



# **UNIVERSIDAD TÉCNICA PARTICULAR DE LOJA**

*La Universidad Católica de Loja*

## **ÁREA TÉCNICA**

**TÍTULO DE INGENIERO EN GEOLOGÍA Y MINAS**

**Diseño de mallas de perforación y voladura basado en clasificaciones  
geomecánicas para optimizar el consumo de sustancia explosivo en las  
galerías del nivel 2 ½ del Proyecto Minero El Inca**

**TRABAJO DE TITULACIÓN**

**AUTOR:** Uyaguari Guachizaca, Wilson Anibal.

**DIRECTOR:** Guanín Vásquez, Juan Carlos, Mgtr

**LOJA - ECUADOR**

**2018**



*Esta versión digital, ha sido acreditada bajo la licencia Creative Commons 4.0, CC BY-NY-SA: Reconocimiento-No comercial-Compartir igual; la cual permite copiar, distribuir y comunicar públicamente la obra, mientras se reconozca la autoría original, no se utilice con fines comerciales y se permiten obras derivadas, siempre que mantenga la misma licencia al ser divulgada. <http://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/deed.es>*

2018

## APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN

Magister

Juan Carlos Guanín Vásquez.

**DOCENTE DE LA TITULACIÓN**

De mi consideración:

El presente trabajo de titulación: **“Diseño de mallas de perforación y voladura basado en clasificaciones geomecánicas, para optimizar el consumo de sustancia explosivo en las galerías del nivel 2 ½ del Proyecto Minero El Inca”**, realizado por Wilson Anibal Uyaguari Guachizaca, ha sido orientado y revisado durante su ejecución, por cuanto se aprueba la presentación del mismo.

Loja, marzo de 2018

f).....

## DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS

“Yo Wilson Anibal Uyaguari Guachizaca, declaro ser autor del presente trabajo de titulación: “Diseño de mallas de perforación y voladura basado en clasificaciones geomecánicas, para optimizar el consumo de sustancia explosivo en las galerías del nivel 2 ½ del Proyecto Minero El Inca”, de la Titulación de Ingeniero en Geología y Minas, siendo Juan Carlos Guanín Vásquez director del presente trabajo; y eximo expresamente a la Universidad Técnica Particular de Loja y a sus representantes legales de posibles reclamos o acciones legales. Además certifico que las ideas, conceptos, procedimientos y resultados vertidos en el presente trabajo investigativo, son de mi exclusiva responsabilidad.

Adicionalmente declaro conocer y aceptar la disposición del Art. 88 del Estatuto Orgánico de la Universidad Técnica Particular de Loja que en su parte pertinente textualmente dice: “Forman parte del patrimonio de la Universidad la propiedad intelectual de investigaciones, trabajos científicos o técnicos y tesis de grado o trabajos de titulación que se realicen con el apoyo financiero, académico o institucional (operativo) de la Universidad”

f).....

Autor: Wilson Anibal Uyaguari Guachizaca  
Cédula: 1103372882

## DEDICATORIA

Dedicado a todos los obreros mineros y jóvenes del mundo que en persona me conocen sirva como fuente de inspiración.

A mi Madrecita querida y Mi Abuelito Materno que cada día lucha por ver a sus hijos un sueño hecho realidad el ser profesionales útiles a la sociedad.

A mi padre (+) y hermanos/a, en especial a José Luis y a Víctor Alcívar.

A mi Scarleth Eloísa, Zharick Smirnova, Anthoni Steeven y Ludy Jurelis

Dedicado a todos ellos.

## **AGRADECIMIENTO**

Al Creador de la humanidad, hecho hombre en mí ser por darme esa fortaleza de seguir y luchar un millón de veces por lograr este objetivo.

A mi madre Rosa, y abuelito Juan Pompilio, por fortalecerme con sus sabios consejos que la constancia y la perseverancia conllevan al éxito.

A mis hermanos y hermanas quienes de una u otra manera han sabido apoyarme para culminar este objetivo.

Al Mgtr. Jinshon Machuca Loayza Gerente del Proyecto Minero “El Inca” por permitirme trabajar como Administrador del Proyecto y realizar mi trabajo de titulación, agradecer a la Ing. Mireya Machuca Loayza Jefe de Recursos Humanos, al Ing. Víctor Stoylovsky Director del Proyecto por compartir sus conocimientos adquiridos en varios países a lo largo de su vida profesional, al Sr. Luis Tene Chalan Capataz del Proyecto por compartir su experiencia en varios proyectos a lo largo y ancho del país que hemos trabajado juntos.

A la Universidad Técnica Particular de Loja, en especial a la escuela de Ingeniería en Geología y Minas, junto a su planta docente Mgtr. John Soto Luzuriaga, Mgtr. José Tamay Granda, Mgtr. José Guartan Medina, Mgtr. Víctor Sanmartín Gutiérrez, Mgtr. Galo Guamán Jaramillo, un sincero agradecimiento a las secretarias que siempre con su buen don de gente han sabido atendernos, al Mgtr. Juan Carlos Guanín tutor de mi investigación por su ayuda y tiempo en el transcurso del desarrollo del proyecto.

A mis compañeros universitarios y amigos Ing. Juan Carlos Quintuña, Ing. Yan Jumbo Merino, Ing. Pablo Escudero Abad, Magister Pedro Ortiz Muñoz quienes como compañeros de cátedra de alguna manera compartieron sus conocimientos y experiencia profesional.

## ÍNDICE DE CONTENIDOS

CARÁTULA.....	i
APROBACIÓN DEL DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN .....	ii
DECLARACIÓN DE AUTORÍA Y CESIÓN DE DERECHOS.....	iii
DEDICATORIA.....	iv
AGRADECIMIENTO.....	v
ÍNDICE DE CONTENIDOS.....	vi
RESUMEN.....	1
ABSTRACT.....	2
INTRODUCCIÓN.....	3
<b>CAPÍTULO I.....</b>	<b>4</b>
<b>PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....</b>	<b>4</b>
1.1. Enunciado del tema .....	5
1.2. Descripción del problema.....	5
1.3. Justificación .....	5
1.4. Objetivos.....	6
1.4.1. Objetivo general. ....	6
1.4.2. Objetivos específicos.....	6
1.5. Accesibilidad y factibilidad.....	6
1.5.1. Factibilidad. ....	6
1.5.2. Accesibilidad.....	6
<b>CAPÍTULO II.....</b>	<b>7</b>
<b>CARACTERÍSTICA FÍSICO GEOGRÁFICA DE LA ZONA DE ESTUDIO .....</b>	<b>7</b>
2.2. Marco Legal.....	8
2.2.1. Ley de recursos hídricos.....	8
2.2.2. Ley forestal y de conservación de áreas naturales y vida silvestre.....	8
2.2.3. Ley de régimen del sector minero. ....	8
2.2.4. El reglamento ambiental para actividades mineras. ....	9
2.3. Marco ético. ....	9
2.4. Estudios existentes.....	10
2.4.3. Clima, flora y fauna. ....	12
2.4.4. Morfología y relieve.....	13
2.4.5 Hidrología. ....	14
<b>CAPITULO III.....</b>	<b>15</b>
<b>MARCO GEOLOGICO REGIONAL Y LOCAL .....</b>	<b>15</b>
3.1. Introducción.....	16
3.1.1. Distrito minero San Gerardo.....	17
3.1.2. Distrito minero Ponce Enríquez.....	19
3.2. Geología de la zona de estudio.....	20
3.2.1. Geología estructural.....	21
<b>CAPITULO IV.....</b>	<b>23</b>
<b>MARCO TEORICO .....</b>	<b>23</b>
4.1. Propiedades de las mezclas explosivas comerciales .....	24
4.1.1. Potencia relativa en peso.....	24
4.1.2. Potencia y energía.....	24
4.1.3. Velocidad de detonación.....	24

4.1.4. Densidad.....	25
4.1.5. Presión de detonación. ....	25
4.1.6. Estabilidad .....	25
4.1.7. Resistencia al agua.....	25
4.1.8. Sensibilidad. ....	26
4.1.9. Transmisión de detonación. ....	26
4.1.10. Desensibilidad.....	26
4.2. Propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso.....	27
4.2.1. Peso específico.....	27
4.2.2. Densidad.....	27
4.2.3. Porosidad.....	27
4.2.4. Permeabilidad.....	28
4.2.5. Resistencia a compresión uniaxial. ....	28
4.2.6. Resistencia a la tracción. ....	29
4.2.7. Resistencia al corte.....	29
4.2.8. Módulo de Young y relación de Poisson. ....	29
4.2.9. Cohesión y fricción.....	30
4.3. Análisis tenso-deformacional en 2 dimensiones.....	30
4.3.1. Tensión.....	30
4.3.2. Esfuerzo.....	31
4.3.3. Deformación. ....	31
4.4. Tensiones en el macizo rocoso.....	31
4.4.1. Tensión natural. ....	31
4.4.2. Tensión natural vertical. ....	31
4.4.3. Tensión natural horizontal (aplicable a rocas poco competentes). ....	32
4.4.4. Esfuerzos inducidos.....	32
4.4.4.1 <i>Esfuerzo inducido principal mayor</i> .....	32
4.4.4.2 <i>Esfuerzo inducido principal menor</i> . ....	32
4.4.5. Esfuerzos resistentes.....	32
4.4.5.1 <i>Esfuerzo resistente principal mayor</i> . ....	33
4.4.5.2 <i>Esfuerzo resistente principal menor</i> . ....	33
4.5. Clasificaciones geomecánicas aplicadas a túneles. ....	33
4.5.1. Sistema RMR (Bieniawski 1973, 1989). ....	33
4.5.2. Sistema Q (Barton, Lien y Lunde, 1974). ....	39
4.5.3. Índice de resistencia geológica GSI (Hoek y Marinos, Kaiser y Badwen, 1995). .	44
4.5.4. Criterio de rotura y resistencia uniaxial del macizo rocoso (Hoek y Brown, 2002).45	
4.5.4.1. <i>Ecuación original Hoek y Brown</i> .....	46
4.5.4.2 <i>Criterio de Hoek y Brown generalizado</i> . ....	46
4.5.4.3. Resistencia a la compresión uniaxial del macizo rocoso. ....	47
4.5.4.4. Resistencia a tracción del macizo rocoso.....	47
4.5.4.5. Módulo de deformación del macizo rocoso. ....	47
4.5.4.6. Resistencia global del macizo rocoso. ....	47
4.5.4.7. Angulo de fricción y resistencia cohesiva. ....	48
4.5.4.8. Determinación de $\sigma_{3max}$ .....	48
4.5.5. Correlación entre RMR, Q Y GSI. ....	49
4.5.6. Reemplazo de parámetros geomecánicos en la ecuación de Ashby para el cálculo de consumo específico de la mezcla explosiva comercial.....	50
4.5.7. Método postulado por Holmberg para diseñar los parámetros de perforación y voladura para minería subterránea y tunelería (Holmberg, 1999). ....	51
4.5.7.1. Avance por disparo. ....	53
4.5.7.2. Diseño de arranque.....	54



2.9.7.3. Arrastres.....	58
4.5.8. Diseño de perforación y voladura en galerías de producción.....	60
<b>CAPITULO V.....</b>	<b>62</b>
<b>METODOLOGÍA.....</b>	<b>62</b>
5.1. Tipo de estudio.....	63
5.2. Universo y muestra.....	63
5.3. Métodos y técnicas.....	63
5.4. Métodos y técnicas para el levantamiento geomecánica.....	63
5.4.1. Método y técnica en la descripción geomecánica del macizo rocoso.....	63
5.4.2. Métodos y técnicas para la clasificación del macizo.....	64
5.5. Recolección de datos.....	64
5.5.1. Trabajo de campo.....	64
5.5.2. Trabajo de gabinete.....	64
5.5. Tabulación de datos.....	64
<b>CAPITULO VI.....</b>	<b>66</b>
<b>ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE DATOS.....</b>	<b>66</b>
6.1 Estimación de parámetros geomecánicos del macizo rocoso.....	67
6.1.1 Clasificación geomecánica del macizo rocoso.....	67
6.2. RMR (Rock Mass Rating).....	68
6.3. Relaciones entre RMR y GSI.....	70
6.4. Adaptación de los índices GSI, RMR y RQD, en la ecuación de Ashby para calcular el consumo específico de explosivo.....	70
6.5. Análisis y operacionalización de constantes, índice y factores de voladura.....	72
<b>CONCLUSIONES.....</b>	<b>74</b>
<b>RECOMENDACIONES.....</b>	<b>75</b>
<b>BIBLIOGRAFÍA.....</b>	<b>76</b>
<b>ANEXOS.....</b>	<b>78</b>

## RESUMEN

En la presente investigación se realiza el "Diseño de malla de perforación y voladura basado en clasificaciones geomecánicas, en la galería de nivel 2 ½ del proyecto minero Incamining". El proceso de levantamiento y análisis de datos permitió obtener la constante "c" de la roca y adaptar el diseño a nuestro macizo rocoso.

Esta investigación aporta con metodología geomecánica consecutiva para mejorar el diseño de carga en función del burden. A partir de clasificar geo-mecánicamente el macizo rocoso en la galería de desarrollo, por el método RMR 89, se pasa a trabajar con el índice de resistencia geológica GSI que ayuda con el cálculo de parámetros geomecánicos de cohesión y fricción, tomando en cuenta las profundidades de la excavación, así podemos usar el modelo geomecánico de Ashby que toma en cuenta la densidad de la roca, ángulo de fricción del macizo rocoso y el RQD, parámetros que permiten obtener el consumo específico de explosivo y trabajar con el modelo de Langefors para obtener una constante "c" de la roca en función del C.E, indispensable en los cálculos del presente estudio.

**PALABRAS CLAVES:** Perforación y voladura, Clasificación geomecánica, Burden, Carga explosiva.

## ABSTRACT

In the present investigation the "Design of perforation and blasting mesh based on geomechanical classifications, in the level 2 ½ gallery of the mining project Incamining" is carried out. The process of survey and analysis of geomechanical data allowed us to obtain the constant "c" of the rock and adapt the design to our rock mass.

This research contributes a consecutive geomechanical methodology to improve the load design according to the load. From geo-mechanically classifying the rock mass in the development gallery, using the RMR 89 method, we proceed to work with the GSI geological resistance index, which helps us with the calculation of geomechanical parameters of cohesion and friction more in line with the taking of the account in the depths of the excavation, so you can use the Ashby geomechanical model which takes into account the density of the rock, the friction angle of the rock mass and the RQD, which allows to obtain the specific power of the explosive and to be able to work with the Langefors model to obtain a constant "c" of the rock in function of the CE, indispensable in the design calculations of the present study.

KEY WORDS: Drilling and blasting, Geomechanical classification, Burden, Explosive charge.

## INTRODUCCIÓN

En la actividad minera los rubros más elevados son los de perforación y voladura la que representa los mayores costos en minería subterránea de ahí que resulta determinar los valores más próximos.

Las galerías de desarrollo en minería subterránea son de suma importancia ya que extienden los recursos de la mina y ayudan a la preparación de bloques de explotación, al ser excavaciones por avance su costo es alto, por ello el rendimiento de avance debe ser mayor al 95%.

La investigación principalmente busca obtener un diseño de perforación adecuado para mejorar el rendimiento de avance y reducir costos en las voladuras, estos diseños serán el punto de partida en la principal operación minera y se ajustará en función de la calidad del macizo rocoso.

Este estudio aportará con un procedimiento geomecánico que mejora el cálculo del burden y la cantidad de carga en las diferentes zonas de la voladura, de manera que se realicen el número necesario de taladros, y se utilice la metodología adecuada para reducir costos que es lo fundamental en la explotación minera.

## **CAPÍTULO I**

### **PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

### **1.1. Enunciado del tema**

“Diseño de mallas de perforación y voladura basado en clasificaciones geomecánicas, para optimizar el consumo de sustancia explosivo en las galerías del nivel 2 ½ del Proyecto Minero El Inca”

### **1.2. Descripción del problema**

Los métodos de perforación en roca son muy variados siendo los mecánicos los más utilizados en las excavaciones mineras subterráneas, así la operación unitaria minera más importante es la perforación y voladura de rocas, por ello la elección de maquinaria, sus características y el tipo de sustancia explosiva debe estar en función del macizo rocoso. El técnico de perforación y voladura debe tener en cuenta todos estos parámetros.

El consumo de sustancia explosiva para las voladuras en el Proyecto Minero “El Inca” es muy elevado por varias razones, siendo la principal el hecho que no existe diseños de perforación y voladura en los diferentes frentes de exploración y producción haciendo que cada perforista pida la carga a su conveniencia de esta manera sobredimensionando el número de taladros y la cantidad de sustancia explosiva. Si se tuviese diseños de perforación y voladura estos fueran la base para reducir costos en dicha operación.

### **1.3. Justificación**

Las labores de desarrollo en minería subterránea son de suma importancia ya que aumentan reservas a la explotación por lo que su avance debe ser continuo y sus costos bajos.

Las clasificaciones geomecánicas tienen un papel elemental en las excavaciones subterráneas ya que nos facilitan parámetros de diseño característicos para un macizo rocoso, como el coeficiente de consumo específico de sustancia explosiva, de manera que los diseños de voladura y carga se ajusten al terreno, permitiendo el avance continuo de las galerías de desarrollo y reduciendo costos, optimizando así muchos diseños y sus respectivos trabajos en la operación minera. Este estudio contribuirá a futuras investigaciones en la minería subterránea donde se podrá reducir costos, con menos taladros y consumo de explosivo.

## **1.4. Objetivos**

### **1.4.1. Objetivo general.**

- Diseñar las mallas de perforación y voladura a través de un coeficiente de consumo específico para sustancia explosiva basado en clasificaciones geomecánicas.

### **1.4.2. Objetivos específicos.**

- Recopilar información técnica de las galerías del nivel 2 ½.
- Realizar el mapeo geomecánico a lo largo de la galería del nivel 2 ½.
- Estimar las clasificaciones RMR, Q y GSI del macizo rocoso.
- Determinar el coeficiente CE en función de parámetros geomecánicos de clasificaciones.
- Diseñar las mallas de perforación y voladura basadas en clasificaciones geomecánicas.

## **1.5. Accesibilidad y factibilidad**

### **1.5.1. Factibilidad.**

La investigación será factible por la información existente en el departamento de mina de la empresa INCAMINING S.A., así como los datos de mapeo geológico y exploración realizados por los técnicos en 2016, apoyados de igual manera en la revisión bibliográfica necesaria para el estudio.

El tiempo de investigación es de 6 meses; plazo en el que se presentarán los resultados del estudio.

### **1.5.2. Accesibilidad.**

La ejecución de la investigación es accesible, puesto que el investigador en calidad de Administrador del Proyecto Minero "Incaminig" podrá tomar datos en distintos puntos de la investigación en las respectivas horas laborales y publicar los resultados obtenidos.

## **CAPÍTULO II**

### **CARACTERÍSTICAS FÍSICO GEOGRÁFICAS DE LA ZONA DE ESTUDIO**



## **2.1. Marco Institucional**

A razón de inscripción el 21 de diciembre de 2015 queda inscrita la escritura de contrato de operación minera, que antecede en el área minera denominada "PINGLIO1" CODIGO 6, otorgado por la Compañía GRUMINTOR S.A, a favor de la compañía "INCAMINING S.A"; bajo el numero 40; Tomo Nro. 01, Folio 69, correspondiente al libro de Registro de Contrato de Operación Minera; sentada en el libro de repertorios Nro. 563 en el Registro Minero de Cuenca.

Queda inscrita la Protocolización de la Resolución Nro. MM-CZM-S-2016-0006-RM, de Licencia de comercialización de sustancias minerales metálicas o no Metálicas que en copia antecede; otorgada por la Subsecretaria de Minas, a favor de la Compañía "INCAMINING S.A" otorgándole en código 30000155; inscripción anotada en el número de Repertorio 2 del Tomo 1 bajo el número 001, del libro de Registro de Licencias de comercialización de sustancias minerales metálicas y no metálicas del Registro Minero de la Agencia de Regulación y Control Minero Machala, el 18 de enero del 2016.

## **2.2. Marco Legal.**

### **2.2.1. Ley de recursos hídricos.**

Vigente en el registro oficial No. 305.

Entre otros aspectos prohíbe toda clase de privatización del agua, por su trascendencia para la vida, la economía y el ambiente, por tanto, no puede ser objeto de ningún acuerdo comercial, con gobierno, entidad multilateral, o empresa privada nacional o extranjera. Se gestión será exclusivamente pública o comunitaria.

### **2.2.2. Ley forestal y de conservación de áreas naturales y vida silvestre.**

(Código No. 17) Registro Oficial Suplementario No. 418.

Constan normas para ordenación, conservación, fomento y los demás que se estime necesarios respecto de los siguientes recursos naturales renovables: bosques de protección, y de producción, tierras de aptitud forestal, fauna y flora silvestre, parques nacionales y unidades equivalentes y áreas de reserva.

### **2.2.3. Ley de régimen del sector minero.**

Registro Oficial Suplemento 517 de 29-ene-2009.

La presente Ley de Minería norma el ejercicio de los derechos soberanos del Estado Ecuatoriano para administrar, regular, controlar y gestionar el sector estratégico minero, de conformidad con los principios de sostenibilidad, precaución, prevención y eficiencia. Se exceptúan de esta Ley, el petróleo y demás hidrocarburos.

#### **2.2.4. El reglamento ambiental para actividades mineras.**

Decreto Ejecutivo 121

Registro Oficial Suplemento 67 de 16-nov-2009. Última modificación: 01-jul-2011

Que, la Constitución de la República del Ecuador, en el artículo 1, establece que: "Los recursos naturales no renovables del territorio del Estado pertenecen a su patrimonio inalienable, irrenunciable e imprescriptible."; en el mismo contexto, el artículo 3 señala como deberes primordiales del Estado el "Planificar el desarrollo nacional, erradicar la pobreza, promover el desarrollo sustentable y la redistribución equitativa de los recursos y la riqueza, para acceder al buen vivir"; y, "Proteger el patrimonio natural y cultural del país."

Que, la Constitución de la República del Ecuador, le asigna derechos a la naturaleza, según lo establecido en el artículo 10; y que dichos derechos han sido desagregados en los artículos 71, 72 y 73, siendo ellos, los siguientes: a) a que se respete integralmente su existencia y el mantenimiento y regeneración de sus ciclos vitales, estructura, funciones y procesos evolutivos; b) a la protección de la naturaleza, y a la promoción del respeto a todos los elementos que forman un ecosistema; c) a la restauración; d) a la adopción de las medidas adecuadas para eliminar o mitigar las consecuencias ambientales nocivas; e) a la aplicación de medidas de precaución y restricción para las actividades que puedan conducir a la extinción de especies, la destrucción de ecosistemas o la alteración permanente de los ciclos naturales.

#### **2.3. Marco ético.**

Este estudio es aporte al proyecto por iniciativa propia, el cual es inédito por lo que no se realiza plagio.

La Misión de INCAMINING S.A es ser una empresa minera sostenible y sustentable dentro de los parámetros técnico – económicos - ecológicos que impulse el desarrollo del Ecuador.

Su Visión generar minería responsable y desarrollo nacional, asegurando fuentes de trabajo para sus comunidades, actuando amigablemente con el ambiente.

## **2.4. Estudios existentes.**

Desde hace varios años, se ha venido realizando trabajos de exploración-explotación minera en el la mina “El Inca” siendo la Sociedad Minera de Hecho El Inca la que inicio los trabajos en el año 2005 hasta el año 2010. Posteriormente continuó con los trabajos la Compañía Minera Cerro Dorado, desde el año 2010 hasta el año 2014 y actualmente se encuentra operando la Compañía INCAMINING S.A. El trabajo consiste en explorar y explotar simultáneamente vetas principales y secundarias que forman parte del yacimiento La Fortuna – La Unión – San Gerardo, mediante el franqueo de galería o mina El Inca, Ubicada en las áreas de concesión minera renacer M3 código 101602 y cinco de Agosto código 102454. La bocamina de la mina El Inca está ubicada en las coordenadas UTM PSAD 56; X = 650695, Y = 9663476, Z = 1405 msnm.

El Yacimiento minero La Fortuna – La Unión – San Gerardo ubicado en el Ecuador meridional ha sido un excelente productor de oro y plata por más de 15 años. En la Mina El Inca la explotación paso de ser artesanal a pequeña minería (semi-mecanizada) con la inyección de capital la mina pudo aumentar su producción, el departamento de mina es el encargado de generar, aplicar, evaluar todos los estudios topográficos, de producción y diseño para poder reducir costos y mejorar las operaciones unitarias mineras. El proyecto cuenta con generador eléctrico, locomotoras, winches eléctricos, ventiladores eléctricos etc., lo cual ha permitido que se practiquen métodos modernos de explotación minera en vetas minerales que se pueden extender a varias centenas de metros.

### **2.4.1. Ubicación del área.**

El Proyecto Minero se encuentra ubicado al centro - sur de la Cordillera Real en la provincia de Azuay, en el campo minero La Fortuna - La Unión - San Gerardo. (Ver Figura 1). En el sector de la Unión, cantón Camilo Ponce Enríquez.

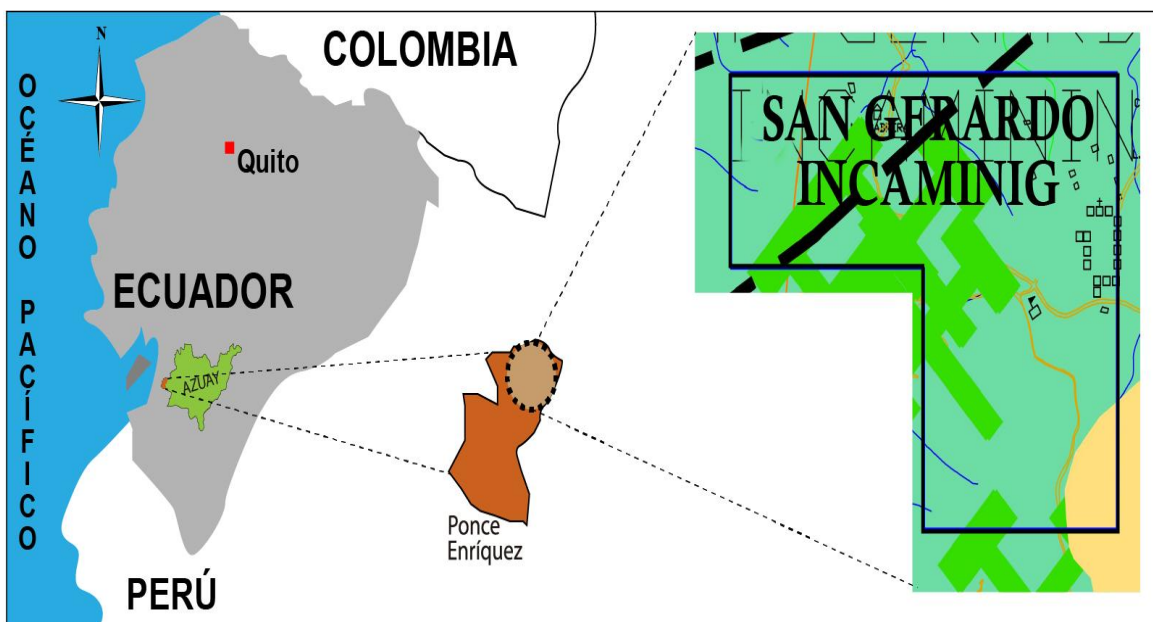


Figura 1. Mapa de la ubicación del Proyecto Minero Incaminig.  
 Fuente: Archivo de la empresa minera Incaminig SA. (Mayo 2015)  
 Elaboración: El autor.

La mina El Inca y su centro de operaciones mineras se encuentran dentro de las siguientes coordenadas:

CONCESION	COORDENADAS (Sistema de coordenadas, Datum: PSAD 56 – Proy. Cart. – UTM Zona: 17 Su)	
	ESTE	NORTE
P1	651100	9663500
P2	651900	9663500
P3	651900	9662800
P4	651500	9662800
P5	651500	9663200
P6	651500	9663200

Tabla 1. Tabla de coordenadas de ubicación del Proyecto Minero Incaminig.  
 Fuente: Departamento de Mina, coordenadas del área del proyecto. (Mayo 2016)  
 Elaboración: El autor.

### 2.4.2 Accesos.

El acceso para llegar al proyecto minero El Inca se lo hace partiendo desde la ciudad de Machala por carretero de primer orden Machala – Guayaquil hasta el sector de entrada a Shumiral, continuando con dirección sureste aproximadamente unos 12 km por carretero lastrado para llegar al sector de la Unión de ahí se toma el desvío a la derecha, en recorrido aproximado de 500 metros está el campamento donde se desarrolla la actividad minera de la mina El Inca.

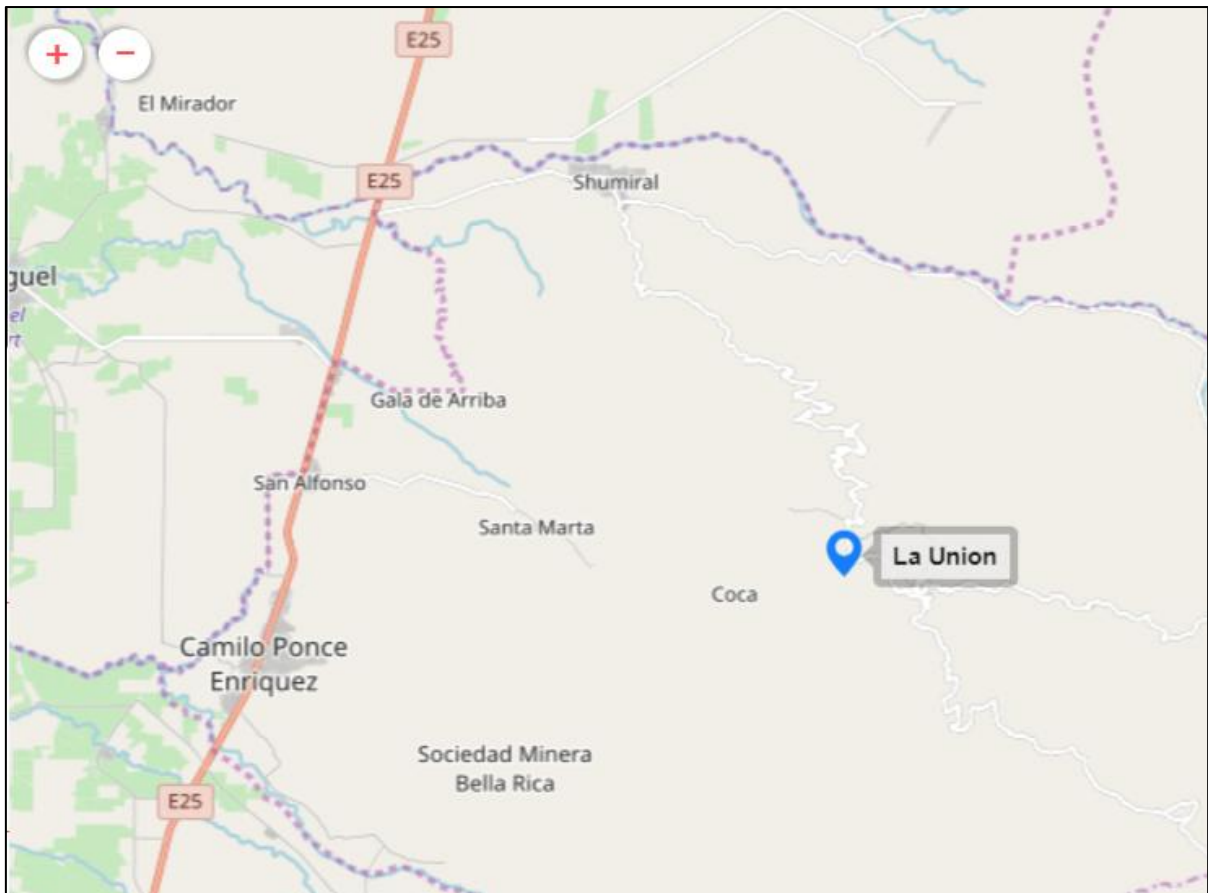


Figura 2. Vías de acceso al Proyecto Minero Incamining.  
Fuente: Google Earth (2017).  
Elaboración: El autor.

### 2.4.3. Clima, flora y fauna.

**Clima:** Según el plano Bioclimático del país, la zona del distrito minero Ponce Enríquez es subtropical teniendo un bosque húmedo pre montano y sus temperaturas se encuentran en un rango entre 20 y 30 grados Celsius. Esta zona presenta precipitaciones entre los meses de enero a junio y temporada seca de julio a diciembre, la precipitación anual esta entre 500 a 1000 mm. (En base a los informes que reposan en los archivos de la Empresa 2015)

**Flora y fauna:** Existe una diversidad de plantas tales como: guapala, Figueroa, zanon, machare, capal, chilcon, zapote, higuierón, chonta, nogal, guarumo, pino, laurel, canelo, tagua cedro , así como también orquídeas y palma, variando la flora mencionada de tropical a sub-tropical (Ver Figura 3). (En base a los informes que reposan en los archivos de la Empresa, 2015).



Figura 3. Flora alrededor del Proyecto Minero Incamining.  
Fuente: El autor (2017).  
Elaboración: El autor.

#### **2.4.4. Morfología y relieve.**

Las rocas andesitas del yacimiento San Gerardo dominan la superficie del área minera, en dicho macizo rocoso nacen algunas vertientes de agua fresca las cuales originan ciertas quebradas en el sector, quebradas que en el tiempo han marcado la micro cuenca hidrográfica. Esta zona se encuentra en las partes altas de montaña a 1500 msnm, y sus valles adquieren una dirección S30<sup>a</sup>E, dirección que obedece al sistema de diaclasas dominante en el cual también se introdujeron los fluidos mineralizantes. El valle intermontano en buena parte encañonado que se mantiene hasta encontrarse con la

plataforma continental, el valle tiene inclinaciones promedio de 47 grados y aún mayores en las partes altas, en las zonas de pie de monte tiene un relieve suavemente ondulado.

En la zona del proyecto minero las quebradas tienen una pendiente longitudinal de 6.8% formando rápidas a lo largo de un canal limitado por paredes de roca, en los cortes de vía se observa muchos deslizamientos de materiales superficiales debido a las intensas lluvias y a los taludes muy inclinados debido a la morfología de la zona, los materiales superficiales son de naturaleza arcillosa fuertemente afectados por saturación y actividad antrópica. Estos fenómenos son muy raros en las laderas cubiertas de bosque. (En base a los informes que reposan en los archivos de la Empresa, 2015).

#### **2.4.5 Hidrología.**

El sistema hídrico aprovechado proviene del macizo rocoso a una altura promedio 1500 msnm, pertenece a un sistema de vertientes natural.

La continuidad de las vertientes es intermitente dependiendo de la época del año, por el abastecimiento de agua en la mina tanto para explotación como para el campamento debe ser cuidadosamente estudiada en función de máquinas, personal, servicios de manera que no existan contratiempos en la operación.

Geográficamente la microcuenca hidrográfica y su río principal donde desembocan todas las quebradas tienen una dirección N30<sup>a</sup>W aproximadamente, aguas que desembocaran en el océano pacífico.

El drenaje de la zona es de tipo dendrítico y sus caudales varían mucho en el tiempo, no existen estudios o estaciones meteorológicas donde se pueda obtener datos de precipitaciones y caudales medios de la microcuenca.

La microcuenca es una zona con relieve entre fuerte y moderado con altitudes que van desde 1550 hasta los 600 msnm en el pie de monte donde inicia la cordillera. (En base a los informes que reposan en los archivos de la Empresa, 2015).

**CAPÍTULO III**  
**MARCO GEOLOGICO REGIONAL Y LOCAL**



### 3.1. Introducción.

Al producirse subducción la placa de Nazca en la Sudamericana generó tres zonas geotectónicas en el Ecuador las cuales son: Costa, Sierra y Oriente. Zonas las cuales están constituidas por rocas alóctonas y acresionadas al continente (Litherland y otros, 1994).

**Región costa:** La zona Mineralógica Antearco o Costanera es una planicie que está al occidente de la cordillera occidental, la cual está formada por dos pisos estructurales; el inferior que está plegado al cual lo constituyen rocas de edad cretácica y aflora en las elevaciones de bloque tipo horst como son: Chongón - Colonche, Jama - Coaque y Río Verde. El complejo superior no plegado pertenece a los graben entre las elevaciones están constituidas por rocas sedimentarias de Norte a Sur tenemos las cuencas: Borbón y Sur de Esmeraldas, Norte y Sur de Manabí. (Paladines A, 1989).

La zona de depresión costanera está separada de la Cordillera Occidental por un sistema de fallas profundas o antiguas zonas de sutura (Paladines A, 1989).

**Región sierra:** La zona Mineralógica de la Cordillera Occidental, ésta estructura en sus límites está representada por fallas profundas o posibles zonas de sutura, en esta cordillera gran significado tienen las rocas volcánicas de edad Cretácico – Paleogénicas las cuales forman un complejo plegado de edad similar a las formaciones Piñón y Cayo de la zona costanera. Esta zona entre el Cretácico y el Eoceno Medio se desarrolló como un arco volcánico de islas el cual está constituido por rocas ofiolíticas hasta calco alcalinas de arco continental (Eguez, Morocco y Pérez, 1991).

Zona Mineralógica de la Cordillera Real constituye una estructura anticlinal más importantes de los Andes ecuatorianos la cual divide a los Andes en dos regiones oriental y occidental las cuales en el Meso-Terciario tuvieron un desarrollo tectónico diferente. Limita con la zona Subandina a lo largo de fallas profundas vistas en superficie como una zona de escamas (fallas inversas) donde el metamórfico de la cordillera real sobre corre las formaciones sedimentarias marinas de zona Subandina (Paladines A, 1989).

Al sur del Ecuador en la sierra el callejón interandino se acorta por la unión de las cordilleras donde hacia el sur continúan formando sistemas de cuencas intermontana a causa del tectonismo, cuencas que se formaron durante en el Neógeno (Steinmann y otros, 1999), con materiales de basamento volcánico / metamórfico y relleno de origen volcanosedimentario.

**Región oriente:** Zona Mineralógica de la Cuenca de Iquitos se encuentra entre el cratón Guayanés al este y la cordillera de los Andes al oeste, esta cuenca trasarco va desde Venezuela hasta Bolivia. La parte occidental de la cuenca se separa de la zona Subandina

por un sistema de pliegues tumbados hacia el oeste y un sistema de fallas de empuje. Las facies molásicas a los lados de la cuenca son de origen laguno-continental y continental-carbonífero, la edad de la cuenca disminuye hacia el centro de la misma. (Litherland 1994).

Zona Mineralógica Subandina se encuentra plegada en la parte occidente de la cuenca de Iquitos, su basamento cristalino está a 8km de profundidad al cual le yacen discordantemente un conjunto de rocas sedimentarias y vulcanógeno sedimentarias marinas que a su vez se dividen en tres pisos estructurales donde su edad va desde el Paleozoico medio hasta el Cretácico. Sobre el basamento cristalino precámbrico y el complejo vulcanógeno sedimentario marino descansan discordantemente sedimentos continentales de tipo molásico cuya edad va desde el Maestrichtiano al Cuaternario los cuales constituyen parte superior de la cuenca de Iquitos. (Litherland y otros 1994).

En el distrito minero Zamora la geología que se realizó está en base al trabajo realizado por Litherland y otros (1994) cuando se llevó cabo el proyecto Cordillera Real.

En este distrito minero que se encuentra en la sierra del Cóndor al sur de la zona Subandina, incluye: el cinturón porfídico San Juan Bosco, Campo Minero Chinapintza, Cinturón de Nambija.

### **3.1.1. Distrito minero San Gerardo.**

En la zona de Gaby – Bella Rica un tanto más periférico se localiza el prospecto de San Gerardo que comprende las áreas de Pinglio y Pinglio 1; en las cuales afloran rocas volcánicas y volcano sedimentarias pertenecientes al arco volcánico insular Macuchi.

Dentro del campamento minero de San Gerardo las tres áreas de mayor importancia son: La Unión, Las Minas y Las Tres Cruces; otras áreas, pero puntuales son: El Encanto, San Gerardo y San Antonio I, II, III y IV, Las Paralelas, Loma Tío Julio, Loma Duran. En ellas se observa procesos de alteración hidrotermal producida principalmente debido a la acción de cuerpos intrusivos.

Del estudio paragenético realizado por A. Flores (1994) se desprende que la mineralización de este distrito es compleja, pues en ella existen minerales característicos para temperaturas altas, moderadas y bajas, mismo que se originaron en cuatro fases de mineralización:

Primera fase: Asociada a la propilitización regional, contiene pirita diseminada en poca cantidad, magnetita en agregados de grano fino y pirrotina también diseminada.

Segunda fase: Asociada al aporte de fluidos mineralizantes, que se produjeron durante la actividad magmática y tectónica, depositándose pirita, calcopirita y molibdenita.

Tercera Fase: Relacionada a una actividad tectónica de alta intensidad y magmática de baja intensidad, que se produjeron bajo un régimen de esfuerzos compresivos, durante el mioceno superior y plioceno inferior.

En esta fase se produce un estado anterior a la deformación máxima que dio lugar a la carbonatación de las rocas encajantes y a la depositación de pirita diseminada; un segundo estado durante la máxima intensidad de la actividad tectónica que deposita pirita, arsenopirita y oro; y, finalmente un estado posterior a la deformación que da lugar a la cristalización de cantidades muy pequeñas de pirita, esfalerita, calcopirita y galena.

Cuarta fase: Relacionado al periodo de oxidación y e intemperización, que produjo minerales como gohetita en la pirita e ilmenita, covelina en la calcopirita, hematita en la magnetita y limonita de las piritas e ilmenitas en los estados más avanzados; además de caolinita siderita y yeso.

A pesar de que en este estudio A. Flores indica que no existe oro libre, en la actualidad pequeñas sociedades de mineros que trabajan en la zona, están explotando y recuperando oro por métodos gravimétricos. El oro seguramente se liberó debido al proceso de oxidación.

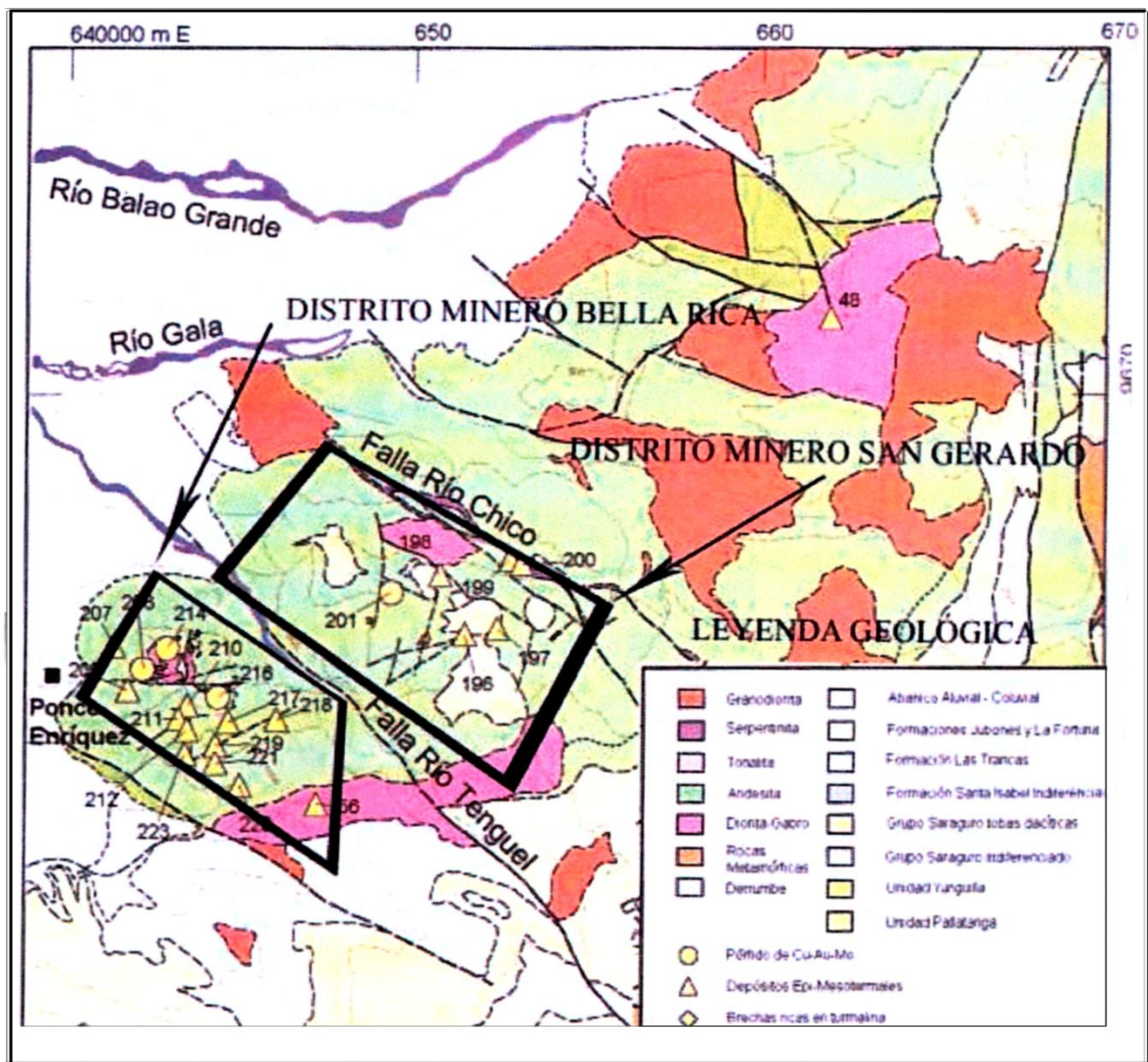


Figura 3. Geología Regional del Distrito Minero San Gerardo  
Fuente: Mapa modificado, Prodeminsa, (Tomo IV Prodeminsa 2000).  
Elaboración: Prodeminsa, (Tomo IV Prodeminsa 2000).

### 3.1.2. Distrito minero Ponce Enríquez.

Comprende los yacimientos de Bella Rica y Gaby, relacionados con pórfidos y chimeneas de brecha Au – polimetálicas con turmalina.

Es un yacimiento de tipo aurífero polimetálico, de origen hipotermal localizado al Sur de la cordillera Occidental. Es de tipo filoniano las vetas están localizadas en lavas andesíticas y microbrechas del arco volcánico Macuchi. La andesita es fino granular, compuesto de plagioclasas y máficos, cuando no está silicificada se presenta fuertemente meteorizada. La microbrecha está constituida por fragmentos de lava menores a 1 cm en una matriz afanítica.

Pequeños cuerpos intrusivos, compuestos de cuarzo – diorita fino granular constituyen una fase ígnea relacionada con la mineralización y la alteración de la roca en el área.

Las vetas y vetillas de un modo general se pueden agrupar en dos fajas estructurales, de dirección Este – Oeste N75E y N 15–20 W con buzamientos al este. Un sistema de fallas orientado en sentido N 15-20 W controla mineralización.

La alteración más notable en el área es una silicificación intensa, acompañada frecuentemente de clorita y epidota, parcialmente y conjuntamente con la silicificación, la roca presenta una fina diseminación de piritas en cristales idiomorfos y en vetillas cortas.

De los estudios efectuados en briquetas pulidas (Paladines M. 1993) fundamentalmente se han reconocido las siguientes asociaciones paragenéticas.

- Cuarzo – piritita
- Cuarzo – pirrotina – calcopirita – oro
- Cuarzo – marcasita, hematita

### **3.2. Geología de la zona de estudio.**

El campo minero La fortuna – La Unión – San Gerardo, está circunscrita al complejo volcánico de piso oceánico la Unidad Pallatanga (ME COUR ET PRATT), de edad cretácica a la cual anteriormente se le llamaba Formación Macuchi, representada por los basaltos toleíticos, volcano sedimentos, gabros y rocas ultramáficas, intercaladas de lavas andesíticas afaníticas masivas basálticas de color gris verdoso a gris oscuro, afectadas por un moderado proceso de epidotización, carbonitización y cloritización regionales. Estas rocas están cortadas por apófisis de intrusivo tipo granodiorita de edad terciaria (Miocénico). En estas estas rocas se emplaza un tren estructural mineralizado de vetas ricas en oro, controladas por un sistema de fallas con direcciones NNE-SSW, NNW-SSE, con buzamientos que oscilan de 20° a 60° hacia el Sureste y Noreste, que generan la mineralización. La potencia de las vetas es muy variable de 10 a 30 cm. (W. Bonilla,2015).

Dentro del área donde se desarrolla la actividad minera de la Mina El Inca en la parte alta afloran lavas andesíticas afaníticas masivas basálticas de color gris verdoso a gris oscuro y rocas volcano clásticas mayormente brechas piroclásticas alteradas (argilitización), con clastos angulares y subangulares desde 0.1 cm a 10 cm de diámetro en una matriz microbrechosa. Stoylovskyy Viktor. 2011).

En las rocas verdes cretácicas, se emplaza un tren estructural de vetas con cuarzo aurífero, controlado por un sistema de fallas con dirección NNE-SSW, NNW-SSE, con buzamientos que oscilan de 20° a 60° hacia el Sureste y Suroeste, generado posiblemente por un gran batolito infrayacente, que es la fuente de mineralización y que emplaza el sistema de vetas. (Stoylovskyy Viktor. 2011)

En la mina se observa que la mineralización es de tipo vetiforme, en rosario de origen hidrotermal (relleno en fracturas con soluciones mineralizadas), determinándose la presencia de minerales primarios como sulfuros, óxidos de hierro y minerales de ganga como el cuarzo y la calcita. (Stoylovskyy Viktor. 2011).

### **3.2.1. Geología estructural.**

El área puede ser dividida en dos provincias tectónicas. El bloque metamórfico al Sur de la gran falla de Jubones y el área de volcánicos y sedimento volcano clásticos Mesozoicos al Norte. La falla de Jubones tiene un rumbo aproximado Este – Oeste, es medianamente sinuosa, su lado hundido es el labio Norte y el salto de falla ha sido estimado en el orden de varios miles de metros. Puede ser el límite Norte del basamento continental paleozoico. La falla tenía un mayor efecto, poniendo los esquistos Capiro (Paleozoico) en contacto tectónico en los volcánicos cretácicos de la Formación Macuchi. En la esquina suroriental, la Formación Saraguro está afectada con un movimiento más Tardío. No hay evidencia hasta ahora de movimiento transversal a lo largo de la falla. El área de lavas y sedimentos (Mesozoico y Terciario) al Norte del Jubones presenta estructuras de rumbos generales Noreste. Evaluación de distritos mineros del Ecuador (vol. 4 Prodeminca, Junio 2000)

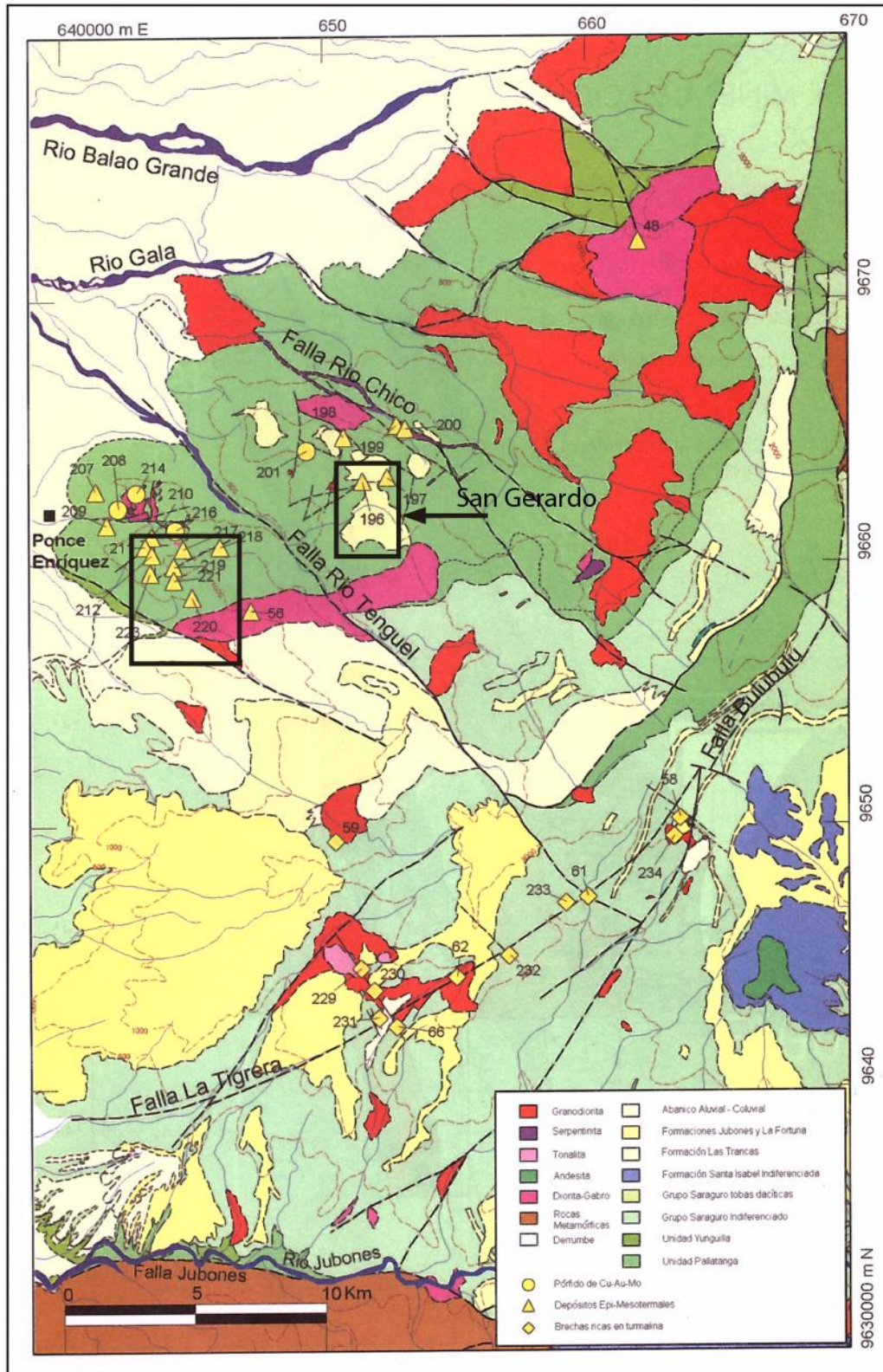


Figura 4. Geología Regional de Bella Rica Y San Gerardo.

Fuente: Evaluación de distritos mineros del Ecuador (vol. 4 Prodeminsa, Junio 2000).

Elaboración: Evaluación de distritos mineros del Ecuador (vol. 4 Prodeminsa, Junio 2000).

**CAPÍTULO IV**  
**MARCO TEÓRICO**



## 4.1. Propiedades de las mezclas explosivas comerciales

### 4.1.1. Potencia relativa en peso.

Es la energía utilizable por peso de explosivo, se compara con una de igual peso de ANFO.

$$PRP_{ANFO} = \left[ \frac{d - V_d^2}{d_{ANFO} * V_{ANFO}^2} \right]^{1/3} \quad (\text{Ecu. 4.1})$$

Dónde:

$d$  = densidad del explosivo (g/cm<sup>3</sup>)

$V_d^2$  = velocidad de detonación del explosivo (m/s)

$d_{ANFO}$  = Densidad del ANFO (g/cm<sup>3</sup>)

$V_{ANFO}^2$  = Velocidad de detonación del ANFO (m/s)

### 4.1.2. Potencia y energía.

Método de Traulz – determina la capacidad de expansión que produce la detonación de 10g de explosivo en el interior de un bloque cilíndrico de plomo, el resto se rellena con arena.

Después se compara el volumen final con el producido con 7g de ácido pícrico.

Tabla 2. Tabla de explosivos y su número de Trauzl.

Explosivo	Numero de Trauzl
	cm3/g
<b>Pentrita</b>	52
<b>Nitroglicerina</b>	52
<b>TNT</b>	30

Fuente: Apuntes de clase voladura.

Elaboración: El autor.

### 4.1.3. Velocidad de detonación.

Es la velocidad a la que el frente de onda de choque viaja a través de un explosivo en detonación, la velocidad de detonación es proporcional a la potencia cedida por la detonación del explosivo, por tanto, a mayor velocidad mayor será la energía producida.

#### 4.1.4. Densidad.

Peso del explosivo por unidad de volumen, la densidad de los explosivos suele estar entre 0.8 y 1.6 g/cm<sup>3</sup>, esta variable es muy importante ya que a mayor densidad mayor es el efecto rompedor por ello los explosivos más densos van como carga de fondo.

#### 4.1.5. Presión de detonación.

También conocida como presión dentro del taladro, está en función de la densidad y del cuadrado de la velocidad de detonación ej.

Tabla 3. Características de presión del taladro de diferentes explosivos.

Tipo	Presión Kbar
Dinamita granulada	20-70
Dinamita gelatina	70-140
Emulsión encartuchada	20-100
Emulsión a granel	20-100
Anfo vaciado	7-45
Anfo encartuchado	20-60
Anfo pesado	20-90

Fuente: Apuntes de clase voladura.  
Elaboración: El autor.

#### 4.1.6. Estabilidad

Los explosivos deben ser químicamente estables, donde el balance de oxígeno debe tender a cero de manera que sean eficaces y no se descompongan en condiciones ambientales normales, se debe saber su tiempo de caducidad.

#### 4.1.7. Resistencia al agua

Capacidad de resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características.

Tabla 4. Características de resistencia al agua de diferentes explosivos.

Tipo	Resistencia
Dinamita granulada	Mala a buena
Dinamita gelatina	Buena a excelente
Emulsión encartuchada	Muy buena
Emulsión a granel	Muy buena
Anfo colocado neumáticamente	Malo
Anfo pesado	Mala a muy buena

Fuente: Apuntes de clase voladura.

Elaboración: El autor.

#### 4.1.8. Sensibilidad.

Es la medida de la facilidad de iniciación de los explosivos, es decir el mínimo de energía, presión o potencia que es necesaria para que ocurra la explosión.

En la industria de los explosivos la prueba más usada es la de la sensibilidad al fulminante donde se usan fulminantes de diferentes potencias, desde el 4 – 12 de numeración.

#### 4.1.9. Transmisión de detonación.

Esta transmisión dentro de los barrenos es la garantía para conseguir la completa detonación, de las columnas de explosivo, esto se da por transmisión de onda.

El coeficiente de autoexcitación es la distancia máxima a la que un cartucho cebado hace explotar a otro sin cebar (este coeficiente suele estar de 2 a 8 veces el diámetro del explosivo).

#### 4.1.10. Desensibilidad.

Algunos explosivos al aumentar su densidad disminuyen su sensibilidad, la desensibilidad también puede ser producida por:

- Presiones hidrostáticas en barrenos profundos
- Presiones dinámicas
- Por cordón detonante
- Por efecto canal
- Presiones ejercidas por cargas adyacentes.

## 4.2. Propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso.

Las propiedades físicas-mecánicas del macizo rocoso son extensas en función del tipo de estudio a realizarse, para el presente análisis tenso-deformacional se mencionará las siguientes:

### 4.2.1. Peso específico.

El peso específico de la roca depende de sus componentes y se define como el peso por unidad de volumen.

$$\gamma = \frac{P}{V} \quad \text{Ó} \quad \gamma = \rho * g \quad (\text{Ecu. 4.2})$$

Dónde:

$\gamma$ : Peso específico de la roca (Kgf/m<sup>3</sup>)

P: Peso del sólido en unidades de fuerza (Kgf)

V: Volumen del sólido (m<sup>3</sup>)

$g$ : Aceleración de la gravedad (m/s<sup>2</sup>)

### 4.2.2. Densidad.

La densidad de la roca depende de sus componentes y se define como la masa por unidad de volumen.

$$\rho = \frac{M}{V} \quad (\text{Ecu. 4.3})$$

Dónde:

$\rho$ : Densidad de la roca (Kg/m<sup>3</sup>)

M: Masa de la roca (Kg)

V: Volumen de la roca (m<sup>3</sup>)

### 4.2.3. Porosidad.

La porosidad es la relación entre el volumen ocupado por los huecos o poros en la roca y el volumen total (partículas sólidas más huecos).

$$n = \frac{V_v}{V} \quad (\text{Ecu. 4.4})$$

Dónde:

$n$  = Porosidad (%)

$V_v$  = Volumen de huecos o poros (cm<sup>3</sup>)

$V$  = Volumen de total (partículas sólidas más huecos), (cm<sup>3</sup>)

Es la propiedad que más afecta a las características y mecánicas, siendo inversamente proporcional a la resistencia y a la densidad y directamente proporcional a la deformabilidad.

#### 4.2.4. Permeabilidad.

La permeabilidad es la capacidad de transmitir agua de una roca. La mayoría de las rocas presentan permeabilidades bajas a muy bajas. La filtración y el flujo de agua se producen a favor de los poros y fisuras.

$$k = K \frac{\gamma_w}{\mu} \quad (\text{Ecu. 4.5})$$

Dónde:

$k$ : Permeabilidad (cm/s)

$K$ : Permeabilidad intrínseca (cm/s)

$\gamma_w$ : Peso específico del agua (gf/cm<sup>3</sup>)

$\mu$ : Viscosidad del agua

#### 4.2.5. Resistencia a compresión uniaxial.

Es el máximo esfuerzo que soporta la roca sometida a compresión uniaxial, determinada sobre una probeta cilíndrica sin confinar en el laboratorio.

$$\sigma_c = \frac{F_c}{A} \quad (\text{Ecu. 4.6})$$

Dónde:

$\sigma_c$ : Resistencia a compresión uniaxial (Kgf/m<sup>2</sup>)

$F_c$ : Fuerza compresiva aplicada (Kgf)

$A$ : Área de aplicación (m<sup>2</sup>)

$$RQD = 100 * e^{-0.1\lambda} * (0.1\lambda + 1) \quad (\text{Ecu.4.6.1})$$

Dónde

$\lambda$  = N° de discontinuidades por metro lineal

$\lambda$  = 13 promedio registrado en el túnel

#### 4.2.6. Resistencia a la tracción.

Es el máximo esfuerzo que soporta el material ante la rotura por tracción. Se obtiene aplicando fuerzas traccionales o distensivas a una probeta cilíndrica en laboratorio.

$$\sigma_t = \frac{F_t}{A} \quad (\text{Ecu. 4.7})$$

Dónde:

$\sigma_c$ : Resistencia a tracción (Kgf/m<sup>2</sup>)

$F_c$ : Fuerza de tracción aplicada (Kgf)

A: Área - sección de la probeta (m<sup>2</sup>)

#### 4.2.7. Resistencia al corte.

Determina la resistencia al corte de pico y residual en discontinuidades en función de los esfuerzos normales aplicados sobre el plano consiste en aplicar esfuerzos tangenciales a una muestra de roca que contiene la discontinuidad a ensayar.

$$\tau_p = C + \sigma'_n \tan \phi_p \quad (\text{Ecu. 4.8})$$

Dónde:

$\tau_p$ : Resistencia al corte de pico (Kgf/m<sup>2</sup>)

C: Cohesión (Kgf/m<sup>2</sup>)

$\sigma'_n$ : Esfuerzo efectivo normal al plano de discontinuidad (Kgf/m<sup>2</sup>)

$\phi_p$ : Angulo de fricción de pico ( ° )

#### 4.2.8. Módulo de Young y relación de Poisson.

**Módulo de Young**, en el campo elástico de las rocas representa la relación entre el esfuerzo y la deformación axial (en la misma dirección que la fuerza aplicada).

$$E = \frac{\sigma}{\epsilon_{ax}} \quad (\text{Ecu. 4.9})$$

Dónde:

E: Modulo de Young (Kgf/m<sup>2</sup>)

$\sigma$ : Esfuerzo (Kgf/m<sup>2</sup>)

$\epsilon_{ax}$ : Deformación (adimensional)

**Relación de Poisson**, en el comportamiento elástico del material rocoso es la relación entre la deformación transversal de la probeta y la deformación axial.

$$\nu = \frac{\epsilon_t}{\epsilon_{ax}} \quad (\text{Ecu. 4.10})$$

Dónde:

$\nu$ : Relación de Poisson (adimensional)

$\epsilon_t$ : Deformación transversal de la probeta (adimensional)

$\epsilon_{ax}$ : Deformación axial de la probeta (adimensional)

#### 4.2.9. Cohesión y fricción.

**Cohesión** es la fuerza de atracción entre partículas adyacentes dentro de un mismo cuerpo.

**Angulo de Fricción** es el ángulo al que se da la resistencia al deslizamiento causado por la fricción que hay entre dos superficies de contacto.

### 4.3. Análisis tenso-deformacional en 2 dimensiones.

La realidad física en la cual nos desenvolvemos es tridimensional, y todos los problemas de mecánica de sólidos son en rigor, tridimensionales. No obstante, en muchas ocasiones es posible obtener una solución aproximada, útil desde el punto de vista práctico en función solamente de las componentes de deformación y las componentes de tensión en el plano x-y.

#### 4.3.1. Tensión.

La tensión se origina como consecuencia de una fuerza, y es el estado de un cuerpo sometido a la acción de fuerzas opuestas que lo atraen.

#### **4.3.2. Esfuerzo.**

El esfuerzo sinónimo de tensión, también se interpreta como resistencia que ofrece un área unitaria del material del que está hecho un miembro para una carga aplicada externa (MOTT, 1999).

#### **4.3.3. Deformación.**

La deformación es el cambio en el tamaño o forma de un cuerpo debido a esfuerzos internos producidos por una o más fuerzas aplicadas sobre el mismo o la ocurrencia de dilatación térmica.

### **4.4. Tensiones en el macizo rocoso.**

El conocimiento de las tensiones y deformaciones que pueden llegar a soportar el material rocoso ante unas determinadas condiciones permite evaluar su comportamiento mecánico y abordar el diseño de estructuras y obras de ingeniería. La relación entre ambos parámetros describe el comportamiento de los diferentes tipos de rocas y macizos rocosos, que depende de las propiedades de los materiales y de las condiciones a las que están sometidos en la naturaleza.

#### **4.4.1. Tensión natural.**

A la hora de plantear la construcción de un túnel, necesitamos conocer el estado de tensiones al que se encuentra sometido el terreno objeto de la excavación, es decir, el estado de tensiones natural está definido por las tensiones en que se encuentra sometido el terreno antes de la excavación.

#### **4.4.2. Tensión natural vertical.**

Fuerza aplicada perpendicular al eje horizontal.

$$P_z = \gamma * z \quad (\text{Ecu. 4.11})$$

Dónde:

$P_z$ : Tensión natural vertical (MN/m<sup>2</sup>)

$\gamma$ : Peso específico de la roca (MN/m<sup>3</sup>)

$z$ : Profundidad de interés (m)



#### **4.4.3. Tensión natural horizontal (aplicable a rocas poco competentes).**

Fuerza aplicada paralela al eje horizontal

$$P_h = \frac{v}{1-v} * \gamma * z \quad (\text{Ecu. 4.12})$$

Dónde:

$P_h$ : Tensión natural horizontal (MN/m<sup>2</sup>)

$v$ : Coeficiente de Poisson (adimensional)

$\gamma$ : Peso específico de la roca (MN/m<sup>3</sup>)

$z$ : Profundidad de interés (m)

#### **4.4.4. Esfuerzos inducidos.**

Se debe tener en cuenta que la construcción de un túnel, modifica el estado de tensiones tanto horizontal como vertical (esfuerzos inducidos), de manera que se genera un desequilibrio en el momento de abrir la excavación y que dicho desequilibrio puede provocar que el terreno colapse entorno al túnel.

La estimación de los esfuerzos tanto vertical como horizontal se los puede obtener a través de clasificaciones geomecánicas como RMR y el parámetro Q.

##### ***4.4.4.1 Esfuerzo inducido principal mayor.***

Esfuerzo vertical inducido al macizo rocoso encima de la excavación, opuesto al esfuerzo vertical resistente del macizo.

##### ***4.4.4.2 Esfuerzo inducido principal menor.***

Esfuerzo horizontal inducido al macizo rocoso a un lado de la excavación, opuesto al esfuerzo horizontal resistente del macizo.

#### **4.4.5. Esfuerzos resistentes.**

Una vez que se ha realizado la construcción de un túnel, se modifica el estado de tensiones tanto horizontal como vertical (esfuerzos inducidos), y el macizo rocoso tiene una resistencia de manera que si es mayor a los esfuerzos inducidos la excavación será estable, caso contrario colapsará

La estimación de la resistencia tanto vertical como horizontal se la puede obtener a través de la clasificación geomecánica GSI (Hoek y Marinos, 1997) y Resistencia Uniaxial del Macizo Rocosos (Hoek y Brown, 2002).

#### ***4.4.5.1 Esfuerzo resistente principal mayor.***

Esfuerzo vertical resistente del macizo rocoso opuesto al esfuerzo vertical inducido una vez que se ha realizado la excavación, se ubica en la clave del túnel.

#### ***4.4.5.2 Esfuerzo resistente principal menor.***

Esfuerzo horizontal resistente del macizo rocoso opuesto al esfuerzo horizontal inducido una vez que se ha realizado la excavación, se ubica en los hastiales del túnel.

### **4.5. Clasificaciones geomecánicas aplicadas a túneles.**

#### **4.5.1. Sistema RMR (Bieniawski 1973, 1989).**

En este sistema RMR se obtiene como suma de cinco parámetros que son a su vez función de:

- La resistencia a compresión simple de la roca matriz
- RQD
- Espaciamiento de las discontinuidades
- Condición de las discontinuidades
- Condición del agua

El sistema RMR esta sintetizado en la tabla 5 (sistema básico) y en el conjunto de gráficos de apoyo a la clasificación original que permiten hacer continuas algunas de las “ventanas”. Una vez que se obtiene el RMR básico (un número entre 1 y 100), Bieniawski propone ajustarlo en función de la relación entre la orientación del túnel y de las discontinuidades (Ver tabla 9).

El resultado de la resta con el factor de ajuste negativo nos da el sistema RMR final, que varía entre 0 – 100, y que clasifica a los macizos rocosos en cinco clases.

La clasificación RMR nos proporciona:

1. La calidad global del macizo rocoso
2. La cohesión y ángulo de fricción
3. Una idea del tiempo de autosostenimiento de la excavación
4. Recomendaciones para el sostenimiento de túneles en forma de arco de herradura construidos por el sistema convencional.
5. Correlaciones con otras propiedades del macizo rocoso.

Tabla 5. Parámetros de clasificación RMR.

Parámetro			Rango de valores						
1	Resistencia de la roca intacta	Ensayo puntual carga	> 10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa			
		Compresión simple	> 250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MP	< 1 MPa
	valor	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD		90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	<25%		
	valor		20	17	13	8	3		
3	Espaciado de las discontinuidades		> 2 m	0,6-2 m	0,2-0,6 m	6-20 cm	< 6 cm		
	valor		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	< 1 m	1 – 3 m	3 – 10 m	10 – 20 m	> 20 m		
		Valor	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	< 0.1 mm	0.1 – 1.0 mm	1 – 5 mm	> 5 mm		
		Valor	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Valor	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm		
		Valor	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
valor	6	5	3	1	0				
5	Flujo de agua en las juntas	Relación Pagua / Pprinc	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	> 0,5		
		Condiciones Generales	Completamente secas	Ligeramente húmedas	Húmedas	Goteando	Agua fluyendo		
	valor	15	10	7	4	0			

Fuente: Engineering Rock Mass Classifications. Bieniawski R. (1989).  
 Elaboración: Engineering Rock Mass Classifications. Bieniawski R. (1989).

Tabla 6. Puntaje según el valor del RQD.

RQD %	Puntaje
90 -100	20
75 - 90	17
50 - 75	13
25 - 50	8
< 25	3

Fuente: Engineering Rock Mass Classifications. Bieniawski R. (1989).

Elaboración: El autor.

Tabla 7. Puntaje según Resistencia a la Compresión Simple.

Índice del Ensayo de Carga Puntual (Mpa)	Resistencia a la Compresión Simple (RCS) (Mpa)	Puntaje
> 10	> 250	15
4 - 10	100 - 250	12
2 - 4	50 - 100	7
1 - 2	25 - 50	4
-	10 - 25	2
-	3 - 10	1
-	< 3	0

Fuente: Engineering Rock Mass Classifications. Bieniawski R, 1989.

Elaboración: El autor.

Tabla 8. Puntaje según Espaciamiento de discontinuidades de la familia más importante.

Espaciamiento (m)	Puntaje
> 2	20
0,6 - 2	15
0,2 - 0,6	10
0,06 - 0,2	8

Fuente: Engineering Rock Mass Classifications. Bieniawski R, 1989.

Elaboración: El autor.

Tabla 9. Puntaje según las condiciones de las discontinuidades.

Descripción	Puntaje
Superficies muy rugosas, de poca extensión, paredes de roca resistente	15
Superficies poco rugosas, apertura menor a 1mm, paredes de roca resistente	12
Superficies poco rugosas, apertura menor a 1mm, paredes de roca blanda	7
Superficies suaves o relleno de falla de 1 a 5 mm de espesor o apertura de 1 a 5 mm, las discontinuidades se extienden por varios metros	4
Discontinuidades abiertas, con relleno de falla de más de 5mm, las discontinuidades se extienden por varios metros	0

Fuente: Engineering Rock Mass Classifications. Bieniawski R. (1989).  
Elaboración: El autor.

Tabla 10. Puntaje según las condiciones de las Aguas Subterráneas.

Filtración por cada 10 m de longitud de túnel ( L/min )	Presión del agua en la discontinuidad dividido la tensión principal mayor	Condiciones Generales	Puntaje
Nada	0	Completamente Seco	15
< 10	0,0 - 0,1	Apenas Húmedo	12
10 - 25	0,1 - 0,2	Húmedo	7
25 - 125	0,2 - 0,5	Goteo	4
> 125	> 0,5	Flujo continuo	0

Fuente: Engineering Rock Mass Classifications. Bieniawski R, 1989.  
Elaboración: El autor.

Tabla 11. Puntaje según corrección por orientación de las discontinuidades.

Evaluación de la influencia de la orientación	Puntaje para Túneles	Puntaje para Fundaciones
Muy favorables	0	0
Favorable	-2	-2
Medio	-5	-7
Desfavorable	-10	-15
Muy desfavorable	-12	-25

Fuente: Engineering Rock Mass Classifications. Bieniawski R, 1989.  
Elaboración: El autor.

Tabla 12. Puntaje según corrección por orientación de las discontinuidades con eje del túnel.

<b>Corrección por orientación del eje del túnel con la principal familia de discontinuidades</b>						
<b>Dirección perpendicular al eje del túnel</b>				<b>Dirección paralela al eje del túnel</b>		<b>Cualquier dirección</b>
<b>Excavación a favor de buzamiento</b>		<b>Excavación en contra de buzamiento</b>				
<b>Buz 45 - 90°</b>	<b>Buz 20 - 45°</b>	<b>Buz 45 - 90°</b>	<b>Buz 20 - 45°</b>	<b>Buz 45 - 90°</b>	<b>Buz 20 - 45°</b>	<b>Buz 0 - 20°</b>
<b>Muy favorable</b>	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Media	Media
<b>0</b>	-2	-5	-10	-12	-5	-5

Fuente: Engineering Rock Mass Classifications. Bieniawski R, 1989.

Elaboración: El autor.

Tabla 13. Categorías de las Clasificaciones Geomecánicas.

<b>CLASIFICACIÓN GEOMECAICA FINAL (BIENIAWSKI)</b>		
<b>RMR - Suma de los puntajes de las tablas</b>	<b>Calificación del Macizo Rocoso</b>	<b>Clase</b>
<b>81 - 100</b>	Muy Bueno	I
<b>61 - 80</b>	Bueno	II
<b>41 - 60</b>	Medio	III
<b>21 - 40</b>	Malo	IV
<b>0 - 20</b>	Muy malo	V

Fuente: Engineering Rock Mass Classifications. Bieniawski R, 1989.

Elaboración: El autor.

Tabla 14. Relación entre RMR y propiedades geomecánicas.

<b>Clase</b>	<b>Calidad</b>	<b>RMR</b>	<b>Cohesión (kPa)</b>	<b>Angulo de fricción (°)</b>
<b>I</b>	Muy buena	81 - 100	> 400	> 45
<b>II</b>	Buena	61 - 80	300 - 400	35 - 45
<b>III</b>	Regular	40 - 60	200- 300	25 - 35
<b>IV</b>	Mala	21 - 40	100 - 200	15 - 25
<b>V</b>	Muy mala	0 - 20	< 100	< 15

Fuente: Engineering Rock Mass Classifications. Bieniawski R, 1989.

Elaboración: El autor.

Tabla 15. Recomendaciones para excavación y sostenimiento en túneles.

<b>Clase de Macizo Rocosos</b>	<b>Excavación</b>	<b>Pernos de Roca (20mm, de diámetro, completamente inyectados)</b>	<b>Shotcrete</b>	<b>Cimbras</b>
<b>Roca muy buena I RMR: 81 - 100</b>	Frente Completo 3m, de avance	Generalmente no se requiere ningún tipo de sostenimiento excepto pernos ocasionales		
<b>Roca buena II RMR: 61 - 80</b>	Frente Completo 1,5 - 3 de avance. Sostenimiento completo a 20m del frente	Localmente, pernos de 3m en la corona espaciados 2.5m, con malla de alambre ocasionalmente	50 mm en la corona donde sea requerido	Ninguno
<b>Roca regular III RMR: 41 - 60</b>	Socavón al tope y banqueo, 1.5 - 3m, de avance en el socavón. Iniciar el sostenimiento después de cada voladura, completar el sostenimiento a 10 m del frente.	Pernos sistemáticos de 4m de longitud. Espaciados 1.5 - 2m en la corona y en las paredes con malla de alambre en la corona	50 - 100 mm en la corona, y 30 mm en las paredes	Ninguno
<b>Roca mala IV RMR: 21 - 40</b>	Socavón al tope y banqueo, 1 - 1,5m, de avance en el socavón. Iniciar el sostenimiento con el avance de la excavación, a 10 m del frente de avance.	Pernos sistemáticos de 4 - 5m de longitud espaciados de 1 a 1,5m en la corona y en las paredes con malla de alambre	100 - 150 mm, en la corona y 100 mm en las paredes	Arcos ligeros a medianos espaciados 1.5m donde sean requeridos
<b>Roca muy mala V RMR: &lt;21</b>	Galerías Múltiples. 0.5 - 1 de avance en el socavón de tope. Iniciar el sostenimiento con el avance de la excavación. Shotcrete tan pronto se haya producido la voladura	Pernos sistemáticos de 5 - 6m de longitud espaciados 1 - 1,5m en la corona y en las paredes, pernos en el piso	150 - 200 mm en la corona y 150 mm en las paredes y 50 mm en el frente	Arcos medianos a pesados espaciados a 0,75m. Con encostillado de acero y marchavantes de ser necesario la selección (invertida)

Fuente: Engineering Rock Mass Classifications. Bieniawski R (1989).  
Elaboración: El autor.

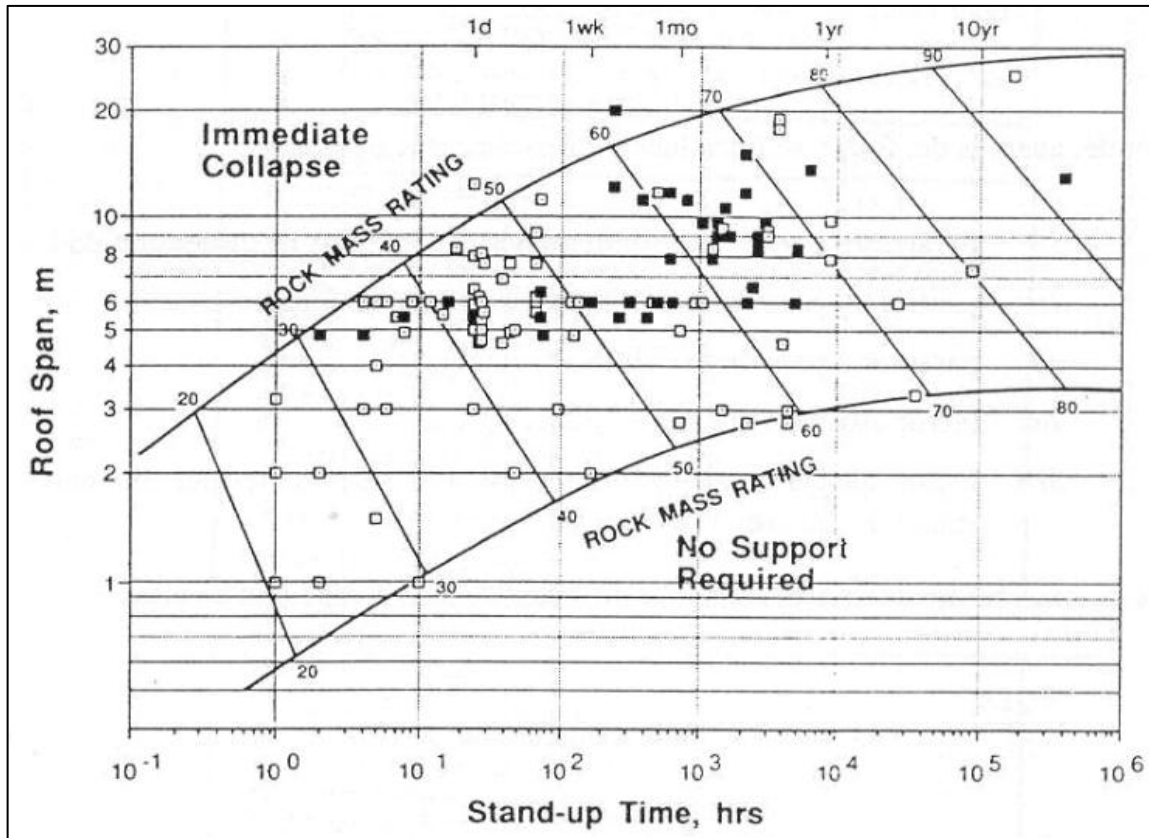


Figura 5. Estimación de tiempo de autoapoyo de la excavación.  
 Fuente: Engineering Rock Mass Classifications. Bieniawski R. (1989).  
 Elaboración: Bieniawski R. (1989).

#### 4.5.2. Sistema Q (Barton, Lien y Lunde, 1974).

Tras evaluar un gran número de casos históricos en excavaciones subterráneas, Barton, Lien y Lunde, (1974) del Instituto Geotécnico de Noruega propusieron un índice de calidad para túneles para la determinación de características del macizo y requisitos de soporte del túnel.

El índice Q se obtiene mediante la siguiente expresión:

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

Dónde:

J<sub>n</sub>: Parámetro para describir el número de familias de discontinuidad

J<sub>r</sub>: Parámetro para describir la rugosidad de las juntas

J<sub>a</sub>: Parámetro para describir la alteración de las juntas

J<sub>w</sub>: Factor asociado al agua en las juntas



SRF: Factor asociado al estado tensional (zonas de corte, fluencia, expansividad, tensiones in-situ)

La asociación de factores permite dar un sentido físico a cada uno de ellos:

$$\frac{RQD}{J_n} : \text{Representa el tamaño del Bloque}$$

$$\frac{J_r}{J_a} : \text{Represente la resistencia al corte entre bloques}$$

$$\frac{J_w}{SRF} : \text{Representa una tensión activa o eficaz}$$

Aunque en el índice Q no se menciona explícitamente la orientación de las juntas, señalan los autores que los valores de  $J_r$  y  $J_a$  se han de referir a la familia de junta que con más probabilidad puedan permitir el inicio de la rotura.

Tabla 16. Valor para describir el número de familias de discontinuidad.

Índice de Diaclasado $J_n$	Valor
Roca Masiva	0,5 - 1
Una Familia de diaclasas	2
Una Familia de diaclasas, con otras diaclasas ocasionales	3
Dos familias de diaclasas	4
Dos familias de diaclasas, con otras diaclasas ocasionales	6
Tres familias de diaclasas	9
Tres familias de diaclasas, con otras diaclasas ocasionales	12
Cuatro o más familias, roca muy fracturada	15
Roca triturada	20

Fuente: Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. Barton, N., Lien, R., and Lunde, J., (1974).

Elaboración: El autor.

Tabla 17. Valor para describir la rugosidad de discontinuidad.

<b>Índice de Rugosidad Jr</b>	<b>Valor</b>
Diaclasas rellenas	1
Diaclasas limpias: <b>Discontinuas</b>	4
<b>Onduladas rugosas</b>	3
<b>Onduladas lisas</b>	2
<b>Planas rugosas</b>	1,5
<b>Planas lisas</b>	1
Lisos o espejos de Falla: <b>Ondulados</b>	1,5
<b>Planos</b>	0,5

Fuente: Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. Barton, N., Lien, R., and Lunde, J., 1974.

Elaboración: El autor.

Tabla 18. Valor para describir la alteración de la discontinuidad.

<b>Índice de Alteración Ja</b>	<b>Valor</b>
Diaclasas de paredes sanas	0,75 - 1
Ligera alteración	2
Alteraciones arcillosas	4
Con detritos arenosos	4
Con detritos arcillosos pre-consolidados	6
Con detritos arcillosos poco consolidados	8
Con detritos arcillosos expansivos	8 - 12
Milonita de roca y arcilla	6 - 12
Milonita de arcilla limosa	5
milonita arcillosa gruesa	10 - 20

Fuente: Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. Barton, N., Lien, R., and Lunde, J., 1974.

Elaboración: El autor.

Tabla 19. Valor reductor por presencia de agua en la discontinuidad.

<b>Coefficiente reductor por presencia de agua <math>J_w</math></b>	<b>Presión de agua (Kgf/cm<sup>2</sup>)</b>	<b>Valor</b>
Excavaciones secas o flujo pequeño es decir con < 5 l/m localmente	< 1	1
Afluencia media con lavado de algunas diaclasas	1 - 2,5	0,66
Grandes flujos o presión alta en roca competente con juntas sin relleno	2,5 - 10	0,5
Grandes flujos o altas presiones	2,5 - 10	0,33
Afluencia excepcional inicial, decreciente con el tiempo	> 10	0,2 - 0,1
Afluencia excepcional inicial o presión continua, constante con el tiempo	> 10	0,1 - 0,05

Fuente: Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. Barton, N., Lien, R., and Lunde, J., 1974.

Elaboración: El autor.

Tabla 20. Valor reductor por presencia de zonas débiles, fuentes o expansivas.

<b>Factor de Reducción de Tensiones SRF</b>	<b>Valor</b>
<b>Zonas Débiles:</b> Multitud de zonas débiles o milonitas	10
Zonas débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta cobertura < 50m	5
Zonas débiles aisladas con arcilla o roca descompuesta con cobertura > 50m	2,5
Abundantes zonas débiles en roca competente, a cualquier profundidad	7,5
Zonas débiles aisladas en roca competente, cobertura < 50m	5
Zonas débiles aisladas en roca competente, cobertura > 50m	2,5
<b>Terreno en bloques muy fracturado, a cualquier profundidad</b>	5
Roca Competente: <b>Pequeña cobertura</b>	2,5
<b>Cobertura Media</b>	1
<b>Gran cobertura</b>	0,5 - 2
Terreno Fluyente: <b>Con bajas presiones</b>	5 - 10
<b>Con altas presiones</b>	10 - 20
Terreno Expansivo: <b>Con presión de hinchamiento moderada</b>	5 - 10
<b>Con presión de hinchamiento alta</b>	10 - 15

Fuente: Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. Barton, N., Lien, R., and Lunde, J., 1974.

Elaboración: El autor.

Tabla 21. Valor de relación de soporte de la excavación.

<b>Tipo de Excavación</b>	<b>ESR</b>
Excavaciones mineras temporales	3 - 5
Excavaciones mineras permanentes, Túneles de conducción de agua para obras hidroeléctricas (con excepción de las cámaras de alta presión para compuertas), Túneles pilotos (exploración), Excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes.	1.6
Cámaras de almacenamiento, plantas subterráneas para tratamiento de agua, Túneles carreteros y ferrocarriles pequeños, Cámaras de alta presión, Túneles auxiliares	1.3
Casas de máquinas, Túneles carreteros y ferrocarriles mayores, refugios de defensa civil, Portales y cruces de túnel	1.0
Estaciones nucleoeeléctricas subterráneas, Estaciones de ferrocarril, Instalaciones para deportes y reuniones, Fabricas.	0.8

Fuente: Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. Barton, N., Lien, R., and Lunde, J., 1974.

Elaboración: El autor.

Tabla 22. Valor del Parámetro Q.3

<b>Valoración</b>	<b>Parámetro Q</b>
Excepcionalmente mala	0,001 - 0,01
Extremadamente mala	0,01 - 0,1
Muy mala	0,1 - 1,0
Mala	1,0 - 4
Regular	4 - 10
Buena	10 - 40
Muy buena	40 - 100
Extremadamente buena	100 - 400
Excepcionalmente buena	400 - 1000

Fuente: Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. Barton, N., Lien, R., and Lunde, J., 1974.

Elaboración: El autor.

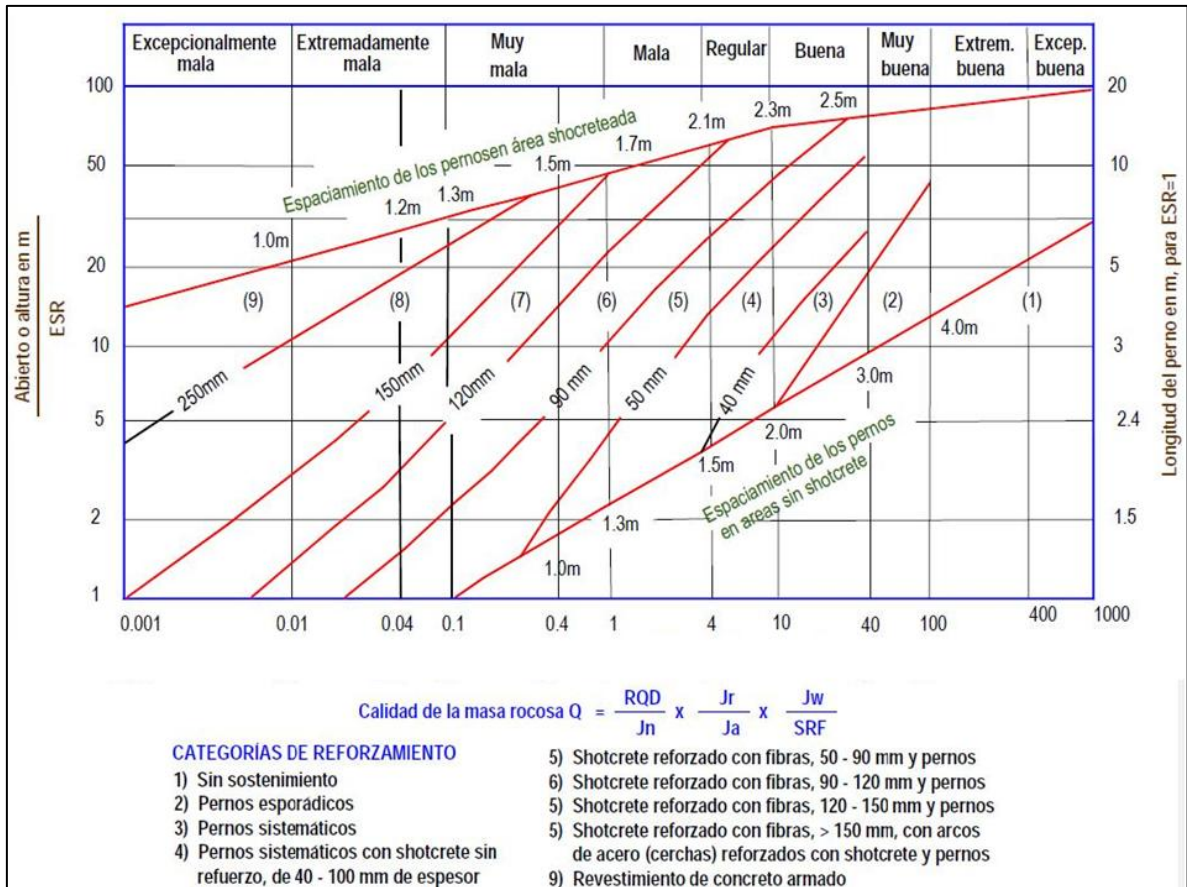


Figura 6. Estimación de soporte para la excavación.

Fuente y Elaboración: Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support. Barton, N., Lien, R., and Lunde, J., 1974.

#### 4.5.3. Índice de resistencia geológica GSI (Hoek y Marinos, Kaiser y Badwen, 1995).

Este índice ayuda a estimar la reducción de la resistencia del macizo rocoso para diferentes condiciones geológicas.

La resistencia de un macizo rocoso fracturado depende de las propiedades de los bloques de la roca intacta y también de la libertad de estos para deslizar y girar bajo condiciones de esfuerzo. Los trozos de roca angulosos, con caras definidas por superficies lisas y abruptas, producen un macizo rocoso mucho más competente que uno que contenga bloques redondeados por material alterado.

<b>CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO PARA ESTIMAR EL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI)</b> A partir de la descripción de la estructura y las condiciones de la superficie de la masa rocosa, seleccionar el intervalo apropiado de esta gráfica. Estimar el valor promedio del Índice de Resistencia Geológica (GSI) de dicho intervalo. No intentar ser tan preciso. Escoger un rango de GSI de 36 a 42 es más aceptable que fijar un GSI = 38. También es importante reconocer que el criterio de Hoek-Brown debería ser aplicado solamente en macizos rocosos donde el tamaño de los bloques o fragmentos es pequeño comparado con el tamaño de la excavación a ser evaluada. Cuando el tamaño de los bloques individuales es aproximadamente mayor a un cuarto de la dimensión de la excavación, generalmente la falla estaría controlada por la estructura y el criterio de Hoek-Brown no debería ser utilizado.		CONDICIÓN SUPERFICIE DE DISCONTINUIDADES				
ESTRUCTURA		DISMINUCIÓN EN CALIDAD DE SUPERFICIE				
MACIZOS NO FOLIADOS	MACIZOS FOLIADOS					
<b>INTACTO O MASIVO</b> macizo rocoso con pocas discontinuidades, carentes de planos de foliación		90				
<b>NO FOLIADO/FRACTURADO</b> macizo rocoso poco perturbado consistente de bloques cúbicos formados por tres sistemas ortogonales de discontinuidades, muy bien unidos entre sí	<b>POCO FOLIADO</b> macizo rocoso parcialmente fracturado con hasta tres sistemas de discontinuidades. Puede contener intercalaciones delgadas de rocas foliadas	80	70			
<b>NO FOLIADO/MUY FRACTURADO</b> macizo rocoso parcialmente perturbado consistente de bloques angulares unidos entre sí, formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades	<b>MODERADAMENTE FOLIADO</b> macizo rocoso fracturado constituido por intercalaciones de rocas foliadas y no foliadas en proporciones semejantes		60	50		
<b>NO FOLIADO/PERTURBADO</b> macizo rocoso plegado y/o fallado con bloques angulares formados por la intersección de varios sistemas de discontinuidades	<b>FOLIADO</b> macizo rocoso plegado y/o fallado, muy fracturado, donde predominan las rocas foliadas, con ocasionales intercalaciones de rocas no foliadas			40		
<b>NO FOLIADO/DESINTEGRADO</b> macizo rocoso altamente fracturado con mezcla de fragmentos angulares y redondeados, pobremente unidos entre sí	<b>MUY FOLIADO</b> macizo rocoso plegado y/o fallado, muy fracturado, constituido únicamente por rocas muy foliadas			30	20	
<b>NO FOLIADO/PULVERIZADO</b> macizo rocoso totalmente fracturado producto de la alteración tectónica, carente de bloques	<b>BRECHADO/CIZALLADO</b> macizo rocoso muy plegado, alterado tectónicamente, con aspecto brechoide.					10
		AUMENTO EN LA PRESENCIA DE MACIZOS FOLIADOS O DISMINUCIÓN DEL ENTRAMBAMIENTO ENTRE BLOQUES				
		MUY BUENA Muy rugosa, bordes sanos, superficies cerradas, sin rellenos				
		BUENA Rugosa, ligeramente metotizada, abertura menor a 0,1 mm, predominan los rellenos duros				
		MEDIA Ligeramente rugosa, moderadamente metotizada, abertura entre 0,1-1,0 mm, rellenos duros y blandos				
		MALA Lisa, muy metotizada, abertura entre 1,0-5,0 mm, predominan los rellenos blandos				
		MUY MALA Espesos de falla, superficies descompuestas, abertura mayor a 5,0 mm, rellenos blandos				

Figura 7. Estimación de GSI para macizos diaclasados y foliados.  
 Fuente: Hoek y Marinis, 2000  
 Elaboración: Hoek y Marinis, 2000.

#### 4.5.4. Criterio de rotura y resistencia uniaxial del macizo rocoso (Hoek y Brown, 2002).

Hoek y Brown introdujeron su criterio de rotura en un intento de proporcionar los datos de partida para el análisis necesario en el diseño de excavaciones subterráneas en roca competente y fracturada. El criterio se dedujo a partir de los resultados de las investigaciones de Hoek de roturas frágiles de rocas intactas y de un modelo de estudio del comportamiento de macizos rocosos de Brown.

#### 4.5.4.1. Ecuación original Hoek y Brown.

Modelo para roca competente, parte del estudio de la roca intacta, incluye factores reductores.

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left( m \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^{0.5} \quad (\text{Ecu. 4.13})$$

Dónde:

$\sigma'_1$  y  $\sigma'_3$ : Esfuerzos principales efectivos mayor y menor en el momento de rotura

$\sigma_{ci}$ : Resistencia a la compresión uniaxial de material intacto

m y s: constantes del material, s=1 para roca intacta

#### 4.5.4.2 Criterio de Hoek y Brown generalizado.

El concepto del criterio de Hoek y Brown generalizado radica en que la forma de la curva de la tensión principal o la envolvente de Mohr podría ajustarse por medio de un coeficiente variable, a, en lugar del término de la raíz cuadrada.

Una vez que la rotura se propaga desde el borde de la excavación formando un campo de esfuerzos biaxial en rotura, se estabiliza cuando la relación de esfuerzos de resistencia (definidas por la siguiente ecuación) llegan a ser mayores que los esfuerzos inducidos.

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left( mb \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (\text{Ecu. 4.14})$$

Donde  $m_b$  es valor reducido de la constante del material  $m_i$  y está dada por:

$$mb = m_i \exp\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right) \quad (\text{Ecu. 4.15})$$

s y a son constantes del macizo rocoso dadas por las siguientes relaciones:

$$s = \exp\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right) \quad (\text{Ecu. 4.16})$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} (e^{-GSI/15} - e^{-20/3}) \quad (\text{Ecu. 4.17})$$

D es un factor de daños por voladuras y varía desde 0 para macizos inalterados a 1 para macizos muy alterados.

#### 4.5.4.3. Resistencia a la compresión uniaxial del macizo rocoso.

La rotura se inicia en el contorno de una excavación cuando los esfuerzos inducidos en dicho contorno exceden el valor de  $\sigma_c$

Se obtiene haciendo que  $\sigma'_3 = 0$  dando así:

$$\sigma_c = \sigma_{ci} * s^a \quad (\text{Ecu. 4.18})$$

#### 4.5.4.4. Resistencia a tracción del macizo rocoso.

Se obtiene haciendo  $\sigma'_1 = \sigma'_3 = \sigma_t$  lo cual representa una condición de tensión biaxial.

$$\sigma_t = -\frac{s * \sigma_{ci}}{m_b} \quad (\text{Ecu. 4.19})$$

#### 4.5.4.5. Módulo de deformación del macizo rocoso.

Sí;  $\sigma_{ci} \leq 100 \text{ MPa}$

$$Em \text{ (GPa)} = \left(1 - \frac{D}{2}\right) \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} 10^{\frac{GSI-10}{40}} \quad (\text{Ecu. 4.20})$$

Sí;  $\sigma_{ci} > 100 \text{ MPa}$

$$Em \text{ (GPa)} = \left(1 - \frac{D}{2}\right) 10^{\frac{GSI-10}{40}} \quad (\text{Ecu. 4.21})$$

#### 4.5.4.6. Resistencia global del macizo rocoso.

Existe un gran número de problemas prácticos en los que el comportamiento mecánico del macizo rocoso no resulta directamente controlado ni por planos específicos de discontinuidades ni por las resistencias a la compresión uniaxial o al corte intrínseco a los materiales rocosos constituyentes del macizo, sino por la resistencia global del conjunto constituido por los materiales rocosos, geometría específica y relativa de las macroestructuras del medio discontinuo, entre otros. Ej. Cuando se considera la rotura de un pilar es útil tener una estimación de la resistencia global del pilar.

$$\sigma'_{cm} = \sigma_{ci} \frac{[m_b + 4s - a(m_b - 8s)] (m_b/4 + s)^{a-1}}{2(1+a)(2+a)} \quad (\text{Ecu. 4.22})$$



#### 4.5.4.7. Angulo de fricción y resistencia cohesiva.

Es necesario tener el ángulo de fricción y la resistencia cohesiva para cada macizo rocoso e intervalo de esfuerzos. Esto se consigue ajustando una relación lineal media a la curva generada a partir de la ecuación del criterio generalizado para un intervalo de esfuerzo principal definido  $\sigma_t < \sigma_3 < \sigma'_{3max}$ .

$$\phi' = \sin^{-1} \left[ \frac{6 am_b (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}}{2(1+a)(2+a) + 6 am_b (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}} \right] \quad (\text{Ecu. 4.23})$$

$$c' = \frac{\sigma_{ci} [(1+2a)s + (1-a)m_b \sigma'_{3n}] (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}}{(1+a)(2+a) \sqrt{1 + \frac{6 am_b (s + m_b \sigma'_{3n})^{a-1}}{(1+a)(2+a)}}} \quad (\text{Ecu. 4.24})$$




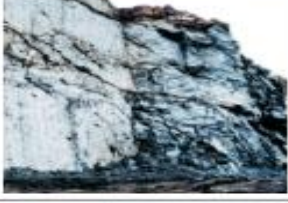

siendo  $\sigma'_{3n} = \sigma'_{3max} / \sigma_{ci}$ .

#### 4.5.4.8. Determinación de $\sigma'_{3max}$ .

Para el caso de túneles profundos el método usa soluciones elasto-plásticas que incorporan los criterios de Hoek-Brown Generalizado y Mohr Coulomb para generar cientos de resultados donde el valor de  $\sigma'_{3max}$  genera curvas características similares para ambos criterios de rotura, o perfiles de subsidencia equivalentes para túneles superficiales.

$$\frac{\sigma'_{3max}}{\sigma'_{cm}} = 0.47 \left( \frac{\sigma'_{cm}}{\gamma H} \right)^{-0.94} \quad (\text{Ecu. 4.25})$$

Tabla 23. Valor “D” define la calidad de excavación.

Apariencia del macizo rocoso	Descripción del macizo rocoso	Valor <i>D</i> sugerido
	Excelente calidad de voladura controlada o excavación con tuneladora, TBM, con resultados de alteración mínima del macizo rocoso confinado circundante al túnel	<i>D</i> = 0
	Excavación mecánica o manual en macizos rocosos de mala calidad (sin voladuras) con una alteración mínima en el macizo rocoso circundante.  Cuando aparezcan problemas de deformación en el piso durante el avance, la alteración puede ser severa a menos que se coloque una contrabóveda temporal, tal como se muestra en la fotografía.	<i>D</i> = 0  <i>D</i> = 0.5 No invert
	Voladura de muy mala calidad en un túnel en roca competente con daños locales severos, extendiéndose 2 o 3 m en el macizo rocoso circundante.	<i>D</i> = 0.8
	Pequeñas voladuras en taludes de ingeniería civil dan lugar a pequeños daños al macizo rocoso, particularmente si se usan voladuras de contorno como se muestra en el lado izquierdo de la fotografía. Sin embargo la liberación de tensiones resulta en alguna alteración.	<i>D</i> = 0.7 Good blasting  <i>D</i> = 1.0 Poor blasting
	Los taludes en las grandes minas a cielo abierto sufren alteraciones significativas debido a las grandes voladuras de producción y también debido a la relajación de tensiones al retirar el estéril de recubrimiento.  En algunas rocas blandas la excavación puede llevarse a cabo mediante el ripado y empuje con tractores de orugas y el grado de afección a los taludes será menor.	<i>D</i> = 1.0 Production blasting  <i>D</i> = 0.7 Mechanical excavation

Fuente: Failure criterion. Hoek and Brown, 2002 Edition.  
Elaboración: Hoek and Brown, 2002.

#### 4.5.5. Correlación entre RMR, Q Y GSI.

$$RMR = 9L_n Q + 44 \quad (\text{Ecu. 4.26})$$

$$Q = 2,7^{\left(\frac{RMR-44}{9}\right)} \quad (\text{Ecu. 4.27})$$

$$GSI = RMR - 5 ; \text{Para macizos } RMR < 20 \quad (\text{Ecu. 4.28})$$

$$GSI = RMR ; \text{Para macizos } RMR > 20 \quad (\text{Ecu. 4.29})$$

#### 4.5.6. Reemplazo de parámetros geomecánicos en la ecuación de Ashby para el cálculo de consumo específico de la mezcla explosiva comercial.

Ashby en su intento de obtener un índice de consumo específico de explosivo para un determinado macizo rocoso, ya correlaciona algunos parámetros geomecánicos teniendo modelos más cerca a la realidad, en la actualidad con los modelos de resistencia del macizo rocoso de Hoek y Brown 2002, se tiene para metros geomecánicos con mayor precisión como es el caso del ángulo de ficción del macizo rocoso específicamente para túneles y galerías el cual está en función de la resistencia a la compresión, tipo de excavación, profundidad del túnel etc.

Ecuación de Ashby:

$$C.E = \frac{0.56 * \rho * \tan(\varphi + i)}{\sqrt[3]{\text{frecuencia de fracturas } (Jv)}} \quad (\text{Ecu. 4.30})$$

Dónde:

C.E = Consumo específico de explosivo (kg/m<sup>3</sup>)

$\rho$  = Densidad de la roca (ton/m<sup>3</sup>)

$\varphi$  = Ángulo de fricción interna

$i$  = Ángulo de rugosidad

Jv = frecuencia de fracturas

Sabemos que  $\varphi + i = \emptyset$  (ángulo de fricción de macizo rocoso), de manera que la ecuación queda así:

$$C.E = \frac{0.56 * \rho * \tan(\emptyset)}{\sqrt[3]{\text{frecuencia de fracturas } (Jv)}} \quad (\text{Ecu. 4.31})$$

Si la ecuación del ángulo de fricción del macizo rocoso según Hoek y Brown (2002) es:

$$\phi' = \sin^{-1} \left[ \frac{6am_b(s + m_b\sigma'_{3n})^{a-1}}{2(1+a)(2+a) + 6am_b(s + m_b\sigma'_{3n})^{a-1}} \right] \quad (\text{Ecu. 4.32})$$

Reemplazando en la ecuación de Ashby tenemos:

$$C.E = \frac{0.56 * \rho * \tan(\sin^{-1} \left[ \frac{6am_b(s + m_b\sigma'_{3n})^{a-1}}{2(1+a)(2+a) + 6am_b(s + m_b\sigma'_{3n})^{a-1}} \right])}{\sqrt[3]{\text{frecuencia de fracturas } (Jv)}} \quad (\text{Ecu. 4.33})$$

Uno de los modelos matemáticos del RQD propuesta por Palmstrom (1974) es:

$$RQD = 115 - 3.3Jv \quad (\text{Ecu. 4.34})$$

$$Jv = \frac{115 - RQD}{3.3} \quad (\text{Ecu. 4.35})$$

Reemplazamos en la ecuación de Ashby y obtenemos la ecuación final:

$$C.E = \frac{0.56 * \rho * \tan(\text{sen}^{-1} \left[ \frac{6am_b(s+m_b\sigma_{3n})^{a-1}}{2(1+a)(2+a)+6am_b(s+m_b\sigma_{3n})^{a-1}} \right])}{\sqrt[3]{\frac{115-RQD}{3.3}}} \left[ \frac{kg}{m^3} \right] \quad (\text{Ecu. 4.36})$$

Calculo de la constante “c” de la roca según la ecuación:

$$C = 0.8784 * CE + 0.0052 \quad (\text{Ecu. 4.37})$$

#### **4.5.7. Método postulado por Holmberg para diseñar los parámetros de perforación y voladura para minería subterránea y tunelería (Holmberg, 1999).**

La necesidad de construir túneles de grandes dimensiones, hace necesario el uso de taladros de diámetro cada vez mayores y el uso de mezclas explosivas en mayor cantidad. Esto implica que en los diseños de perforación y voladura se tenga que poner especial cuidado en los cálculos.

Para facilitar los cálculos tanto en minería subterránea como en túneles, Holmberg ha dividido el frente en 4 secciones. Cada una de estas secciones debe ser tratada de forma especial durante los cálculos; estas secciones son las siguientes:

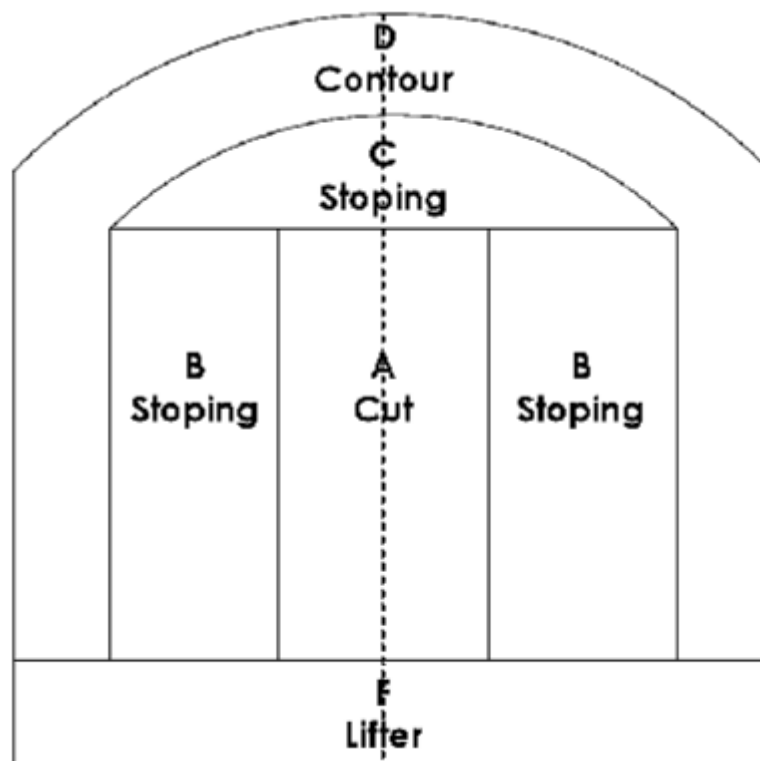


Figura 8. Secciones para el Diseño de Voladura.  
 Fuente: Manual de perforación y voladura, López. J, 1967  
 Elaboración: López J, 1967.

- A- Sección de corte
- B- Sección de tajeo
- C- Sección de alza
- D- Sección de contorno
- E- Sección de arrastre

La operación más importante en el proceso de voladura de túneles es la creación de la cara libre en el frente del túnel.

Los cálculos típicos de carga explosiva de acuerdo al método postulado por este investigador se llevan a cabo mediante siguiente algoritmo:

- Calculo para determinar el avance
- Calculo del arranque
- Primer cuadrante
- Segundo cuadrante
- Tercer cuadrante
- Cuarto cuadrante
- Calculo de arrastres
- Calculo de los taladros de piso

- Calculo de taladros de hastiales
- Calculo de zonas de tajeo

Este método y algoritmo propuesto por Holmberg es recomendable para el cálculo y diseño de voladura de roas en minería subterránea y tunelería.

El éxito o fracaso en la voladura de rocas en tunelería está en función directa de la creación de las caras libres; esto significa: que el arranque debe ser cuidadosamente diseñado. La disposición de secuencia y retardos debe ser tal que permita una abertura con un incremento gradual en su tamaño hasta que los taladros de ayuda puedan tener caras libres apropiadas.

El tipo de arranque será elegido de acuerdo al equipo de perforación disponible, el ancho del túnel y el avance deseado, en el corte en v el avance está limitado por el ancho del túnel; cosa que no sucede con los cortes paralelos.

#### **4.5.7.1. Avance por disparo.**

El avance está restringido por el diámetro del taladro de alivio y por la desviación de los taladros.

El avance que se espera tener por disparo debe ser mayor del 95% de la profundidad del taladro.

$$HH = 0.5 + 34.1\phi - 39.4\phi^2 \quad (\text{Ecu. 4.38})$$

Dónde:

H = Profundidad del taladro (m)

$\phi$  = Diámetro del taladro de alivio (m)

El avance será 95% x H

I = 0.95 x H

Las relaciones anteriores son válidas solamente para condiciones en que la desviación de la perforación no sea mayor de 2%.

La mayoría de casos de perforación en túneles no se dispone de máquinas que perforen a la vez los taladros de producción y el taladro de alivio, por eso el diámetro del taladro de alivio equivalente se obtiene a partir de la siguiente relación:

$$\phi = \sqrt{n} * d_0 \quad (\text{Ecu. 4.39})$$

Dónde:

$d_0$  = Diámetro de los taladros de alivio en el arranque

$\sqrt{n}$  = Numero de taladros de alivio en el arranque

$\phi$  = Diámetro del taladro de alivio equivalente

#### 4.5.7.2. Diseño de arranque.

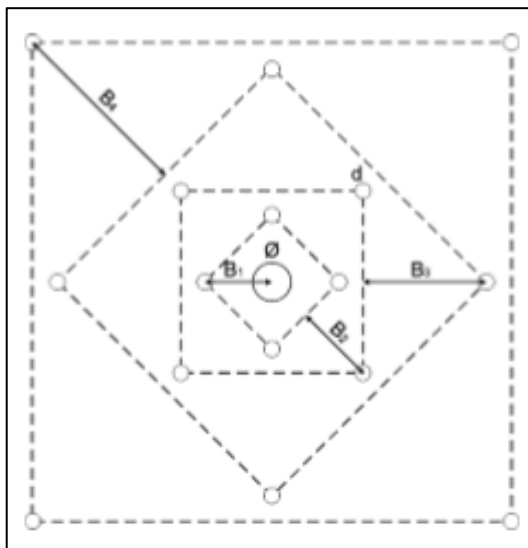


Figura 9. Secciones de arranque.  
Fuente: Manual de perforación y voladura, López (1967).  
Elaboración: López (1967)

Calculo para una sección cuadrada de arranque en paralelo

**Primer cuadrante:**

1.5 $\phi$  si la desviación del taladro es (0.5% - 1%)

Burden "B1" =

1.7 $\phi$  si la desviación del taladro es > 1% (Ecu. 4.40)

B1 = Burden del primer cuadrante

$\phi$  = Diámetro del taladro de alivio o equivalente

F = Máxima desviación de la perforación

$$F = \alpha + H + \beta$$

$\alpha$  = Desviación angular (m/m)

$\beta$  = Desviación en el collar o empate (m)

F = Profundidad del taladro (m)

Calculo de concentración de carga en el primer cuadrante

Langefors y Kihlstrom (1963) han establecido un modelo matemático para el cálculo de carga en el primer cuadrante y este es como sigue:

$$q_1 = \frac{d}{0.0032} * \frac{3}{2} * \left(\frac{B}{\phi}\right)^{\frac{3}{2}} * \left(B - \frac{\phi}{2}\right) \quad (\text{Ecu. 4.41})$$

Si  $d > 31.75$  mm

Dónde:

$q_1$  = Concentración de carga (Kg/m) en el 1er cuadrante

B = Burden (m)

$\phi$  = Diámetro del taladro de alivio (m)

d = Diámetro del taladro de producción

La ecuación 6 es válida para diámetros pequeños  $d \leq 1 \frac{1}{4}$

Para diámetros mayores y en general de cualquier tamaño, la concentración de carga en el primer cuadrante puede ser reescrita de la siguiente manera:

$$q_1 = \frac{55 * d * \left(\frac{B}{\phi}\right)^{\frac{3}{2}} * \left(B - \frac{\phi}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right)}{S_{ANFO}} \quad (\text{Ecu. 4.42})$$

Dónde:

$S_{ANFO}$  = Potencia en peso relativa al ANFO

C = Constante de la roca, se refiere a la cantidad de explosivo necesaria para remover 1m<sup>3</sup> de roca.

$C_{\epsilon}$  (0.2 a 0.4) condiciones en las cuales se desarrolló el modelo



**Segundo cuadrante:**

Luego de disparar el primer cuadrante queda una abertura rectangular de ancho  $a$ .

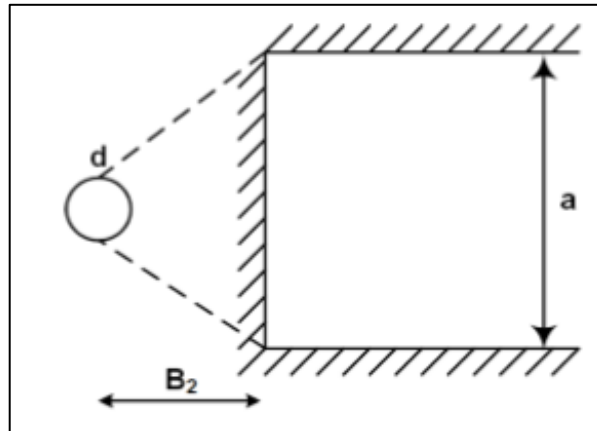


Figura 10. Ancho de la abertura creada en el primer cuadrante.  
Fuente: Manual de perforación y voladura, López. J, 1967.  
Elaboración: López. J, 1967.

$$a = (B_1 - F) \cdot \sqrt{2}$$

Dónde:

$a$  = Ancho de la abertura creada en el primer cuadrante

$B_1$  = Burden en el primer cuadrante (m)

$F$  = Desviación de la perforación (m)

Si se conocen el Burden  $B_1$  y el ancho  $a$ ; la concentración de la carga puede determinarse mediante la siguiente relación.

$$q_2 = \frac{32.3 \cdot d \cdot c \cdot B}{S_{ANFO} \cdot \left[ \sin \left( \arctan \left( \frac{a}{2B} \right) \right) \right]^{1.5}} \left( \frac{Kg}{m} \right) \quad (\text{Ecu. 4.43})$$

En cambio, si son conocidos la concentración de carga y el ancho  $a$ ; el Burden  $B_2$  en el segundo cuadrante puede determinarse en función

$$B = 8.8 \cdot 10^{-2} \cdot \sqrt{\frac{a \cdot q_2 \cdot S_{ANFO}}{d \cdot c}} \quad (m) \quad (\text{Ecu. 4.44})$$

Sustituyendo (8), (9) en (10) el Burden para el segundo cuadrante es:

$$B = 10.5 \cdot 10^{-2} \cdot \sqrt{\frac{(B_1 - F) \cdot q_2 \cdot S_{ANFO}}{d \cdot c}} \quad (\text{Ecu. 4.45})$$

El Burden práctico será:

$$B_2 = (B - F)$$

Restricciones para calcular B:

$$B_2 \leq 2a$$

Si no, ocurrirá deformación plástica

Si no sucediera lo anterior, la concentración de carga se determina por la siguiente relación:

$$q_2 = \frac{22.2 * d * c * 2a}{S_{ANFO} * \left[ \sin \left( \arctan \left( \frac{1}{4} \right) \right) \right]^{1.5}} \quad (\text{Ecu. 4.46})$$

$$q_2 = 540 * \frac{d * c * a}{S_{ANFO}} \text{ (Kg/m)}$$

Si no se satisface la restricción para la deformación sería mejor elegir otro explosivo con una potencia por peso más baja para mejorar la fragmentación.

El ángulo apertura debe ser menor de 90". Esto significa que:

$$B > \frac{a}{2}$$

Gustaffson propone que el Burden para cada cuadrante debe ser:

$$B = 0.7 * a$$

El número de cuadrángulos en el arranque se determina mediante la siguiente regla:

“El número de cuadrángulos en el arranque es que la longitud del lado del ultimo cuadrángulo “a” no debería ser mayor que la raíz cuadrada del avance H.

$$a \leq \sqrt{H}$$

El algoritmo de cálculo de los cuadrángulos restantes es el mismo que para los cálculos del segundo cuadrángulo.

El taco de los taladros en todos los cuadrángulos debe ser 10 veces el diámetro de los taladros de producción.

### 4.5.7.3. Arrastres.

El Burden de los arrastres se determina usando la misma fórmula para voladura de bancos:

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{q * S_{ANFO}}{c * f * \frac{S}{B}}} \quad (\text{Ecu. 4.47})$$

Dónde:

B = Burden (m)

Q = Concentración de carga (Kg/m)

C = Constante de roca

$$\bar{c} + 0.05 \quad B \geq 1.4m \quad (\text{Ecu. 4.48})$$

C =

$$\bar{c} + \frac{0.07}{B} \quad B < 1.1m \quad (\text{Ecu. 4.49})$$

f = Factor de fijación

f = 1 para taladros verticales

f < 1 para taladros inclinados

S/B = Relación de espaciamiento/ Burden

Nota: Esta fórmula para casos en que  $B \leq 0.6H$ ; para otros casos es necesario bajar la concentración de carga.

El número de taladros en el arrastre está dado por:

$$N = \left[ \frac{\text{ancho del tunel} + 2H * \text{sen}(\gamma)}{B} + 2 \right] \quad (\text{Ecu. 4.50})$$

Dónde:

N = Numero de taladros de arrastre

H = Profundidad de los taladros

$\gamma$  = Angulo de desviación en e fondo del taladro

$\bar{\gamma} = 3^a$

B = Burden

El espaciamiento de los taladros S es calculado por la siguiente expresión:

$$S = \left[ \frac{\text{ancho del tunel} + 2H * \text{sen}(\gamma)}{N-1} \right] \quad (\text{Ecu. 4.51})$$

Para taladros de la esquina el espaciamiento está dado por:

$$S^1 = S - H * \text{sen}(\gamma) \quad (\text{Ecu. 4.52})$$

El Burden practico como función de S y F está dado por:

$$S^1 = B - H * \text{sen}(\gamma) - F \quad (\text{Ecu. 4.53})$$

La longitud de la carga de fondo ( $h_b$ ) necesario para eliminar los toes está dado por:

$$h_b = 1.25 * B^1 \quad (\text{Ecu. 4.54})$$

La longitud de carga de columna ( $h_c$ ) está dada por:

$$h_c = H - h_b - 10d \quad (\text{Ecu. 4.55})$$

Generalmente se recomienda cargas de columna 70% de la carga de fondo

Taladros de tajeo (zonas B y C)

Para calcular la carga (q) y el Burden (B) en estas zonas se utilizan los mismos métodos y fórmulas que para el cálculo de bancos usados en los arrastres (lifters) con la diferencia siguiente:

En la sección B ;  $f=1.45$  y  $\frac{S}{B} = 1.25$

En la sección C ;  $f=1.2$  y  $\frac{S}{B} = 1.25$

La concentración de carga de columna debe ser igual al 50% de concentración de la carga de fondo ( $q_b$ ).

Taladros de contorno (zona D)

Si el disparo del túnel no requiere una voladura controlada el Burden y el espaciamiento son determinados de acuerdo a lo que se ha usado para los cálculos en la zona de arrastre con la diferencia que  $f=1.2$  y  $\frac{S}{B} = 1.25$  y la concentración de la carga de columna = 50% de la concentración de la carga de fondo.

Si se usa voladura controlada (smooth blasting) los daños en el techo y las paredes se minimizan. Experiencias de campo (Persson 1973) han establecido el espaciamiento en función general del diámetro.

$$S = K * d \text{ (m)}$$

Donde K es una constante y  $K \in (15,16)$  y para la relación S/B se debe usar un valor de 0.8

Ejemplo: para un diámetro de 41 mm,  $B = 0.8m$ ,  $S = 0.6m$ .

En este caso la concentración mínima por metro de taladro también es función del diámetro del taladro:

$$q = 90 * d^2 \frac{Kg}{m} \quad \text{sí } d \leq 0.15m \quad \text{(Ecu. 4.56)}$$

#### 4.5.8. Diseño de perforación y voladura en galerías de producción.

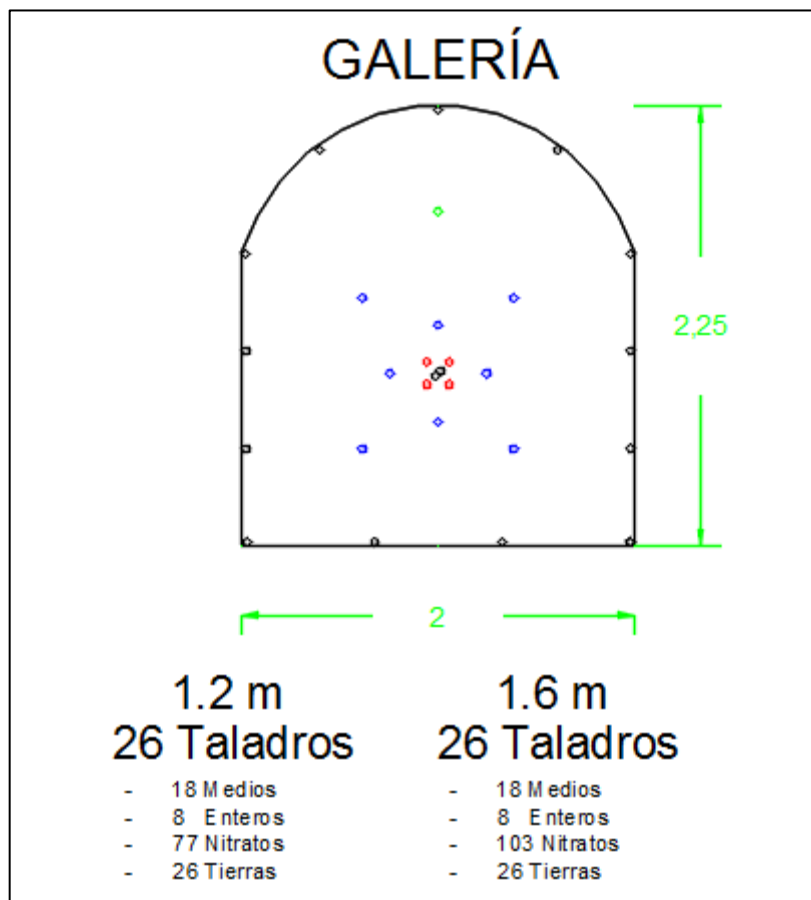
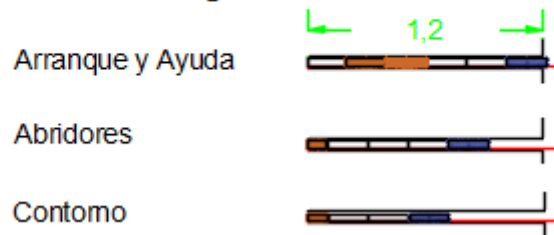


Figura 11. Diseño perforación y voladura en galerías de producción.

Fuente: Departamento de mina, Incamining (2016)

Elaboración: Departamento de mina, Incamining (2016)

### Diseño de carga Barrenos de 1.2 m



### Diseño de carga Barrenos de 1.6 m

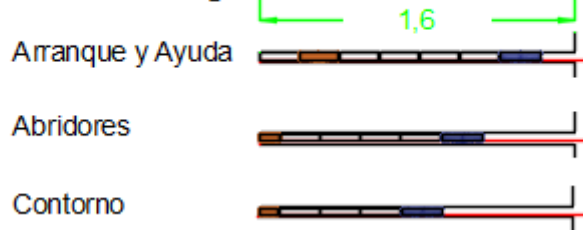


Tabla 24. Características de diseño en Barrenos de 1.2 m.

	BURDEN (cm)	ESPACIAMIENTO (cm)	CARGA/TALADRO teorica (Kg)	CARGA/TALADRO practica (Kg)	# CARTUCHOS anfo
ARRANQUE	8	12	0.8	0.9	4
AYUDAS 1	19	40	0.8	0.9	4
AYUDAS 2	37	78	0.91	0.9	4
DESTROZA	60	65	0.52	0.6	3
HASTIALES	60	50	0.51	0.6	2
TECHO	60	50	0.51	0.6	2
ARRASTRES	60	50	0.77	0.8	4

Fuente: Departamento de mina, Incamining (2016)  
Elaboración: Departamento de mina, Incamining (2016)

**CAPÍTULO V**  
**METODOLOGÍA**

### **5.1. Tipo de estudio.**

El estudio a realizar es de tipo descriptivo – cuantitativo, fundamentado en la mecánica de rocas y sus actualizaciones matemáticas aplicadas a túneles.

Descriptivo ya que a partir de mapeos geomecánicos y análisis de propiedades geomecánica del macizo la cantidad de carga explosiva necesaria para el diseño de la voladura. Cuantitativo ya que debe estimar mediante un factor el consumo específico de sustancia explosiva

La investigación es de campo por el lugar de estudio y mapeo, ya que la toma de datos será en el proyecto minero Incamining, para posteriormente realizar el análisis y diseño.

### **5.2. Universo y muestra.**

En el presente estudio el universo está constituido por el macizo rocoso andesítico existente en la explotación del proyecto minero Incamining a los 130 m aproximadamente bajo la galería de transporte.

La muestra está conformada por el macizo rocoso en el nivel 2 ½ a partir de la intersección del pique principal de transporte desde la abscisa Absc. 000 + 00 m – 060 + 00, lugar a realizar el mapeo geomecánico y posterior análisis.

### **5.3. Métodos y técnicas.**

El primer paso será la revisión de informes técnicos proporcionado por el Departamento de Mina, así como bibliografía de relacionada como:

- Informe geológico – estructural y de reservas al iniciar el proyecto.
- Diseño y topografía de los diferentes niveles del proyecto.
- Mapeos geológicos durante la explotación.
- Libros, tesis y páginas web relacionadas al tema de estudio.

### **5.4. Métodos y técnicas para el levantamiento geomecánica.**

#### **5.4.1. Método y técnica en la descripción geomecánica del macizo rocoso.**

- Reconocimiento visual del macizo rocoso.
- Levantamiento estructural y descriptivo de las discontinuidades.
- Identificación de los las características físicas de la galería y perforación.



#### **5.4.2. Métodos y técnicas para la clasificación del macizo.**

Hay clasificaciones geomecánicas en función de su aplicación, para la investigación se utilizarán las que se aplique a túneles y que sean correlacionales.

- RMR (Rock Mass Rating, Bieniawski, 1989).
- GSI (Hoek y Marinos, 2000)
- Resistencia Uniaxial del Macizo Rocoso (Hoek and Brown, 2002).

#### **5.5. Recolección de datos.**

##### **5.5.1. Trabajo de campo.**

El levantamiento geomecánico del macizo rocoso se realizará en los 60 m que tiene la galería del nivel 2 ½, el formato llevará los datos recolectados de manera que no haya inconvenientes en gabinete.

##### **5.5.2. Trabajo de gabinete.**

Se recolectará toda la información de campo para tratar datos de manera que la información se encuentre ordenada para su fácil análisis e interpretación.

#### **5.5. Tabulación de datos.**

Toda la información que se han recolectado en la galería del nivel 2 ½ debe ser analizada en los siguientes programas:

- Programa Dips tratamiento y análisis estereográfico de datos estructurales para saber cuál es la principal familia de diaclasas y realizar la clasificación geomecánica en esa familia.
- Excel: correlación entre clasificaciones geomecánicas, cálculo de ángulo de fricción del macizo rocoso, parámetro el cual nos ayuda a calcular el consumo específico, posterior a ello realizar la hoja de cálculo para el diseño de la voladura.

De manera que los resultados se encuentren en cuadros comparativos para una fácil interpretación.



**CAPÍTULO VI**  
**ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE DATOS**

## 6.1 Estimación de parámetros geomecánicos del macizo rocoso.

### 6.1.1 Clasificación geomecánica del macizo rocoso.

El análisis geomecánico se ha realizado a lo largo de la galería de desarrollo del nivel 2 ½.

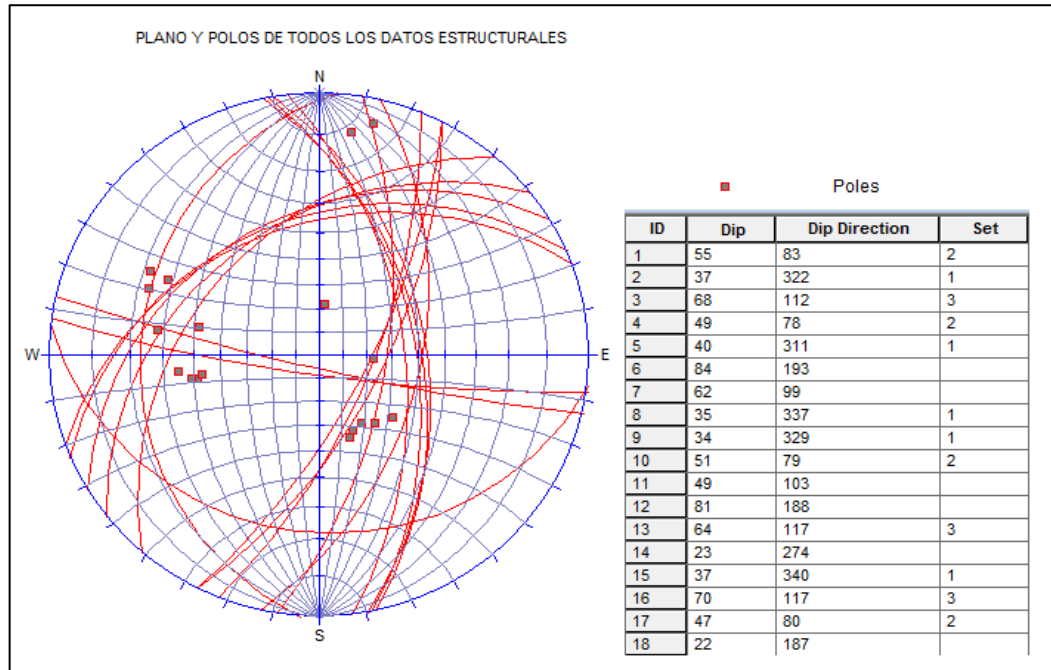


Figura 12. Análisis estereográfico de los sistemas de diaclasas a lo largo de la galería de desarrollo.

Fuente: El autor.

Elaboración: El autor.

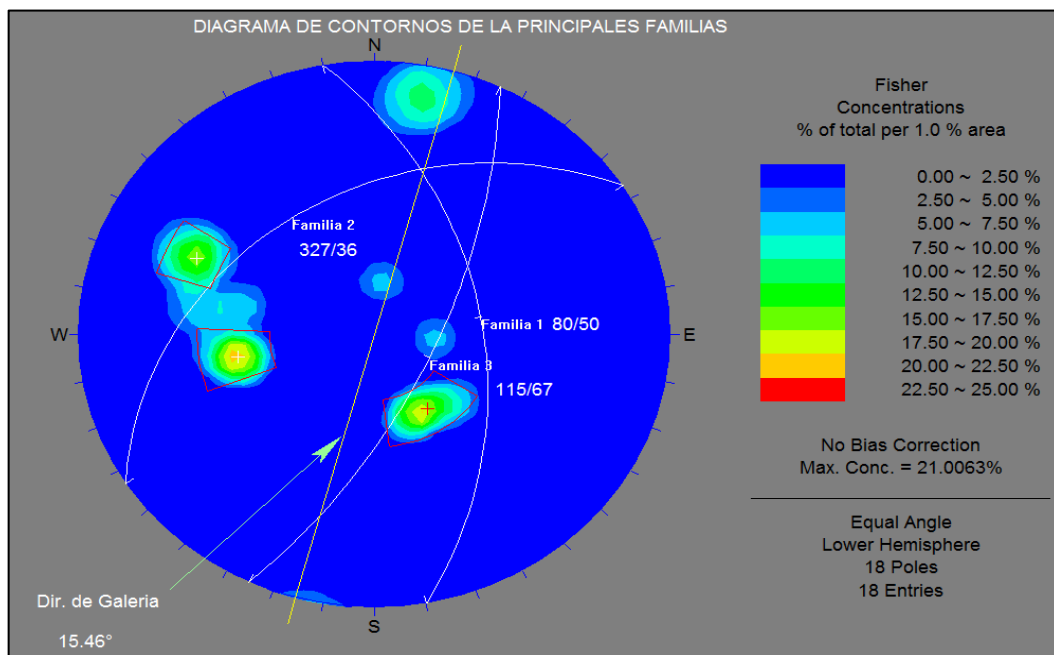


Figura 13. Estimación de la principal familia de diaclasas existente en la galería.

Fuente: El autor.

Elaboración: El autor.

## 6.2. RMR (Rock Mass Rating)

El RMR se determinó mediante mapeos geomecánicos en cada tramo de avance por voladura en una longitud. El valor comprende el promedio correspondiente a los parámetros.

- Resistencia a la compresión uniaxial

$$\sigma_c = 10^{(0.0008 \cdot IR \cdot \delta + 1.01)}$$

(Ver Ecu. 4.6)

Véase la tabla de levantamiento Geomecánico, en Anexo 1.

Dónde:

IR: Índice de rebote del martillo Schmidt

$\delta$ : Peso específico de la roca

$\sigma_c$ : Resistencia a la compresión uniaxial de la roca

Entonces utilizando la ecuación 4.6

$$\sigma_c = 10^{(0.0008 \cdot IR \cdot \delta + 1.01)}$$

$$\sigma_c = 40 \text{ Mpa}$$

**Valoración: 4**

- RQD (Rock Quality Designation)

$$RQD = 100 * e^{-0.1\lambda} * (0.1\lambda + 1)$$

(Ver Ecu. 4.6.1)

Dónde

$\lambda$  = N° de discontinuidades por metro lineal

$\lambda$  = 13 promedio registrado en el túnel

Entonces remplazando en la ecuación 4.6.1

$$\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ de fisuras}}{\text{espaciamiento}}$$

$$\lambda = 13 \frac{\text{dis}}{\text{m}}$$

$$RQD = 100 * e^{-0.1(13)} * (0.1(13) + 1)$$

$$RQD = 62.68 \%$$

**Valoración: 13**

➤ Espaciamiento de discontinuidades

Los resultados respecto a la familia principal de fracturas se describen a continuación:

Tabla 26. Espaciamiento de discontinuidades de las fracturas.

Fracturas	Espaciamiento	Valoración
J1	60-200	8
J4	60-200	8
J10	200-600	10
J17	600-2000	15

Fuente: El autor.

Elaboración: El autor.

**Valoración: 10**

➤ Condiciones de discontinuidades

Tabla 27. Condiciones de discontinuidades

Fracturas	Abertura	Continuidad	Rugosidad	Relleno	Alteraciones
J1	4	2	0	6	0
J4	4	2	0	6	0
J10	4	0	1	6	0
J17	4	1	1	6	0
Promedio	4	1.25	1	6	0

Fuente: El autor.

Elaboración: El autor.

**Valoración: 12**

➤ Aguas subterráneas

Tabla 28. Valores de la presencia de agua en las fracturas

Fracturas	Presencia de Agua	Valoración
J1	Seco	15
J4	Seco	15
J10	Seco	15
J17	Seco	15

Fuente: El autor.

Elaboración: El autor.

**Valoración: 15**

Sumando los valores encontramos de los parámetros de Bieniawski encontrado el RMR, sin correcciones por la orientación de las discontinuidades.

**RMR: 54**

- Corrección de la dirección del buzamiento con respecto al efecto relativo con relación al eje de la obra.
  - El túnel está en dirección paralelo al eje de la obra (Ver Fig.14 )

$$RMR_c = 54 - 12$$

**RMR: 42**

### 6.3. Relaciones entre RMR y GSI

Las relaciones existentes entre GSI y RMR, dependiendo del RMR utilizado, se detallan a continuación:

$$RMR_{89} > 23 \rightarrow GSI = RMR_{89} - 5$$

$RMR_{89} < 23$  Este no es un caso aplicable para la obtención del GSI

Entonces:

$$GSI = RMR_{89} - 5$$

(Ver Ecu. 4.28)

**GSI: 37**

### 6.4. Adaptación de los índices GSI, RMR y RQD, en la ecuación de Ashby para calcular el consumo específico de explosivo.

La propuesta de Ashby correlaciona parámetros geomecánicos, que en esta investigación hemos modificado algunos términos para el uso directo de índices RMR, GSI y RQD que en la actualidad estos indicadores son parte de la geomecánica moderna, pues el de estos índices es universal en toda minería nacional como internacional y además de usarse para ejecutar obras subterráneas.

La ecuación de Ashby es:

$$CE = \frac{0.56 * \rho_r * \tan (\varphi + i)}{\sqrt[3]{frecuencia\ de\ fracturas\ (J_v)}}$$

Dónde

**CE:** Consumo específico de explosivo [kg/m<sup>3</sup>]

**$\rho_r$ :** Densidad de la roca [ton/m<sup>3</sup>]

**$\phi$ :** Ángulo de fricción interno

**$i$ :** Ángulo de rugosidad

**Paso 1:**

El ángulo de  $\phi + i =$  ángulo de fricción del macizo ( $\phi$ ), calculado en el software Rock data 3.0.

$$\phi = 35.26^\circ$$

(ver Ecu. 4.32)

**Paso 2:**

Cuando hablamos de “ $J_v$ ” podemos ver en la ecuación de Palmstrom (1974)

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

(ver Ecu. 4.34)

Desplazando la ecuación tenemos:

$$J_v = \frac{115 - RQD}{3.3}$$

$$J_v = \frac{115 - 62.68}{3.3}$$

$$J_v = 16$$

Entonces reemplazamos en la ecuación de Ashby y tenemos la ecuación final

$$CE = \frac{0.56 * 1.8 * \tan (35.26)}{\sqrt[3]{16}}$$

(ver Ecu. 4.31)



$$CE = 0.248 [kg/m^3]$$

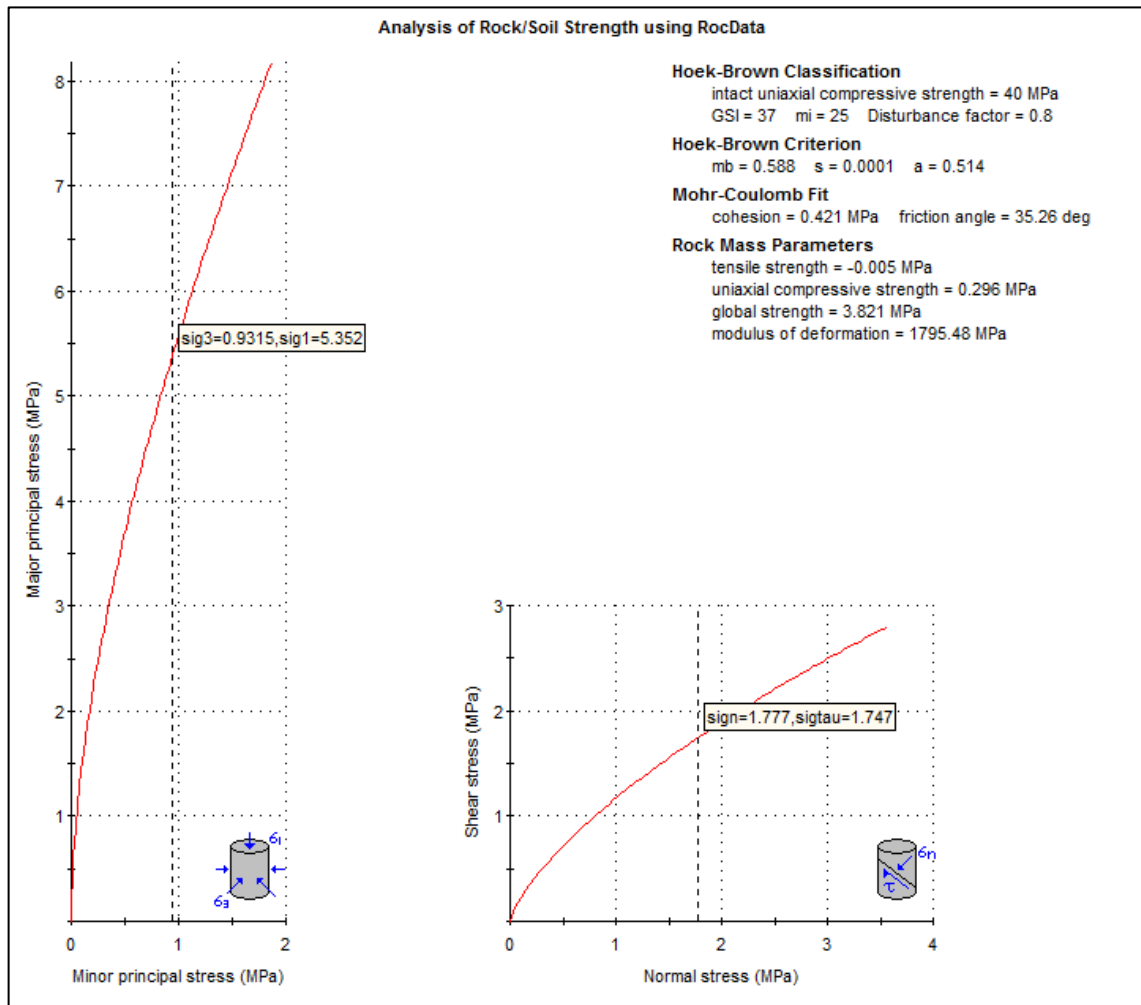


Figura 14. Estimación de la cohesión y ángulo de fricción del macizo rocoso en el Nivel 2 ½, con el software RocData 3.0

Fuente: El autor.

Elaboración: El autor

## 6.5. Análisis y operacionalización de constantes, índice y factores de voladura

Calculamos la siguiente constante a partir del CE, la cual es importante en un diseño de voladura:

- ✓ Constante de roca “c” propuesto por Langefort (1978).

Ahora calculamos la constante de roca sueca “c” según la ecuación:

$$C = 0.8784 * CE + 0.0052$$

(ver Ecu. 4.37)

$$C = 0.223 [kg/m^3]$$

Tabla 29. Datos para el diseño de la malla de perforación y voladura.

PARAMETROS DE DISEÑO				
Labor Minera =			Galería	
Ancho de galería =			2	m
Altura de Galería =			2,5	m
Características de la voladura =			Convencional	
Tipo de roca =			Andesita	
Densidad =			1,8	Ton/m3
A =	1,52	m		
H =	1,74	m de longitud para 1 taladro de 38 mm		
Max. longitud del barreno =			1,6	m
Diámetro de taladro de alivio=			0,038	mm
Potencia relativa en peso relativa al AN/FO =			0,84	
Num. De taladros vacios=			2	
Diámetro equivalente de taladro de alivio =			0,054	mm
Diámetro de taladro de producción =			0,038	mm
Constante C de la roca =			0,23	kg/m3

Fuente: El autor.  
Elaboración: El autor.

Tabla 30. Diseño de malla de perforación y voladura.

	Burden m	Espaciamiento m	Q fondo Kg/m	Q columna Kg/m	Retacado m
<b>CUELE</b>	0,091	0,13	1,09	0,50	0,05
1 Cuadrante	0,19	0,40			0,09
2 Cuadrante	0,33	0,71			0,17
3 Cuadrante	0,44	0,94			0,22
<b>DESTROZA</b>					
ARRIBA	0,67	0,74	0,24	0,17	0,33
<b>CONTORNO</b>					
TECHO	0,60	0,74	0,12	0,16	0,30
HASTIALES	0,67	0,74	0,12	0,18	0,33
Arrastres	0,67	0,74	0,24	0,33	0,33

Fuente: El autor.  
Elaboración: El autor.

## CONCLUSIONES

- La información técnica de la galería de estudio que comprende el procedimiento en campo, análisis del mapeo geomecánico, clasificación geomecánica del RMR y posterior GSI nos permitieron trabajar con el modelo de resistencia de Hoek y Brown para poder llegar al Ángulo de Fricción del macizo rocoso el cual es  $35.26^\circ$  valor fundamental para el cálculo del CE consumo específico de la sustancia explosiva en la ecuación de Ashby parámetro fundamental basado en la calidad del macizo rocoso, el tipo de roca, la densidad de la roca y la profundidad de la excavación y el tipo de excavación.
- Es determinante tener entendimiento claro en el campo acerca del levantamiento de datos geomecánicos ya que es la clave de transmitir la calidad del macizo rocoso a un coeficiente de diseño en voladura, en base a los datos geomecánicos obtenidos en campo a lo largo de la galería de estudio, nos da como resultado que el macizo rocoso es de calidad Buena en base a datos de Q, RQD y RMR, GSI.
- La clasificación geomecánica en galería de desarrollo arroja un valor bajo ya que se sigue la dirección de la veta, lo cual crea la peor condición al momento de realizar la corrección según la dirección de excavación en el macizo rocoso.
- Al momento de realizar el análisis estereográfico para identificar la principal familia de diaclasas es importante tener el criterio de saber qué; si el análisis nos da una principal familia de diaclasas, pero existe otra que con respecto a la orientación de la galería es más crítica debemos tomar ésta como la principal familia de diaclasas.
- El diseño de la malla de perforación ayudó a disminuir el número de taladros de entre 35 y 45 a 31 taladros lo cual reduce costos cerca del 20%, tanto en explosivo como en brocas, barrenos, etc.
- La fragmentación muestra aproximadamente un 70% con material de 2 pulgadas y un 20% de 3 pulgadas y 10% de bloques grandes lo cual es favorable para la recolección y acarreo del mismo ya que tiene un menor factor de esponjamiento. Revisando los registros de avances de exploración y producción se puede verificar una voladura por turno completando el ciclo de operación esto es ventilación, remoción de estéril perforación y voladura lo que ocurría antes es que se hacía una voladura por turno (tres turnos 24 horas).
- La disminución de carga en los taladros de contorno evita en gran medida la sobre-excavación con lo que se usa menos madera en sostenimiento con bloqueos.

## RECOMENDACIONES

- Es necesario en el momento de la perforación utilizar un tubo guía que ayude a mantener el paralelismo en todos los taladros de producción de manera que se mantenga el mismo burden, en el collar como también en el fondo del taladro.
- El momento de encajar la broca en la roca, existen zonas donde el taladro coincide en un pico de roca y la broca salta dándose un error en el collar, en ese caso debemos mover la posición de ese taladro hacia dentro y no hacia afuera de manera que el explosivo tenga la fuerza para vencer el toe.
- Es importante que para la perforación de cada taladro se mueve la pata con el pie de avance de manera que el barreno este paralelo a los demás y no se den grandes desviaciones.
- Cuando se trabaja con dinamita como carga de fondo y nitrato de amonio como carga de columna es importante el diseño de carga en los cuatro taladros de arranque, ya que es diferente en los dos taladros horizontales como en los dos verticales.
- Se recomienda el método propuesto por Roger Holmberg ya que tiene un algoritmo de cálculo que ayuda a estimar de mejor manera carga en función del burden y la calidad de macizo rocoso, en cada una de las zonas de la voladura.
- Se comprobó en campo que en los taladros de franqueo, contorno y arrastres llegan a romper del 95 al 100% del taladro cuando la dinamita se coloca al fondo en vez de cartuchos de nitrato de amonio.
- El orden de encendido es determinante ya que no se trabaja con fulminantes no eléctricos y también porque tanto en los taladros de arranque como en las demás zonas de, se permita con este orden dar secuencia a la creación de cara libre en todas las zonas para el éxito de la voladura.

## BIBLIOGRAFÍA

- Bieniawski, Z.T. (1973). "*Engineering Classification of Jointed Rock Masses*", Transactions of the South African Institution of Civil Engineering, Vol. 15, N° 12.
- Bieniawski, Z.T. (1984). *Rock Mechanics Design in Mining and Tunneling*, AA Bakelma Rotterdam.
- Bieniawski, Z.T. (1989). "*Engineering Rock Mass Classification*", A Wilwy-Interscience, USA.
- Bonilla W. (2015). *Informe Técnico Económico, del Proyecto Minero "El Inca"*, La Unión, Ponce Enríquez- Ecuador
- Cambeford, H. (1962). *Perforaciones y sondeos*. Editorial Omega.
- Celada, B., Tardáguila, V., Rodríguez, A. Varona, P., Bienawki, Z.T. (2014). *Actualización y mejora del RMR*. Ingeopres, n° 234.
- Hoek, E., and E.T. Brown (1980). "*Empirical Strength Criterion for Rock Masses*". J. Geotech. Eng. 106 (GT9).
- Hoek, E., Carranza-Torres, C., & Corkum, B. (2002). "*Hoek - Brown. Failure Criterion 2002 Edition*". Proceedings of the North American Rock Mechanics Society Meeting.
- Hoek, E. (2000). "*Practical Rock Engineering*". 2000 Edition.
- Hoek E., Brown, E.T. "Underground Excavation in Rock". Revisado en: [www.24-7literatureexpert.com/Hoek-E-Brown-E-T-Undreground-E-0419160302.html](http://www.24-7literatureexpert.com/Hoek-E-Brown-E-T-Undreground-E-0419160302.html)
- Gavilanes, H., Andrade, B. (2004). *Introducción a la Ingeniería de Túneles. (Caracterización, clasificación y análisis de macizos rocosos)*. Asociación de Ingenieros de Minas del Ecuador (AIME).
- González de Vallejo Luis I., Ferrer, M., Ortuño, L., Oteo, C. (2002). *Ingeniería Geológica*. Madrid, España.
- Gusev. V, (1974). *Manual de Perforación*. Traducido del Ruso, editorial URMO.
- Langefors & Kilstrom. (1976). *Voladura de Rocas*, España, traducido y publicado Bilbao.
- López Jimeno, C. (2001). *Manual de sondeos*. Madrid - España, editorial Entorno Grafico.
- López Jimeno, C. (2000). *Explotación de Minas*. Madrid – España.
- López Jimeno, C. (2003). *Manual de Perforación y Voladura de roca, Voladura de Túneles y Galerías*. Editorial Entorno Grafico.

Paladines, A., Soto, J. (2010). Geología y Yacimientos Minerales del Ecuador. Loja, UTPL.

Quishpe, J. Rosas (2015). Publicación de Consultoría -Diseño de Voladura en Túneles por el método postulado por Holmberg.

Stoylovskyy Viktor. (2011). *Estudios Geológicos: Informe de estudio de muestreo y reservas del Proyecto Minero "El Inca"*, La Unión, Ponce Enríquez- Ecuador.

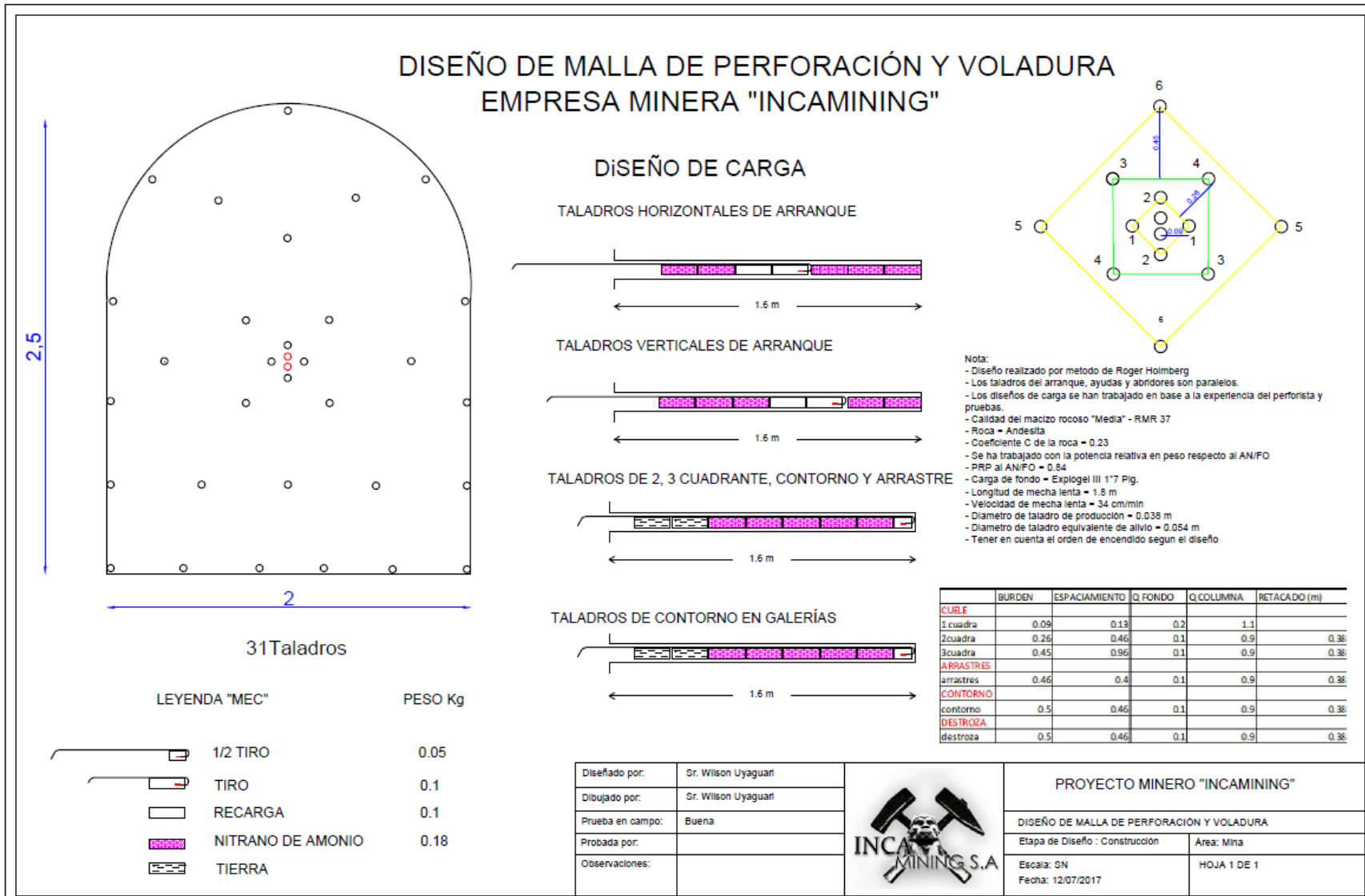
Terzaghi, K. (1946). Rock defects and load son tunnel supports. Rock tunneling with steel support Proctor and With.

## **ANEXOS**





## ANEXO 2. Diseño de Malla de Perforación

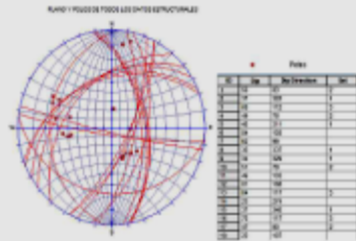


**ANEXO 3. Mapeo Geomécánico**

# MAPEO GEOMECÁNICO

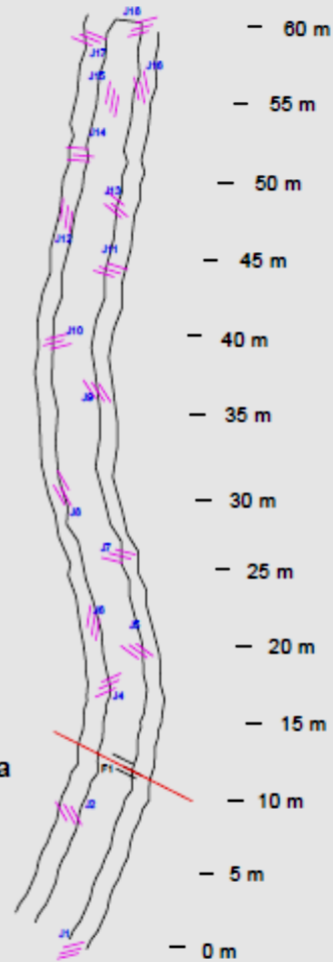
Proyecto Minero El Inca  
 Técnico: Wilson Uyaguari  
 Nivel: 2 1/2

Tipo de roca: Andesita  
 Clasificación Geomecanica: RMR89  
 Profundidad de excavación: 221.35m  
 Ancho de excavación: 2.5m  
 Altura de excavación: 2m



**LEYENDA**

- Familia de diaclasas
- Falla
- Estructura mineralizada



Mapeado por:	Sr. Wilson Uyaguari		<b>PROYECTO MINERO "INCAMINING"</b>	
Dibujado por:	Sr. Wilson Uyaguari		LEVANTAMIENTO GEOMECANICO EN LA GALERIA Nv 2 1/2	
Revisado por:			Trabajo : Campo	Area: Geologia
Probada por:			Escala: SN	HOJA 1 DE 1
Observaciones:			Fecha: 08/05/2017	

**ANEXO 4. Fotos del sector de la mina El Inca.**



Figura 15. Paisaje de la zona San Gerardo  
Fuente: El autor (2015).  
Elaboración: El autor.



Figura 16. Sección final del frente en galería de desarrollo.  
Fuente: El autor.  
Elaboración: El autor.



Figura 17. Frente de trabajo donde se realizó la última prueba de voladura, abscisa 060+4.5.  
Fuente: El autor.  
Elaboración: El autor.



Figura 18. Granulometría del material quebrado después de la voladura.  
Fuente: El autor.  
Elaboración: El autor.