde la erosión es más evidente. (Departamento de Catastro Minero, Dirección General de Minería, 2010).

#### **2.1.1.4. Diques de andesita (ad)**

Varios diques de andesita cortan a las unidades más antiguas presentes en la zona, estos diques ocurren en el sector Este de la veta El Escobal donde los cuerpos de las vetas pueden seguirse por más de tres kilómetros a lo largo de la dirección N40°W. Los diques son cuerpos tabulares casi verticales que varían de espesor desde 0,20 m hasta 10 m. La composición mineralógica de los diques es

de feldespatos de cristales heudrales inmersos en una matriz de grano fino. Los diques son generalmente magnéticos, aunque el magnetismo varía en intensidad con el grado de la meteorización y alteración. Esto se debe seguramente al contenido abundante de microlitos de magnetita. (Departamento de Catastro Minero, Dirección General de Minería, 2010).

#### **2.1.1.5. Cenizas de caída/Piroclastos félsicos (Qc/Qph)**

Una cobertura de cenizas no litificadas y tobas ricas en pómez, algunas del tamaño de los lapillis gruesos como los que se presentan en las cercanías de San Rafael Las Flores, cubren la mayor parte de los altos topográficos en el área, el espesor es variable aunque, es común que se presenten espesores de varios m sobre las serranías y las pendientes de los cerros.

Las cenizas y materiales de caída están erosionados por la escorrentía y en los valles, pueden ocurrir depósitos de más de 20 m de espesor de materiales transportados y retrabajados. La unidad de cenizas está compuesta por dos capas una basal de grano muy grueso no consolidada y de granos heterolíticos y una capa superior de grano medio a fino de ceniza no consolidada. (Departamento de Catastro Minero, Dirección General de Minería, 2010)

#### **2.1.1.6. Unidad de Aluvión/Coluvión (Qal/Qcol)**

Depósitos aluviales y de derrumbe, de edad reciente, posiblemente Cuaternarios a Recientes. Sin ningún tipo de estructura sedimentaria, caótico, composición heterolítica, espesores menores a 5 m, distribuidos principalmente en las zonas del drenaje principal y en las pendientes activas donde se desliza pendiente abajo el material de coluvión.

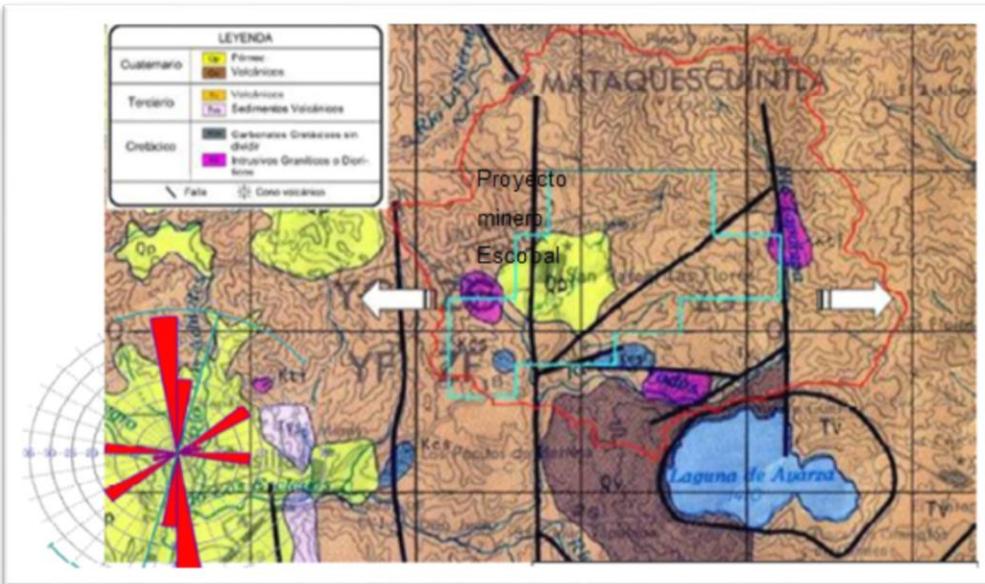
## **2.2. Geología estructural**

La tendencia de las fallas más antiguas en la región son paralelas a la falla del Motagua, la cual tiene una dirección Este-Oeste que varía hacia el Norte 50-60° Este, estas fallas están cortadas por fallas extensionales, con dirección Norte-Sur, las cuales forman grabens y controlan el emplazamiento de diques andesíticos que son posteriores a la mineralización. (Departamento de Catastro Minero, Dirección General de Minería, 2010)

La estructura geológica de la república de Guatemala está influenciada por las placas Caribe, Norte América y Cocos, presentando un alto grado de fallamientos, fracturamientos y diaclasamientos geológicos a nivel regional y este se repite en el área de estudio, el cual presenta la falla principal de tipo dextral y alto grado de fracturamiento del macizo rocoso, razón por la cual para avanzar el túnel requiere un tipo especial de sostenimiento, para evitar el colapso del mismo. Así mismo, las fracturas encontradas en el área de estudio se encuentran rellenas de material arcilloso, ocurridos por el trituramiento de la roca en su desplazamiento y al encontrarse presencia de agua en la zona, esta se oxida y se convierte en un material friable y no garantiza la estabilidad del macizo rocoso.

Del mapa geológico regional, se ha elaborado una roseta de rumbos de las fallas regionales principales, Figura 10, que permite una mejor visualización del comportamiento estructural que muestra la roseta de fallas. Existe una moda principal y dominante orientada N180 (N-S), con dos modas subordinadas pero significativas que se orientan N050 la primera y N090 (E-O) la segunda. Se nota una tensión marcadamente E-O que están asociadas a fallas regionales normales y/o a un sistema conjugado de fallas de rumbo que pueden tener una distribución conjugada con respecto a las fallas mayores.

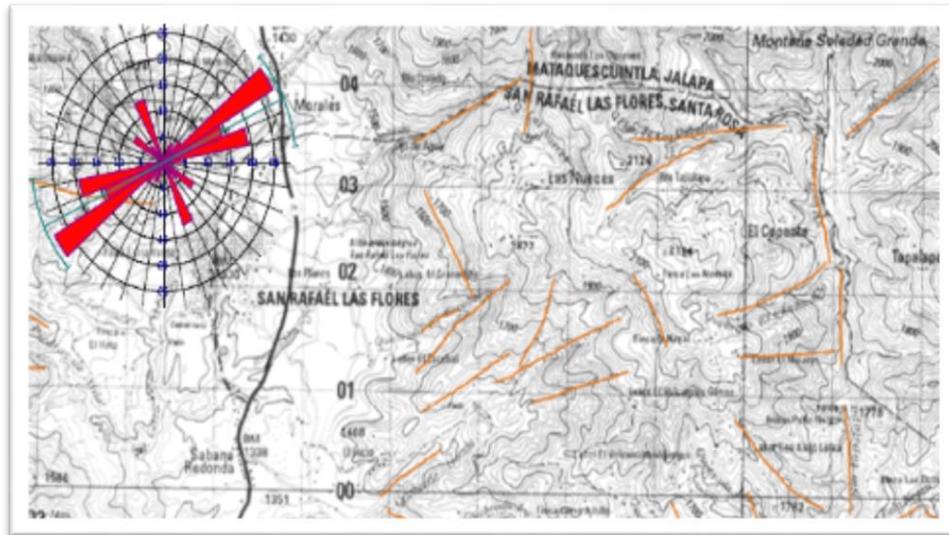
Figura 10. Mapa geológico regional



Fuente: (Minera San Rafael, 2010).

A nivel local también se hizo un análisis de las lineaciones principales (mapa topográfico y fotografía aérea), Figura 11, que se marcan como escarpes en quebradas o curvas topográficas alineadas, se evaluaron también con una roseta de rumbos de lineaciones. Este primer análisis arroja una moda dominante orientada N055, una segunda subordinada con una orientación N070 y una tercera con un rumbo N150. El vector principal en este caso refleja muy bien la tendencia de las modas indicadas y adquiere un valor de N065 como comportamiento medio. La moda dominante coincide con una de las modas subordinadas a nivel regional, lo que nos da una buena consistencia estructural para el área en estudio. (Empresa Minera San Rafael, 2014)

Figura 11. **Lineaciones principales del área del proyecto**

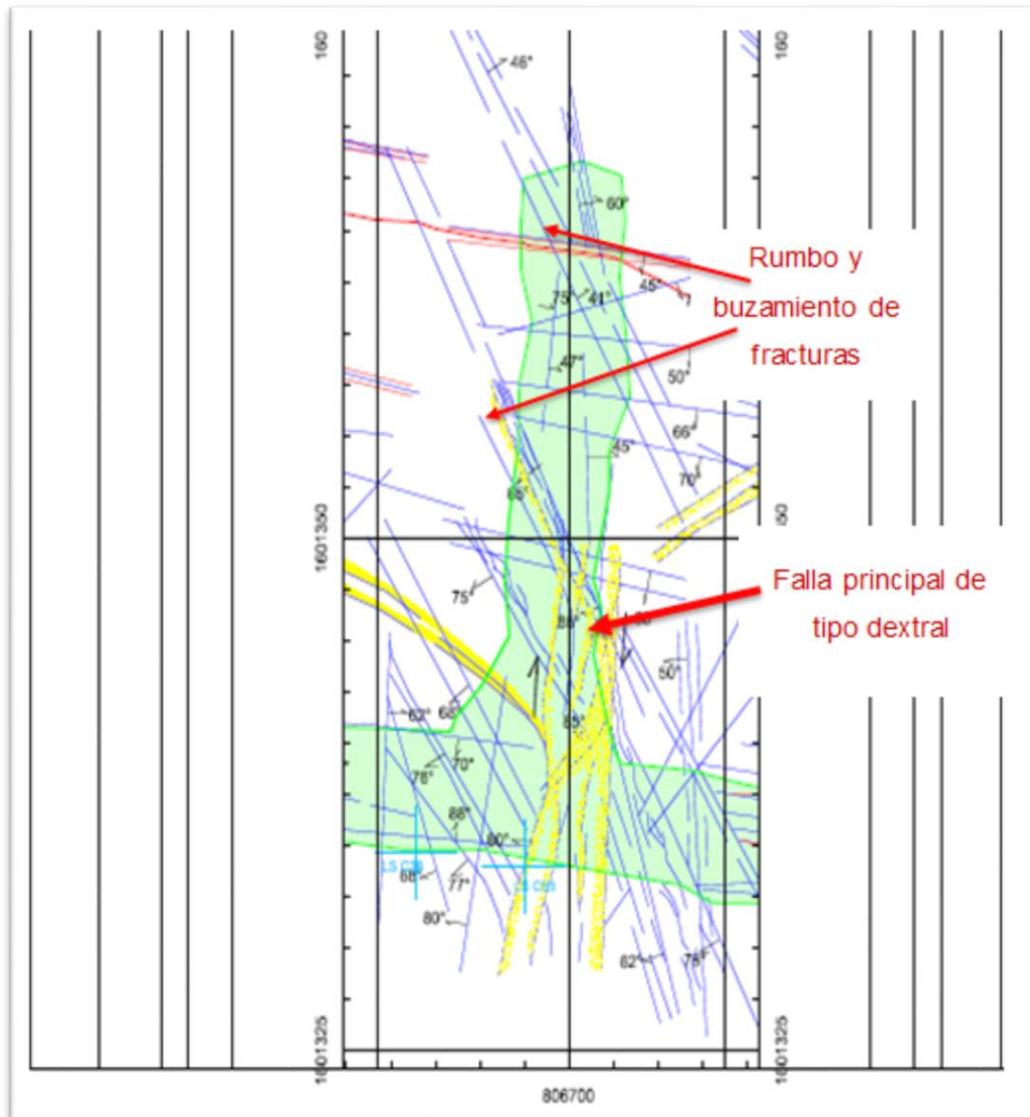


Fuente: (Minera San Rafael, 2010)

En el área de estudio se midió el azimut y buzamiento de las fracturas de las rocas y se determinó el número de familias y esta información se trasladó al programa Stereo32, para determinar el buzamiento de las fracturas de las rocas, densidad de polos de las fracturas de las rocas y la roseta de las fracturas de las rocas.

En la Figura 12, se detallan las estructuras geológicas encontradas al momento de realizar la investigación, dando como resultado que la falla principal es de tipo dextral, con dirección N-S, presentando relleno en las mismas de arcillas y oxidación limonítica de manera general.

Figura 12. **Geología local del túnel, nivel 1265**



Fuente: (Departamento de Catastro Minero, Dirección General de Minería, 2010)

El área de estudio se dividió en tres sectores los cuales comprenden el nivel 1265-1, de longitud de 80 m, nivel 1265-2 con una longitud de 80 m y el nivel 1265-3, con una longitud de 70 m. En cada uno de estos niveles se realizaron las mediciones correspondientes y se graficó la densidad de polos, buzamientos

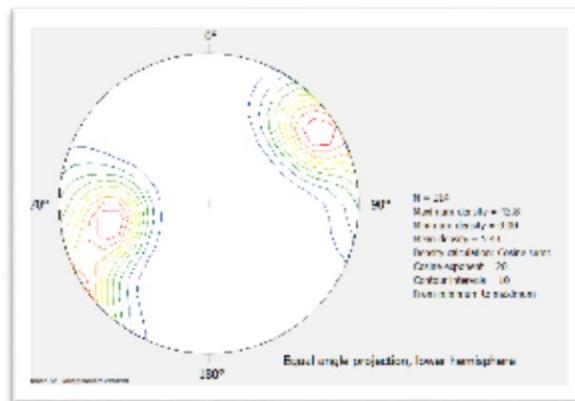
preferenciales y estéreos falsillas de fracturas, para determinar el estado de la roca y el tipo de movimiento.

- Nivel 1265-1

Este nivel tiene una longitud de 80 metros, una sección de 6 metros de ancho, con 5 metros de altura, tipo bóveda.

En la Figura 13, se representa la densidad de polos, donde se puede observar dos (2) familias de fracturamientos, con una dirección este-oeste.

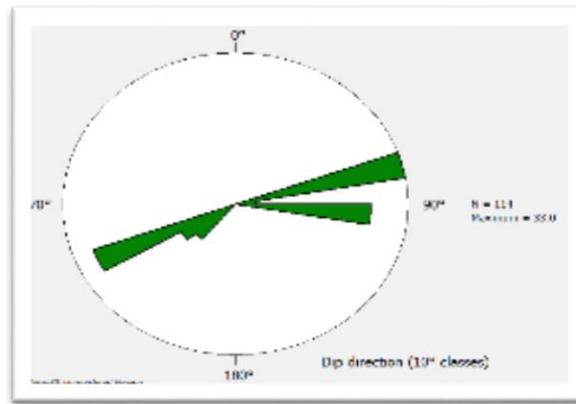
Figura 13. **Densidad de polos, nivel 1265-1**



Fuente: elaboración propia.

En la Figura 14, se presenta la roseta de buzamientos preferenciales del fracturamiento, la cual indica que buza hacia el sur.

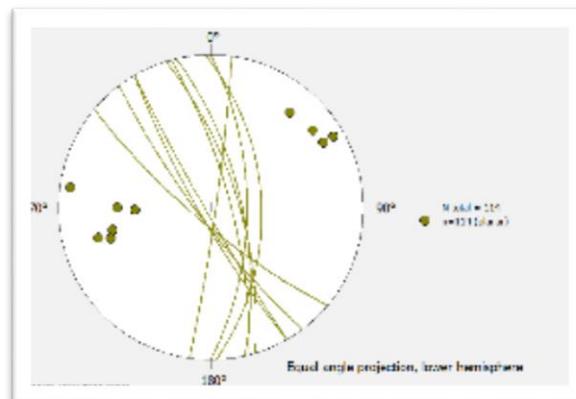
Figura 14. **Roseta de buzamientos preferenciales**



Fuente: elaboración propia..

En la Figura 15, se presenta la Estéreo falsilla de fracturas y se puede determinar que presenta dos familias de fracturas aproximadamente de igual ponderación.

Figura 15. **Estéreo falsilla de fracturas**



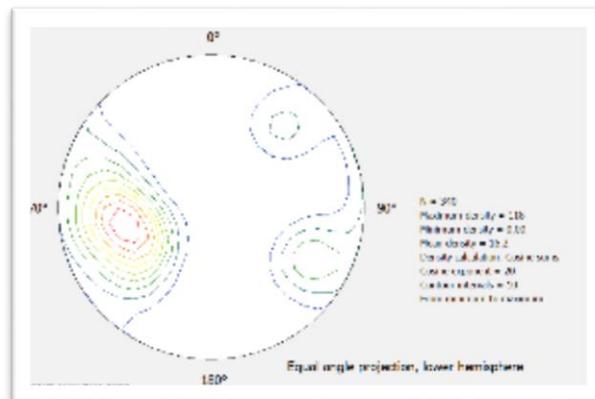
Fuente: elaboración propia.

Tal como se muestra en las figuras anteriores, luego de la medición en campo, geológicamente la tendencia de fracturación se encuentra en dirección Este - Oeste, con una densidad de polos aproximada de 43.8 siendo los valores de los parámetros medidos, los presentados en las Tablas VI y VIII.

- Nivel 1265-2

Este nivel tiene una longitud de 80 metros, una sección de 5 metros de ancho con 5 m de altura tipo bóveda. En la Figura 16, se puede observar que la densidad de polos está concentrada en el oeste del macizo rocoso, presentando tres familias de fracturas, una de ellas dominantes y dos subordinadas.

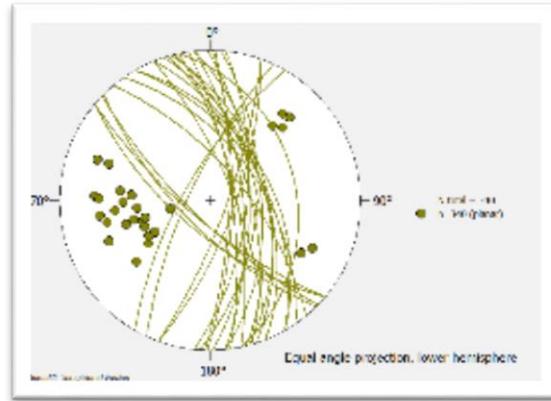
Figura 16. **Densidad de polos, nivel 1265 – 2**



Fuente: elaboración propia.

En la figura 17, se presenta la estéreo falsillas de fracturas, observándose en esta en la parte norte y sur movimientos de cuña potencial y por ende es la zona donde se debe tener cuidado al momento de la voladura y el diseño del sostenimiento de este sector.

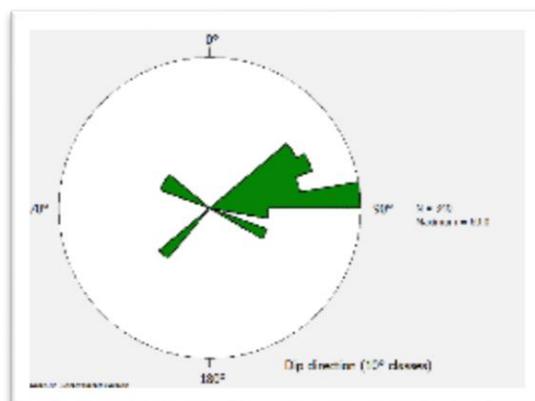
Figura 17. **Estéreo falsilla de fracturas**



Fuente: elaboración propia.

En la Figura 18, se presenta la roseta de buzamientos del fracturamiento, donde se observa que estas están concentradas al este de la misma.

Figura 18. **Roseta de buzamientos del fracturamiento**



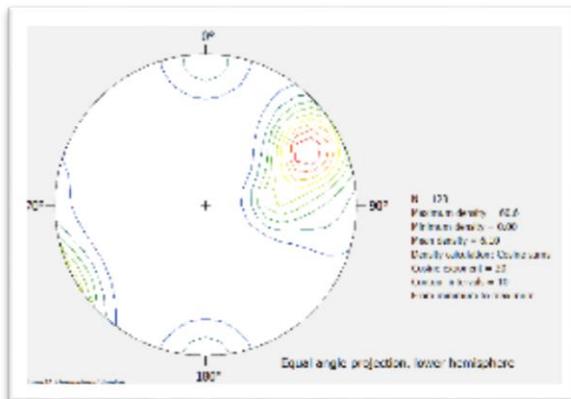
Fuente: elaboración propia.

- Nivel 1265-3

Este nivel tiene una longitud de 70 m, un ancho de 6 m con una altura de 5 m, tipo bóveda.

En la Figura 19, se presenta la densidad de polos, mostrando una densidad máxima aproximada de 60,60, con una dirección este predominante y un fracturamiento unimodal dominante y dos subordinadas poco significativas.

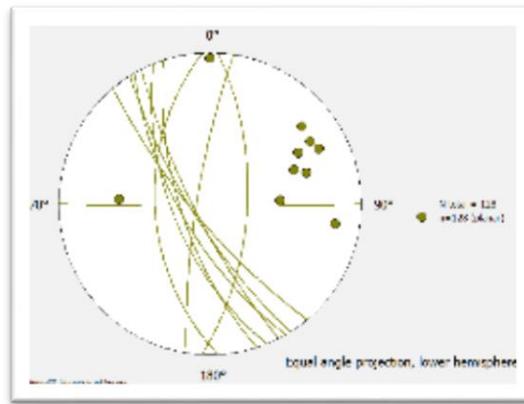
Figura 19. **Densidad de polos nivel 1265-3**



Fuente: elaboración propia.

En la Figura 20, se presenta la estereo falsilla de fracturas, mostrando una tendencia al oeste, se observa una falla con dirección norte-sur y movimientos tipo cuña hacia el sur. Este tipo de movimiento es el de mayor cuidado al momento de realizar la voladura y donde se debe colocar un sostenimiento acorde al comportamiento del macizo rocoso.

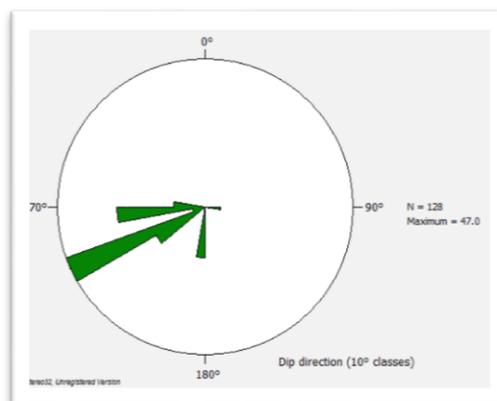
Figura 20. **Estéreo falsilla de fracturas**



Fuente: elaboración propia.

En la Figura 21, se presenta la roseta de buzamiento del fracturamiento, observando una dirección al oeste.

Figura 21. **Roseta de buzamiento del fracturamiento**



Fuente: elaboración propia.

### **2.3. Hidrología e hidrogeología**

Durante la investigación y desarrollo del proyecto se pudo determinar la presencia de un acuífero superficial, el cual se alimenta de las aguas de escorrentías ocasionadas por la lluvia y estas van a parar principalmente a la quebrada Escobal y un acuífero profundo el cual se encuentra presente en las capas rojas debido a las fracturas y la presencia de fallas geológicas y por efectos de infiltración se ha ido formando este acuífero.

El tipo y la distribución de agua superficial son críticos para determinar e influenciar la hidrogeología del sitio. Existen cuatro tipos de agua superficial en el área de estudio basados en su relación con el agua subterránea:

- Arroyos efímeros (quebradas)
- Arroyos perennes (ríos)
- Nacimientos
- Descargas

Los arroyos efímeros son zonas de recarga para el agua subterránea. Ellos son áreas donde el escurrimiento de agua superficial se convierte en agua subterránea. Por lo tanto, el proteger la calidad del agua superficial es esencial para proteger la calidad del agua subterránea no profunda. Cambiar la naturaleza de estos arroyos puede perjudicar la recarga de acuíferos no profundos. (Minera San Rafael, 2010)

El principal arroyo efímero en el área de estudio es la quebrada Escobal. El nivel del agua del acuífero está por debajo del fondo de la quebrada. Por consiguiente, el escurrimiento en el cauce de la quebrada recarga el acuífero no profundo aluvial/coluvial, o puede por medio de conductores menores descargar en nacimientos no profundos, como los encontrados en pozo MW-01.

Los arroyos perenes dependen de la descarga del agua subterránea. También, si los niveles de agua subterránea fueran bajando por las operaciones mineras, la comunidad notaría una reducción en el flujo base del río. Este fenómeno se vería contrarrestado por las descargas de aguas que se realizan a la quebrada Escobal provenientes de las labores subterráneas.

El arroyo principal perenne en el área de estudio es el río San Rafael. Este río tiene agua todo el año y es fuente principal de riego para la agricultura de la comunidad.

Es importante mencionar que las rocas del área de estudio pueden ser clasificadas hidrogeológicamente en 3 grupos: el grupo de Basamento, el grupo volcánico Terciario y el volcánico Cuaternario, en orden ascendente. (Empresa Minera San Rafael, 2010)

Dada la orientación de las estructuras principales de la región (fallas principalmente) podría esperarse un flujo de agua subterránea con movimiento del norte hacia el sur, o en abanico de manera general al SE y SO. Esta dirección del flujo del agua se ha podido observar en el sector del nivel 1265 donde se presenta la falla geológica y es donde se han presentado las mayores complicaciones en el avance del túnel. (Empresa Minera San Rafael, 2010)

La hidroestructura es el estudio de cómo estructuras geológicas influyen a la presencia y flujo de agua subterránea. Las fallas, fracturas y lineamientos son las estructuras principales que afectan el flujo de agua subterránea en el área de estudio. La mayoría de fallas y alineamientos siguen una tendencia noreste a suroeste y son el control estructural que creó una serie de drenajes sub-paralelos hacia el valle de San Rafael. La quebrada Escobal, la quebrada la Honda, y el río Dorado forman drenajes noreste a suroeste que dan a un valle orientado norte sur (también estructuralmente controlado). A gran escala (regional), estas estructuras canalizan el flujo de agua subterránea y de agua de superficie hacia los valles ya que el agua subterránea y el agua de superficie están controlados por las mismas características geológicas. (Minera San Rafael, 2010)

A una escala menor (según la falla), cada falla puede tener varias características diferentes que pueden aumentar o disminuir su habilidad de canalizar el agua subterránea. Espacio entre las fracturas, así como los materiales entre fallas, afectan la habilidad de las fallas para conducir agua subterránea. Los tipos de relleno encontrados en el sitio incluyen los siguientes:

- Fracturas abiertas llenas de roca madre quebrada
- Fracturas llenas con calcita
- Fracturas llenas con cuarzo
- Fracturas abiertas con manchas de óxido de hierro
- Fracturas llenas con relleno de roca madre reducida a arcilla por medio de la presión geológica (gubia). (Empresa Minera San Rafael, 2010)

En general, el estudio encontró que las fracturas en la andesita tienen un rol mayor en controlar el agua incorporada en las fracturas de la Capa Roja. Un flujo considerable de agua subterránea fue encontrado en fracturas abiertas

contenidas en la andesita, particularmente en las fracturas con manchas de óxido de hierro. (Minera San Rafael, 2010).

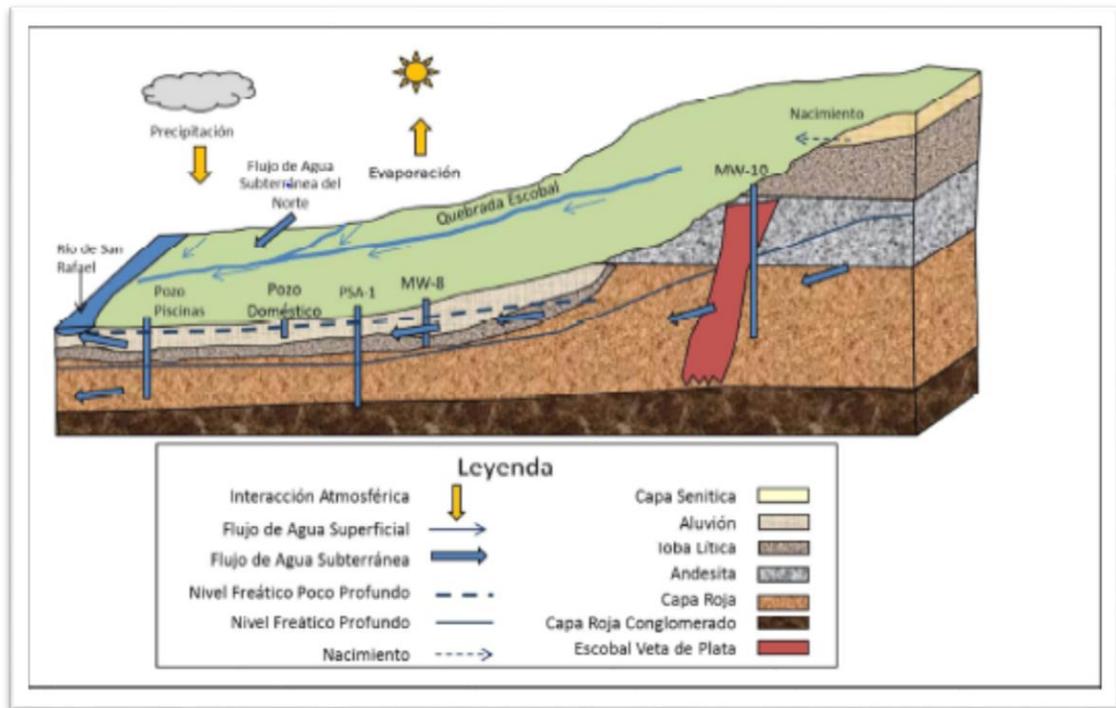
El yacimiento se encuentra sobre dos acuíferos, uno superficial que es alimentado por las infiltraciones de aguas de escorrentías que atraviesan el área donde se desarrolla el proyecto, el segundo acuífero o acuífero profundo, se alimenta por las fracturas que se encuentran presentes sobre las capas rojas donde se encuentra la mineralización.

El acuífero superficial está en permanente recarga, ya que el agua que es evacuada de los túneles, una parte es utilizada en el proceso metalúrgico y otra parte es descargada a la quebrada Escobal y por efectos de infiltración recarga este acuífero. Las comunidades de la región se abastecen de este acuífero y no hay riesgo de agotar el recurso.

El abatimiento del acuífero profundo a través de pozos, permite en cierta medida mejorar la calidad del macizo rocoso, ya que se evita el lavado del cemento que se encuentra entre las fracturas y el debilitamiento del mismo.

El diagrama que se presenta en la Figura 22, muestra la dirección de los flujos de agua superficial y subterránea que se encuentran presentes en el proyecto y la influencia del proceso hidrológico.

Figura 22. Diagrama general del proceso hidrológico



Fuente: (Minera San Rafael, 2010)

En esta figura se puede observar de manera general el ciclo hidrológico en el área del proyecto, además la presencia del acuífero superficial y profundo que se encuentra en el proyecto Escobal, así como el pozo profundo que realiza el abatimiento del acuífero profundo. (Empresa Minera San Rafael, 2010)

En la parte superior se encuentra la quebrada Escobal, luego por efectos de infiltración se el acuífero superficial y sobre las capas rojas el acuífero profundo, el cual hace presencia en el avance del túnel, sobre todo en la zona de la falla geológica, área que se encuentra totalmente fracturada.

En la Figura 23 se puede observar la quebrada Escobal, la cual nace dentro del área del proyecto. El tramo que se encuentra dentro del proyecto, la empresa San Rafael lo impermeabilizó y protegió sus riveras para evitar que por efectos de erosión caigan sedimentos y estos sean arrastrados aguas abajo y descargados al río Dorado.

Figura 23. **Quebrada Escobal, la cual atraviesa el proyecto**

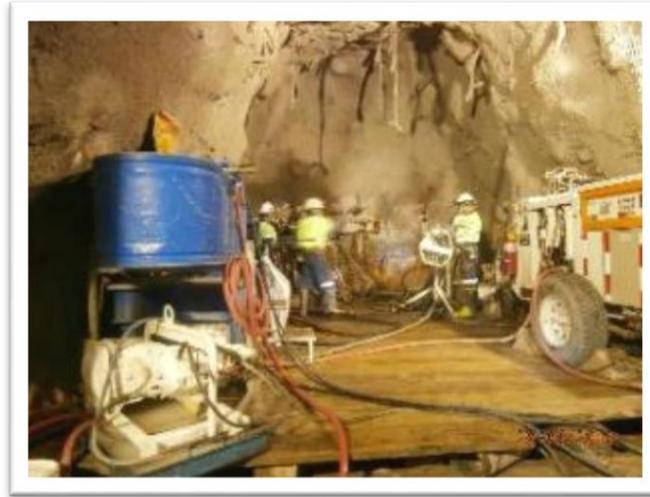


Fuente: fotografía propia.

En la parte inferior la quebrada Escobal discurre sobre terreno natural, sin utilizar ningún impermeabilizante, para que las aguas se infiltren.

La quebrada Escobal en época seca no lleva agua; ahora con el proyecto lleva el agua procedente del abatimiento del acuífero profundo y la procedente de los túneles.

Figura 24. **Plataforma de perforación**



Fuente: fotografía propia.

A medida que el túnel avanza se van realizando perforaciones, para determinar la continuidad de la mineralización y estudiar la estructura del macizo rocoso, como se observa en la Figura 24, donde se encuentra una plataforma de perforación. Estas perforaciones también se realizan para determinar la presencia de agua o bolsones de gases en la formación rocosa.



### **3. PROCESO FÍSICO DE LA CONSTRUCCIÓN DEL TUNEL**

El proceso constructivo del túnel en el proyecto minero, se realiza mediante perforación y voladura, el cual consiste en diseñar una malla de perforación de acuerdo a la calidad del macizo rocoso, se carga con el explosivo, en este caso en particular se utiliza ANFO (Nitrato de Aluminio y Fuel Oil). Dependiendo de la estructura geológica se hace la preparación del frente, se carga y se realiza la voladura.

Después de realizada la misma, se deja ventilar por lo menos durante 30 minutos, luego se hace el saneo del frente volado, para retirar los restos de roca que hayan quedado desprendidas sin caer al piso y con esto evitar accidentes. Posteriormente se retira el material volado y se continúa con el sostenimiento del túnel para estabilizarlo.

La postura de los pernos de anclaje y la malla de seguridad son colocadas con un equipo especializado, para garantizar la estabilidad del túnel. El Track Drill es alguna de las maquinas que utiliza la mina para realizar esta labor, como se observa en la Figura 25, ésta se encuentra en mantenimiento en el taller que esta al interior del túnel.

La mina cuenta con equipo de punta para desarrollar el proceso de explotación y de beneficio del mineral explotado.

Con este equipo se realizan las perforaciones para colocar los pernos de anclaje y asegurar la malla de seguridad, y definir si posteriormente se requiere colocarle concreto para mejorar el sostenimiento.

La sección típica del túnel de avance es de 5 m de ancho en el piso y 6 m de altura en forma de bóveda.

Figura 25. **Perforadora Track Drill**



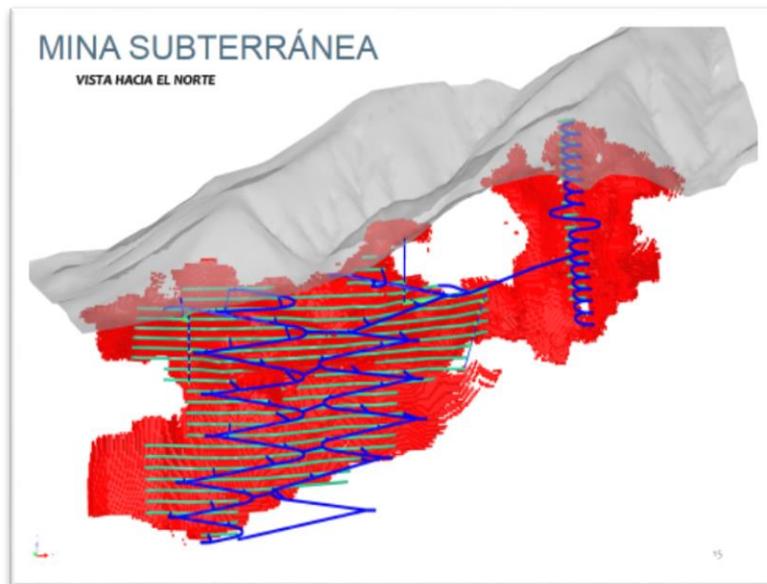
Fuente: elaboración propia.

Una vez modelado el yacimiento, se procede a realizar el diseño de explotación, el cual en este caso, consiste en realizar la preparación sobre la roca encajante que contiene el yacimiento, luego se hacen las galerías de acceso al yacimiento, donde el diseño consiste en avanzar galerías y cada 20 m se hacen las guías, posteriormente se hacen sobreguías cada 25 m en la vertical.

Una vez explotado cada bloque se retira el material y se procede a rellenar con material estéril y lodos secos procedentes del proceso de metalurgia. Con este relleno se estabiliza el túnel y se continúa con los otros bloques de manera cíclica.

En la Figura 26, se observa el diseño de explotación que se está ejecutando, donde se encuentra modelado el yacimiento mineral.

Figura 26. **Diseño de la mina**

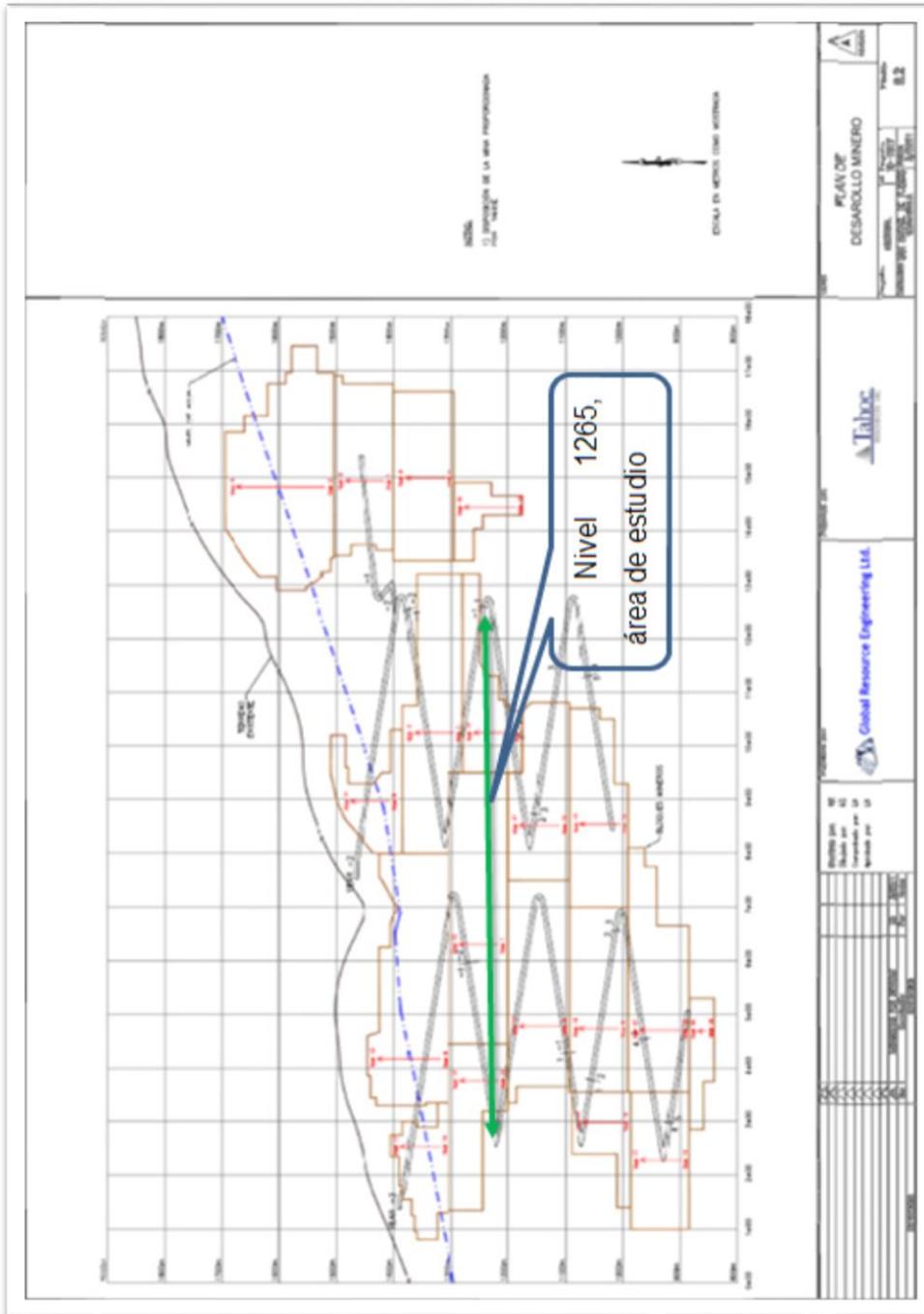


Fuente: (Departamento de Catastro Minero, Dirección General de Minería, 2010).

De la figura 26, se puede decir que lo que se muestra en color rojo es el yacimiento o mineralización, el cual es su modelamiento, en color verde son las guías y sobreguías de avance y en color azul se muestran las galerías principales y lo de color gris muestra el perfil o relieve del terreno donde se encuentra el yacimiento.

En la figura 27, se presenta el diseño de desarrollo del proyecto minero, y hace referencia al nivel 1265 donde se hizo la investigación, esto significa que estamos a 1265 metro sobre el nivel del mar, incluyendo la superficie. A medida que desciende el túnel el nivel disminuye.

Figura 27. Plan de desarrollo minero



Fuente: (Minera San Rafael, 2010)

El área de estudio se representa en la Figura 27, donde se resalta el nivel 1265, sitio donde se encuentra la falla y se presentan problemas de estabilidad. El sostenimiento va a depender de las condiciones estructurales geológicas del macizo rocoso y de la estabilidad del mismo.

### **3.1. Seguridad minera**

El objeto principal de la seguridad minera es:

- Proteger la vida e integridad física de las personas que se desempeñan en dicha industria y de aquellas que bajo circunstancias específicas y definidas están ligadas a ellas
- Proteger las instalaciones e infraestructuras que hacen posible las operaciones mineras, y por ende, la continuidad de sus procesos.

Es importante diferenciar la seguridad minera de la seguridad industrial, ya que fácilmente se confunden aunque el fin de ambas es proteger al trabajador y sus procesos.

Esta investigación pretende recomendar un tipo de sostenimiento adecuado a la calidad de la roca encontrada y con esto garantizar la vida de los trabajadores que se encuentren dentro del túnel y hacer viable la ejecución del proyecto.

La relevancia de la investigación está dada en que un sostenimiento desarrollado con un análisis geotécnico a detalle del macizo rocoso garantiza la vida de las personas que se encuentran dentro del túnel y la maquinaria y el equipo.

Así mismo, los costos económicos en seguridad es importante en este tipo de proyectos, pero lo más sobresaliente de todo esto es la protección de la vida, la cual no tiene precio económico.

En la Figura 28, se puede observar el equipo de protección personal de uso obligatorio en superficie.

Figura 28. **Equipo de protección personal (EPP)**



Fuente: empresa minera.

En la Figura 29, se puede observar el equipo de uso obligatorio de protección personal en mina subterránea, adicional al equipo de la Figura 28.

Figura 29. **Equipo de protección personal (EPP)**



Fuente: empresa minera.

Es requisito indispensable portar el equipo personal de protección (EPP), el cual consiste en botas con refuerzo en las puntas de acero, lentes de protección, chaleco reflectivo, guantes, mascarillas y casco.

Cuando un trabajador minero desarrolla esta actividad en minas subterráneas requiere de equipo adicional como es: lámpara de minero, autorescatador, protectores auditivos y el casco debe tener portalámparas, como se observa en la Figura 30.

Figura 30. **Equipo de protección personal colocado**



Fuente: elaboración propia.

El autorescatador que se utiliza en la mina es el W65, el cual tiene una autonomía de 45 minutos y este convierte el dióxido de carbono en monóxido. Solo se utiliza en caso de incendio.

Los jefes de grupos o supervisores deben estar dotados de multidetectores de gases y radios de comunicación. Cada vez que se realiza un cambio de turno es requisito indispensable hacer medición de gases y revisar los frentes de avance que se encuentren activos y que requieran la presencia de personal, para garantizar la seguridad de los trabajadores.

En caso de emergencia, se debe comunicar primeramente con la clínica y luego con los supervisores para que se realicen las labores pertinentes según el caso. El gerente de seguridad minera es el responsable que se cumplan los requerimientos de seguridad en el proyecto, impartiendo capacitación diaria de 5 minutos y semanalmente de 30 minutos en cada sección.

Los supervisores son el apoyo de los trabajadores en caso de requerirlo.

### **3.1.1. Ventilación**

La ventilación en minería subterránea es indispensable para desarrollar esta actividad, ya que permite un ambiente seguro y confortable dentro del túnel.

En la mina Escobal, donde se desarrolla esta investigación, cuenta con dos portales de ingreso, Figuras 31 y 32, los cuales sirven como entradas y salidas de maquinaria, personal, mineral, estéril, equipo y por supuesto como entrada y salida de aire, además, construyeron una chimenea de ventilación e instalaron un ventilador tipo aspirante, el cual se encuentra en superficie. Dentro del túnel poseen ventiladores auxiliares, los cuales ayudan a evacuar el aire contaminado y también sirven para aumentar la velocidad de este.

Figura 31. **Portal oeste**



Fuente: elaboración propia.

Figura 32. **Portal este**



Fuente: elaboración propia.

El sistema de ventilación utilizado en la mina, está compuesto por ventilación natural, compuesto por los portales, chimeneas y la ventilación mecánica, los cuales están compuestos por ventiladores aspirantes y soplantes para garantizar el flujo continuo del aire al interior del túnel.

En los frentes de avances, explotación o preparación se colocan mangas de ventilación, para garantizarle al personal el aire y mantener un ambiente fresco y agradable de trabajo.

El ventilador soplante principal inicialmente estaba colocado en uno de los portales, como se observa en la Figura 33, pero una vez construida la chimenea de ventilación se eliminó este ventilador y se abrió el portal como vía de transporte e ingreso de aire fresco.

Figura 33. **Ventilador en el portal este**



Fuente: elaboración propia.

La mina posee un sistema de control de la ventilación, la cual consiste en colocar puertas, como se observa en la Figura 34, para dirigir el flujo de aire y no permitir que se mezcle el aire contaminado con el limpio.

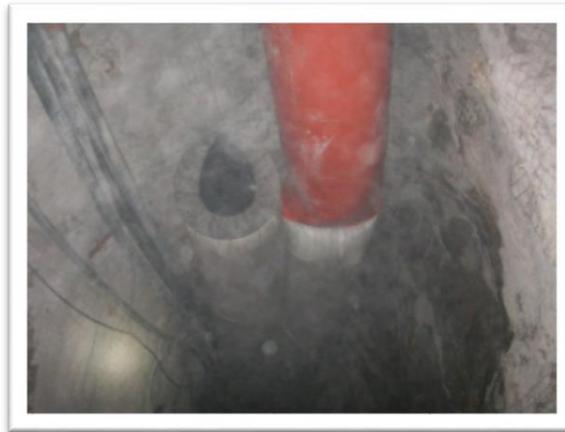
Figura 34. **Puerta de control de ventilación**



Fuente: elaboración propia.

En las áreas donde el aire fresco no llega se transporta a través de mangas de ventilación, como se observa en la Figura 35. Estas mangas están hechas de poliuretano resistente y se encuentran en el mercado nacional especializado.

Figura 35. **Manga de ventilación**



Fuente: elaboración propia.

En la chimenea se instaló un ventilador aspirante de 1600 KW de potencia, el cual absorbe o recoge el aire viciado que se encuentra en el interior del túnel y lo saca a superficie.

El sistema en general consta de ventilación natural compuesto por los dos portales y la chimenea, ventilación mecánica compuesto por los ventiladores principales y auxiliares, los cuales son soplantes y aspirantes. Con este sistema garantizan el ingreso de aire fresco y la eliminación del aire viciado, creando con esto un ambiente seguro y agradable al interior del túnel.

### **3.1.2. Desagüe**

El sistema de desagüe que posee la mina consta de varios sumideros distribuidos a lo largo del túnel en áreas donde son requeridos, para luego ser evacuados a superficie mediante bombas automáticas de succión, como se observa en la Figura 36 y 37, donde se encuentran varias bombas de succión,

las cuales sacan a superficie el agua, para ser tratada en la planta de tratamiento y sedimentadores, para luego ser descargados a la quebrada Escobal.

A lo largo del túnel se encuentran canales de conducción de agua hacia los sumideros, donde recogen el agua y luego es sacada a superficie mediante el uso de bombas sumergibles.

La evacuación del agua que se encuentra en el interior del túnel permite mejorar la estabilización del macizo rocoso, ya que se evita el debilitamiento de las paredes y techo del túnel, así como el lavado del cemento que se encuentra en cada una de las fracturas y diaclasas presentes.

Figura 36. **Sumidero principal**



Fuente: elaboración propia.

Esta agua es llevada a unos sedimentadores, donde por precipitación se sacan los sedimentos; posteriormente, estas aguas son analizadas en el laboratorio y si presentan presencia de metales o algún otro contaminante es

trasladado a la planta de tratamiento, de lo contrario son descargadas a la quebrada Escobal.

Figura 37. **Sumidero de agua en el nivel 1265**



Fuente: elaboración propia.

### **3.1.3. Sostenimiento**

El sostenimiento en una mina subterránea va a estar ligado de manera íntima con la calidad del macizo rocoso, la sección, durabilidad y la presencia de agua.

El principal objetivo del sostenimiento es:

- Evitar que el terreno pierda sus propiedades resistentes.
- Evitar el desprendimiento de cuñas o zonas sueltas del terreno por el proceso de excavación.
- Limitar las deformaciones en la cavidad creada

- Controlar las filtraciones y proteger las rocas frente a la meteorización
- Proporcionar seguridad a las personas e instalaciones.

Este trabajo de investigación está centrado en obras subterráneas para minería, descartando la utilización de hormigón con espesores grandes, ya que por costos y tiempos se hace inviable en esta actividad. El proyecto minero es de tiempo determinado, específico y puntual, estando supeditado a las reservas del mineral que se encuentran, calidad del mismo y precio de mercado.

El sostenimiento garantiza la estabilidad del túnel, brindando el punto de equilibrio del macizo rocoso y evitando con esto el desprendimiento de rocas del techo y paredes.

La presencia de agua en el túnel va a requerir que el sostenimiento sea más resistente por el debilitamiento del macizo rocoso, razón por el cual el acuífero profundo se abate permanentemente.

La función principal del sostenimiento es la de garantizar la vida de las personas y la maquinaria que se encuentran dentro del túnel.

Dependiendo del tipo de roca que se encuentre donde se esté realizando el túnel y la presencia de fallas, fracturas y diaclasas, así mismo será el sistema de sostenimiento que se tenga que utilizar. La presencia de agua dentro del macizo rocoso es otro factor que es necesario tener siempre presente al momento de diseñar el sistema de sostenimiento de una labor subterránea.

Existen diversos tipos de sostenimiento de túneles para minería y van desde los autoportantes o autosostenimiento, los cuales son los que por las características del macizo rocoso no necesitan ningún tipo de sostenimiento. EL

punto de equilibrio lo alcanza una vez se hace el avance y no existe la presencia de riesgo de desprendimiento de cuñas de rocas del techo o paredes.

La utilización de la madera como elemento de sostenimiento se ha realizado desde hace mucho tiempo, sobre todo en pequeños proyectos mineros o minería artesanal, donde los recursos financieros son escasos. Las secciones en este tipo de explotaciones son pequeñas y facilita su utilización. (Menos de 3 m de ancho y 3 m de altura, generalmente tipo puerta alemana). Son funcionales, pero requieren de revisiones permanentes y el reemplazo de la madera deteriorada o que este quebrada por los esfuerzos recibidos. El tipo de madera que más se utiliza es el pino o el eucalipto y las medidas que mejor soporte prestan dependiendo de la calidad del macizo rocoso son las de 12, 10 y 8 pulgadas. Uno de los problemas que más se presenta en este tipo de sostenimiento es el suministro de la madera, porque es necesario tener muy buena proveeduría para garantizar no solo el sostenimiento del avance sino el reemplazo de la madera dañada.

La utilización de hormigón proyectado, tiene dos finalidades principales: sellar la superficie de la roca, cerrando las juntas, y evitar la descompresión y alteración de la roca. El anillo de hormigón proyectado adquiere una resistencia de 50 kp/cm<sup>2</sup> a las 8 horas y 280 kp/cm<sup>2</sup> a los 28 días, y trabaja resistiendo las cargas que le trasmite la roca al deformarse, evitando también la caída de pequeñas cuñas o bloques de roca. (González de Vallejo, 2004)

Cuando el hormigón se utiliza únicamente para el sellado de la excavación no se combina con elementos de refuerzo adicional, siendo los espesores empleados generalmente inferiores a 5 cm. Cuando se pretenden que funcione como elemento resistente el hormigón proyectado se refuerza con malla electrosoldada o mediante fibras de acero. (González de Vallejo, 2004)

La malla electrosoldada está formada por una parrilla de barras corrugadas unidas mediante electrosoldadura, y se utiliza como refuerzo del hormigón proyectado, por su facilidad de adaptación a la forma del túnel. Generalmente se usan mallas de diámetros de 4, 5 ó 6 mm con separaciones comprendidas entre 10 y 20 cm. En sustitución de la malla se puede emplear fibras de acero que se incorporan a la dosificación del hormigón; consisten en alambres de acero de 0.5 mm de diámetro y 30 mm de longitud, utilizados en una proporción del orden de 40 a 50 kg de fibras por m<sup>3</sup> de hormigón; cuando se emplea este sistema el espesor del hormigón proyectado no debe ser inferior a 6 cm. (González de Vallejo, 2004)

Otro sistema de sostenimiento son los bulones o pernos de anclaje, los cuales consisten en barras de acero de 20 a 40 mm de sección y longitudes variables, normalmente entre 3 y 6 m, que se instalan en el terreno previa perforación del taladro correspondiente. Admiten cargas del orden de 10 a 25 t. Los bulones más utilizados son los constituidos por barras corrugadas, ancladas en toda su longitud con resina o cemento. Otros tipos de bulones son los de fricción, colocados mediante hinchado por agua a presión y de resina de poliéster armada con fibras de vidrio. (González de Vallejo, 2004)

Por su forma de actuar los bulones pueden ser activos o pasivos. Los primeros funcionan como un anclaje, tienen un fuste libre, y la cabeza (parte que sobresale de la excavación) se sujeta mediante una placa y una rosca, aplicándoles una tensión entre 5 y 15 t. El bulón pasivo se adhiere a la roca en toda su longitud y no se le aplica tensión. Los bulones ejercen dos efectos sobre la excavación. La primera es que cosen las discontinuidades del macizo rocoso, impidiendo los deslizamientos y caídas de cuñas y bloques. El segundo efecto es que aportan al terreno un efecto de confinamiento. (González de Vallejo, 2004)

En el mercado existen diversas marcas y tipos de bulones o pernos de anclaje, dando las características técnicas y de soporte para cada tipo de roca. Las empresas fabricantes suministran información particular para cada caso. En el proyecto minero Escobal donde se realizó la investigación se utilizan los pernos fabricados por Atlas Copco S.A., denominados Swellex y Superswellex. Las características técnicas de cada uno de ellas las pueden encontrar en [www.minovaamericas.com](http://www.minovaamericas.com). (Atlas Copco, S.A., 2015). En este trabajo hablamos de pernos de anclaje o bulones en general sin particularizar marca.

Las cerchas o arcos de acero, son perfiles de acero laminados en forma de arco que ejercen una función resistente cuando trabajan en contacto con el terreno y por tanto se han de colocar en contacto con el mismo a lo largo de toda su longitud y firmemente apoyadas en el suelo. Las cargas de trabajo son generalmente bajas, del orden de 3-6 t/m<sup>2</sup>. (González de Vallejo, 2004)

El sistema de sostenimiento que utilizan en el proyecto minero siempre está supeditado al tipo de roca que se encuentra en el avance del túnel. Existen áreas donde no se utiliza ningún sostenimiento, otras zonas donde se utilizan pernos de anclaje, en otras áreas utilizan electro malla, en otras partes utilizan electro malla, combinada con bulones y concreto lanzado, en otros sitios utilizan arcos de acero reforzado con cables.

En general, será el tipo de roca que va indicando la clase de sostenimiento que se debe utilizar para cada punto.

Figura 38. **Frente preparado para perforación y voladura, sin sostenimiento**



Fuente: elaboración propia.

Como se puede observar en la Figura 38, el cual es un frente de avance, no requiere un sostenimiento especial, pero se le colocó concreto lanzado para evitar caídas de rocas y que esto no vaya a causar accidentes a los trabajadores y a la maquinaria.

En el área de estudio, el sistema de sostenimiento que se está utilizando es el electro malla con pernos y concreto lanzado.

Para esta labor la empresa posee 2 track Drill, la cual se encarga de hacer la perforaciones para colocar los pernos de anclaje, coloca la electro malla y los asegura con los pernos o bulones según sea el caso y deja preparado para que entre la maquina encargada de echarle el concreto lanzado, la cual consta de capas de 5 cm aproximadamente tapando la electro malla. Se puede observar en las Figuras 39 y 40 el track Drill colocando el electro malla y asegurándola con pernos.

Figura 39. **Track Drill colocando el electro malla**



Fuente: elaboración propia.

Figura 40. **Trac Drill asegurando electro malla con pernos**



Fuente: elaboración propia.

Los arcos de acero se están utilizando en el sector donde se está realizando el estudio, para garantizar la estabilidad del túnel y con esto evitar el derrumbe del mismo y accidentes, como se puede ver en la Figura 41. En esta Figura se puede observar la presencia de agua en el área de estudio y el sostenimiento del túnel, el cual consta de arcos de acero, electro malla, pernos y concreto lanzado.

Figura 41. **Arcos de acero como sostenimiento**



Fuente: elaboración propia.

En este mismo sector se utiliza electro malla, asegurada con pernos de anclaje y reforzado con concreto como se puede observar en la Figura 42.

Figura 42. **Electro malla asegurada con pernos**



Fuente: elaboración propia.

### 3.1.4. Nichos de seguridad y resguardo

Los nichos de seguridad son áreas donde se pueden refugiar los trabajadores en caso de una emergencia. Estos están equipados con oxígeno, agua pura, radio de comunicación a superficie, elementos de primeros auxilios, baño y alimentos de larga duración. Esta dotación se coloca debajo de las sillas por ahorro de espacio, como se observa en la Figura 43.

Estos nichos de seguridad se mueven a medida que el avance de explotación lo exige. La supervisión del equipo y la revisión permanente de los alimentos y demás perecederos se cambian de manera permanente, para garantizar la calidad de los mismos en caso de emergencia.

Figura 43. Interior de nicho de seguridad



Fuente: elaboración propia.

Su capacidad es de 12 personas debidamente sentadas y las provisiones se proyectan para 5 días, fecha límite para que se realice un rescate en caso de requerirse, esto se puede observar en la Figura 44.

La mina posee cerca de tres refugios permanentes y cuatro nichos de seguridad móviles, con lo cual se garantiza en cierta medida la seguridad a los trabajadores, en caso de una emergencia.

En caso de emergencia, la respuesta tiene que ser inmediata, para garantizar la vida a los trabajadores que se encuentren dentro del túnel.

Figura 44. **Nicho o refugio de seguridad**



Fuente: elaboración propia.

Existen refugios o nichos de seguridad permanentes, los cuales son contruidos en áreas previamente seleccionadas, cercanas a las áreas centrales de trabajo de avance y prestan un doble servicio como área de comedor de los trabajadores y área de salvamento minero.

Estas áreas son equipadas con mesas, sillas, hornos micro ondas para calentar los alimentos, estos refugios, además tener alimentos de larga duración, agua, estar bien iluminados, teléfono que comunique a superficie y demás requerimientos de seguridad. Esto se puede observar en la Figura 45.

Figura 45. **Refugio permanente de doble servicio**



Fuente: elaboración propia.

### **3.1.5. Iluminación**

La iluminación en un proyecto minero subterránea es importante, ya que la misma permite visualizar los obstáculos que puedan interferir alrededor del proyecto, porque el tránsito de camiones pesados, cargados o vacíos, vehículos pequeños, yumbos de perforación y demás maquinaria de gran tamaño que circula por el interior del túnel hacen imprescindible que este se ilumine, para garantizar la seguridad de los trabajadores.

Para los sistemas de iluminación dentro del túnel, se instalan sub estaciones de energía eléctrica, que controlan y distribuyen el recurso eléctrico que satisfaga las necesidades de operatividad dentro del mismo. Dichas subestaciones no forman parte de los sistemas de explotación, sin embargo, son parte fundamental para el desarrollo y seguridad de las labores subterráneas, en la Figura 46, se muestran las condiciones en las que se encuentran.

Figura 46. **Sub estación iluminada**



Fuente: elaboración propia.

En la Figura 47, se puede observar una plataforma de perforación con iluminación, lo cual es importante para realizar dicha labor.

Figura 47. **Plataforma de perforación, con iluminación**



Fuente: elaboración propia.

En las Figuras 48 y 49, se pueden observar áreas importantes como son el polvorín, que queda dentro del túnel y la puerta de control de ventilación, las cuales se encuentran bien iluminadas.

Figura 48. **Área del polvorín**



Fuente: elaboración propia.

Los trabajadores del túnel poseen lámparas para ubicarse y desarrollar las actividades propias de su trabajo, pero en caso de falla de la lámpara la iluminación es la salvación del trabajador en el interior del túnel.

Figura 49. **Puerta de control de ventilación**



Fuente: elaboración propia.

En la Figura 50, se observan las lámparas en el techo del túnel, así mismo, se puede ver pasando el camión en el cruceo de la galería principal. Esta es la importancia de la iluminación por el tránsito permanente de vehículos de todo tipo en el interior del túnel.

Figura 50. **Iluminación en la galería principal**

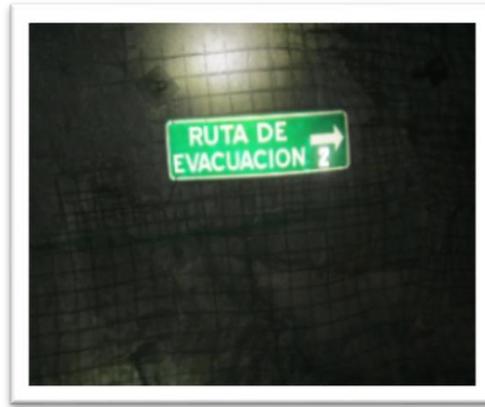


Fuente: elaboración propia.

### **3.1.6. Señalización**

La señalización es otro de los ítems sobre seguridad que se tienen en cuenta, ya que de esta dependerá la vida en caso de emergencias, porque sirven para ubicación. Todas las señales deben estar hechas con pintura de alta reflectividad y esta puede ser usada en superficie como bajo tierra. Como ejemplo, se puede señalar la que se presenta en la Figura 51.

Figura 51. **Señal de evacuación**



Fuente: elaboración propia.

Esta debe estar colocada a la altura de la cara de una persona, 1.60 m aproximadamente. Existen varios tipos de señalización, los cuales se pueden clasificar de manera general en: preventivas, prohibitivas y orientativas. Como ejemplo tenemos la Figura 52.

Figura 52. **Señales al interior del túnel**



Fuente: elaboración propia.

En la mina se utilizan todos los tipos de señalización para evitar riesgos a los trabajadores. Estas señales se les hacen mantenimiento permanente y colocan nuevas en las áreas que lo ameriten o a medida que va avanzando el túnel.

Dentro de estas son importantes las señales orientativas, ya que en caso de emergencias son las que deben tener presente los trabajadores para evacuar el área donde haya ocurrido un percance y poder pedir ayuda de inmediato.

### **3.2. Utilización de explosivos**

El sistema de avance de la mina es el de perforación y voladura, esto indica que se utilizan mallas de perforación de acuerdo a la calidad de la roca y como explosivo se utiliza el ANFO (Nitrato de Amonio y Fuel Oíl).

La mina cuenta con un polvorín, el cual se encuentra al interior del túnel por seguridad y maniobrabilidad del explosivo. Este polvorín cuenta con todas las normas de seguridad requeridas tanto estructurales como de manejo y prevención de explosivos, cumpliendo con los requerimientos del Ministerio de Defensa y del Ministerio de Energía y Minas. Esto lo podemos observar en las Figuras 53, 54 y 55.

Figura 53. **Polvorín al interior del túnel**



Fuente: elaboración propia.

Figura 54. **Cable detonante**



Fuente: elaboración propia.

El barreno que se perfora se carga las tres cuartas partes con ANFO y el resto se rellena con piedrín, el cual es retacado. En la primera parte, se coloca el cebo o explosor y el micro retardo.

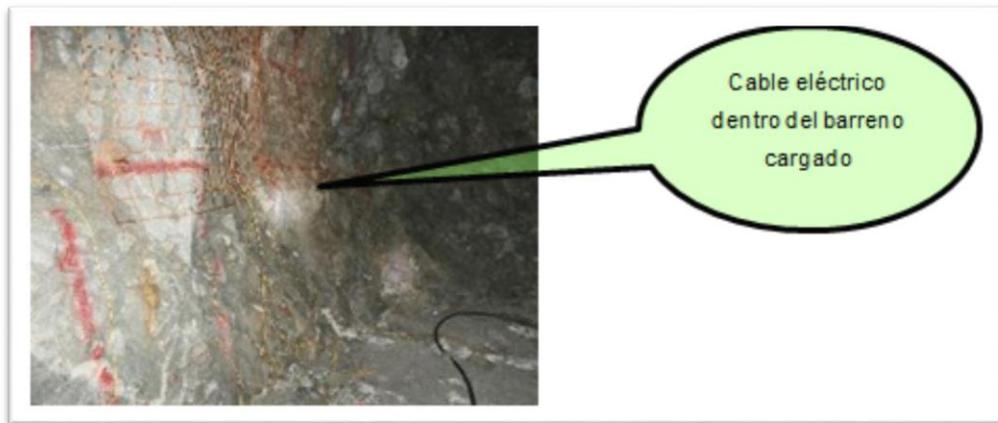
Figura 55. **ANFO (Nitrato de Amonio y Fuell Oíl)**



Fuente: elaboración propia.

La malla de perforación que se utiliza es rectangular en la mayoría de los casos, por las características de la roca. En el área de estudio esta malla se cambió por una triangular, disminuyendo también el largo del barreno. En la Figura 56, se tiene el frente cargado listo para realizar la voladura.

Figura 56. Frente perforado y retacado para la voladura



Fuente: elaboración propia.

En el frente de explotación se utiliza barreno de 20 m de profundidad y 6 pulgadas de diámetro, este es cargado con ANFO y en el fondo va el cebo y el micro retardo, el cual va conectado al cable eléctrico y este al explosor.

La mina utiliza un equipo de llenado de ANFO mecánico, el cual se encarga de llenar los barrenos y dejarlos listos para el retaque.

En la Figura 57, se puede observar un frente barrenado, para proteger el hueco se coloca tubería de PVC hasta que se vaya a realizar la voladura. Las boquillas de los barrenos se tapan con papel para evitar que les caiga material y sean rellenos.

Figura 57. **Frente preparado para cargar el explosivo**



Fuente: elaboración propia.

En la mina se realizan voladuras al finalizar cada turno y el turno que entra se encarga de ventilar y asegurar el área que se avanzó.

En la Figura 58, se tiene un frente preparado para realizar la voladura. Esta preparación se realiza en la explotación del mineral.

Figura 58. **Frente preparado, cargado y listo para la voladura**



Fuente: elaboración propia.

La voladura se utiliza durante las diferentes etapas en el proceso de explotación de una mina. Cuando se trata de frentes de avance, una vez realizada la voladura se procede a ventilar durante 30 minutos como mínimo, para que los trabajadores ingresen al frente y retirar las rocas sueltas que se encuentren en el techo y paredes del túnel, luego entra la maquinaria cargadora que sube el material a un camión, el cual retira el producto de la voladura y lo saca a superficie. Una vez retirado el material se procede a realizar el sostenimiento del frente mediante la maquina Track Drill, el cual se encarga de colocar la electro malla y los pernos de anclaje. Si se requiere aumentar el sostenimiento se le coloca concreto lanzado o el sostenimiento más adecuado por el tipo de roca que se vaya encontrando.

Una vez realizada la labor anterior se repite el proceso hasta terminar las labores de avance.

Para los frentes de explotación el proceso es similar, la diferencia radica en que después de retirado el material volado se procede a rellenar con lodos secos provenientes de la planta de procesos, el cual se mezcla con cemento al 3%, para aumentar la capacidad de aglomeración. Una vez colocado el relleno se deja fraguar por una semana y se continúa con el siguiente banco de explotación.

En los proyectos mineros subterráneos la seguridad minera representa no solo costos económicos, sino hasta costo de vidas cuando este no se desarrolla de manera técnica.

La protección de la vida es la prioridad y el sostenimiento representa un 10% en los costos de explotación minera, junto con la perforación y voladura.

Una malla de perforación y cargue de explosivo mal realizada ocasiona sobre excavación, esto lleva a remover más material sobre todo estéril y también un sostenimiento más complejo por el aumento de la sección y un mayor debilitamiento del macizo rocoso. Aunado a esto los costos económicos aumentan considerablemente, así como los riesgos de derrumbes también.

En este estudio no se hace referencia a costos económicos, ya que esta información es confidencial para la empresa minera, pero los beneficios en protección a la vida es incalculable, ya que diariamente se laboran tres turnos y en cada uno de ellos se tienen al interior del tunel cerca de 100 personas por turno de manera permanente.

## **4. CONSIDERACIONES GEOTÉCNICAS CONCEPTUALES GENERALES. MECÁNICA DE ROCAS**

### **4.1. Definición del Rock Qualiting Desing (RQD)**

En 1964, Deere propuso un índice cuantitativo de la calidad de la roca, basado básicamente en la recuperación de núcleos de perforación. Este índice se ha usado en muchas partes y se ha comprobado en la clasificación de macizos rocosos para la selección del sostenimiento de los túneles. (Robles Espinoza, 1994)

El RQD o calidad de la roca se basa en el porcentaje de recuperación de un testigo de sondeo, donde se toman en cuenta los fragmentos mayores o iguales a 10 cm y se determinará el grado de fracturas y el grado de meteorización del macizo rocoso (González de Vallejo, 2004, pág. 326)

El índice de la calidad de la roca o RQD se basa en la recuperación modificada de un testigo (El porcentaje de la recuperación del testigo de un sondeo), este depende indirectamente del número de fracturas y del grado de la alteración del macizo rocoso.

- Se cuentan solamente fragmentos iguales o superiores a 0,10 m de longitud.
- El diámetro del testigo tiene que ser igual o superior a 0,0574 m y tiene que ser perforado con un doble tubo de extracción de testigo.

$$\text{RQD} = \frac{\sum(\text{longitud de fragmentos} \geq 0,10 \text{ m})}{\text{Longitud total perforado}}$$

El criterio de refuerzos del RQD presenta limitaciones, sobre todo cuando se presentan fracturas delgadas rellenas de arcillas o de material meteorizado.

Deere propuso una clasificación de calidad de la roca, el cual se describe a continuación en la Tabla III:

Tabla III. **Calidad de la roca según Deere**

<b>RQD</b>	<b>Calidad de roca</b>
<b>&lt; 25</b>	<b>Muy mala</b>
<b>25 – 50</b>	<b>Mala</b>
<b>50 – 75</b>	<b>Regular</b>
<b>75 - 90</b>	<b>Buena</b>
<b>90 - 100</b>	<b>Excelente</b>

Fuente: (González de Vallejo, 2004)

Esta tabla propuesta por Deere, sirve para tener como referencia de la calidad de la roca, dando como resultado que el porcentaje que se encuentre por debajo de 25% de la totalidad de la muestra se clasifica como una roca de calidad muy mala y aquella que se encuentre entre el 90% y el 100% de la totalidad de la muestra se considera como una roca de excelente calidad.

Existe una fórmula alternativa cuando no hay sondeos o núcleos y se realiza la clasificación *in situ*. En esta se tiene en cuenta el número de juntas que se encuentran en el macizo rocoso por m<sup>3</sup>.

Fórmula alternativa (cuando no hay sondeos para estudios de roca *in situ*)

$$\text{RQD} = 115 - 3.3J_v \text{ para } J_v > 4.5$$

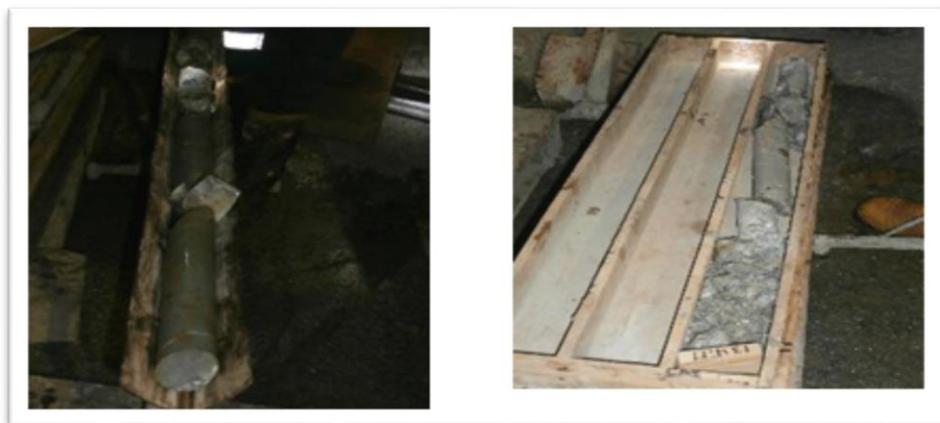
$$\text{RQD} = 100 \text{ para } J_v \leq 4.5$$

$J_v$ : número de juntas identificadas en el macizo rocoso.

Esta fórmula es ampliamente utilizada en estudios *in situ* del macizo rocoso.

En la Figura 59, se pueden observar algunos núcleos y la calidad de roca que se encuentra, de acuerdo a esa perforación. El núcleo del lado izquierdo se puede considerar con una calidad buena, porque se observan varios trozos que sobrepasan los 10 cm y la muestra del lado derecho se considera con una calidad muy mala, porque solo se observa un trozo del núcleo que no sobrepasa los 10 cm.

Figura 59. **Núcleos de perforación**



Fuente: elaboración propia.

#### 4.2. Definición del *Rock Mass Rating* (RMR)

El sistema de clasificación *Rock Mass Rating* o sistema RMR fue desarrollado por Z.T. Bieniawski durante los años 1972- 1973, y ha sido modificado en 1976 y 1979, en base a más de 300 casos reales de túneles, cavernas, taludes y cimentaciones. Actualmente se usa la edición de 1989, que coincide sustancialmente con la de 1979. Para determinar el índice RMR de calidad de la roca se hace uso de los seis parámetros del terreno siguientes: (González de Vallejo, 2004)

- La resistencia a compresión simple de la roca.
  - El RQD (Rock Quality Designation).
  - El espaciamiento de las discontinuidades.
  - El estado de las discontinuidades.
  - La presencia de agua.
  - La orientación de las discontinuidades.
- 
- Resistencia a compresión simple de la roca.- Tiene una valoración máxima de 15 puntos, y puede utilizarse como criterio el resultado del ensayo de resistencia a compresión simple o bien el ensayo de carga puntual. (González de Vallejo, 2004)
  - RQD.- Tiene una valoración máxima de 20 puntos. Se denomina RQD de un cierto tramo de un sondeo a la relación en tanto por ciento entre la suma de las longitudes de los trozos de testigo mayores de 0.10 m y la longitud total del sondeo. (González de Vallejo, 2004)

- Espaciamiento entre discontinuidades.- Tiene una valoración máxima de 20 puntos. El parámetro considerado es la separación en m entre juntas de la familia principal de diaclasas la de roca. (González de Vallejo, 2004)
- Estado de las discontinuidades.- Es el parámetro que más influye, con una valoración máxima de 30 puntos. Pueden aplicarse los criterios generales, en la que el estado de las diaclasas o fracturas se descompone en otros cinco parámetros: persistencia, apertura, rugosidad, relleno y alteración de la junta. (González de Vallejo, 2004)
- Presencia de agua.- La valoración máxima es de 15 puntos. La ofrece tres posibles criterios de valoración: estado general, caudal cada 10 m de túnel y relación entre la presión del agua y la tensión principal mayor en la roca. (González de Vallejo, 2004)
- Orientación de las discontinuidades.- Este parámetro tiene una valoración negativa, y oscila para túneles entre 0 y -12 puntos. En función del buzamiento de la familia de diaclasas y de su rumbo, en relación con el eje del túnel (paralelo o perpendicular), se establece una clasificación de la discontinuidad en cinco tipos: desde muy favorable hasta muy desfavorable. (González de Vallejo, 2004)

El RMR se obtiene como suma de unas puntuaciones que corresponden a los valores de cada uno de los seis parámetros enumerados. El valor del RMR oscila entre 0 y 100 y es mayor cuanto mejor es la calidad de la roca.

En esta investigación se utilizó para definir la calidad del macizo rocoso en estudio y con esto proponer el sostenimiento más adecuado y que garantice la estabilidad del túnel y poder continuar con el avance.

En la Tabla IV, se pueden observar todos los parámetros que se deben tener en cuenta para valorar la calidad del macizo rocoso que se pretende estudiar.

**Tabla IV. Valorización de los parámetros RMR (según Deere y Miller)**

PARÁMETRO		ESCALA DE VALORES						
Resistencia a la roca inalterada	Resistencia a compresión diametral (kg/cm <sup>2</sup> )	Mayor a 80	40 a 80	20 a 40	10 a 20	5 a 10		
	Resistencia a compresión uniáxial (kg/cm <sup>2</sup> )	Mayor a 2000	1000 a 2000	500 a 1000	250 a 5000	100 a 250	30 a 100	10 a 30
	Valoración	15	12	7	4	2	2	1
RQD	Recuperación (%)	90 a 100	75 a 90	50 a 75	25 a 50	< 25		
	Valoración	20	17	13	8	3		
Espaciamiento entre las juntas	(m)	Mayor a 3	1 a 3	0.3 a 1	0.05 a 0.3	Menor a 0.05		
	Valoración	30	25	20	10	5		
Estado de las fracturas		Superficiales muy rugosas, sin continuidad, sin separación. Roca adyacente sana	Superficiales algo rugosas, separación menor a 1 mm, roca muy meteorizada	Superficies algo rugosas, separación menor a 1 mm, roca muy meteorizada	Superficies pulidas, relleno, menor a 5 mm, fisuras abiertas de 1 a 5 mm. Fracturas continuas	Relleno blando con espesor mayor a 5 mm, fisuras abiertas mayores a 5 mm, fisuras continuas		
	Valoración	25	20	12	6	0		

Continuación de la tabla IV.

Aguas subterráneas	Flujo en 10 m de túnel (lit/min)	Nada	Menor a 10	10 a 25	25 a 125	Mayor a 125
	Relación entre la presión de agua en la fractura y la tensión principal mayor	0	0 a 0.1	0.1 a 0.2	0.2 a 0.5	Mayor a 0.5
	Descripción	Totalmente seca	Húmeda	Mojada	Goteos	Flujo
	Valoración	10	10	7	4	0
Valoración RMR		100 a 81	80 a 61	60 a 41	40 a 21	20 a 0
Clasificación No.		I	II	III	IV	V
Descripción		Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala
Tiempo medio de sostén		10 años para claro de 5 m	6 meses para claros de 4 m	1 semana para claro de 3 m	5 horas para claros de 1.5 m	10 minutos para claros de 0.5 m
Parámetros geomecánicos	Cohesión	30 ton/m <sup>2</sup>	20 a 30 ton/m <sup>2</sup>	15 a 20 ton/m <sup>2</sup>	10 a 15 ton/m <sup>2</sup>	Menor a 10 ton/m <sup>2</sup>
Recomendados	Angulo de fricción	Mayor a 45°	40° a 45°	35° a 40°	30° a 35°	Menor a 30°

Fuente: (González de Vallejo, 2004)

A continuación se presenta la Tabla V donde se hace la descripción del RQD, según Deere.

Tabla V. **Descripción del RQD, según Deere**

Parámetro	Calidad de roca	Valor	Observaciones
RQD	Muy mala	< 25	Cuando el RQD se reporta o es medido como menor a 10, se le otorga un valor nominal de 10
	Mala	25 – 50	
	Regular	50 – 75	
	Buena	75 – 90	
	Excelente	90 – 100	

Fuente: (Paez, Apuntes de mecánica de rocas, 2008).

Estas tablas son utilizadas para definir el RMR del macizo rocoso y proponer el modelo de sostenimiento más recomendado de acuerdo a la calidad de la roca. Cuando no existe información del RMR se puede utilizar la clasificación SRC, esta clasificación geomecánica (González de Vallejo, 1989 y 2003) se basa en la RMR, y se diferencia de esta por considerar el estado tensional del macizo rocoso, las condiciones constructivas del túnel y la utilización de datos de afloramiento. (González de Vallejo, 2004)

Los datos que intervienen en la determinación del SRC son los siguientes:

- Resistencia de la matriz rocosa
- Espaciado de las discontinuidades o RQD
- Condiciones de las discontinuidades
- Filtraciones

Estado tensional, definido por los siguientes factores

- Factor de competencia,  $F_c$
- Accidentes tectónico: se consideran cuando estén presentes en el área fallas o accidentes tectónicos importantes

- Factor de relajación tensional: cociente entre la edad (en años  $\times 10^{-3}$ ) del último plegamiento principal que ha afectado a la región.

A partir del RMR se puede estimar la longitud de avance del túnel sin sostenimiento y la carga de roca o presión sobre el sostenimiento se puede estimar así:

$$P = \frac{100 - \text{RMR}}{100} \gamma B$$

Donde  $\gamma$  es el peso específico de la roca y B el ancho del túnel. (González de Vallejo, 2004)

Tabla VI. **Sostenimientos a partir del índice RMR**

Clase RMR	Excavación	Sostenimiento		
		Bulones	Gunita	Cerchas
I 100 - 81	Sección completa. Avances de 3 m.	Innecesario, salvo algún bulón ocasional	No.	No.
II 80 - 61	Sección completa. Avances de 1 – 1,5	Bulonado local en clave, con longitudes de 2 – 3 m y separación de 2 -2,5 m eventualmente con malla	5 cm en clave para impermeabilización	No.
III 60 - 41	Avance y destroza. Avances de 1,5 – 3 m. Completar sostenimiento a 20 m del frente	Bulonado sistemático de 3 – 4 m con separaciones de 1,5 a 2 m en clave y hastiales. Malla en clave	5 a 10 cm en clave y 3 cm en hastiales	No.

Continuación de la tabla VI.

IV 40 – 21	Avance y destroza. Avances de 1 a 1,5 m. Sostenimiento inmediato del frente. Completar sostenimiento a menos de 10 m del frente.	Bulonado sistemático de 4 – 5 m con separaciones de 1 – 1,5 m en clave y hastiales con malla	10 a 15 cm en clave y 10 cm en hastiales. Aplicación según avanza la excavación.	Cerchas ligeras espaciadas 1,5 m cuando se requieran.
V ≤ 20	Fases múltiples. Avances de 0,5 – 1 m. Gunitar inmediatamente el frente después de cada avance	Bulonado sistemático de 5 – 6 m, con separaciones de 1 – 1,5 m en clave y hastiales con malla. Bulonado en solera.	15 – 20 cm en clave. 15 cm en hastiales y 5 cm en el frente. Aplicación inmediata después de cada avance.	Cerchas pesadas separadas 0,75 m con blindaje de chapas y cerradas en solera.
Túneles de sección en herradura o bóveda, máxima anchura 10 m, máxima tensión vertical 250 kp/cm <sup>2</sup> .				

Fuente: (González de Vallejo, 2004).

#### 4.3. Definición del Q de Barton (Calidad de roca según Barton)

Basándose en una gran cantidad de casos tipo de estabilidad en excavaciones subterráneas, el Norgerian Geotechnical Institute (N.G.I.), propuso un índice para determinar la calidad del macizo rocoso en túneles y taludes.

El valor numérico de éste índice Q se define por: (González de Vallejo, 2004)

$$Q = (RQD / JN) (JR / JA) (Jw / SRF)$$

Esta clasificación utiliza seis parámetros para definir la clase del macizo rocoso:

- RQD, índice de calidad de la roca.
- $J_n$ , índice del número de familias de fracturas
- $J_r$ , índice de rugosidades en las fracturas
- $J_a$ , índice de alteración de las paredes de las fracturas
- $J_w$ , índice del caudal afluyente
- SRF, índice del estado de tensión del macizo

Para explicar cómo llegaron a la ecuación para determinar el índice Q, los autores ofrecen los siguientes comentarios:

El primer cociente ( $RQD/J_n$ ), que representa la estructura del macizo es una medida rudimentaria del tamaño de los bloques o de las partículas con dos valores extremos ( $100/0.5$  y  $10/20$ ) con un factor de diferencia de 400. Si se interpreta el cociente en unidades de cm, los tamaños de partículas de 200 a 0.5 cm. se puede apreciar como aproximaciones gruesas pero bastante realistas. Probablemente los bloques más grandes tendrían varias veces este tamaño y los fragmentos chicos menos de la mitad. (González de Vallejo, 2004)

El segundo cociente ( $J_r / J_a$ ), representa la rugosidad y las características de la fricción de las paredes de las fisuras o de los materiales de relleno. Este cociente se inclina a favor de juntas rugosas e inalteradas que se encuentran en contacto directo, se puede pensar que estas superficies están cerca de la resistencia óptima, que tenderán a dilatarse fuertemente cuando estén sometidas a esfuerzos cortantes y por lo tanto serán muy favorables a la estabilidad de un túnel. Cuando las fisuras tienen recubrimientos y rellenos arcillosos delgados se reduce notablemente su resistencia, sin embargo, el contacto de las paredes

después de un ligero desplazamiento por el esfuerzo cortante puede ser muy importante y salvar la excavación de un colapso. Donde no haya contacto de paredes, la situación para la estabilidad de un túnel se representa de manera muy desfavorable. (González de Vallejo, 2004)

El tercer cociente ( $J_w / SRF$ ), consiste en dos parámetros de fuerzas, SRF es un valor de la carga que se disipa en el caso de una excavación dentro de una zona de fallas y de roca empacada en arcillas; los esfuerzos en una roca competente y las cargas compresivas en rocas plásticas incompetentes. Se puede considerar como un parámetro total de esfuerzos. (González de Vallejo, 2004)

En cuanto al parámetro  $J_w$  se trata de una medición de la presión del agua que tiene un efecto negativo en la resistencia al esfuerzo cortante de las fisuras debido a la reducción en el esfuerzo efectivo normal. El agua puede causar además, un ablandamiento de las arcillas e incluso posiblemente su lavado. (González de Vallejo, 2004)

El resultado de la valoración se presenta en la Tabla VII, donde se presentan los resultados de unos valores y la valoración de la calidad del macizo rocoso según la clasificación presentada por Barton. (González de Vallejo, 2004)

Tabla VII. **Calidad del macizo rocoso y su valoración según Barton**

Q (rock mass quality)	Valoración
0.001 – 0.01	Excepcionalmente mala
0.01 – 0.1	Extremadamente mala
0.1 – 1.0	Muy mala
1.0 – 4	Mala
4 – 10	Regular
10 – 40	Buena
40 – 100	Muy buena
100 – 400	Extremadamente buena
400 – 1000	Excepcionalmente buena

Fuente: (González de Vallejo, 2004).

Para la estimación de los sostenimientos a partir del Q se definen los siguientes parámetros:

$$\text{Diámetro equivalente del túnel} = \frac{\text{Anchura, diámetro o altura (m)}}{\text{ESR}}$$

ESR (excavation support ratio): Factor que depende del tipo de excavación los cuales se indican en la tabla VIII.

Tabla VIII. **Valores del índice ESR de la clasificación Q**

	Tipo de excavación	ESR
<b>A</b>	Labores mineras de carácter temporal, etc	2 - 5
<b>B</b>	Galerías mineras permanentes, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo galerías de alta presión), túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación hidroeléctricas.	1,6 - 2
<b>C</b>	Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles de carreteras secundarias y de ferrocarril, túneles de acceso	0,9 – 1,1
<b>D</b>	Centrales eléctricas subterráneas, túneles de carretas primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil, emboquilles e intersecciones de túneles.	0,9 – 0,8
<b>E</b>	Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fabricas, túneles para tuberías principales de gas.	0,5 – 0,8

Fuente: (González de Vallejo, 2004)

El tipo de sostenimiento se recomienda en la figura 72 de acuerdo a los resultados del valor del ESR.

## **5. RESULTADOS DE LOS ANÁLISIS DE MECÁNICA DE ROCAS**

Una vez realizado los estudios *in situ* y de laboratorio para determinar la calidad del macizo rocoso, como son el RQD, el RMR y el Q de Barton se procede a analizar estos resultados.

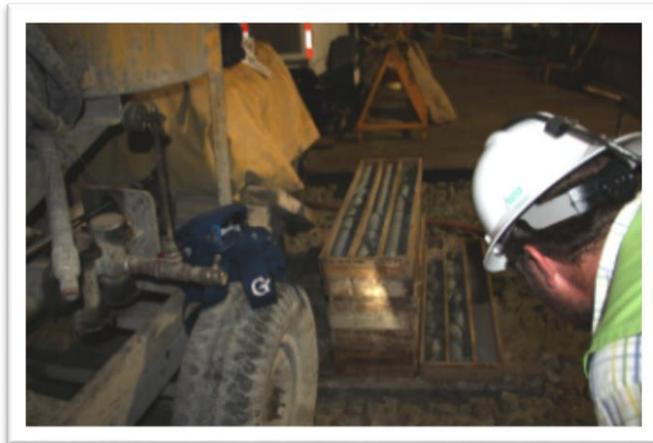
Es importante señalar que los métodos geotécnicos utilizados son la herramienta fundamental en el desarrollo de este estudio y con ello recomendar el tipo de sostenimiento a utilizar.

### **5.1. Calidad de roca (RQD)**

El RQD obtenido de los núcleos de perforación fue de muy mala calidad ya que este se presentaba demasiado fracturado y no daba garantías de estabilidad al túnel en el área de estudio

En el área de estudio se realizaron más de 2000 m lineales de perforación, a los cuales se les hicieron los estudios de la calidad de roca y como consecuencia de esto se ha mejorado el sistema de sostenimiento, lo cual lo podemos evidenciar en las Figuras 60, 61 y 62, donde se tienen muchos m de núcleos de perforación y se observa la plataforma y la tubería que se utiliza.

Figura 60. **Plataforma de perforación**



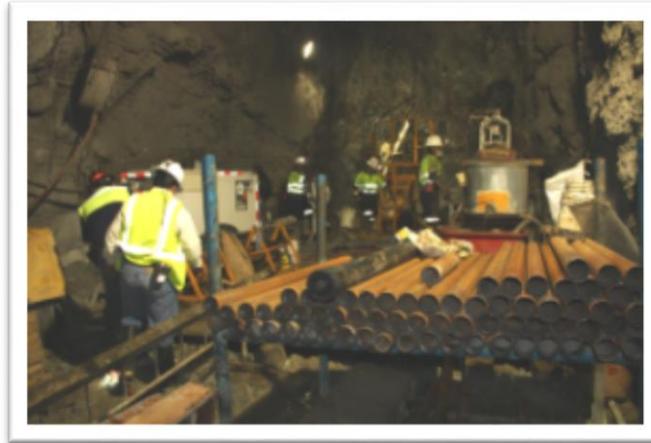
Fuente: elaboración propia.

Figura 61. **Núcleos de perforación**



Fuente: elaboración propia.

Figura 62. **Tubería de perforación**



Fuente: elaboración propia.

Se puede observar en la Figura 63 uno de los jumbos con que se realiza la perforación con recuperación de núcleos y se hace el estudio de la calidad de roca y la concentración mineral.

Figura 63. **Equipo de perforación (jumbo)**



Fuente: elaboración propia.

En la Tabla IV, página 84, de este estudio, se presentó la clasificación del tipo de roca según Deere, y nos da un valor intrínseco dependiendo de lo que se observó *in situ* y sirve para determinar qué tipo de roca se tiene en el área, la cual se utilizó en la presente investigación.

#### **5.1.1. Valor obtenido *in situ***

Después de haber realizado más de 2000 m de perforación, como se puede observar en las Figuras 64 y 65, donde se tienen los núcleos de perforación del área de estudio, se concluye que la calidad del macizo rocoso que se encuentra en el área de estudio es de mala, regular y en pocos sitios de buena calidad.

Figura 64. **Núcleos de perforación**



Fuente: elaboración propia.

Figura 65. **Núcleos de perforación**



Fuente: elaboración propia.

La fórmula general para determinar la calidad de la roca se presentó en la página 78 del capítulo VII de este estudio.

De la totalidad de m perforados, se suman los trozos mayores o iguales de 0.10 m de núcleo recuperado y se divide entre la longitud total perforada. Este resultado nos determina la calidad de la roca según la tabla propuesta por Deere.

El valor del RQD obtenido *in situ* de todas las muestras promedio fue de 45 y este valor se considera como una roca de mala calidad, ya que se encuentra en el rango de 25 – 50, según la Tabla V de la clasificación de roca de Deere.

En la Figura 66, se puede observar la calidad de la roca *in situ*, del frente de avance, donde se realizó el estudio y vemos que la calidad es mala, la cual se recomienda un sostenimiento con electro malla y pernos, para garantizar la estabilidad del macizo rocoso y el área libre del túnel.

Figura 66. **Calidad de roca *in situ***



Fuente: elaboración propia.

Con este resultado se dedujo que el tipo de roca que se presenta es mala y no existe garantía de estabilidad del túnel, por consiguiente se hace necesario reconsiderar el sistema de perforación y voladura que se está utilizando, junto con el sistema de sostenimiento.

Cuando no existen núcleos de perforación se utiliza una fórmula alternativa, la cual permite determinar el valor de la calidad de la roca en estudio, donde se cuentan el número de juntas que se encuentren en el macizo rocoso y se aplica la fórmula propuesta. La fórmula alternativa se explica en la página 78, capítulo VII de este estudio.

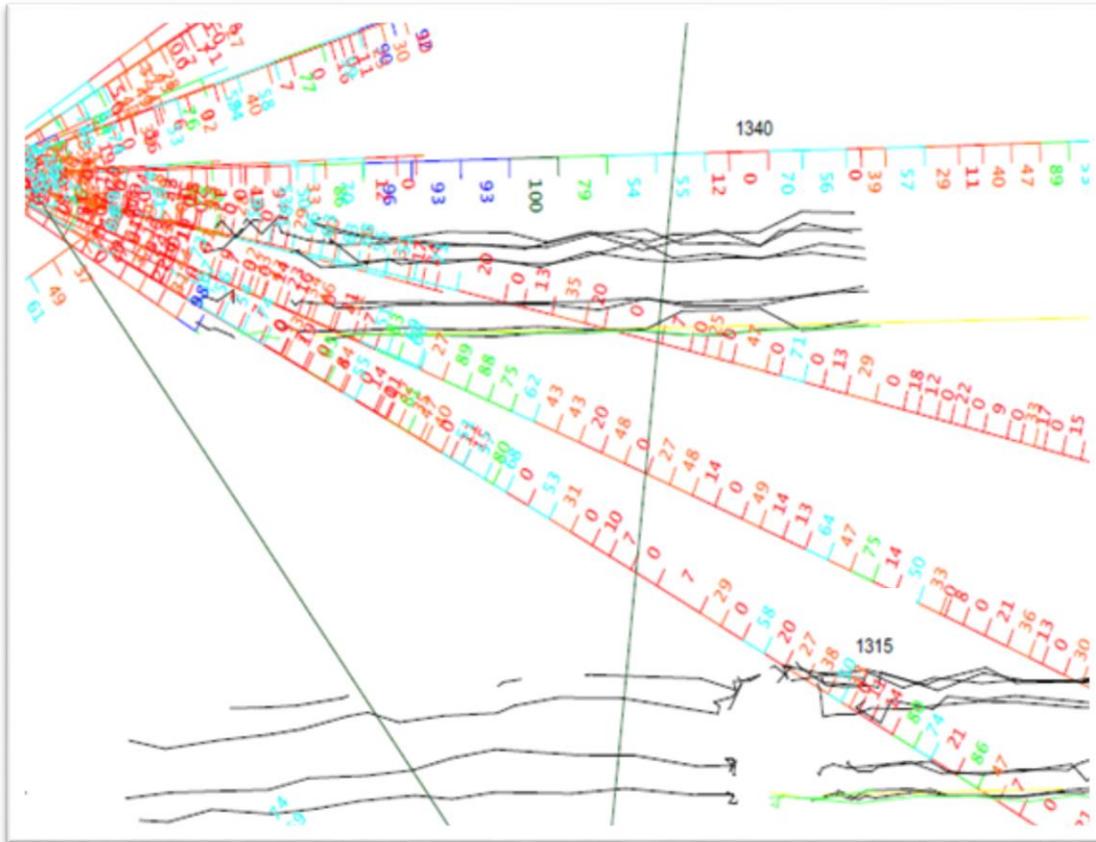
En el área de estudio se realizaron perforaciones y reconocimiento de la roca *in situ*. En la figura 67 se muestran los resultados de las perforaciones del RQD de la roca del área de estudio.

En esta figura se puede observar el valor general del estudio de la calidad de la roca en el área de estudio. En esta se encuentra en color rojo la roca de mala calidad, en color celeste la roca de regular calidad y en color verde la roca de buena calidad y de color azul de excelente calidad.

Como se puede observar en esta figura, en términos generales el RQD o la calidad de roca es mala, razón por el cual se hace necesario realizar un sostenimiento que garantice la estabilidad del túnel.

Los datos utilizados fueron suministrados por la empresa minera San Rafael, propietaria de la mina y otros fueron tomados por el investigador para comparar resultados.

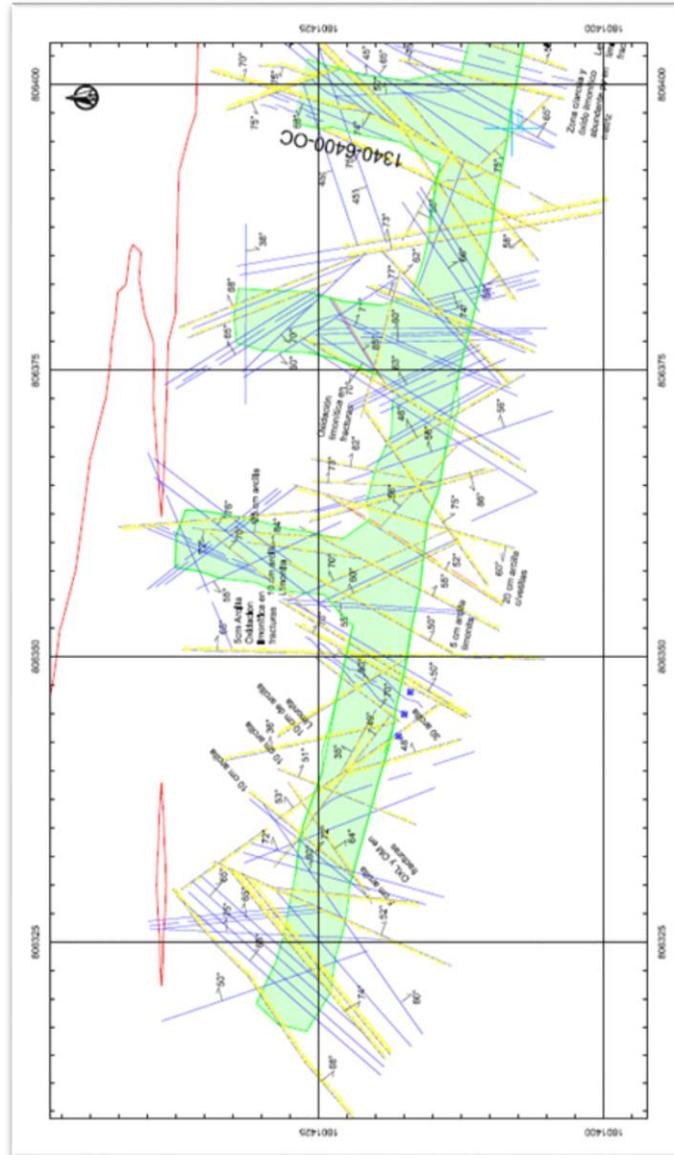
Figura 67. RQD de perforaciones en el área de estudio



Fuente: (Empresa Minera San Rafael, 2014)

El diagrama que presenta la Figura 68, se ve representado la sección del túnel en estudio, donde se encuentran los valores determinados *in situ* donde se observa la estructura geológica del sector. También se muestran las orientaciones estructurales de las discontinuidades significativas.

Figura 68. Diagrama del RQD del túnel en el área de estudio, nivel 1265



Fuente: (Empresa Minera San Rafael, 2014)

La geología estructural, del sector donde se realizó el estudio, igual que donde se desarrolla el proyecto minero, se encuentra influenciada por una falla geológica principal de tipo dextral y la presencia de agua en los niveles inferiores. A medida que el nivel del túnel va bajando, el nivel freático del acuífero profundo también baja y se abate, lo cual permite que disminuya la presencia de agua en el frente de avance.

El RQD del área en estudio presenta tres tipos de calidad de roca: la primera es de calidad mala con presencia de agua, (flujos de agua), la segunda de calidad de roca regular, pero con menos presencia de agua (goteo) y la tercera de calidad buena sin presencia de agua (poca humedad).

La presencia de agua en el macizo rocoso es determinante para influenciar la calidad de la roca y que esta sea buena, regular o mala y tenga la capacidad de soportar las presiones ocasionadas por la apertura del túnel y pueda dar la garantía de autosoporte o de colocar el sostenimiento que aguante las presiones.

Los resultados del RQD se presentan en la Tabla IX, los cuales fueron tomados cada 10 m del túnel en el nivel 1265, donde se hizo el estudio y se presenta la clasificación del tipo de roca que se encuentra en esos tramos. Cada tramo significa 10 m de estudio.

El estudio fue propuesto para 200 m del túnel, pero como se encontró que había roca de calidad excelente, se extendió el estudio 30 m más, ya que estos no requieren sostenimiento y garantizar la estabilidad del túnel.

La calidad de roca excelente que son los datos 17, 18, 19 y 20, contenidos en la Tabla IX, no se toman en cuenta en el estudio, ya que este tipo de roca no necesita sostenimiento y posee la capacidad de auto sostenerse.

Tabla IX. **Valores del RQD**

<b>No.</b>	<b>Valor RQD</b>	<b>Tipo de roca</b>
1	53	Regular
2	89	Buena
3	47	Mala
4	40	Mala
5	11	Muy mala
6	29	Mala
7	57	Regular
8	39	Mala
9	10	Muy mala
10	56	Regular
11	70	Regular
12	10	Muy mala
13	12	Muy mala
14	55	Regular
15	54	Regular
16	79	Buena
17	100	Excelente
18	93	Excelente
19	93	Excelente
20	96	Excelente
21	86	Buena
22	50	Mala
23	53	Regular

Fuente: elaboración propia.

De acuerdo a los resultados obtenidos se puede deducir que existen tres (3) tramos con calidad de roca muy mala, cinco (5) tramos de calidad de roca mala, siete (7) tramos de calidad de roca regular, tres (3) tramos de calidad de roca buena y cuatro (4) tramos de calidad de roca excelente.

Las recomendaciones para el sostenimiento se harán en los tramos de calidad mala, regular y buena, sin embargo como medida de seguridad en tramos utilizados como vías se recomienda colocar algún tipo de sostenimiento preventivo.

### **5.1.2. Valor obtenido en laboratorio**

El RQD se obtiene de dos maneras: la primera es *in situ* y la segunda de los núcleos de perforación. Como se ha explicado en párrafos anteriores el RQD *in situ* (página 78 de este estudio. Capítulo VII) se realiza aplicando la fórmula descrita en ese apartado, al igual que para el análisis de los núcleos de perforación.

El RQD no se obtiene en laboratorio propiamente dicho, se determina mediante alguna de las dos formas descritas anteriormente, por tal razón no se tiene valor específico del mismo soportado en laboratorio.

## **5.2. Calidad del macizo rocoso (RMR)**

El sistema de calidad del macizo rocoso o sistema RMR (Rock Mass Rating) hace uso de los seis parámetros los cuales fueron explicados en la página 82, capítulo VII, numeral 7.2 de este estudio. El RMR se obtiene como suma de unas puntuaciones que corresponden a los valores de cada uno de los seis parámetros enumerados anteriormente. El valor del RMR oscila entre 0 y 100 y es mayor cuanto mejor es la calidad de la roca. (González de Vallejo, 2004)

En la Tabla IV, página 82 de este estudio, se describen los parámetros y la valoración por cada uno de ellos y con esta información se determina la calidad del macizo rocoso.

### 5.2.1. Valor obtenido *in situ*

Para el RMR *in situ* se tomaron los parámetros válidos del RQD, se valoraron los espaciamientos entre las juntas, la presencia de agua subterránea y el estado del fracturamiento.

En la Tabla X se resume el valor del RMR obtenido en el área de estudio, en el nivel 1265 y se determina el tipo de roca encontrada. Estos valores son los resultados de las variables analizadas en cada uno de los tramos estudiados para este índice geotécnico en particular.

Tabla X. **Valor RMR**

<b>No.</b>	<b>Valor RMR</b>	<b>Tipo de roca</b>
1	66	Buena
2	57	Regular
3	44	Regular
4	33	Mala
5	44	Regular
6	62	Buena
7	38	Mala
8	26	Mala
9	59	Regular
10	62	Buena
11	26	Mala
12	33	Mala
13	62	Buena
14	52	Regular

Continuación de la tabla X.

<b>15</b>	<b>66</b>	<b>Buena</b>
<b>16</b>	<b>69</b>	<b>Buena</b>
<b>17</b>	<b>59</b>	<b>Regular</b>
<b>18</b>	<b>49</b>	<b>Regular</b>
<b>19</b>	<b>49</b>	<b>Regular</b>
<b>20</b>	<b>23</b>	<b>Mala</b>
<b>21</b>	<b>32</b>	<b>Mala</b>
<b>22</b>	<b>47</b>	<b>Regular</b>
<b>23</b>	<b>41</b>	<b>Regular</b>

Fuente: elaboración propia.

La resistencia a la compresión diametral dio como resultado un valor de 35 kg/cm<sup>2</sup> y resistencia a la compresión uniáxial dio un valor de 800 kg/cm<sup>2</sup>. La valoración en general de la resistencia a la roca inalterada dio un valor de 7 puntos.

El RQD de la roca dio un promedio de 45 y en la valoración según la Tabla IV tiene 8 puntos. El espaciamiento entre las juntas es menor a 0.05 m y este tiene una valoración de 20 puntos.

El estado de las fracturas se presenta como superficies pulidas rellenas, menores a 0.005 m, y son fisuras abiertas y fracturas continuas. Con estas características tienen una valoración de 12 puntos. La presencia de aguas subterráneas, entre flujo de agua en 10 m de túnel y la relación entre la presión de agua en la fractura y la tensión principal mayor, presentándose la roca mojada, tiene una valoración de 7.

El RMR nos dio como resultado la sumatoria de los puntos totales de cada ítem y sumo 47 puntos, clasificando la roca con una calidad regular. Con esta calidad de roca el sistema de sostenimiento es reforzado con pernos de anclaje y cable para garantizar la estabilidad del túnel. Adicional a esto se colocará electro malla, pernos y concreto lanzado.

La presencia de aguas subterráneas se presenta como humedad en la pared en cada 10 m de túnel estudiado, del total de los 2000 m estudiados se encuentra de 10 lit/min a 25 lit/min.

La relación entre la presión de agua en la fractura y la tensión principal mayor se presenta mayor a 0.1 a 0.2 Mpa o 10 a 20 tn/m<sup>2</sup> y este se encuentra en forma de humedad en la pared. Con estas características la valoración por la presencia de aguas subterráneas en el túnel es de 7.

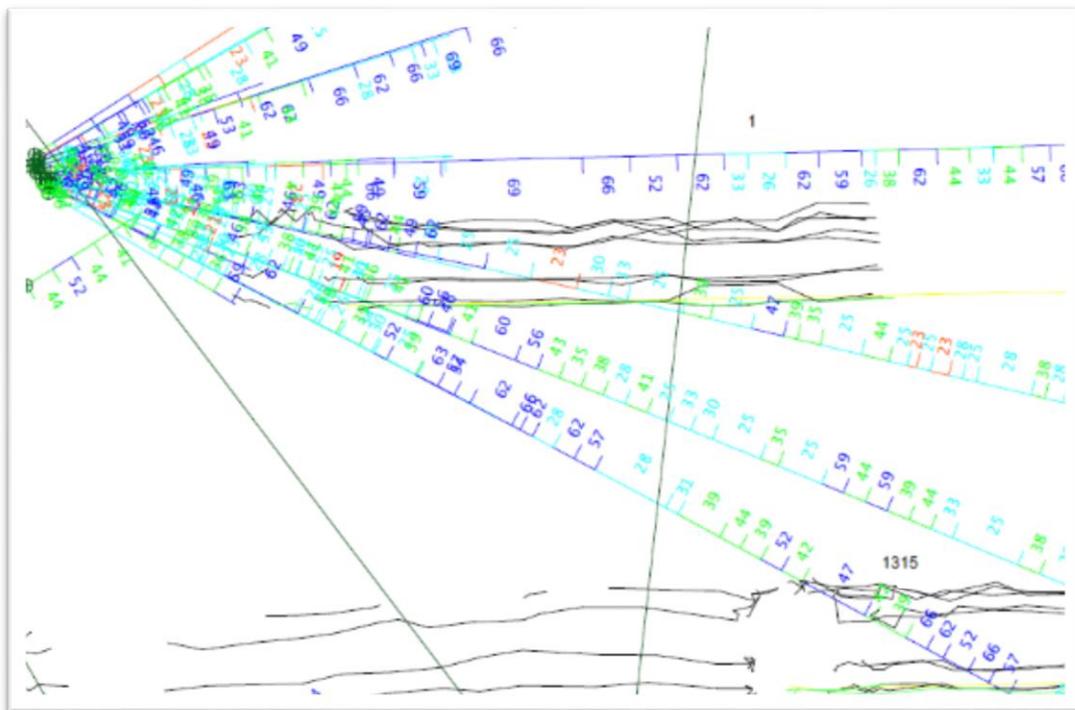
El RMR se valoró en 47 puntos, rango que esta contenido entre 41 a 60 y la clasificación según la tabla es la IV, presentándose como una roca de calidad regular, en la mayoría del túnel de avance.

Con esta clasificación el tiempo medio de sostén es de 5 horas para claros de 1.5 m, pero la sección del túnel es de 5 m de ancho por 6 m de alto, el auto sostén es de 10 minutos y es por eso que se debe colocar el sostenimiento de manera inmediata.

Los parámetros geomecánicos nos dio de 10 a 15 ton/m<sup>2</sup> y el ángulo de fricción recomendado es de 30° a 35°. En la Figura 69 se puede observar la distribución del RMR que se encontró en la zona de estudio, dando la valoración para cada uno de los parámetros requeridos.

El RMR determinado en el túnel según los valores presentados en la figura 69 que se dan en color rojo significan que la calidad de roca es muy mala, los de color azul celeste la calidad de roca es mala, los de color verde la roca es regular y los datos de color azul la roca es buena.

Figura 69. **Valor del RMR *in situ***



Fuente: (Departamento de Catastro Minero, Dirección General de Minería, 2010)

### 5.2.2. Valor obtenido en laboratorio

De los resultados en el laboratorio se tiene que la resistencia a la compresión diametral dio como resultado un valor de 35 kg/cm<sup>2</sup> y resistencia a la compresión uniáxial dio un valor de 800 kg/cm<sup>2</sup>. (Ver anexo)

Con estos datos y los obtenidos en el estudio *in situ* se pudo determinar que la calidad del macizo rocoso en su generalidad era mala, dando como resultado una roca poco confiable y que el requerimiento de sostenimiento es mayor.

### **5.3. Calidad de roca según la clasificación de Barton (Q de Barton)**

La metodología para calcular el Q de Barton, se presenta en la página 86, Capítulo 3 de este estudio. Para explicar cómo llegaron a la ecuación para determinar el índice Q, los autores consultados ofrecen los comentarios que ya se han indicado en el Capítulo 7 de esta investigación.

#### **5.3.1. Valor obtenido *in situ***

El Q de Barton utiliza seis parámetros para definir la clase del macizo rocoso y recomendar el sostenimiento requerido que garantice la estabilidad del túnel. El índice de calidad de roca o RQD, se determinó *in situ* y a través del estudio de los núcleos de perforación, dando como resultado un valor de 45, dando como resultado que la calidad de la roca es mala. El índice del número de familias de fracturas o Jn, dio como resultado un valor de 5.

El índice de rugosidades en las fracturas o Jr, dio como resultado un valor de 1,5. EL índice de alteraciones de las paredes de las fracturas o Ja, dio como resultado un valor de 4. El índice del caudal de afluyente o Jw, dio como resultado un valor de 1. El índice del estado tensional del macizo rocoso o SRF dio como resultado un valor de 1.5.

$$Q = \frac{RQD}{Jn} \times \frac{Jr}{Ja} \times \frac{Jw}{SRF}$$
$$Q = \frac{45}{5} \times \frac{1.5}{4} \times \frac{1}{1.5}$$

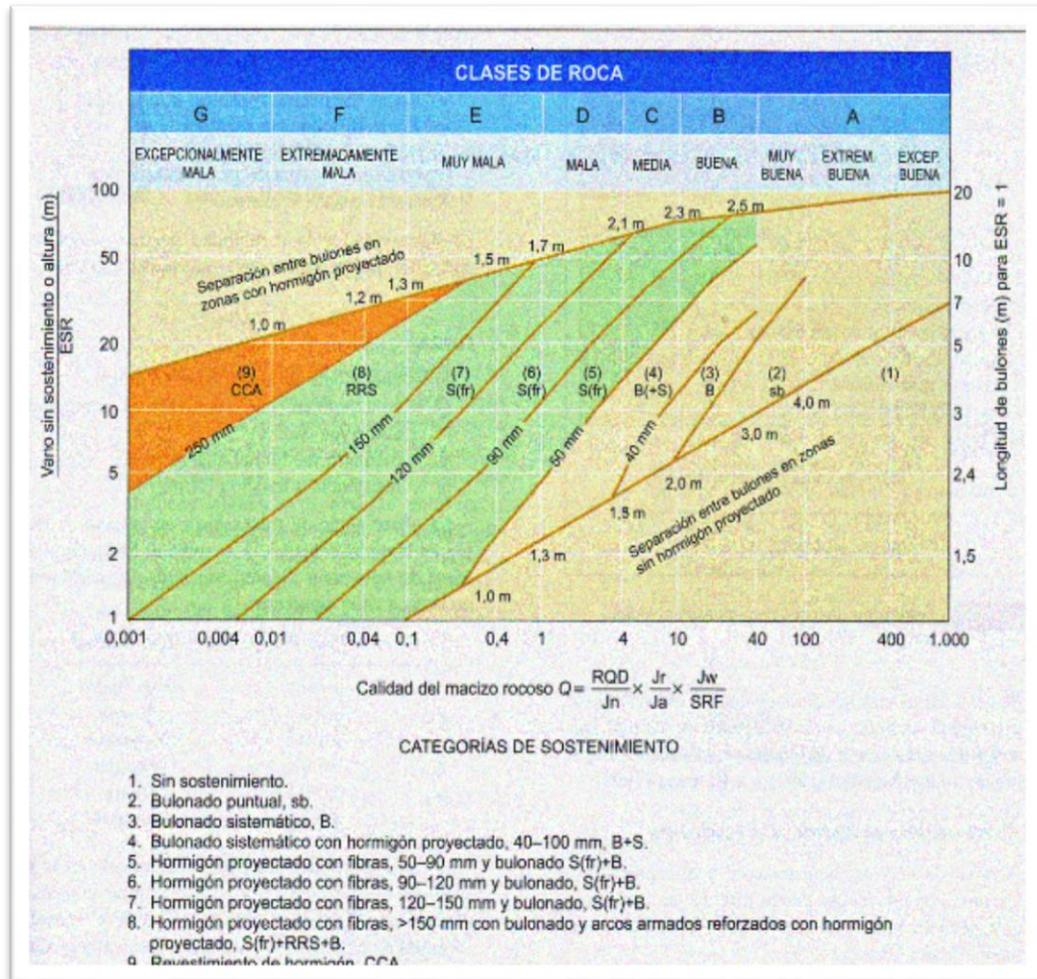
$$Q = 9.0 \times 0.375 \times 0.666$$

$$Q = 2.247$$

Teniendo la definición del Q de Barton, se procede a recomendar el tipo de sostenimiento que se debe utilizar, según el tipo de roca que se encontró, así como se muestra en la Tabla VIII.

Según la Figura 70, para el valor  $Q = 2.247$ , se recomienda un sostenimiento tipo 5, el cual indica que debe utilizarse hormigón proyectado con fibras de 50 – 90 mm y bulonado.

Figura 70. Recomendación de sostenimiento al determinar el Q de Barton



Fuente: (González de Vallejo, 2004)

Como se ha dicho anteriormente que el RQD o calidad de la roca fue mala, y el RMR que se determinó fue de una calidad del macizo rocoso de tres clases y que fueron mala, regular y buena. Según la Figura 70, para este tipo de roca y del macizo se tiene una categorización de 5 para la roca mala, 4 para una roca regular y 3 para una roca de calidad buena.

Con los resultados obtenidos para estas clases de rocas se recomienda un sostenimiento general así:

Tabla XI. **Clasificación de roca y sostenimiento general recomendado**

<b>Clase de roca</b>	<b>Tipo de sostenimiento recomendado</b>
<b>Roca buena</b>	<b>Bulonado sistemático cada 2.5 m, con electro malla,</b>
<b>Roca regular</b>	<b>Bulonado sistemático cada 2 m con hormigón lanzado 0.04 – 0.10 m y electro malla.</b>
<b>Roca mala</b>	<b>Hormigón lanzado con fibras 0.05 -0.09 m y bulonado cada 1.5 m con electro malla.</b>

Fuente: elaboración propia.

### **5.3.2. Valor obtenido en laboratorio**

El Q de Barton se obtuvo del RQD o índice de calidad de la roca que se hizo *in situ* y lectura de núcleos de perforación, el Jn o índice del número de familias de fracturas, el Jr o índice de rugosidades en las fracturas, el Ja o índice de alteración de las paredes de las fracturas, el Jw o índice del caudal afluyente o presencia de agua en las fracturas y el SRF o índice del estado de tensión del macizo, la cual se obtuvo de la clasificación de las fracturas de acuerdo a las rosetas de tensiones.

## **6. PRESENTACIÓN Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS**

Recolectada la información de campo y haber obtenido el RQD, el RMR y el Q de Barton, con el azimut y buzamiento de las fracturas de las rocas y con el número de familias que se obtuvieron, se trasladó esta información al programa Stereo32, para determinar la dirección de las fracturas de las rocas, densidad de polos de las fracturas de las rocas y la roseta de las fracturas de las rocas.

En el capítulo 5, la Figura 11 de este trabajo de graduación, se presentan los diferentes fracturamientos y la influencia de la falla geológica principal, la cual es de tipo dextral, encontrados en el nivel 1265 donde se realizó el presente estudio. Este resultado sirvió para determinar la calidad del macizo rocoso del sector.

En las Figuras 13 a la 21, del capítulo 5 de este trabajo de graduación, se presenta el resultado de las estereográficas que se realizaron en cada uno de los sectores del nivel 1265, los cuales se presentan a continuación.

### **6.1. Nivel 1265-1**

En este nivel se determinó la densidad de polos, en el cual dio una dirección Este-Oeste de las fracturas y dos familias de discontinuidades.

En la roseta de buzamiento del fracturamiento se denota que estas buzaban al SSE y SSW y en la estereografía de fracturas se presentan dos familias de más o menos de igual ponderación o relevancia y se presenta un movimiento de cuña potencial.

Con estos resultados se recomienda realizar voladuras controladas para evitar sobre excavaciones ya que la estructura del macizo rocoso es de mala calidad.

Luego de la medición en campo, geológicamente la tendencia de fracturación se encuentra en dirección Este - Oeste, con una densidad aproximada de 43.8 siendo los valores de los parámetros medidos, los presentados en las Tablas IX y X.

De acuerdo a los resultados obtenidos en este nivel, el tipo de roca encontrado es mala, por las dos familias de discontinuidades y el movimiento de cuña potencial que se presenta, la altura del túnel en este sector es de 5 m y según la Figura 70 de esta tesis se utilizarán bulones sistemáticos de 3 m de longitud, separados 1,5 m a 2 m cada uno, hormigón proyectado de 0,09 m con fibras y electromalla a todo lo largo de los 80 m del sector.

## **6.2. Nivel 1265-2**

En este nivel se pudo observar que la densidad de polos está concentrados en el oeste del macizo rocoso y tres familias de fracturas, una de tipo dominante y dos de tipo subordinadas.

El resultado en la estereografía de fracturas se pudo observar que presentaba movimientos de cuña potenciales, los cuales al momento de realizar los avances deben ser muy cuidadosos porque la calidad del macizo rocoso es mala puede derrumbarse al momento de hacer las voladuras.

Al elaborar la roseta de buzamiento del fracturamiento se observa que estas están concentradas al este del macizo rocoso.

En este sector de acuerdo al estudio realizado, se encontró que la roca que más se presenta es de mala calidad con tres familias de fracturas, de las cuales una es dominante y dos de tipo subordinadas, con movimientos de cuñas potenciales y están localizadas al este del túnel, al comienzo del sector, seguidamente se encuentra roca de regular calidad.

De acuerdo a la figura 70 de este trabajo de graduación, para el tipo de roca mala se recomienda como sostenimiento colocar bulones sistemáticos de 3 m de longitud, separados 1,5 m a 2 m cada uno, hormigón proyectado de 0,09 m con fibras y electromalla en los primeros 20 m del sector.

Para los 60 m restantes la calidad de roca es regular y se utilizará bulones sistemáticos de 2,5 m de longitud, separados de 2,1 m a 2,3 m cada uno, hormigón proyectado de 0,04 m.

### **6.3. Nivel 1265-3**

En este sector al desarrollar la densidad de polos se presenta la concentración de polos al Este del macizo rocoso y una unimodal dominante y dos subordinadas poco significativas.

En la estereografía de fracturas se muestra una tendencia al oeste, observándose movimientos de cuña potenciales y en la roseta de buzamiento de fracturas tiene una dirección preferencial al oeste.

De acuerdo a los resultados presentados en este sector o nivel, se presentan los tres tipos de roca, mala, regular y buena. El sostenimiento recomendado para el tipo de roca mala y regular es el mismo del nivel 1265 – 2 y para el tipo de roca buena el sostenimiento recomendado es utilizar bulones

sistemáticos de una longitud de 1,5 m y separados de 2,0 m a 3,0 m cada uno. En zonas de tránsito permanente, se recomienda utilizar electromalla con los bulones o pernos.

Con los resultados presentados en los tres sectores en que se dividió la zona de estudio, se puede determinar que en el macizo rocoso se encuentra un fracturamiento preferencial con un alto potencial de formación de cuñas que pueden ceder al cortar el túnel al momento de realizar las voladuras y pueden producir sobre excavaciones y que esto pueda causar derrumbe del túnel junto con lo que esto pueda significar.

Es importante señalar que el tipo de sostenimiento que utilizaba en la mina antes de desarrollar la investigación no era el adecuado para soportar las presiones ocasionadas por el avance del túnel, así como el tipo de malla de perforación y voladura estaba ocasionando una sobre excavación en el avance.

Al producirse una sobre excavación se corre el riesgo de ocasionar debilitamiento en el macizo rocoso y por ende un derrumbe en el túnel y la probabilidad de ocurrencia de muertes de los trabajadores que se encuentren dentro del mismo.

Durante la investigación no se realizó un análisis financiero de la reducción de costos en el avance del túnel y sostenimiento del mismo, ya que estos datos son de carácter reservados por parte de la empresa, sin embargo en proyectos mineros subterráneos este rubro significa el 10% de la inversión general aproximadamente. La sobre excavación puede generar sobrecostos muy altos y pueden poner en riesgos el desarrollo del proyecto.

Los beneficios están representados en la protección de la vida de las personas que ingresan al túnel y de la maquinaria que permanece en ella. Solo la seguridad de las personas puede dársele un valor incalculable porque esta no tiene precio.

En el proyecto minero laboran cerca de 800 personas, divididos en tres turnos laborales y en cada turno pueden permanecer dentro del túnel cerca de 70 personas por turno, maquinaria y equipo diverso como por ejemplo perforadoras, cargadores, track drill, cargadores de ANFO, etc.

#### **6.4. Análisis y discusión final sobre los niveles estudiados**

Cómo se determinó la calidad del macizo rocoso con tres tipos de rocas, mala calidad, regular calidad y buena calidad se recomienda utilizar un tipo de sostenimiento para cada uno de estos tipos, siendo el recomendado para cada caso el que se encuentra descrito en cada sector del nivel 1265.

Dentro de los tres sectores estudiados, se determinó la presencia de este tipo de rocas y a medida que el túnel vaya avanzando, se recomienda estar revisando de manera permanente el tipo de roca encontrado y así mismo utilizar cualquiera de los sostenimientos propuestos, como se describen en la Tabla XI.

Con estas consideraciones, se recomienda utilizar cualquiera de los sostenimientos propuestos dependiendo del tipo de roca que se vaya encontrando en el avance del túnel y las mediciones del RQD, RMR y el Q de Barton, para garantizar el sostenimiento del mismo.

## **6.5. Consideraciones geotécnicas de la zona de estudio y recomendaciones de sostenimiento**

### **6.5.1. Consideraciones finales**

Una vez realizado el trabajo de campo y determinado la calidad de la roca y del macizo rocoso, se recomendó el tipo de sostenimiento que se debe utilizar, ya que se pudo corroborar que el sostenimiento que utilizaban en el área de estudio no era el adecuado.

En la Tabla XII se presenta el tipo de sostenimiento recomendado de acuerdo con los resultados del RQD, RMR, el Q de Barton, donde se definió que el tipo de roca de mayor cuidado es el tipo malo, sin embargo se presentan el sostenimiento recomendado para roca buena y regular.

**Tabla XII. Sostenimiento recomendado de acuerdo a la calidad de la roca**

<b>Clase de roca</b>	<b>Tipo de sostenimiento recomendado</b>
<b>Roca buena</b>	<b>Bulonado sistemático cada 2.5 m, con electro malla,</b>
<b>Roca regular</b>	<b>Bulonado sistemático cada 2 m con hormigón lanzado 0.04 – 0.10 m y electro malla.</b>
<b>Roca mala</b>	<b>Hormigón lanzado con fibras 0.05 -0.09 m y bulonado cada 1.5 m con electro malla.</b>

Fuente: elaboración propia.

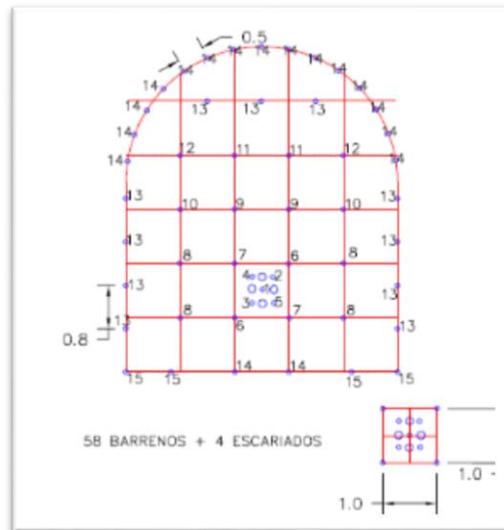
Los parámetros del RQD se presentan en la Tabla IX, donde se tienen los valores de calidad de roca mala en los tramos 3, 4, 6, 8 y 22. Los tramos de calidad de roca regular son 1, 7, 10, 11, 14, 15 y 23. Los tramos de calidad de roca buena se presentan en los tramos 2, 16 y 21. Los tramos que presentan una roca con calidad muy mala son 5, 9, 12 y 13.

Los parámetros del RMR se presentan en la Tabla X, se tiene la clasificación de mala calidad del macizo rocoso a los tramos 4, 7, 8, 11, 12, 20 y 21. Los tramos del macizo rocoso con calidad regular son 2, 3, 5, 9, 14, 17, 18, 19, 22 y 23. Los tramos con calidad buena del macizo rocoso son 1, 6, 10, 13, 15 y 16. Para cada tramo se utiliza un tipo de sostenimiento diferente, recomendado en la Tabla XI.

### **6.5.2. Consideraciones de perforación y voladura**

La empresa minera San Rafael, utiliza una malla de perforación y voladuras estándar, el cual no prevé la calidad del macizo rocoso que se encuentra en el avance del túnel. La malla de perforación utilizada es cuadrada distanciada de 0.8 m en toda la sección del túnel y las perforaciones de la corona se encuentran distanciada a 0.50 m, como se muestra en la Figura 71. La profundidad de los barrenos es de 3 m.

Figura 71. **Plantilla de perforación y voladura**



Fuente: (Empresa Minera San Rafael, 2014)

En esta malla de perforación los barrenos se cargan  $\frac{3}{4}$  partes con ANFO, habiéndose colocado los micro retardos se retaca, se conectan los micro retardos al explosor y se despeja el área y por último se hace la voladura.

Esta malla de perforación y voladura se puede utilizar para roca de calidad buena, pero para una roca de calidad mala o regular no se debe utilizar, ya que se produce sobre excavación y debilitamiento del macizo rocoso y los costos de sostenimiento se elevan, ya que se debe utilizar más bulones o pernos de anclaje, electro malla y doble capa de concreto lanzado con fibra y de un espesor de 0.10 m.

Para roca de calidad mala o regular se debe utilizar una malla de perforación y voladura tipo triangular, con precorte y distancia entre barrenos de 1 m,

profundidad del barreno de 2 m y crear las caras libre al centro del avance, utilizando los mismos microretardos.

Con este tipo de perforación y voladura se evita sobre excavación y menor fracturamiento de la roca por efectos de la voladura. El explosivo que se debe utilizar es el ANFO cuando no se encuentra presencia de agua.

### **6.5.3. Sostenimiento propuesto en la zona de roca de mala calidad**

Después de la voladura debe ingresar la cuadrilla de seguridad para verificar que el frente se encuentre sin presencia de gases derivados de la voladura, para iniciar el desembombe del frente volado. Inmediatamente a la verificación se debe iniciar el proceso de sostenimiento, conociendo de forma previa, lo indicado en los estudios geotécnicos.

Debido a que la roca de mala calidad presenta parámetros de riesgo, tal como se mostró en la Tabla IX y X, los equipos de trabajo deben contar con las bombas para lanzar hormigón y el track drill, para colocar la malla y bulones.

Dicha operación debe repetirse en todos los tramos de roca de mala calidad, que se encuentren a lo largo de la zona de falla, dentro del avance del túnel en el nivel 1265.



## CONCLUSIONES

1. Una vez realizado el trabajo de campo y determinado la calidad del macizo rocoso, se realizó el tipo de sostenimiento que se debe utilizar, ya que se corroboró que el tipo de sostenimiento que utilizaban en el área de estudio no era el adecuado.
2. Con la mejora del sostenimiento se garantiza la vida de cerca de 70 personas que de manera permanente o esporádica permanecen dentro del túnel y la protección de gran cantidad de maquinaria y equipo, los cuales siempre se encuentran laborando en la mina.
3. De acuerdo a los resultados del análisis de la calidad de roca que se encontró en el área de estudio, se comprobó que es de muy mala calidad, lo cual indica que el sistema de perforación y voladura debe ser adaptado a la calidad de roca que se encontró, así como el sistema de sostenimiento debe ser cambiado para garantizar la estabilidad del macizo rocoso.
4. El RQD o calidad de la roca *in situ* y estudio de los núcleos de perforación en el nivel 1265, se pudo establecer que se presentaban 3 tipos de roca, la roca de calidad mala, roca de calidad regular y roca de calidad buena. El RQD que se determinó en el área de estudio fue 45 y está clasificado como una roca de mala calidad.

5. El RMR o calidad del macizo rocoso establecido *in situ*, midiendo el fracturamiento, la familia de discontinuidades, la presencia o no de agua, la rugosidad de las fracturas, el rumbo y buzamiento de las fracturas, se pudo determinar que se presentaban tres tipos de macizo rocoso, los cuales son los de mala calidad del macizo rocoso, el de regular calidad del macizo rocoso y el de buena calidad del macizo rocoso. El RMR que se pudo determinar en el área de estudio fue de 47 puntos, lo cual indica que la calidad del macizo rocoso es calidad regular.
6. La presencia de agua en el macizo disminuyó a partir de los controles implementados por la mina, la empresa abatió el acuífero profundo mediante la construcción de pozos y evacuación a superficie del agua. Así mismo, con los niveles inferiores que se encuentran avanzando, el agua se va concentrando en los mismos y se evacúa mediante bombas de succión a superficie, esto propicia mejores condiciones de trabajo en los frentes de explotación y que el sostenimiento no se deteriore pronto.
7. En la valoración del Q de Barton, se encontró que para los macizos rocosos de calidad de roca mala, se debe utilizar un sostenimiento con bulones o pernos de anclaje, con espaciamiento de 1 m a 1.5 m, con hormigón lanzado con fibra, de 0.05 m a 0.09 m de espesor y electro malla. Para macizos rocosos de calidad regular el sostenimiento que se debe aplicar es la utilización de bulonado o pernos de anclaje, espaciados cada 2 m, con electro malla y concreto lanzado de 0.04 a 0.10 m de espesor. Para macizos rocosos de calidad buena el sostenimiento recomendado es la utilización de bulonado o pernos de anclaje, espaciados cada 2 m con electro malla.

8. El fracturamiento se encuentra en su mayoría con una dirección norte-sur y un buzamiento este-oeste y donde está muy fracturado se debe realizar un sostenimiento inmediato, con bulones o pernos de anclaje distanciados cada 1 m, electro malla y concreto lanzado con fibra y de espesor 0.04 m a 0.09 m. En esta zona se pueden presentar cuñas o bloques al momento de la voladura y puede colapsar el macizo rocoso. La falla principal que se presenta en el área de estudio, es de tipo dextral y la presencia de muchas fracturas, junto con la zona mineralizada debilitan el macizo rocoso, razón por el cual se recomienda hacer precorte al hacer la voladura. La malla de perforación y voladura que se debe utilizar es la de tipo triangular, distanciado cada barreno a 1 m, con los mismos microretardos y carga, por el tipo de roca que se encuentra en el área de estudio.



## RECOMENDACIONES

1. Utilizar un tipo de sostenimiento de acuerdo a la calidad del macizo rocoso, siguiendo las consideraciones geotécnicas presentadas en este trabajo de graduación.
2. En la construcción del túnel, en el nivel 1265 se deben realizar los estudios geotécnicos en cada metro de avance del túnel, para evitar incidentes como derrumbes y puedan ocasionar pérdidas de vidas y equipo.
3. Al momento de encontrar agua en el macizo rocoso, se debe tener mucho cuidado con la interpretación y recomendación de sostenimiento y la malla de perforación y voladura a utilizar, los controles de abatimiento del acuífero deben ser permanentes para garantizar que las condiciones de trabajo sean las óptimas en el proceso.
4. Utilizar el concreto recomendado con fibra y con los espesores indicados, junto con los refuerzos propuestos.
5. Continuar con el control geológico estructural, con el fin de identificar cuñas o bloques que puedan colapsar.
6. El sostenimiento recomendado es para la zona estudiada y no se puede generalizar su utilización, ya que el parámetro lo indica es la calidad del macizo rocoso.



## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Aguamarket. (s.f.). *Aguamarket*. Recuperado el junio de 2013, de [www.agumarket.com](http://www.agumarket.com)
2. Anónimo. (s.f.). *Construmática*. Recuperado el Junio de 2013, de [www.construmatica.com/.../Ensayos\\_de\\_Permeabilidad\\_del\\_Suelo](http://www.construmatica.com/.../Ensayos_de_Permeabilidad_del_Suelo)
3. Bohuslav , M. (s.f.). Riesgos para la salud en obras subterráneas. Enciclopedia de Salud y Seguridad en el trabajo.
4. Contreras Illera, L. E. (1997). Tesis "Estudio de costos de producción por tonelada de carbón en bocamina en el Departamento de Cundinamarca". Santafe de Bogotá, Cundinamarca, Colombia.
5. Delgado V., M. (2009). *Interaccion Suelo-Estructura*. Bogotá: Escuela Colombiana de Ingeniería.
6. Duque, G., & Escobar, C. (1996). *Mecánica de Suelos I*. Colombia: Universidad de Manizales.
7. Empresa Minera San Rafael. (2010). Estudio de Evaluación de Impacto Ambiental proyecto túneles de exploración minera Oaisis 2010. San Rafael las Flores, Guatemala.
8. Empresa Minera San Rafael. (2014). *Estudios de calidad de roca*. San Rafael Las Flores, Santa Rosa.

9. García, F. (2006). *Estudios Geotécnicos*. Huesca: ENTECSA.
10. Garrido R., M. (diciembre de 2003). Evaluación del coeficiente de seguridad del sostenimiento de galerías y túneles en función de su rigidez y distancia al frente en diferentes macizos rocosos y cracterización mediante el método de imacto-eco. Madrid, España.
11. González de Vallejo, L. (2004). *Ingeniería Geológica*. Madrid: Pearson Pretince Hall.
12. Huacho. (2011). Metodología de la investigación. Lima: SCHEM.
13. Juarez, B., & Rico, R. (2005). *Mecánica de Suelos 1*. México: Limusa.
14. Lambe , W., & Whitman, R. (2010). *Mecánica de Suelos*. México: Limusa.
15. Lorenzo s., G. (1996). Topografía de túneles.
16. Martínez Catalán, J. (2002). Geología estructural y dinámica global. Salamanca, España: Departamento de geología, Universidad de Salamanca.
17. Minera San Rafael. (2010). *Estudio Geológico*. Empresa Minera San Rafael, Santa Rosa. San Rafael: Tahoe Resource Inc.
18. Minera San Rafael. (2010). *Estudio Hidrogeológico*. Empresa Minera San Rafael, Santa Rosa. Santa Rosa: Tahoe Resources Inc.

19. Minera San Rafael. (2012). *Análisis económico y financiero del proyecto minero Escobal*. Empresa Minera San Rafael. San rafael: Tahoe Resources Inc.
20. Ministerio de Energía y Minas. (2004). *Carectarización de la minería en Guatemala*. Guatemala: Primer Foro Nacional de Minería en Guatemala.
21. Ministerio de Minas y Energia. (Agosto de 2003). *Glosario Técnico Minero*. Bogotá, Colombia: Ministerio de Minas y Energía.
22. Moya B., J. E., Salazar F., R., Gomez, G., & Salazar F., F. (2010). *Excavaciones en condiciones complejas*. Bogotá: Escuela Colombiana de Ingeniería.
23. Paez, H. (s.f.). *Apuntes de mecánica de rocas*. (m. y. Facultad de ingeniería, Ed.) Chihuahua, México: Universidad Autonoma de Chihuahua.
24. Paez, H. (2008). *Apuntes de mecánica de rocas*. (m. y. Facultad de ingeniería, Ed.) Chihuahua, México: Universidad Autonoma de Chihuahua.
25. Priego, E. (2010). *Tuneles y Tuneladoras*. México: Limusa.
26. República, C. d. (1997). *Ley de Minería, Decreto 48-97*. Guatemala.
27. Robles Espinoza, N. (1994). *Excavación y sostenimiento de túneles en roca*. Lima: Concytec.

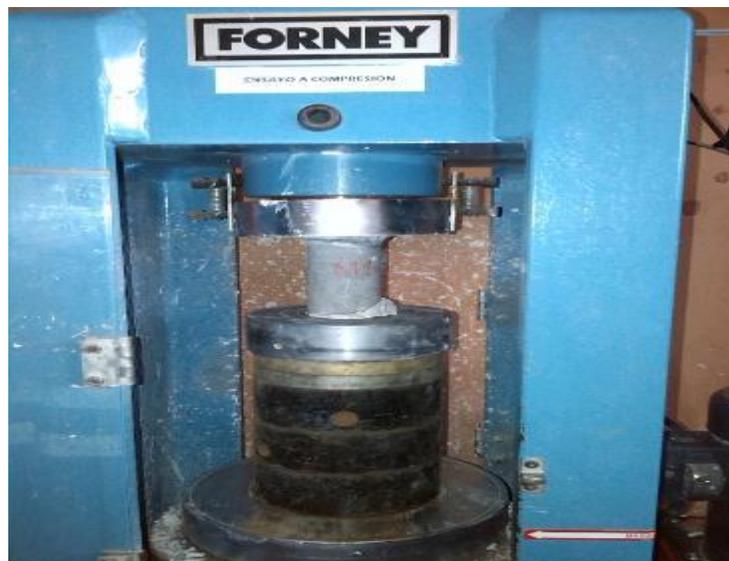
28. Soto S., P. R. (2004). Tesis "Construcción de Túneles". Santiago de Chile, Chile: Universidad Austral de Chile.
29. Suarez, J. (2009). *Deslizamientos, Análisis Geotécnico, V. I.* Bucaramanga: Universidad Industrial de Santander.
30. Terzaghi, K., & Peck, R. (1973). *Mecánica de suelos en la ingeniería práctica. 2da.* Buenos Aires, Argentina.

## ANEXO

Muestra 1 Nivel 1265

Estos son los resultados del valor obtenido en laboratorio y que se presentan en el Capítulo 5.2.

En el anexo 4, se presentan los resultados obtenidos en el laboratorio, con los cuales se trabajó en esta investigación.



ANEXO

Muestra 2

Nivel 1265 – 67,00



ANEXO

Muestra 3

Nivel 1265 – CFTO - OC



ANEXO

Muestra 4

Nivel 1265 – RAMPA



ANEXO

Testigos ya ensayados





LABORATORIO DE SUELOS

Ref: 60714

Informe: 1  
 Interesado: Ing. Luis Contreras  
 Ensayo: Ensayo a compresion simple  
 Proyecto: Muestras de Roca proyecto Minera San Rafael  
 Ubicación: San Rafael Las Flores, Santa Rosa

Fecha: 11 de julio de 2014

No. Cilindro	Muestra	Profundidad (m)	Altura (cm)	Diámetro (cm)	Area (cm²)	RESISTENCIA		
						Psi	Mpa	Tipo de Falla
1	13.4	x	10.16	5.70	25.52	5111.0	35.2	5 Columnar
2	13.4-6.7	x	12.48	6.24	30.58	2840.3	19.6	2 Conica-Columnar
3	13.40-CFTO	x	12.74	6.37	31.87	3431.1	23.7	5 Columnar
4	13.86-RAMPA	x	12.44	6.22	30.39	7648.8	52.7	5 Columnar
Observaciones	Muestra proporcionada por el interesado.							
								Tipos de Falla

Vo. Bo.:  
 Ing. Ernesto Marroquin M.  
 Jefe de laboratorio de suelos



LABORATORIO DE SUELOS  
 Avenida el Comandante 1.400 Zona 11, Barrio Miraflores  
 Partida 1 FrecCon  
 PABX: 2222 8000 - Cel: 4061 7331