



**FORMATO DE AUTORIZACIÓN PARA PUBLICACIÓN DE TESIS Y TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN,  
PARA OPTAR GRADOS ACADÉMICOS Y TÍTULOS PROFESIONALES EN EL REPOSITORIO  
INSTITUCIONAL DIGITAL - UNASAM**

Conforme al Reglamento del Repositorio Nacional de Trabajos de Investigación – RENATI.  
Resolución del Consejo Directivo de SUNEDU N° 033-2016-SUNEDU/CD

**1. Datos del Autor:**

Apellidos y Nombres: **GONZALEZ AYALA CARLOS ALBERTO**

Código de alumno: 102.0802.383

Teléfono: 969804007

Correo electrónico: **gonzalezayalaa.carlos@gmail.com**

DNI o Extranjería: 71909238

**2. Modalidad de trabajo de investigación:**

Trabajo de investigación

Trabajo académico

Trabajo de suficiencia profesional

Tesis

**3. Título profesional o grado académico:**

Bachiller

Título

Segunda especialidad

Licenciado

Magister

Doctor

**4. Título del trabajo de investigación:**

**“REDUCCIÓN DE COSTOS EN SOSTENIMIENTO PARA LABORES TEMPORALES  
EN ROCA TIPO IIIB CON LA IMPLEMENTACIÓN DEL SISTEMA DE  
SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET Y MALLA ELECTROSOLDADA – LABOR U (-80)  
V4 145 AZ – EN LA UNIDAD MINERA HUANZALA - 2018”**

**5. Facultad de:** Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia

**6. Escuela, Carrera o Programa:** de Ingeniería de Minas

**7. Asesor:**

Apellidos y Nombres: MBA Ing. **Castillejo Melgarejo Ricardo Cayo**

Teléfono: 923525045

Correo electrónico: **rcastillejo77@gmail.com**

D.N.I: 31660457

A través de este medio autorizo a la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, publicar el trabajo de investigación en formato digital en el Repositorio Institucional Digital, Repositorio Nacional Digital de Acceso Libre (ALICIA) y el Registro Nacional de Trabajos de Investigación (RENATI).

Asimismo, por la presente dejo constancia que los documentos entregados a la UNASAM, versión impresa y digital, son las versiones finales del trabajo sustentado y aprobado por el jurado y son de autoría del suscrito en estricto respeto de la legislación en materia de propiedad intelectual.

**Firma:** .....

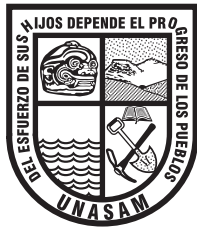
D.N.I

  
71909238

Fecha:

26 / 08 / 2019





UNIVERSIDAD NACIONAL  
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"



FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y METALURGIA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS

REDUCCIÓN DE COSTOS EN SOSTENIMIENTO PARA  
LABORES TEMPORALES EN ROCA TIPO IIIB CON LA  
IMPLEMENTACIÓN DEL SISTEMA DE SOSTENIMIENTO  
CON SPLIT SET Y MALLA ELECTROSOLDADA- LABOR  
U (-80) V4 145 AZ - EN LA UNIDAD MINERA  
HUANZALA - 2018

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:  
INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

Bach. GONZALEZ AYALA, Carlos Alberto

Asesor:

MBA Ing. CASTILLEJO MELGAREJO, Ricardo Cayo

HUARAZ - PERÚ

2018

## **DEDICATORIA**

*A Dios que ha sido mi sustento, mi fuerza, mi amigo y mi guía en el camino de mi vida.*

*A mis queridos padres, Lenin González Bernal y Gladys Ayala Zambrano quienes confiaron en mí, en quien encontré un incesante e indispensable apoyo moral y material en todo momento y lugar, quienes lucharon por forjar su anhelo expresado en mí ser, y me dan fuerzas para continuar, gracias a su comprensión y apoyo incondicional.*

*A mis hermanos Daniel y Paul y a toda mi familia, que en todo momento son mi fuente de esmero y superación, las mismas que han hecho posible el logro de un nuevo objetivo en mi vida.*

*A quienes me apoyaron y alentaron en todo momento para hacer realidad el presente trabajo.*

## **AGRADECIMIENTO**

A Dios por brindarme salud e iluminarme con el conocimiento necesario para continuar con mis proyectos, y mis metas en mi vida.

A mis padres Lenin Gonzalez Bernal y Gladys Mery Ayala Zambrano por su esfuerzo y sacrificio incondicional que hicieron posible mi formación profesional.

A mi alma mater la Universidad Nacional Santiago Antunez de Mayolo, a la Facultad de Ingeniería de Minas, por haberme dado la oportunidad de alcanzar uno de mis objetivos; a cada uno de los catedráticos de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, que, con su experiencia, conocimiento y enseñanza, aportaron sus conocimientos en bien de mi formación académica y profesional.

A mis asesores Ingeniero Pedro Martin Maguiña Rodríguez, por su acertada dirección y por su apoyo incondicional para la ejecución del presente trabajo de investigación; al Ingeniero Ricardo Castillejo Melgarejo, por su orientación y colaboración.

A la Compañía Minera Santa Luisa S.A, por haberme dado la oportunidad de desarrollar éste proyecto de investigación; con un agradecimiento infinito al Sr.Oscar Morales Salvador Exsub gerente general.

## RESUMEN

Actualmente Compañía minera Santa Luisa viene usando para el sostenimiento de las labores pernos no tensionados por adherencia: barras de acero helicoidal de 2.25m de longitud y 19 mm de diámetro con lechada de cemento; además, shotcrete variando el espesor en función de la calidad del terreno.

En un intento por dinamizar el ciclo de minado y reducir los costos, se realizó un proyecto piloto dando inicio las pruebas con estabilizadores de fricción tipo Split set de 7' en combinación con malla electrosoldada principalmente para terrenos del tipo regular malo IIIB (según RMR de Bieniawski).

El estudio de la presente Tesis consta de los siguientes capítulos

**CAPITULO I:** Trata del entorno físico: ubicación y acceso, topografía, recursos naturales y otros, entorno geológico: geología regional, geología local, geología estructural y geología económica, método de explotación: perforación y voladura, carguío y acarreo y sostenimiento de la zona, donde se desarrolló el presente trabajo

**CAPITULO II:** Se trata de los antecedentes de la investigación, de la definición de términos y la fundamentación teórica del trabajo desarrollado

**CAPITULO III:** trata del problema: descripción de la realidad del problemática, planteamiento y formulación del problema, objetivos, justificación de la investigación, limitaciones, y antecedentes de la investigación; hipótesis, variables, diseño de la investigación, tipo de investigación, población y muestra, técnicas, instrumentación de recolección de datos, y forma de tratamiento de datos

**CAPITULO IV:** Trata de la descripción de la realidad y procesamiento de datos, análisis e interpretación de la información (contratación de hipótesis) discusión de los resultados, aporte del tesista.

**PALABRAS CLAVE:** Sostenimiento, reducción de costos, pernos helicoidales, Split set, malla electrosoldada, factor de seguridad.

## ABSTRACT

Currently Santa Luisa mining company has been using for the support of the work bolts not stressed by adhesion: helical steel bars of 2.25m in length and 19 mm in diameter with cement grout; In addition, shotcrete varying the thickness depending on the quality of the terrain.

In an attempt to boost the mining cycle and reduce costs, a pilot project was carried out, beginning the tests with 7 'Split Split type friction stabilizers in combination with electro-welded mesh mainly for bad regular type IIIB (according to RMR of Bieniawski).

The study of this Thesis consists of the following chapters

**CHAPTER I:** Trafficking in the physical environment: location and access, topography, natural resources and others, geological environment: regional geology, local geology, structural geology and economic geology, exploitation method: drilling and blasting, loading and carrying and sustaining the area , where the present work was developed

**CHAPTER II:** It deals with the background of the investigation, the definition of terms and the theoretical foundation of the work developed

**CHAPTER III:** dealing with the problem: description of the reality of the problem, approach and formulation of the problem, objectives, justification of the research, limitations, and background of the investigation; hypotheses, variables, research design, type of research, population and sample, techniques, data collection instrumentation, and form of data processing

**CHAPTER IV:** It deals with the description of the reality and data processing, analysis and interpretation of the information (testing of hypotheses) discussion of the results, contribution of the thesis.

**KEYWORDS:** Support, cost reduction, helical bolts, Split set, electrowelded mesh, safety factor.

## **INTRODUCCION**

El presente trabajo de investigación titulado, reducción de costos en sostenimiento para labores temporales en roca tipo IIIB, con la implementación del sistema de sostenimiento con Split set y malla electrosoldada labor U (-80) V4 145 AZ- en la Unidad Minera Huanzala, tiene como objetivo principal, minimizar los costos de sostenimiento con la implementación del sistema de sostenimiento para labores temporales en roca tipo IIIB garantizado Factores de Seguridad que permitan la estabilidad de las excavaciones subterráneas durante el periodo de operación de las mismas.

Para realizar el presente trabajo de investigación se ha considerado las bases teóricas y prácticas, siguiendo una metodología de la investigación. En su etapa inicial se ha realizado la recopilación básica de datos de campo tales como: Clasificación geomecánica de la masa rocosa, resistencia de la roca intacta y mapeo estructural de discontinuidades. Con la información recopilada se ha realizado el análisis del tipo de roca y el sostenimiento adecuado para dicha labor, toma de tiempos de las siguientes actividades: colocación de malla, perforación de los taladros, instalación de los spit set, y perforación de taladros, instalación de pernos helicoidal con lechada de cemento, posterior a ello se realizó el análisis de tiempos y de costos comparativos, llegando a alcanzar los resultados requeridos de una reducción de costos y optimizando el ciclo de minado en una labor temporal



## INDICE

DEDICATORIA .....	ii
AGRADECIMIENTO .....	iii
RESUMEN .....	iv
ABSTRACT .....	v
INTRODUCCION .....	vi
CAPITULO I	
<b>GENERALIDADES .....</b>	<b>1</b>
<b>1.1. ENTORNO FISICO .....</b>	<b>2</b>
1.1.1 Ubicación .....	2
1.1.2 Vías de acceso.....	2
1.1.3 Topografía.....	3
1.1.4 Recursos naturales .....	3
1.1.5 Otros.....	4
<b>ENTORNO GEOLOGICO.....</b>	<b>5</b>
1.2.1 Geología regional .....	5
1.2.2 Geología local.....	6
1.2.3 Geología estructural .....	9
1.2.4 Geología económica.....	10
1.3 Método de explotación .....	13
1.3.1 Estructura de la mina .....	14
1.3.2 Método de minado .....	15
1.3.3 Operaciones Unitarias.....	17
CAPITULO II	
<b>FUNDAMENTACION.....</b>	<b>20</b>
<b>2.1. MARCO TEORICO.....</b>	<b>20</b>
2.1.1 Antecedentes de la investigación .....	20

2.1.2. Definición de términos.....	20
2.1.3 Fundamentación teorica.....	22
2.1.3.1. Modelo geomecánico.....	22
2.1.3.2. Mecanica de rocas .....	23
2.1.3.3. Clasificación del macizo rocoso .....	23
2.1.3.4. Rock Mass Rating.....	25
2.1.3.5. Sistema RMR.....	26
1. Resistencia a compresión uniaxial de la roca intacta .....	26
2. RQD.....	32
3. Espaciamiento de Discontinuidades .....	33
4. Estado de las discontinuidades .....	37
A. Rugosidad .....	38
B. Relleno .....	39
C. El grado de meteorización de una roca .....	40
D. Presencia de agua .....	43
2.1.3.6. Sistema Q .....	53
2.1.3.7. Comparación entre el RMR y el índice Q.....	64
2.1.3.8. Clasificación geomecánica en minería (RMR y Q) .....	67
2.1.3.9. Índice GSI (Índice de resistencia geológica) .....	68
2.1.3.10. Índice GSI modificado .....	70
2.1.3.11. Correlaciones entre sistemas de clasificación.....	71
2.1.3.12. Limitaciones de los sistemas de clasificación.....	71
2.1.3.13. Estructuras geológicas.....	72
A. Estructuras mayores .....	73
B. Estructuras menores.....	74
2.1.3.14. Esfuerzos de pre minado .....	76
2.1.3.15. Estimación de esfuerzos in situ .....	77
2.1.3.16. Recomendaciones de sostenimiento según barton .....	79
2.1.3.17. Mapeo geomecánico .....	81
2.1.3.18. Instrumentos y equipos .....	81
2.1.3.19. Diseño de sostenimiento .....	82
2.1.3.20. Sostenimiento.....	82
A. Sistema de sostenimiento activo .....	82
B. Sistema de sostenimiento pasivo .....	83

2.1.3.21. Sistema de reforzamiento .....	83
2.1.3.22. Aplicación de los pernos de anclaje .....	86
A. Pernos de varilla cementados o con resina .....	86
B. Split Sets .....	92
2.1.3.23. Control de la instalación de los pernos .....	95
2.1.3.24. Control de calidad después de la instalación.....	96
2.1.3.25. Malla metálica.....	97
2.1.3.26. Concreto lanzado (Shotcrete).....	100

### CAPITULO III

<b>PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA .....</b>	<b>106</b>
<b>3.1. PROBLEMA DE INVESTIGACION .....</b>	<b>106</b>
3.1.1. Descripción de la realidad problemática .....	106
3.1.2. Formulación del problema .....	108
3.1.3. Delimitación.....	108
A. Delimitación Espacial.....	108
B. Delimitación Temporal .....	108
C. Delimitación Social.....	108
3.1.4. Objetivos .....	108
A. Objetivo general.....	108
B. Objetivos específicos .....	109
3.1.5. Justificación e Importancia .....	109
A. Justificación .....	109
B. Importancia .....	109
3.1.6. Limitaciones.....	109
3.1.7. Alcances.....	109
<b>3.2. HIPÓTESIS .....</b>	<b>109</b>
A. Hipótesis general .....	109
B. Hipótesis específica .....	110
<b>3.3. IDENTIFICACIÓN Y CLASIFICACIÓN DE VARIABLES.....</b>	<b>110</b>
A. Variable Independiente.....	110
B. Variable dependiente .....	110
<b>3.4. METODOLOGIA.....</b>	<b>110</b>

A. Tipo de Investigación .....	110
B. Nivel.....	111
B. Método.....	111
3.5. TECNICAS E INSTRUMENTO DE RECOLECCION DE DATOS .....	111
A. Técnicas .....	111
B. Instrumento .....	112
3.6. POBLACION Y MUESTRA .....	112
A. Población .....	112
B. Muestra .....	112
3.7. FORMA DE TRATAMIENTO DE DATOS .....	113
3.8. FORMA DE ANALISIS DE LA INFORMACION .....	113
CAPITULO IV	
<b>RESULTADOS DE LA INVESTIGACION .....</b>	<b>114</b>
4.1. Descripción de la realidad y procesamiento de datos.....	114
4.2. Análisis e interpretación de la información .....	114
4.2.1. Caracterización de la masa rocosa .....	114
4.2.2. Registro de datos.....	115
4.2.3. Aspectos litológicos .....	115
4.2.4. Distribución de discontinuidad .....	117
4.2.5. Clasificación geomecánica de la masa rocosa .....	125
4.2.6. Zonificación geomecánica de la masa rocosa.....	130
4.2.7. Análisis de estabilidad .....	130
4.3. DICUSION DE LOS RESULTADOS .....	132
4.3.1. Análisis de costos.....	134
4.4. APORTE DEL TESISISTA .....	135
4.4.1. Instalación del sistema de sostenimiento .....	135
4.4.1. Control geomecánico .....	140
<b>CONCLUSIONES .....</b>	<b>141</b>
<b>RECOMENDACIONES .....</b>	<b>142</b>

<b>REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS .....</b>	<b>144</b>
<b>ANEXOS.....</b>	<b>145</b>

## **CAPITULO I**

### **GENERALIDADES**

Compañía Minera Santa Luisa, es una empresa privada dedicada a la exploración, extracción y procesamiento de minerales de Plomo y Zinc, así mismo, obtiene como subproductos, concentrados de Cobre y Plata. Cuenta con 3 Unidades Económicamente Activas: SANTA LUISA, EL RECUERDO y BERLIN (PALCA), las dos primeras en el Asentamiento Minero Huanzalá. Estas U.E.A. vienen trabajando con el Método de Minado de Corte y Relleno Ascendente (OverCut and Fill) con Relleno Detrítico, con variantes en algunas zonas según la particularidad del mineral, realizando Perforación y Voladura en BREASTING, AVANCE (cuando no se cuenta con cara libre) y REALCE (taladros largos).

Las Unidades anteriormente nombradas se subdividen en las siguientes zonas de Trabajo, como se muestra a continuación:

***Tabla N° 01: Zonas de Trabajo en Huanzalá***

<b>UEA</b>	<b>ZONA</b>
SANTA LUISA	Profundo
	Principal
EL RECUERDO	Carlos Alberto

***Fuente:** Plan de Minado 2018 U.E.A Santa Luisa y el Recuerdo*

Es importante resaltar que la compañía ha asumido de forma voluntaria dos certificaciones internacionales: ISO 14001 (Serie de Evaluación de Gestión Ambiental) y OHSAS 18001 (Serie de Evaluación de la Seguridad y Salud Ocupacional).

## **1.1 ENTORNO FISICO**

### **1.1.1 Ubicación**

La Unidad Minera Huanzalá (yacimiento de Zn – Pb - Cu – Ag) de la Compañía Minera Santa Luisa S.A., políticamente se encuentra ubicada en el distrito de Huallanca, provincia de Bolognesi, departamento de Ancash (Figura 01). El centro de operaciones se encuentra a una distancia de 8 Km en línea recta y 12 Km por vía asfaltada, al NW del pueblo más cercano, Huallanca, y a 440 Km. de distancia de la ciudad de Lima.

Geográficamente la mina se halla entre la prolongación de la cordillera Blanca y cordillera Huayhuash, al sur del cerro Huanzalá y al NE de un valle Glaciar por donde discurre el río Torres; a una altitud comprendida entre 3800 y 4000 m.s.n.m.

Sus coordenadas UTM y geográficas (campamento) son:

Longitud Oeste: 76° 59' 50"

Latitud Sur: 09° 52' 04"

Sus coordenadas U.T.M. son:

Este: 280400.00

Norte: 8908650.00

### **1.1.2 Vías de acceso**

Es accesible, partiendo de Lima de la siguiente forma:

- ✓ Desde la ciudad de Lima mediante la Carretera Panamericana Norte hasta Pativilca, luego la Vía de Penetración a Huaraz con un desvío a la altura de Conococha / Antamina con un tramo final a la mina con una distancia de 420 Km en un promedio de 6 a 7 horas.
- ✓ Desde la ciudad de Lima a Pativilca carretera asfaltada 284 Km.; llegando a Pachacoto carretera asfaltada a 166 Km. más; finalmente a Huanzalá carretera afirmada a 40 Km. más; haciendo un total 490 Kmts. En aproximadamente 8 horas.
- ✓ Desde la ciudad de Lima a Pativilca, Conococha, Chiquian, Aquia, Pachapaqui, Huanzalá, con un recorrido total de 510 Kms.

- ✓ Desde la ciudad de Lima – Cerro de Pasco – Huánuco – La Unión – Huallanca – Huanzalá.

**Figura N° 01: Ubicación y accesos a la unidad minera Huanzalá**



*Fuente: Plan de Minado 2018 U.E.A Santa Luisa y el Recuerdo*

### 1.1.3 Topografía

La topografía muestra el relieve característico de las altas cordilleras. En ella predomina el modelado glaciario controlado por los procesos Vulcano – tectónicos. Los agentes que influyen en el desarrollo morfológico son: la litología, las estructuras, la hidrografía, el clima, etc.

El valle es del tipo glacial. Esto se observa claramente por la forma en “U”.

### 1.1.4 Recursos naturales

#### A. Clima

Presenta un clima típico de la puna, es decir frígido durante la mayor parte del año llegando a 5° en los meses de junio-setiembre. Entre los meses de abril a octubre temperaturas mínimas de hasta los -6° y - 8°C y máxima de 12° a 14°C, en los meses de noviembre a marzo tiempo de bastantes lluvias,



tormentas eléctricas, hasta granizo y nieve, la T° mínima entre – 2° a – 4°C y máximas de 4° a 6°C.

## **B. Vegetación**

La principal especie vegetal de la zona es el ichu que es una especie nativa que predomina en toda la zona, entre otras tenemos huamanripa, berro, escorzonera, matara, a veces la puya raymondi; por pertenecer a una zona de puna, la agricultura es reducida, produciéndose papa.

### **1.1.5 OTROS**

#### **Breve historia del yacimiento**

Históricamente, el yacimiento de Huanzalá es conocido desde el año 1925, siendo investigada geológicamente en 1961 por la MITSUI MINING SMELTING CO. del Japón, en el año 1,964 se formó la COMPAÑÍA MINERA SANTA LUISA S.A. que prosiguió las exploraciones en el yacimiento (mapeo geológico detalladas en superficie, perforaciones Diamond – Drill y construcción de túneles) en forma sistemática, posteriormente comenzó sus operaciones productivas entre abril y mayo de 1968, explotándose Pb, Zn, Cu y Ag, con una producción de 500 TM/día.

Se inscribió en el Registro Público de Minería el 05 de agosto de 1964.

Se obtuvo una producción de 270000 toneladas para el año de 1982, con 900 TM/día, con ley de cabeza de: 0.4% Cu, 10.3% Zn, 4.3% Pb y 5.1 Onz/TM Ag; para el año 1984, la producción fue alrededor de 950 TM/día.

Actualmente la producción es de 1300 TM/día, este mineral es tratado en la planta concentradora, obteniendo luego concentrados de zinc, plomo y cobre, los cuales son luego comercializados.

Se decide implementar el Sistema de Gestión Ambiental según la Norma ISO 14001: 2004 y el Sistema de Gestión de Seguridad y Salud Ocupacional OHSAS 18001:2007 en Compañía Minera Santa Luisa S. A; con la finalidad de mantener en el futuro altos niveles de eficiencia y competitividad, para hacer frente a las crecientes exigencias del mercado, asumiendo como parte de su política la protección del medio ambiente y la prevención y control de los riesgos de seguridad y salud ocupacional de su personal.

## 1.2 ENTORNO GEOLOGICO

### 1.2.1 Geología Regional

La región se ubica en la prolongación de la cordillera Blanca y cordillera de Huayhuash; la secuencia estratigráfica del área está constituida fundamentalmente por rocas que tienen una edad que fluctúa entre el Jurásico superior al cuaternario.

En el área de Huanzalá y alrededores afloran mayormente una secuencia sedimentaria mesozoica, la que está representada por las formaciones Chicama, chimú, santa, carhuaz, Farrat, pariahuanca, chulec, Pariatambo, Jumasha y chota (jurásico superior- terciario inferior). Esta secuencia se halla infra yaciendo a los volcánicos tsacra del terciario medio, con pronunciada discordancia angular.

La denominada Cordillera Negra se sitúa entre el área de Huanzalá y el área costera de Perú y forma un arco magmático, que fue deformado desde el Cretácico medio hasta el superior. Hacia la parte interna de este arco, en la denominada cuenca intra-arco marina, se fue produciendo una sedimentación detrítica seguida de una carbonatada, evidenciando una clara fase transgresiva marina. Posteriormente, una regresión marina produjo un descenso del nivel relativo del agua en la cuenca y generó la sedimentación de sedimentos de un origen más continental.

A lo largo del proceso de plegamiento de los sedimentos, se fueron generando pliegues, cabalgamientos y fracturación intensa. Fue en este contexto cuando desde el Eoceno medio al superior se iniciaron los procesos intrusivos, aprovechando aquellas zonas con mayor debilidad estructural, formando sills y diques.

Las diversas rocas volcánicas tales como el Tscra, Puscanturpa, volcánicos del grupo Calipuy se encuentran ampliamente distribuidos y erosionados. Estas rocas volcánicas son litológicamente variables pero la mayor parte de ellos presentan una textura afánítica a porfirítica de color gris verdoso y se encuentran compuestos de derrames lavicos y brechas de andesitas, dacitas y tobas de coloración muy variable (gris, pardo, marrón).

La potencia de estas rocas volcánicas es de 2000 m y sus edades geológicas están comprendidas entre los 14 – 15 millones de años.

En diversas áreas de la región se han reconocido rocas intrusivas en sus diferentes formas como: Stock, diques, sill; su composición varía desde granodiorita, tonalita pórfido granítico y pórfido cuarcífero, las cuales cortan y atraviesan las secuencias sedimentarias y son posteriores a las fases principales de deformación (Carrascal-1984).

La única datación radiométrica que se tiene de estos intrusivos, es en el área de Huanzalá; Stewart (1974), da una edad absoluta de 9.2 a 7.7 MA. (Mioceno Superior).

La mayoría de estos intrusivos han tenido un significado muy importante y están directamente relacionados con la mineralización de los Andes centrales en sus diferentes periodos y épocas de inyección magmática que dieron lugar a la aparición de importantes Yacimientos mineros.

Estas rocas en su mayoría presentan una textura equigranular muy definida.

Los depósitos cuaternarios cubren los fondos de los valles y laderas y se depositan llegando a alcanzar potencias, que en algunos casos pueden llegar al centenar de metros. Estos depósitos se componen principalmente de depósitos morrénicos de origen glacial, depósitos fluvio-glaciares de naturaleza intermedia y depósitos aluviales:

Estructuralmente la región se halla en el bloque comprendido entre la falla Cordillera Blanca y el Geanticlinal del Marañon; correspondiendo al Miogeosinclinal Andino (Cobbing, 1981).

La secuencia sedimentaria se encuentra intensamente plegada, observándose anticlinales y sinclinales cerrados; presenta algunas veces flancos invertidos, con ejes N 140° - 145° (dirección de compresión N 50°), asociadas a fallas inversas; los pliegues son en Chevron, de longitudes kilométricas, acompañados en la mayoría de los casos por una esquistosidad de plano axial bastante grosera (Megard, 1979).

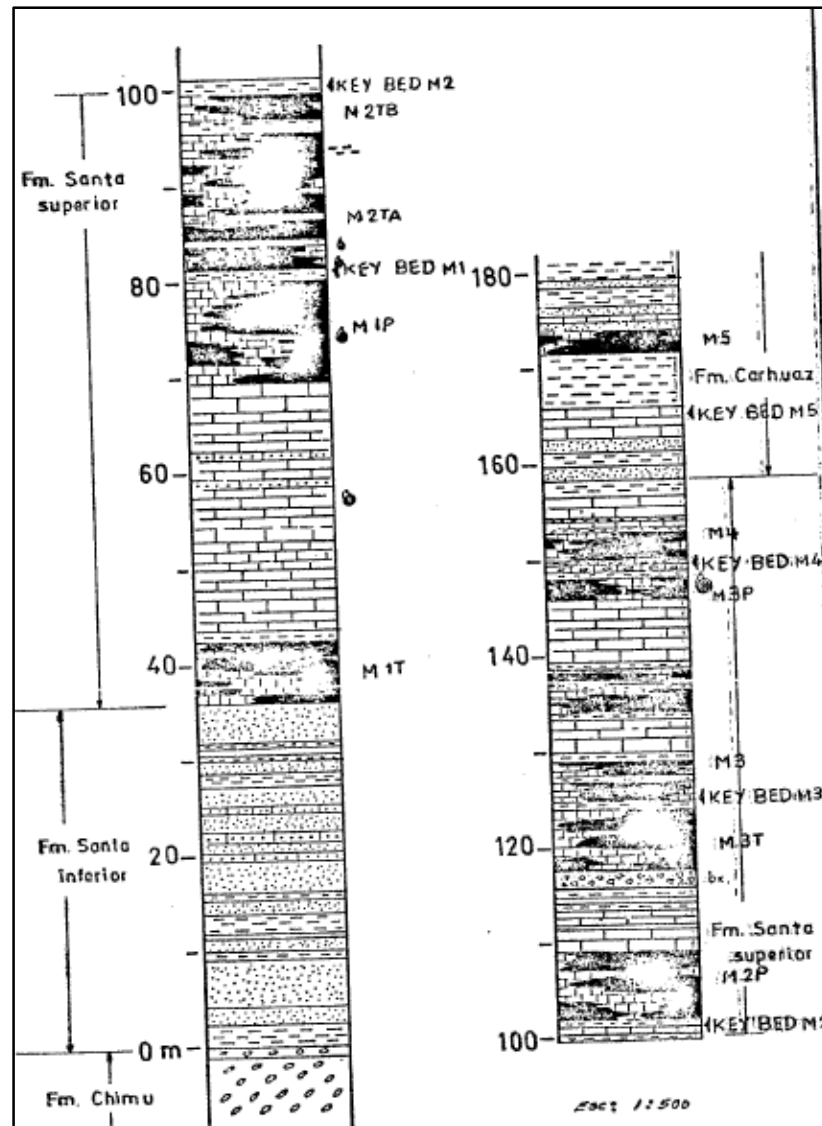
Esa deformación corresponde probablemente a la fase Incaica (Fase a 40 MA).

### **1.2.2 Geología local:**

En la Mina Huanzalá sobreyacen concordantemente las Formaciones Chimú, Santa, Carhuaz, Farrat y Pariahuanca del Jurásico Superior-Cretáceo Inferior (Grupo Goyllarisquizga) principalmente las 3 primeras formaciones se ubican en el flanco invertido de un sinclinal volcado, de tal manera que dichas

formaciones suprayacen de la más reciente a la más antigua, intruidas luego por un Pórfido Cuarzífero como una manifestación extrusiva de una Granodiorita (Ígnea) en profundidad datada del Pleistoceno ( Stewart y otros 1,974 ).

**Figura N° 02:** *Columna Estratigráfica de Huanzalá*



**Fuente:** *Plan de Minado 2018 U.E.A Santa Luisa y el Recuerdo*

El Pórfido Cuarzífero al parecer intruye a la Formación Chimu a manera de un Lacolito y en la Formación Santa está presente a manera de Diques y Sills relativamente paralelos a la estratificación.

El Stock tiene una forma elipsoidal con aproximadamente 2 Km de longitud y 200 m de ancho, los Diques y Sills tienen anchos variables que oscilan entre 2 m y 50 m con una exposición total de aproximadamente 6 Km (epigenético).

**A) Formación Chimu,** formada básicamente por rocas metamórficas, cuarcitas. Representa los horizontes inferiores del cretácico inferior, se expone en el sector Sur Oeste (flanco Occidental) y Nor Oeste (flanco Este) de la cordillera negra. Regionalmente la región chimú, está constituido por paquetes de arenisca y cuarcitas blancas grises de grano fino y grueso y formas sub redondeadas, con intercalaciones de lutitas, pizarras con estratigrafía delgada y colores generalmente oscuros o negras.

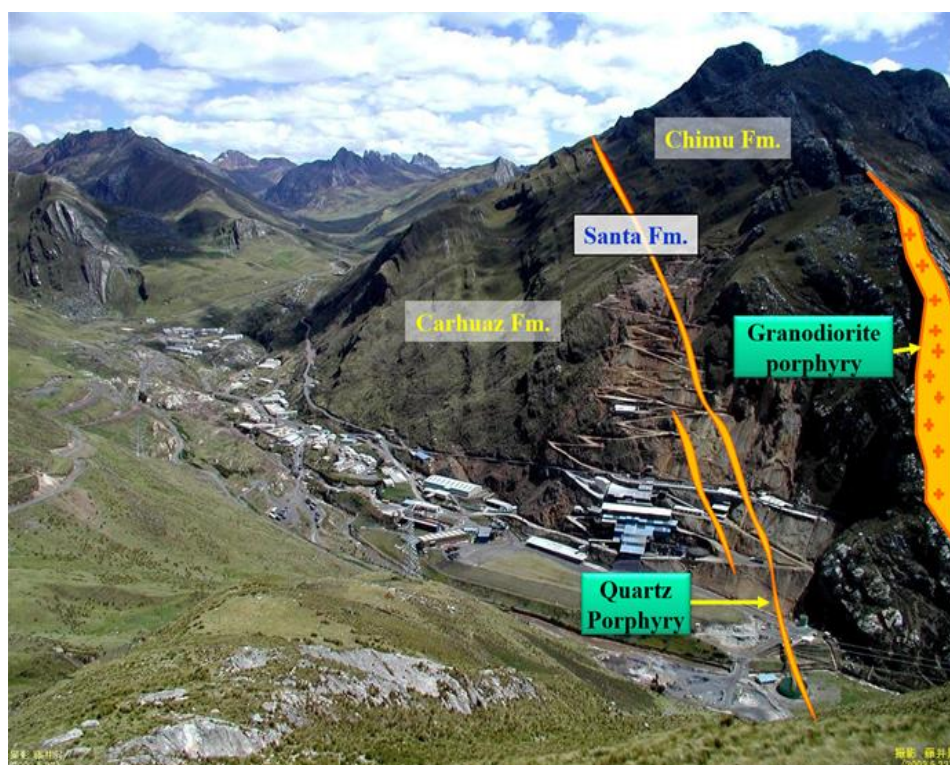
**B) Formación Santa,** Secuencia marina compuesta por Calizas oscuras con intercalaciones de lutitas negras que suprayace a las cuarcitas chimú e infrayace a la formación Carhuaz. La formación Santa se compone en la parte inferior de una serie estratigráfica de lutitas negras a gris Oscuras y calizas arcillosas Negras, que pasan hacia la parte superior a lutitas oscuras con intercalaciones de limonitas y capas de calizas. La potencia de la formación es variable, las afloraciones tienen entre 100 m a 150 m. La formación Santa tiene interés económico por cuanto en sus niveles calcáreos se ubican algunos depósitos de mineral de plomo, Plata y Zinc. En huanzalá, la Formación Santa está constituida de 2 miembros: El miembro superior de un espesor de 120m compuesta de calizas con intercalaciones de lutitas y el miembro inferior con un espesor de 40m compuesto de areniscas, lutitas, calcarenitas y capas delgadas de calizas, la estratificación presenta un rumbo de N 30°-50° W y un buzamiento de 50° a 70° NE con la presencia de ritmitas (sin genético).

**C) Formación Carhuaz,** Litológicamente la formación Carhuaz está constituido por una gruesa secuencia de lutitas arenosas pardo rojizo estratificada en lechos delgados, contienen intercalaciones de limonita marrón Rojiza en capas, gruesas y medianas en lechos de cuarcita pardo grisáceo con tonos rojizos por intemperismo, en los niveles inferiores se presentan ocasionalmente capas delgadas con calizas negras de grano fino.

La formación Carhuaz yace concordantemente sobre las lutitas y calizas de la formación Santa, e infrayace en concordancia a la cuarcita Farrat.

En la siguiente imagen se puede resaltar la ocurrencia de las formaciones en el basamento de Huanzalá.

### *Fotografía N° 01: Geología Local de la Mina Huanzalá*



*Fuente: Departamento de geología U.E.A Santa Luisa y el Recuerdo*

### **1.2.3 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL**

Los procesos orogénicos, tectónicos en forma simultánea y el emplazamiento de la intrusión ígnea han contribuido a la formación de zonas de fallamiento, fracturamiento y plegamiento en las unidades litológicas tanto del área de Huanzalá como regionalmente.

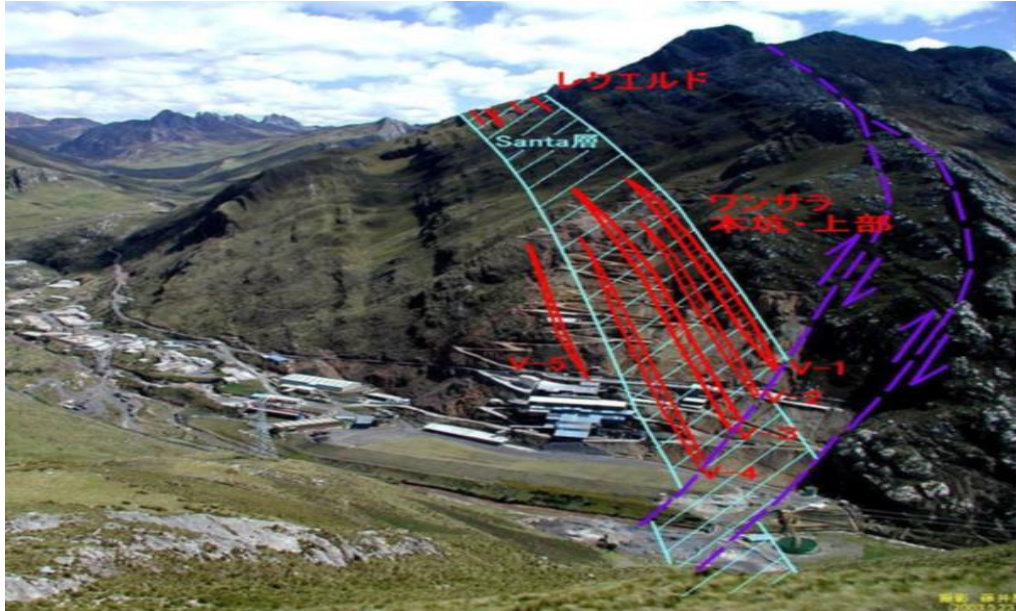
En la región se observan los efectos de la llamada Orogenia andina, que en sus diferentes fases ha contribuido en la formación de la cadena de los Andes, resultando como consecuencia, fajas de rocas mesozoicas y terciarias plegadas; generalmente con ejes NW – SE paralelas a la orientación Andina.

Estructuralmente el yacimiento minero Huanzalá se encuentra ubicado en el flanco invertido del llamado Anticlinal volcado de Huanzalá, que presenta un rumbo de N 35° W. Los esfuerzos comprensionales que originaron esta estructura originaron una fuerte fractura miento y fallamiento.

Entre las estructuras principales se tiene presencia de fallas, el área de Huanzalá está atravesada por dos sistemas de fallas pre – minerales, la LOWER FAULT N° 1 Y LOWER FAULT N° 2, que es una falla de empuje es el primer sistema de fallas locales semi – paralelas con dirección NW – SE,

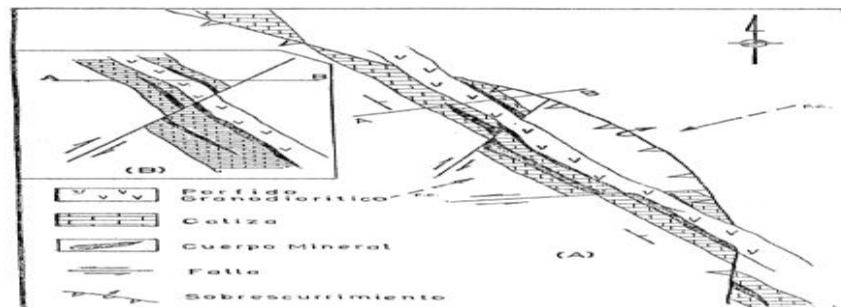
consiste en fallas inversas cuyo rumbo promedio es de N 60° W, buzamiento 60° a 70° SW, que desplazan la secuencia sedimentaria alrededor de 200 a 250 m.

**Fotografía 02:** Sistema de fallas principales de la Mina



*Fuente:* Departamento de geología U.E.A Santa Luisa y el Recuerdo

**Figura N° 03 Representación Esquemática de relación entre los sistemas de fallas y el intrusivo**



*Fuente:* Departamento de geología U.E.A Santa Luisa y el Recuerdo

#### 1.2.4 GEOLOGÍA ECONÓMICA

Los cuerpos de mineral de Zn, Pb, Ag y Cu se presentan en forma estratiforme, lenticular, inter-digitada y masiva irregular en las 5 vetas, Vetas 1, 2, 3 y 4 en la Formación Santa y la Veta 5 en la Formación Carhuaz de rumbo N 30°-50° W y buzamientos entre 50° a 70° NE con anchos variables entre 2.0m y 20.0m (Veta 5 y V1T respectivamente) con longitudes de hasta 300 metros.

Estas zonas de mineralización están separadas; debido a esto algunas capas de lutitas son usadas como capas guías, diferenciándose anteriormente 5 horizontes y actualmente se incrementaron 4 horizontes más, las vetas 1, 2, 3, 4, están en la Formación Santa Superior y las vetas 5, 6, 7, 8, 9 en la Formación Carhuaz; con anchos variables entre 2 m. y 20 m. (Veta 5 y V 1T respectivamente) con longitudes de hasta 300 metros; estas estructuras presentan un rumbo promedio de N 30° a 50° W con buzamientos entre 50° y 70° NE.

En zona de Huanzalá Superior es posible apreciar cavidades de disolución en caliza (Karst / Paleo Karst y Neo Karst) con áreas de Enriquecimiento Súper génico (lixiviación de aguas meteóricas en descenso y aguas magmáticas en ascenso-combinación de las mismas-convección)

Sobre esta base la ocurrencia de los minerales (Economicos) de Cu, Pb, Zn. se han dividido en los siguientes tipos:

#### **A) Minerales de Pb y Zn en Pirita**

Los minerales de Pb-Zn contenidos en pirita masiva, están compuestos de esfalerita roja de grano fino, que se caracteriza por su contenido de Fe entre 5% a 10%, galena de grano medio y pequeñas cantidades de calcopirita y mínimamente arsenopirita.

Se tiene bandeamientos finos de esfalerita negra y palena, distribuidos en ganga de pirita de grano fino; observándose a menudo texturas tipo “tigre” y “mirmequitico” de esfalerita negra en pirita; también bandeamientos finos de lutita gris y pirita masiva de grano fino.

Se presenta en forma masiva en los mantos 1, 3 y 5; principalmente en la parte norte del yacimiento (Recuerdo).

En Huanzalá principal se encuentra principalmente en la V-1PB y V3.

En Huanzalá Sur el mineral en general se encuentra en Py, tanto en la VIP y VIT, también podemos observar la pirrotita y wurtzita juntamente con esfalerita y galena, estos son de grano fino a muy fino. En esta zona también se presenta materia orgánica (bitumen).

#### **B) Minerales de Pb y Zn en Skarn:**

Los minerales de Pb-Zn asociado al Skarn están constituidos mayormente por esfalerita roja – marrón de grano medio que tienen un contenido de



Fe entre 3 y 5%, galena de grano medio y pequeñas cantidades de calcopirita.

Se observa bandeamientos alterados, definidos por bandas de mineral de mena consistentes de esfalerita negra (V 2), esfalerita roja (VD 4), galena, calcopirita y pirita, distribuidos en ganga de silicatos: dióxido, granate (grosularia), wollastonita y epidota, de grano grueso.

Se puede notar la presencia de relictos de lutitas gris oscuras, que han sido reemplazados parcialmente por los calcosilicatos mencionados.

Este tipo de minerales se encuentran en algunas partes de las vetas 2,4, 5 y en las partes periféricas de los cuerpos de pirita que están en contacto con la caliza no mineralizada. El mineral en Skarn es neto de Huanzalá Profundo donde también se puede observar alteración argílica (shiroji), en algunas partes en forma de intercalaciones de 1.50 m. de Skarn con 0.9 m de Shiroji.

#### **C) Minerales de Pb y Zn en Shiroji (Alteración Argílica):**

El mineral tipo Shiroji es un producto de alteración hidrotermal de minerales de pirita y skarn. Estos minerales de matriz argílica de color blanco contienen una esfalerita de color marrón con Fe al 0.5%. A simple vista o al microscopio (Fukajori y otros 1980) se puede observar en tres diferentes formas: alternada con Skarn bordeando la periferie de la esfalerita roja y asociado al mineral piritoso alterado. Además, presenta numerosas y pequeñas inclusiones de calcopirita.

Presenta estructuras sedimentarias-diagenéticas, consistente en estructuras tipo "slumping". Se observa a menudo formas "contorneadas concéntricas", en los cuales están implicados el mineral de mena.

El mineral de mena está distribuido en las gangas conformadas por abundante cantidad de caolín blanca-cremosa.

Las deformaciones observadas se presentan a nivel de manto mineral; ya que fuera de este (en calizas y lutitas frescas) no existe deformación alguna.

Las estructuras mencionadas se presentan principalmente en los mantos 1 y 3, sobre todo en este último (zona de Huanzalá Superior).

En Huanzalá Principal se presenta con minerales de Pb-Zn en Shiroji o en cuerpos de pirita porosos, en las vetas V2T, V3, V4, V5.

Exteriormente en las paredes de la labor y en algunas partes de los accesos y galerías se observa eflorescencias de Cu secundario Brocantita, Malaquita, Calcantita.

El mineral en shiroji tiende a tener mayor Ley, se observa en Huanzalá Superior y en partes de Huanzalá Principal y Profundo.

**D) Mineral de Cu en Pirita:**

Los minerales de Cu de éste tipo están compuestos de calcopirita, tenantita, bornita calcosita, enargita, cobelina, asociados todos con pirita. En Recuerdo se encuentran impregnados pirita masiva con vetas independientes de la presencia de Pb-Zn.

Este tipo de mineral se observa en Recuerdo y Huanzalá Superior en las vetas V3, V2P, V4.

**E) Mineral de Cu en Shiroji:**

Se componen de calcopirita, bornita, calcocita, tenantita, etc. asociados a la pirita o impregnados en arcilla blanca (matriz).

**F) Mineral de Cu en Skarn:**

El Cu está en su mena Calcopirita principalmente, asociado a bornita, Tennantita, esta se encuentra en forma masiva en una matriz de silicatos, dióxido, granate, etc. Esta mineralización se observa en Huanzalá Profundo en las vetas V1 Y V2T.

**G) Minerales que contienen Ag**

La galena es el mineral que incluye en solución sólida el mayor porcentaje (60% aproximadamente) del total de Ag existente en el yacimiento.

Los otros minerales en orden a su aporte de Ag son: (1) tennantita, (2) minerales de Pb-Bi que contienen Ag, (3) minerales de Ag propiamente como canfieldita, argentita, pirargirita, estefanita, polibasita, electrum, etc (saito y otros 1981).

### **1.3 METODO DE EXPLOTACIÓN**

#### **A. ASPECTOS DEL MINADO**

Los factores que influyen en la selección del método de explotación: la geometría del yacimiento, el buzamiento, la potencia, la profundidad, y

características Geomecánicas del mineral y cajas; además, lo cual se optó por el método de explotación por Corte y Relleno ascendente. El mineral roto es cargado y extraído completamente del tajo, cuando todo el subnivel ha sido disparado, el vacío generado es rellenado con material estéril (relleno detrítico) para el soporte de las cajas, consiguiendo una plataforma para el próximo corte

El material de relleno es de roca estéril proveniente de labores de desarrollo y preparación de la mina y es distribuido mecánicamente sobre el área tajada.

### 1.3.1 Estructura de la Mina:

Las Labores de Desarrollo, contemplan Niveles Principales y Rampas; las labores de Preparación, están representado por accesos; finalmente, las labores de explotación, por subniveles y sus posteriores cortes (tajeos).

Los tajos están señalados de acuerdo al nivel que se encuentran, la línea de referencia, la veta en la que se encuentra, el número de block y el grado de certeza; así tenemos, por ejemplo: A2450 V1T 89 AZ, que indica, que el tajo se encuentra en el Nivel A, línea de referencia 2450, Veta 1, el block 89 y mineral probable.

Las cotas entre niveles se dan como se presenta en el Cuadro N° 02

**Tabla N° 02, Cotas de Niveles**

Nivel	Cota(m)
J	4415
I	4375
H	4315
G	4255
F	4195
E	4155
D	4125
C	4095
B	4055
A - (3810)	4015
P	3950

R	3890
S	3850
T	3800
U	3750
V	3700
W	3650
X	3600
Y	3550
Z	3500

*Fuente: Plan de Minado 2018 U.E.A Santa Luisa y el Recuerdo*

Los **accesos**, poseen una sección de avance 4.0 x 4.0 m, con gradiente negativa (mínima) y positiva (máxima) de 15%.

Los avances en la Zona de Profundización, se realizan mediante **Rampas** con sección de 5.0 x 4.0 m y gradiente de 12% como máximo. Dichas rampas se ejecutan de nivel a nivel.

Los **subniveles** y **tajeos** respetando la altura máxima de 4.0 m y el ancho en función de la abertura máxima de acuerdo al tipo de roca y cálculos geomecánicos.

### 1.3.2 Método de Minado

El método de explotación que se aplica es el de “Corte y Relleno ascendente Mecanizado con Relleno Detrítico”, mediante perforación horizontal tipo BREASTING y perforación sub vertical con simba tipo REALCE, en este último caso, la limpieza de mineral se realiza con equipos a control remoto.

Es importante recalcar, que según las características de la mineralización se tiene una potencia de Veta que varía de 2.0 m a 4.0 m, siendo está una situación usual; pero, también se tiene vetas que van de 8.0m – 10.0m, para lo cual se ejecutan algunas variantes, dependiendo de la máxima abertura calculada en base al tipo de roca.

A partir de Niveles Principales o Rampas se realizan accesos a las diferentes estructuras mineralizadas por tajar.

Se pueden describir las Fases del minado como sigue:

- 1) Ejecución del acceso (-) con pendiente que no supere 15%, según el rendimiento del equipo, en este caso: Jumbos, Scoop 6.3 Yd<sup>3</sup>, Anfotruck y Rockbolt. Una vez interceptado el mineral se procede con la tajada horizontal en galerías sobre veta (sub-niveles), al terminar de tajar se procede a rellenar dejando un espacio entre el relleno y el techo de aproximadamente 0.50 m, de manera que se tenga una cara libre para la Voladura (Breasting).
- 2) Se procede con el Segundo corte, para ello se desquincha el acceso disminuyendo el valor de la gradiente, con la generación de bloques producto de esa rotura se rellena y perfila el nuevo acceso para la segunda tajada horizontal.
- 3) Idem. Caso anterior, cortes subsecuentes.
- 4) Se rellena todo el tajo.
- 5) Se construye un nuevo acceso para seguir minando en forma ascendente.

Al tener vetas que varían entre 6.0m y 8.0m, una vez terminado el tajo siguiendo la caja techo, se recupera mineral haciendo desquinche en la caja piso, extraído el mineral se prosigue con el relleno en retirada a medida que se desquincha, el máximo ancho a llevar serpa en función del estándar de máximas aberturas estimados por el área de geomecánica y que se consigna en el presente estudio.

Para el caso de vetas con potencias mayores a 8.00m, se realizan ventanas y estocadas, espaciadas según la ley del mineral.

Para vetas entre 16.0m y 20.0m, se procede como Cámaras y Pilares, con pilares irregulares de aproximadamente 5.0m x 5.0m.

Finalmente, aquellos tajos que vienen a ser los últimos cortes, se realiza una Perforación en Realce, es decir, se perforan taladros sub-verticales de 4.0m – 7.0m, con equipos de perforación Simba y la limpieza en este tipo de tajos se realizan con Scoop a control Remoto. La longitud de la perforación será en función del cálculo geomecánico de dimensionamiento geomecánico y previo a la perforación es requerido el análisis de estabilidad de puentes (pilares corona).

### **1.3.3 Operaciones Unitarias:**

#### **A) Perforación:**

La actividad de perforación de avance y de tajeo se realizará con jumbos electrohidráulicos Tamrock y Furukawa con barra de 12' y/o Boomer con barras de 14' de longitud y brocas de 45'' o 51'' de Ø. De igual manera, realiza taladros para la instalación de Servicios Auxiliares para las diferentes actividades de Operación Minera. Para relaces o minado por subniveles se usa equipo de perforación vertical Simba con taladros de 4.0m a 10.0m.

#### **B) Voladura:**

Para la voladura en tajeos y avances se está usando ANFO, EMULSION y como accesorios de voladura: fulminante FANEL no eléctrico de período corto para tajeos y periodo largo en los avances, guías de seguridad, cordón detonante (pentacord 3P). El carguío se realiza con equipo Anfotruck que tiene una capacidad de porongo de 150 Kg de explosivo.

#### **C) Desatado:**

La técnica tradicional es empleando un juego de barretillas de 5', 8', 10' y 12', se realiza entre dos personas. Siempre el desatado es de una zona segura a una zona por desatar, uno de los trabajadores alumbró y el otro realiza el desatado. En caso que existan labores de alto riesgo de desprendimiento de roca y las dimensiones de la labor no den las condiciones para realizar la actividad, se usarán equipos de perforación "Jumbos o Robolt", los cuales provocarán la caída de los bloques mediante percusión o en su defecto realizarán taladros para alojar el explosivo e inducir la caída de los bloques de roca inestable.

#### **D) Limpieza, acarreo y transporte:**

Esta actividad se realiza mediante equipos Scooptrams (CAT 1600G y Atlas Copco ST 1000 de 6.2 yd<sup>3</sup>), desde las labores de explotación hasta las cámaras de carguío y chimeneas de transferencia (ore pass). El desmonte de los frentes de avance es depositado en las cámaras de acumulación para luego ser llevados a los tajos para el respectivo relleno. El transporte de mineral se realiza mediante locomotoras (línea trolley) sobre rieles con carros

de 12Tn de capacidad, extraídos por el nivel 3810. Así mismo, volquetes de 25 Tn, desde las cámaras de carguío hasta las canchas de acumulación de mineral en planta concentradora.

#### **E) Sostenimiento**

El objetivo del sostenimiento es conservar la resistencia inherente del macizo rocoso circundante en las excavaciones subterráneas, para ello, se utilizan elementos de refuerzo tales como la barra de acero helicoidal con lechada de cemento y shotcrete.

##### **A. Barra de Acero Helicoidal**

- ✓ Dimensiones y características mecánicas:
  - Longitud: 2.25 m
  - Diámetro Nominal: 19.0 mm
  - Diámetro Exterior: 21.4 mm
  - Carga de Fluencia: 146 kN
  - Carga máxima: 195 kN
  - Peso Nominal: 2.19 Kg/m
- ✓ La instalación de la barra de acero helicoidal, se realiza mediante la confinación en el taladro con lechada de cemento, es un perno que trabaja sin tensionar y únicamente funcionan por adherencia con las paredes del taladro perforado a lo largo de la longitud completa del elemento de refuerzo. La dimensión del taladro para la instalación del perno debe ser:
  - Diámetro del Taladro: 34 a 39 mm, en Huanzalá el diámetro es de 38 mm.
  - Longitud del Taladro: 2.05 a 2.15 m.
- ✓ La mezcla de cemento y agua debe ser de aproximadamente 13 L de agua por bolsa de cemento. Se debe rellenar el 100% del volumen del taladro.
- ✓ La capacidad de anclaje, de acuerdo a los ensayos de tracción realizada y la experiencia del suscrito, debe ser superior a 3Tn/pie en roca tipo III y II y 2 Tn/pie para rocas tipo IV y V, según el sistema de clasificación geomecánica RMR, esto sobre las 24 horas de fraguado del mortero.

- ✓ La instalación se realiza con equipo electro-hidráulico Robolt (Fotografía N°3.4), actualmente, en Huanzalá se cuenta con 04 equipos, los cuatro con inyección de lechada de cemento.
- ✓ El uso de placas es puntual dependiendo de la deformación del terreno, desplazamiento de cajas y/o condiciones desfavorables.

**B. Shotcrete:**

- ✓ El refuerzo con shotcrete (concreto lanzado) en Huanzalá se realiza mediante Vía Húmeda “mecanizado”. Contando con dos equipos autónomos: spraymec y putzmeister, el transporte de la mezcla con mixers; así mismo, se posee una planta de preparado de la mezcla
- ✓ El diseño de mezcla es de acuerdo al cuadro N° 3.3. Con ello, se espera obtener una resistencia mínima de 24 MPa a los 28 días.

**Tabla N° 03: Diseño de Mezcla de**

**DISEÑO DE 0.8 METRO CÚBICO DE SHOTCRETE  
RELACIÓN A/C = 0.44 (08 BOLSAS DE CEMENTO)**

COMPONENTES	CANTIDAD AGREGADO SECO	CANTIDAD 5% HUMEDAD AGREGADO	UNIDAD
Cemento	340	340	Kilogramos
Agua	26	32	Galones
Agregado	1300	1400	Kilogramos
Fibra Metálica	20	20	Kilogramos

**Fuente:** Plan de Minado 2018 U.E.A Santa Luisa y el Recuerdo

El aditivo para acelerar el tiempo de fraguado durante la proyección del shotcrete en las labores es un libre de álcali, con una dosificación entre 5 y 6 Gl por m<sup>3</sup>.

**F) Relleno del Tajeo**

Después de haber culminado la extracción a lo largo de toda la longitud del subnivel y dejado limpio de mineral se procede al relleno; en todas las unidades se emplea el relleno detrítico al 100 %, tratando en lo posible que el relleno sea un 95 % seco y con una buena fragmentación. La disponibilidad de este material es de las labores de avance y preparación, el traslado del material es con Scoop de 6.2 Yd<sup>3</sup> hasta los tajeos



## **CAPITULO II**

### **FUNDAMENTACION**

#### **2.1 MARCO TEORICO**

##### **2.1.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION**

Compañía minera Santa Luisa viene usando para el sostenimiento de las labores pernos no tensionados por adherencia: barras de acero helicoidal de 2.25m de longitud y 19 mm de diámetro con lechada de cemento; además, shotcrete variando el espesor en función de la calidad del terreno.

En un intento por dinamizar el ciclo de minado y reducir los costos, se iniciaron las pruebas con estabilizadores de fricción tipo Split set de 7' en combinación con malla electrosoldada principalmente para terrenos del tipo regular malo IIIB (según RMR de Bieniawski).

##### **2.1.2 DEFINICION DE TERMINOS**

- ✓ **Geomecánica:** Rama de la ciencia encargada de estudiar las condiciones del macizo rocoso, para así poder determinar adecuadamente el sostenimiento oportuno que requiere al realizarse las operaciones mineras. (Rodríguez, 2015).
- ✓ **Macizo rocoso:** Es el medio in-situ que contiene diferentes tipos de discontinuidades como diaclasas, estratos, fallas y otros rasgos estructurales. (SNMPE, 2004).

- ✓ **Matriz rocosa:** Es el material rocoso exento de discontinuidades, o los bloques de roca intacta que quedan entre ellas. La matriz rocosa, a pesar de considerarse continua, presenta comportamiento heterogéneo y anisótropo ligado a su fábrica y a su microestructura mineral. (Gonzales de Vallejo, 2002).
- ✓ **Caracterización:** Es el proceso de designar la calidad del macizo rocoso basado en números y técnicas descriptivas de los rasgos que se presentan en cada macizo rocoso. (Tarbuck, 2016)
- ✓ **Sostenimiento:** Empleando los principales métodos de sostenimiento de mina como son. Pernos, Split set, enmallado y cuadros de madera. Tiene como objeto mantener la estabilidad de la roca en todas las labores, siendo de suma importancia de trabajo ya que garantiza el desarrollo de todo tipo de actividades de la operación minera y la finalidad principal del sostenimiento es evitar la caída de rocas, bancos y planchones del techo o laterales de la caja. (L. Zaa, 2015)
- ✓ **Dureza:** La dureza de las rocas es el principal tipo de resistencia a superar durante la perforación, cuando se logra la penetración inicial el resto de las acciones se desarrollan más fácilmente. (Hartman, 1987)
- ✓ **Resistencia:** Se llama resistencia de una roca a la porosidad de oponerse a su destrucción bajo una carga exterior, estática o dinámica. Las rocas oponen una resistencia máxima a la compresión, La resistencia a la atracción no pasa de un 10% a 15% de la resistencia a la compresión esto se debe a la fragilidad de las rocas a la gran cantidad de defectos locales e irregularidades que presentan, depende fundamentalmente de su composición mineralógica. (Hartman, 1987)
- ✓ **Estructura:** Las propiedades estructurales de los macizos rocosos tales como: esquistosidad, planos de estratificación, juntas, diaclasas y fallas, así el rumbo y buzamiento de estas, afectan a la linealidad de los barrenos, a los rendimientos de perforación y la estabilidad de las paredes de los taladros. (Frederick , 2016)
- ✓ **Textura:** La textura de una roca se refiere a la estructura de los granos minerales constituyentes de la roca. Se manifiesta a través del tamaño de los granos, forma y porosidad. Todos estos aspectos tienen una influencia significativa al rendimiento de la perforación, también influye de forma

significativa el tipo de material que constituye la matriz de una roca o mineral. (Frederick, 2016)

- ✓ **Costos:** Valor de los recursos cedidos a cambio de bienes y servicios, con la expectativa de recibir un provecho o beneficio futuro. Precio de adquisición de un bien o servicio que ha sido diferido o que todavía no ha contribuido con la realización de un ingreso y deben presentarse contablemente como un activo. (Sinisterra, 1997)
- ✓ **Costos directos:** son todos los costos de producción que se consideran como parte del objeto de costos, pero que no pueden ser medidos e identificados de forma económicamente factible sobre dicho objeto. Son costos inventariables. Costos materiales indirectos. Costos mano de obra indirecta. Otros propios de la fábrica como energía eléctrica, alquileres, servicios de mantenimiento, suministros de fábrica. Se relacionan con el objeto de costos particular; sin embargo, no pueden atribuirse a dicho objeto desde un punto de vista económico. (Horngren, 2007)
- ✓ **Costo variable:** cambia totalmente en proporción con los cambios relacionados con el nivel de actividad o volumen total. “son aquellos cuyos valores totales demuestran un comportamiento sensible a los cambios en el nivel de actividad.” (Horngren, 2007)
- ✓ **Costo fijo:** se mantiene estable en su totalidad durante cierto periodo de tiempo, a pesar de los amplios cambios en el nivel de actividad o volumen total. “son aquellos cuyos valores totales permanecen constantes ante cambios en el nivel de actividad.” (Horngren, 2007)

## **2.1.3 FUNDAMENTACION TEORICA**

### **2.1.3.1 MODELO GEOMECANICO**

Bayron Jaro, define el modelo geomecánico, se evalúan las propiedades mecánicas de la roca intacta, de las discontinuidades y del macizo rocoso como tal. Las propiedades mecánicas de los macizos rocosos deben incluir el estudio de parámetros de deformabilidad y de resistencia, a fin de estudiar el comportamiento del macizo rocoso frente a procesos de desestabilización por efecto de la construcción de la obra; esto implica el empleo de criterios de rotura aplicables en función de las características del macizo rocoso.

### **2.1.3.2 MECANICA DE ROCAS**

Brown, menciona que su desarrollo formal como disciplina en los programas de ingeniería se dio a partir de 1960. Se la reconoce como materia interdisciplinaria con aplicación en geología e ingeniería de Minas, Petrología y civil, relacionándose con proyectos de desarrollo energético, transporte e instalaciones de defensa. La Mecánica de rocas estudia el comportamiento de las masas de roca y especialmente las propiedades que tienen importancia en la resistencia del material rocoso. Se debe tener cuidado de distinguir entre las propiedades que provienen de una muestra de mano y aquellas obtenidas por medio del estudio del macizo rocoso insitu.

### **2.1.3.3 CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO**

Los sistemas de clasificación del macizo rocoso sustituyen un enfoque para estimar las propiedades del macizo rocoso a gran escala. En la industria minera, el índice GSI y los sistemas RMR y Q, son parámetros de entrada para muchos métodos de diseño, así como parámetro de entrada de muchos programas de modelamiento numérico. Los sistemas de clasificación geomecánica son un intento de representar con un solo valor las propiedades de resistencia de un macizo rocoso. El macizo rocoso es usualmente un material altamente anisotrópico y puede ser representado por más de un sistema de clasificación.

Desde comienzos de los años 70 se ha extendido el uso de sistemas de calificación y clasificación geotécnica de macizos rocosos, los que emplean un índice de calidad geotécnica para calificar el macizo rocoso y, de acuerdo a esta calificación o “rating”, clasificarlo según su “calidad geotécnica”.<sup>1</sup>

Los sistemas de clasificación del macizo rocoso, constituyen una parte integral del *diseño empírico* de mina. En los últimos años estos sistemas se han estado usando paralelamente con herramientas analíticas y numéricas. Muchos de las metodologías de trabajo conectan los Índices Geomecánicos a las propiedades del material,

---

<sup>1</sup> Prof. KARZULOVIC, Antonio; SISTEMAS DE CALIFICACION Y CLASIFICACION GEOTÉCNICA DE MACIZOS ROCOSOS.

como: el Modulo de Elasticidad, los factores  $m$  y  $s$  del Criterio de Falla de Hoek & Brown, etc. Estos valores están siendo usados como parámetros de entrada en los modelamientos numéricos. Consecuentemente la importancia de la caracterización geomecánica de Macizos Rocosos ha ido incrementándose con el paso del tiempo. El Doctor Z.T. Bieniawski en su libro “Engineering Rock Mass Classifications”, plantea los siguientes objetivos: <sup>2</sup>

- Identificar los parámetros más significativos que influyen el comportamiento del Macizo Rocoso.
- Dividir una formación particular del macizo rocoso en grupos de similar comportamiento, es decir, clases de Macizos rocosos con diversas calidades.
- Proporcionar una base para el entendimiento de las características de cada clase de Macizo Rocoso.
- Relacionar las experiencias de condiciones de roca en un determinado sitio con condiciones y experiencias encontradas en otros. Facilitando la planeación y el diseño de estructuras en la roca al proporcionar datos cuantitativos que se necesitan para la solución de problemas de ingeniería.
- Proporcionar una base común de comunicación efectiva para todas las personas interesadas en un problema de geomecánica.

Este propósito se lograría si la clasificación:

- “Es sencilla y significativa en sus términos; y
- Se apoya en parámetros que se dejan medir y pueden establecerse en el campo de manera rápida y económica”.

Así mismo, plantea los siguientes beneficios:

- Mejorar la Calidad de Investigaciones de Sitio, requiriendo los mínimos datos de entrada como son los parámetros de clasificación.
- Proporcionar información cuantitativa para propósitos de Diseño

---

<sup>2</sup> Z. T. Bieniawski; ENGINEERING ROCK MASS CLASSIFICATIONS, A Wiley-Interscience Publication, 1989, Canada, Pg. 3.

- Habilitar un mejor juicio de Ingeniería y mayor comunicación efectiva en un proyecto.

En síntesis, las Clasificaciones Geomecánicas tienen por objeto caracterizar un determinado macizo rocoso en función de una serie de parámetros a los que se les asigna un cierto valor. Por medio de la clasificación se llega a calcular un índice característico de la roca, que permite describir numéricamente la calidad de la misma con fines muy diversos, como la elección del tipo de sostenimiento, sistemas de excavación, etc. Es una herramienta muy útil en el diseño y construcción de obras subterráneas, pero debe de ser usada con cuidado para su correcta aplicación, pues exige conocimientos y experiencia por parte de quien la utiliza.

En ningún caso se ha pensado que las Clasificaciones Geomecánicas sustituyan a los estudios analíticos. No obstante, en muchos proyectos mineros, las clasificaciones geomecánicas han sido y continúan siendo el procedimiento de diseño sistemático utilizado.

Estos sistemas de clasificación serán útiles para determinar la extensión de los dominios geomecánicos en una mina.

El ingeniero debe estimar el valor de clasificación más realístico para los requerimientos de diseño; también, debe tener en cuenta que existen diversas aplicaciones para cada sistema de clasificación geomecánica. A continuación, se describen los sistemas de clasificación más usados en el Perú.

#### **2.1.3.4 ROCK MASS RATING<sup>3</sup> (RMR)**

El sistema Rock Mass Rating (RMR) fue desarrollado por Bieniawski, y clasifica los macizos rocosos de 0 a 100 puntos, siendo 0 para roca muy mala y 100 para roca muy buena, de acuerdo a la tabla 3-4.<sup>4</sup>

Las versiones más usadas son el RMR76 y el RMR89. Ambas incorporan la valoración de parámetros como:

- ✓ Resistencia de la Roca Intacta.
- ✓ RQD.

---

<sup>3</sup> ROCK MASS RATING: VALORACION DE LA MASA ROCOSA.

<sup>4</sup> Guia de criterios para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas *Op. Cit.* Pp. 25

- ✓ Espaciamiento de discontinuidades.
- ✓ Condición de discontinuidades.
- ✓ Agua subterránea.

**Tabla 04:** Interpretación de los valores de RMR, (Bieniawski, 1989)

Descripción	RMR	Clase de Macizo Rocoso
Roca Muy Buena	81-100	I
Roca Buena	61-80	II
Roca Regular	41-60	III
Roca Mala	21-40	IV
Roca Muy Mala	0-20	V

**Fuente:** *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*

El puntaje total del RMR está definido por:

$RMR = (i) + (ii) + (iii) + (iv) + (v) - \text{Ajuste por orientación de discontinuidades}$

#### 2.1.3.5 SISTEMA RMR<sub>14</sub>

El sistema Rock Mass Rating (RMR) es una referencia mundial para clasificar geomecánicamente el macizo rocoso.

Desarrollado inicialmente por Bieniawski en 1973, posteriormente actualizado en 1989, fue nuevamente actualizado en 2014, modificándose los criterios de valoración e incorporando el efecto de la alterabilidad de la matriz rocosa por el agua, el cual ofrece un enfoque más acertado para calificar al macizo rocoso. La estructura del RMR<sub>14</sub> se basa en la suma de cinco parámetros<sup>5</sup>:

##### 1. Resistencia a compresión uniaxial de la roca intacta

Es decir, de la parte de roca que no presenta discontinuidades estructurales, es el máximo esfuerzo que soporta la roca sometida a compresión uniaxial, determinada sobre una probeta cilíndrica sin confinar en el laboratorio, viene dado por:

La resistencia de la matriz rocosa (roca intacta) también puede ser “estimada” en el afloramiento mediante índices de campo o a partir de correlaciones con datos proporcionados por sencillos

<sup>5</sup> Guía de criterios para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas *Op. Cit.* Pp. 26

ensayos de campo, como el ensayo de carga puntual PLT “Point Load Test” o el Esclerómetro “Martillo Schmidt”.

**Tabla N° 05:** Estimación aproximada y clasificación de la resistencia a compresión simple de suelos y rocas a partir de índices de campo.

<b>Clase</b>	<b>Descripción</b>	<b>Identificación de Campo</b>	<b>Aproximación al Rango de Resistencia a compresión simple (MPa)</b>
$S_1$	Arcilla muy blanda	El puño penetra fácilmente varios cm.	$< 0.025$
$S_2$	Arcilla Débil	El dedo pulgar penetra fácilmente varios cm.	$0.025 - 0.05$
$S_3$	Arcilla Firme	El dedo pulgar puede penetrar varios cm. con moderado esfuerzo	$0.05 - 0.10$
$S_4$	Arcilla rígida	El dedo pulgar penetra pero con mucho esfuerzo.	$0.10 - 0.25$
$S_5$	Arcilla muy rígida	Puede ser fácilmente rayado por la uña del pulgar	$0.25 - 0.50$
$S_6$	Arcilla dura	Puede ser rayado con dificultad por la uña del pulgar	$> 0.50$
$R_0$	Roca extremadamente débil (blanda)	Se puede marcar con la uña	$0.25 - 1.0$
$R_1$	Roca muy débil	La roca se desmenuza al golpear con la punta del martillo (martillo de Geólogo o picota, Figura N° 2.7). Con la navaja se talla fácilmente	$1.0 - 5.0$
$R_2$	Roca débil	Se talla con dificultad con	$5.0 - 25$



		una navaja. Al golpear con la punta del martillo se producen pequeñas marcas.	
<b>R<sub>3</sub></b>	Roca medianamente dura	No puede tallarse con la navaja. Puede fracturarse con un golpe fuerte del martillo.	25 – 50
<b>R<sub>4</sub></b>	Roca dura	Se requiere más de un golpe con el martillo para fracturarla.	50 – 100
<b>R<sub>5</sub></b>	Roca muy dura	Se requieren muchos golpes con el martillo para fracturarla.	100 - 250
<b>R<sub>6</sub></b>	Roca extremadamente dura	Al golpearle con el martillo solo salen esquirlas.	> 250

**Fuente:** GONZALES DE VALLEJO., *INGENIERÍA GEOLÓGICA*, Pearson –Prentice Hall,, Madrid. Pg. 144.

Los **Índices de Campo** permiten una estimación del rango de resistencia de la roca. Los criterios para su identificación fueron estandarizados por la ISRM (1981) y aparecen descritos en la Tabla N° 2.7, y deben ser aplicados sobre la roca una vez limpiada la capa de alteración superficial.

**Figura N° 04:** Martillo de Geólogo, picota ó picosa.



**Fuente:** www.estwing.com

Nota; los grados S<sub>1</sub> a S<sub>6</sub> son aplicables en suelos cohesivos, por ejemplo a arcillas, arcillas limosas y combinaciones de limos y arcillas con arena, generalmente de drenaje lento. Las resistencias de las paredes de las discontinuidades generalmente serán caracterizadas por los grados R<sub>1</sub> a R<sub>6</sub> (roca), mientras que los

grados  $S_1$  a  $S_6$  serán aplicados generalmente a discontinuidades con relleno.

El **ensayo de carga puntual** o de rotura entre puntas, PLT (point load test), permite obtener un índice,  $I_s$ , correlacionable con la resistencia a compresión simple. Nos permite determinar la Resistencia a compresión simple de fragmentos irregulares de roca o de testigos cilíndricos de sondeos, ya sea en campo o en laboratorio. Posee dos modalidades, el *Cargado Diametral* y el *Cargado Axial*, para determinar el Índice de Franklin y de Louis respectivamente (Figura N° 05).

**Figura N°05:** Ensayos de Carga Puntual.



**Fuente:** Determinación de las propiedades físico – mecánicas de las rocas y monitoreo de la masa rocosa Pg. 54 y 55.

Los resultados son más confiables si se ensayan testigos, el ensayo no está indicado para rocas blandas o con anisotropía muy marcada (p. ej. Esquistos, Pizarras). Para tal caso, un pedazo del testigo se coloca transversalmente entre dos puntas de acero templado para ser roto, como se ilustra en la figura 2.8. A partir de la carga de rotura se obtiene un índice,  $I_s$ , que puede ser correlacionado con la resistencia a compresión simple del material ensayado:

$$I_s = \frac{P}{D^2}$$

Siendo  $P$ , la carga de rotura (carga necesaria para romper la muestra; y  $D$ , es el diámetro o altura de la muestra, según sea el caso. La longitud del testigo debe ser, como mínimo, de  $1.5D$ . La

correlación entre el índice  $I_s$  y la resistencia a compresión simple de la roca,  $\sigma_c$ , es:

$$\sigma_c = f * I_s$$

Donde el factor  $f$  varía según el diámetro de la muestra. Si se expresa el diámetro  $D$  del testigo en milímetros, una relación aproximada entre el índice de carga puntual  $I_s$  y la resistencia a la compresión uniaxial  $\sigma_c$  se obtiene con:

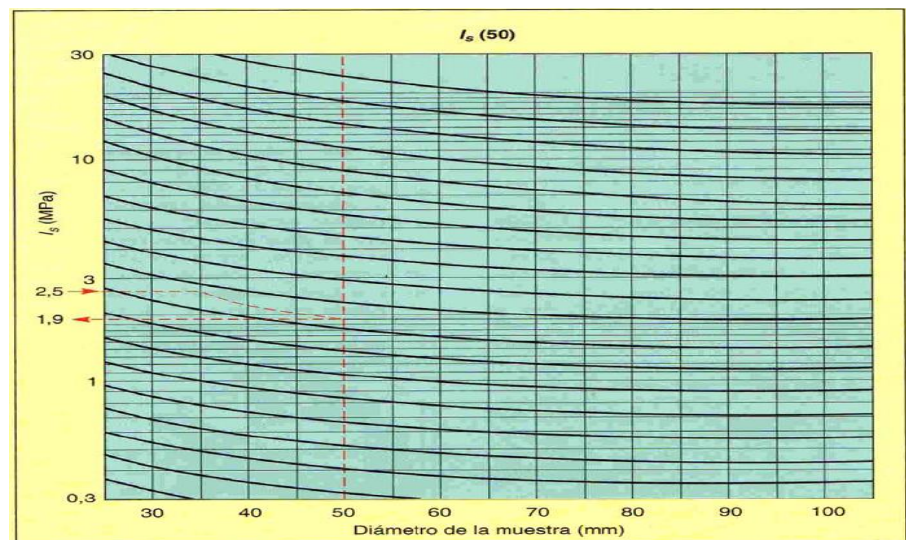
$$\sigma_c = (14 + 0.175D) * I_s$$

Así, para un diámetro de 50mm,  $f = 23$ . Así tenemos:

$$\sigma_c = 23 * I_s$$

También, el libro Ingeniería Geológica de Gonzáles de Vallejo, se muestra un ábaco (Figura 2.9) para corregir el valor de  $I_s$  para muestras con diámetros con muestras diferentes a 50mm.

**Figura N° 06:** Ábaco para corrección del  $I_s$ .



**Fuente:** GONZALES DE VALLEJO L. *Op. Cit.* Pp. 349.

Para el caso de dicho ábaco, el procedimiento es el siguiente:<sup>6</sup>

Se ubica el  $I_s$  obtenido para el diámetro de la muestra ensayada, se sigue la línea horizontal hasta cortar la proyección de la línea vertical del diámetro de la muestra ensayada. A partir de este punto de corte se lleva una línea paralela a las curvas del ábaco hasta cortar la línea vertical correspondiente al diámetro de 50mm, en este punto proyectamos la horizontal y es el nuevo

<sup>6</sup> GONZALES DE VALLEJO L., *Op. Cit.* Pp. 349.

valor corregido de  $I_s$ , correspondiente a un diámetro de 50mm, pudiendo entonces, determinar la resistencia a la compresión con la relación:  $\sigma_c = 23 * I_s$ .

El ensayo con el **Martillo Schmidt**, esclerómetro o escleroscopio de shore (Figura N° 07), nos permite estimar de forma aproximada la resistencia a compresión simple mediante una sencilla correlación, siendo aplicable fundamentalmente a matriz rocosa, pero también a discontinuidades.

*Figura N° 07: Martillo Schmidt*



*Fuente: <http://www.pce-iberica.es>*

El martillo Schmidt consiste esencialmente de un émbolo, un resorte de una determinada rigidez y un pistón. El émbolo se presiona hacia el interior del martillo al ejercer un empuje sobre un espécimen de roca. La energía se almacena en el resorte el cual se libera automáticamente a un nivel determinado e impacta al pistón contra el émbolo una determinada altura de rebote. Existen modelos del martillo Schmidt para diferentes niveles de energía de impacto (N, NR, L y LR). El martillo tipo L, que tiene una energía de impacto de 0.74 Nm es el más común, permite medir valores de la resistencia a compresión simple de la roca, partiendo del índice de rebote:<sup>7</sup>

$$\text{Log}(\sigma_c) = 0.00088 * \gamma * R + 1.01$$

$\sigma_c$  = resistencia a compresión simple de la capa superficial de la roca (MN/m<sup>2</sup>)

$\gamma$  = densidad seca de la roca (KN/m<sup>3</sup>)

$R$  = índice de rebote.

<sup>7</sup> Instituto Tecnológico GeoMinero de España, Op Cit. Pg.109

Diferentes variaciones en la lectura pueden producirse fácilmente debido a factores humanos tales como, en la manera que se sostenido el instrumento durante las mediciones (p. ej. Horizontalmente, verticalmente, inclinado, etc.) y que deberían tener ciertos valores de corrección según se muestran a continuación:

**Tabla N° 06: Valores de corrección**

REBOTE “R”	HACIA ABAJO		HACIA ARRIBA		HORIZONTA L
	$a = - 90^\circ$	$a = - 45^\circ$	$a = + 90^\circ$	$a = + 45^\circ$	$a = 0^\circ$
10	0	- 0.8	---	---	- 3.2
20	0	- 0.9	- 8.8	- 6.9	- 3.4
30	0	- 0.8	- 7.8	- 6.2	- 3.1
40	0	- 0.7	- 6.6	- 5.3	- 2.7
50	0	- 0.6	- 5.3	- 4.3	- 2.2
60	0	- 0.4	- 4.0	- 3.3	- 1.7

**Fuente:** Instituto Tecnológico GeoMinero de España, Op Cit.

Pg.109

## 2. RQD

*Índice de Calidad de la Roca según Deere* (Ver acápites anteriores)

El puntaje o rating asociado al índice *RQD* se calcula como se indica en la Tabla N° 08, o bien puede evaluarse de la curva que se muestra en la figura N° 10.

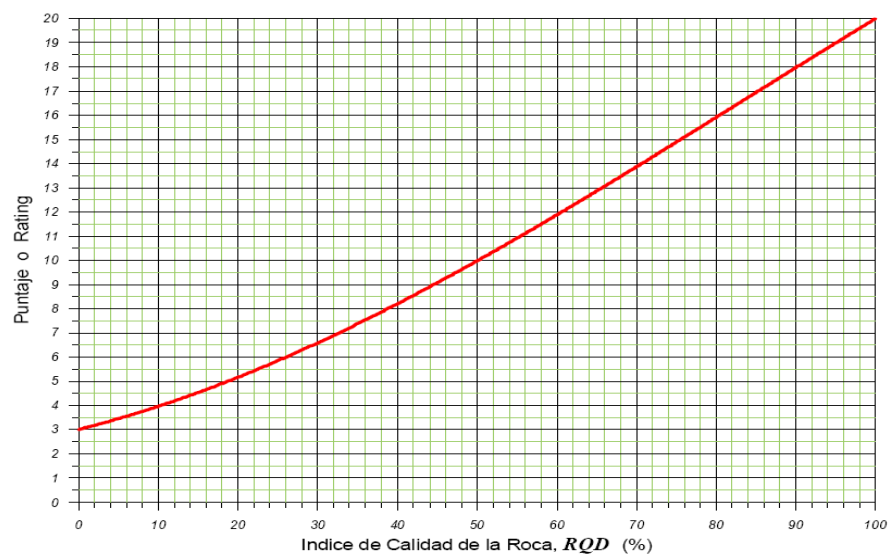
**Tabla N° 08: Puntajes asociados al índice RQD.**

<i>Calidad del Macizo Rocoso</i>	<i>RQD %</i>	<i>Puntaje</i>
MUY MALA Calidad Geotécnica	< 25%	3
MALA Calidad Geotécnica	25 a 50	8

REGULAR Calidad Geotécnica	50 a 75	13
BUENA Calidad Geotécnica	75 a 90	17
MUY BUENA Calidad Geotécnica	90 a 100	20

*Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*

**Figura N° 10:** Puntaje o Rating asociado a la resistencia en compresión uniaxial de la roca “intacta”, UCS (Bieniawski, 1989).



*Fuente: KARZULOVIC A. Sistemas de Calificación y Clasificación Geotécnica de Macizos Rocosos, Método del Índice RMR*

### 3. Espaciamiento de Discontinuidades

Se define como la distancia entre dos planos de discontinuidad de una misma familia, medida en la dirección perpendicular a dichos planos. Influye en el comportamiento global del macizo rocoso y define el tamaño de los bloques de matriz rocosa que forman las diferentes familias. Si los espaciados son pequeños, la resistencia del macizo rocoso disminuye en forma considerable. Así mismo, juega un papel muy importante en la permeabilidad y en las características internas que condicionan la circulación del agua. Su importancia es mayor cuando existen otros factores condicionantes de la deformación del macizo rocoso, como, por

ejemplo, una resistencia al corte pequeña y un número suficiente de discontinuidades para que se produzca el deslizamiento.<sup>8</sup>

La medida del espaciado se realiza con una cinta métrica, en una longitud suficientemente representativa de la frecuencia de discontinuidades, al menos de tres metros. Como norma general, la longitud de medida debe ser unas diez veces superior al espaciado. La cinta debe colocarse perpendicularmente a los planos, registrándose la distancia entre discontinuidades adyacentes. Por lo general, las superficies expuestas a los afloramientos rocosos no permiten realizar las medidas de espaciado en la dirección perpendicular a las superficies, y lo que se miden son espaciados aparentes, debiéndose aplicar las correcciones necesarias para obtener el espaciado real, en la Figura N° 2.14, se representa una cara de un afloramiento en la que únicamente se pueden medir los espaciados aparentes de tres familias de discontinuidades. Colocando la cinta métrica perpendicular a las trazas de los planos de cada familia, se mide la distancia  $d$ , que deberá ser corregida para calcular el espaciado real:

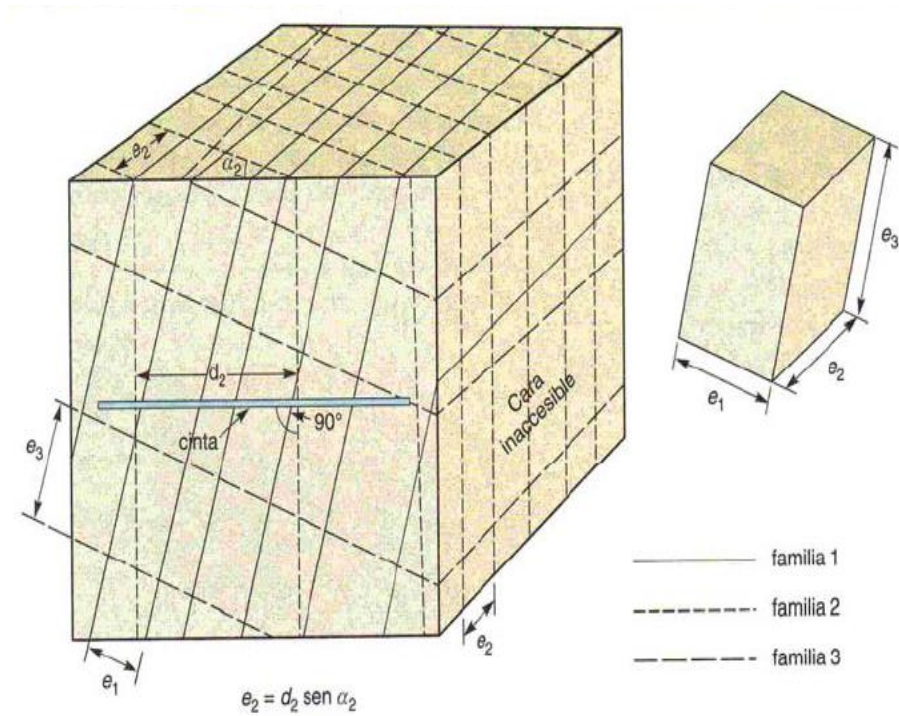
$$e = d * \text{Sen} \alpha$$

Siendo  $e$  el espaciado real,  $d$  la distancia media medida con la cinta y  $\alpha$  el ángulo entre la línea de medición y la dirección de la familia.

**Figura N° 11:** Medida del espaciado en una cara expuesta del afloramiento (ISRM, 1981)

---

<sup>8</sup> Instituto Tecnológico GeoMinero de España. *Op. Cit.* Pp. 113



**Fuente:** GONZALES DE VALLEJO L., *Op. Cit.* Pp. 349.

No se toman en cuenta las fracturas producidas por la voladura.

El puntaje o rating asociado al espaciamiento entre la discontinuidades,  $e$ , se calcula como se indica en la tabla N° 2.8, o bien puede evaluarse de la curva que se muestra en la figura N° 2.15. Bieniawski (1989) sugiere que cuando se conoce solo  $s$  o solo  $RQD$ , pero no ambos parámetros, es posible utilizar la Figura N° 2.16 para estimar uno de ellos en función del otro (esto se basa en la correlación propuesta por Priest y Hudson, 1976).

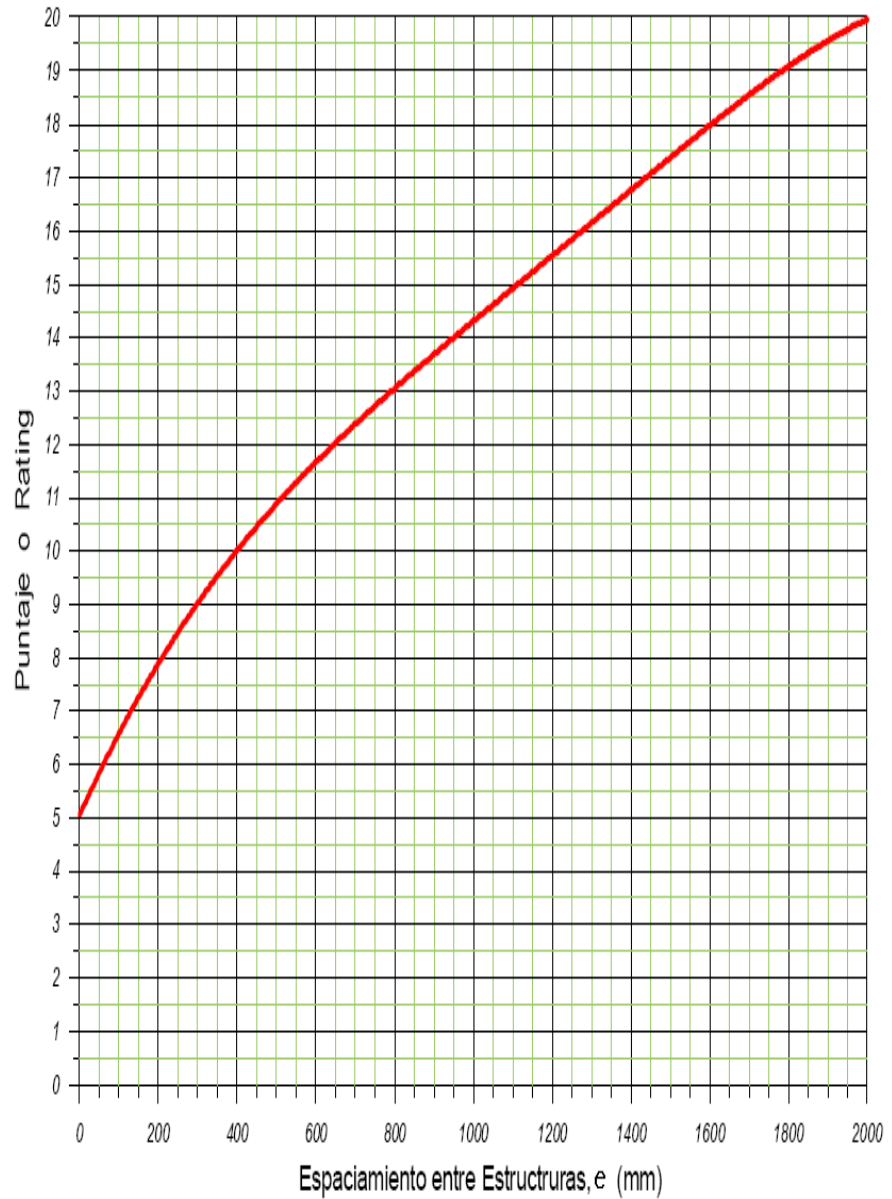
**Tabla N° 09:** Puntaje o Rating asociado al espaciamiento entre estructuras,  $e$ .

<i>Descripción del Espaciamiento</i>	<i>e (mm)</i>	<i>Puntaje</i>
MUY JUNTO EXTREMADAMENTE JUNTO	a < 60	5
JUNTO	60 a 200	8
MODERADO	200 a 600	10
SEPARADO	600 a 2000	15
MUY SEPARADO	> 2000	20

**Fuente:** Bieniawski, 1989

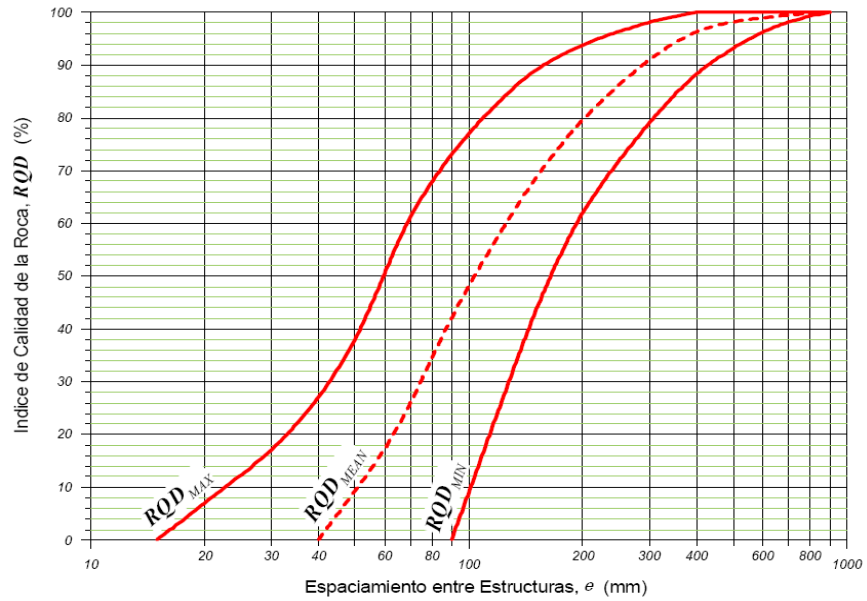


**Figura N° 12:** Puntaje o Rating asociado al espaciamiento entre las estructuras,  $e$  (Bieniawski, 1989) .



**Fuente:** KARZULOVIC A. Sistemas de Calificación y Clasificación Geotécnica de Macizos Rocosos, Método del Índice RMR.

**Figura N° 13:** Correlación entre  $RQD$  y  $e$ , que puede utilizarse para evaluar un parámetro en función del otro (modificada de Bieniawski, 1989).

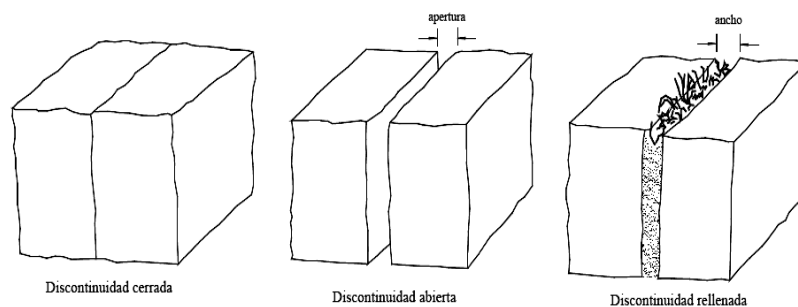


**Fuente:** KARZULOVIC A. Sistemas de Calificación y Clasificación Geotécnica de Macizos Rocosos, Método del Índice RMR

4. **Estado de las Discontinuidades**, nos permite describir ciertas características de las discontinuidades tales como:

La **separación** o **abertura de las discontinuidades**, se define como la distancia perpendicular que separa las paredes adyacentes de roca de una discontinuidad abierta, en la que el espacio intermedio tiene agua o aire. En esto se distingue del “espesor de relleno”.

**Figura N° 14:** Diagrama que muestran las definiciones sugeridas de la apertura.

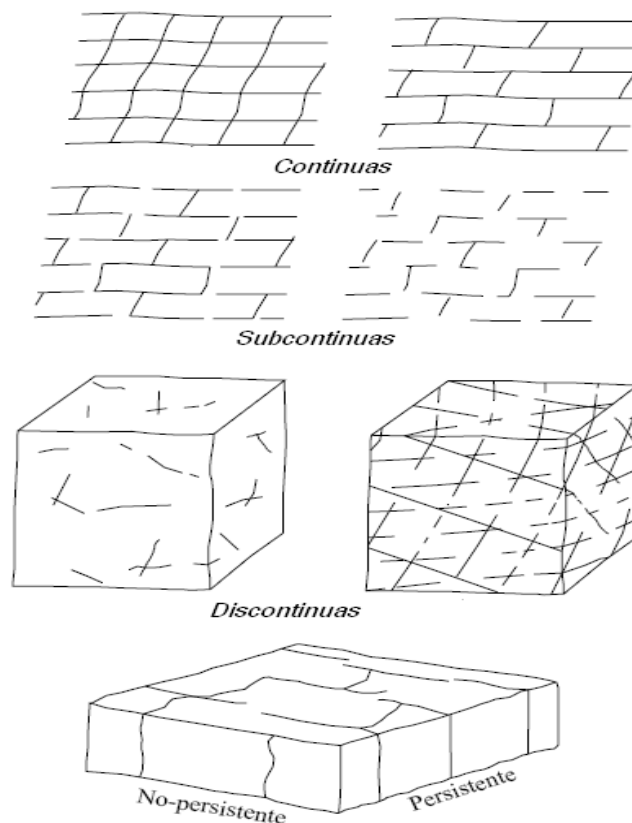


**Fuente:** CORDOVA R., David., Op. Cit. Pp. 12

La **continuidad** o **persistencia de la discontinuidad**, se refiere a la extensión o tamaño de una discontinuidad. Este parámetro se puede cuantificar observando la longitud de las superficies

estudiadas en los afloramientos. Las discontinuidades pueden o no terminar con otra discontinuidad, debiendo indicarse en la descripción. Es importante destacar las familias más continuas, ya que por lo general serán estas las que condicionen principalmente los planos de rotura del macizo rocoso. Por lo general, las discontinuidades singulares, como las fallas y los diques, suelen ser muy continuas, y representan los mayores planos de debilidad en el macizo rocoso, por lo que deben ser caracterizadas y descritas con especial atención. Según el tamaño, las diversas familias de discontinuidades pueden ser continuas, sub-continuas y discontinuas.

**Figura N° 15:** Diagramas mostrando distintos modelos de continuidad o persistencia de varias familias de discontinuidades (ISRM, 1981)



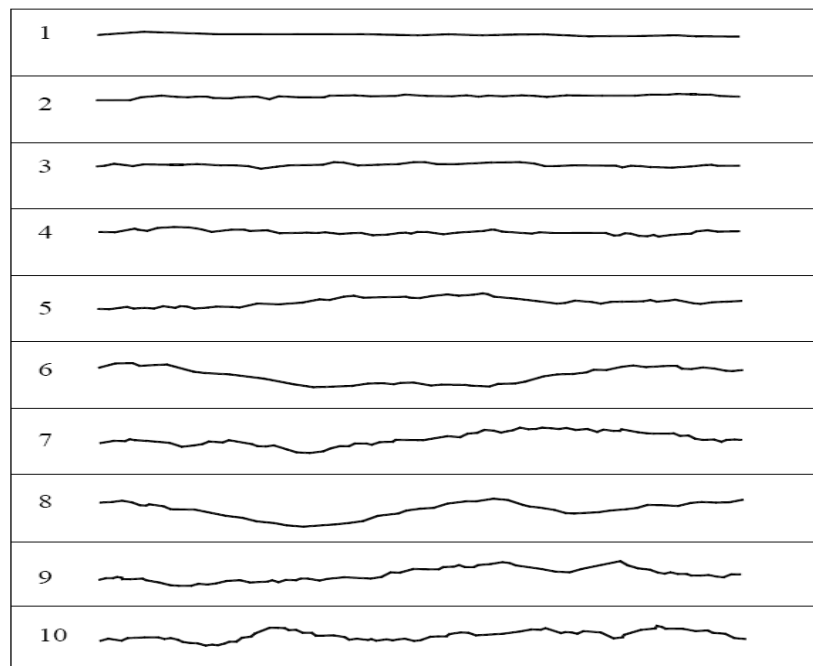
**Fuente:** CORDOVA R., David., Op. Cit. Pp. 11

### A. La Rugosidad

Es el factor determinante de la resistencia al cizallamiento (la rugosidad aumenta la resistencia al corte), su importancia

disminuye al aumentar la abertura, el espesor de relleno o cualquier desplazamiento sufrido con anterioridad. La rugosidad de una discontinuidad viene caracterizada por su *ondulación* (macro rugosidad) y su *aspereza* (micro rugosidad). La rugosidad puede ser medida en campo con diversos métodos, dependiendo de la exactitud requerida, de la escala de medida o de la accesibilidad al afloramiento, incluyendo desde estimaciones cualitativas hasta medidas cuantitativas. El método más sencillo y rápido es la comparación es la comparación visual de la discontinuidad con los perfiles estándar de rugosidad de la figura N° 16.

**Figura N° 16:** *Perfiles de Rugosidad. La longitud de los perfiles está en el rango entre 1 y 10 metros (ISRM, 1981)*



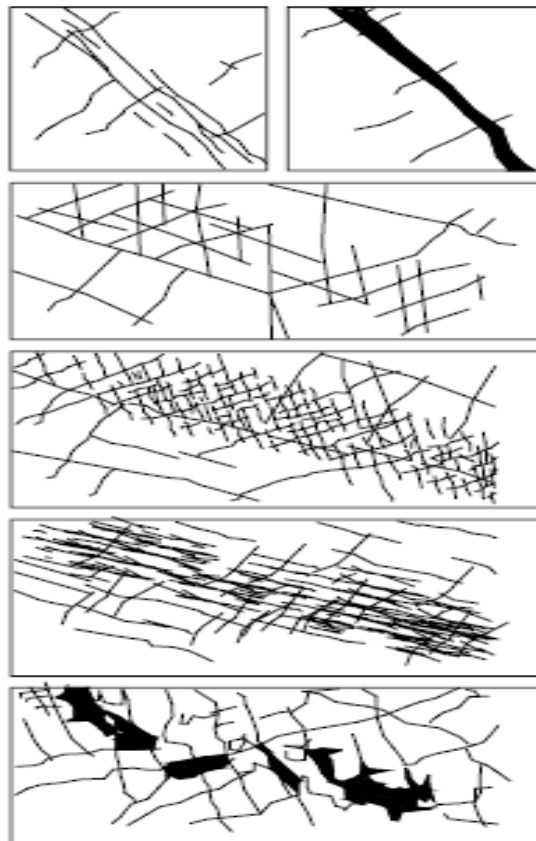
**Fuente:** Ibid. Pp. 13

## **B. El Relleno**

Se refiere al material que está entre los labios de una discontinuidad, existe una gran variedad de materiales de relleno con propiedades físicas y mecánicas muy variables. Debido a la existencia de muchos tipos de relleno aparecen un gran número de respuestas diferentes a corto y largo plazo,

en lo referente a la resistencia al corte, deformabilidad y permeabilidad de la junta. Las características más importantes del relleno que deben describirse en el afloramiento son: Mineralogía, tamaño de partículas y granulometría, relación de sobre consolidación, contenido de agua y permeabilidad, desplazamiento cortante previos, rugosidad de las paredes, espesor, y, fracturación o aplastamiento de los labios de la discontinuidad. Para el caso del RMR solo es necesario determinar el espesor del relleno y la calidad del mismo (blando o duro)

**Figura N° 17:** Ejemplos de esquemas para representar para indicar las condiciones de los labios de discontinuidad.



**Fuente:** Instituto Tecnológico GeoMinero de España. *Op. Cit.* Pp. 113

### **C. El grado de Meteorización de una roca**

Es una observación importante en cuanto que condiciona de forma definitiva sus propiedades mecánicas. Según avanza el proceso de meteorización aumenta la porosidad,

permeabilidad y deformabilidad del material rocoso, al tiempo que disminuye su resistencia (Procesos de Meteorización: Física, Química y Biológica). La identificación del estado o grado de meteorización de la matriz rocosa se puede realizar de forma sistemática a partir de las descripciones de la Tabla N° 2.9. En ocasiones puede ser necesario fragmentar un trozo de roca para observar la meteorización de la matriz rocosa.

**Tabla N° 10: Descripción del Grado de Meteorización**

<b>Término</b>	<b>Descripción</b>
Fresca	No se observa signos de meteorización en la matriz rocosa.
Decolorada	Se observan cambios en el color original de la matriz rocosa. Es conveniente indicar el grado de cambio. Si se observa que el cambio de color se restringe a uno o algunos minerales, se debe mencionar.
Desintegrada	La roca se ha alterado al estado de un suelo, manteniéndose la Fabrica <sup>9</sup> original. La roca es friable <sup>10</sup> , pero los granos minerales no están descompuestos.
Descompuesta	La roca se ha alterado al estado de un suelo, alguno o todos de los minerales están descompuestos.

**Fuente:** GONZALES DE VALLEJO, *Op.Cit.* pp.244

El puntaje o ratings asociado a la condición de juntas o discontinuidades, se calcula como se indica en la Tabla N° 11, o bien cuando se requiere de mayor detalle empleando las guías que se reseñan en la Tabla N° 12

**Tabla N° 11: Puntajes asociados a la condición de discontinuidades.**

<sup>9</sup> FABRICA DE ROCA: conjunto de características geométricas de una roca, debido a su textura y estructura.

<sup>10</sup> ROCA FRIABLE: roca poco consolidada, cuando el grado de diagenesis es bajo la roca presenta un aspecto friable o deleznable y significa que puede ser desmenuzada con los dedos

<i>Descripción de la Condición de Discontinuidades</i>	<i>Puntaje</i>
Discontinuidades continuas. Discontinuidades Abiertas (abertura > 5mm) o con rellenos blandos arcillosos (espesor > 5mm)	0
Discontinuidades continuas. Discontinuidades Pulidas, o abiertas (abertura de 1 a 5mm) o con rellenos blandos de arcilla (espesor de 1 a 5mm)	10
Discontinuidades algo rugosas. Roca de caja muy intemperizada o alterada. Discontinuidades abiertas (abertura < 1mm) o con rellenos (espesor < 1mm)	20
Discontinuidades algo rugosas. Roca de caja algo intemperizada o alterada. Discontinuidades abiertas (abertura < 1mm) o con rellenos (espesor < 1mm)	25
Discontinuidades muy rugosas y discontinuas. Roca de caja fresca o sana. Discontinuidades cerradas o selladas	30

*Fuente: GONZALES DE VALLEJO*

*Tabla N° 12: Guías para una evaluación detallada del puntaje asociado a la condición de discontinuidades.*

<i>Parametro de la Estructura</i>	<i>Condición o Características &amp; Puntaje o Rating</i>				
<b>Persistencia o Extensión (m)</b>	< 1	1 a 3	3 a 10	10 a 20	> 20
	6	4	2	1	0
<b>Abertura (mm)</b>	0	< 0.1	0.1 a 1	1 a 5	> 5
	6	5	4	1	0
<b>Rugosidad</b>	Muy Rugosa	Rugosa	Algo Rugosa	Lisa	Pulida
	6	5	3	1	0
<b>Material de</b>	Ninguno	Duro	Duro	Blando	Blando

<b>Relleno</b>		< 5mm	≥ 5mm	< 5mm	≥ 5mm
	6	4	2	2	0
<b>Meteorización o Intemperización</b>	Fresca	Algo Alterada	Alteración Moderada	Muy alterada	Descompuesta
	6	5	3	1	0

*Fuente: KARZULOVIC A. Sistemas de Calificación y Clasificación Geotécnica de Macizos Rocosos, Método del Índice RMR*

**5. Presencia de Agua,** en un macizo rocoso diaclasado, el agua tiene gran influencia sobre su comportamiento. El agua en el interior de un macizo rocoso procede generalmente del flujo que circula por las discontinuidades (permeabilidad secundaria), aunque en ciertas rocas permeables las filtraciones a través de la matriz rocosa (permeabilidad primaria) pueden ser también importantes. En excavaciones subterráneas, hay que estimar el flujo de agua subterránea en litros/min cada 10m, que penetra la excavación, y de la relación que existe entre la presión de agua en las fisuras y el esfuerzo general principal, o con algunas observaciones cualitativas.

El puntaje asociado a la condición de aguas, se calcula como se indica en la Tabla N° 13

**Tabla N° 13: Puntajes asociados a la Condición de Aguas**

<i>Descripción</i>	<i>Q<sub>w</sub> (Lt./min.)</i>	<i>P<sub>w</sub>/S<sub>1</sub></i>	<i>Puntaje</i>
Condición completamente seca	0	0	15
Condición Húmeda	< 10	< 0.1	10
Condición Mojada	10 a 25	0.1 a 0.2	7
Goteos	25 a 125	0.2 a 0.5	4
Infiltraciones de Agua	> 125	> 0.5	0



**Fuente:** KARZULOVIC A. *Sistemas de Calificación y Clasificación Geotécnica de Macizos Rocosos, Método del Índice RMR*

Bieniawski aplicó una serie de valuaciones de importancia de sus parámetros en concordancia con las ideas de Wickham, Tiedemann y Skinner. Como se ha podido apreciar cierto número de puntos o una valuación se otorga a cada serie de valores de cada parámetro y se llega a una valuación general del macizo al sumarse la valuación de cada uno de los parámetros, se puede enunciar lo antes dicho con el siguiente esquema:

$$RMR = P(UCS) + P(RQD) + P(e) + P(JC) + P(WC)$$

Donde:

$P(x)$ , puntaje asociado al parámetro  $x$ .

$UCS$ , es la resistencia en compresión uniaxial de la roca “intacta”, y el puntaje asociado a la misma puede variar de 0 (si  $UCS < 1MPa$ ) a 15 (si  $UCS > 250MPa$ ).

$RQD$ , Designación de la Calidad de la Roca.

$e$ , espaciamiento entre discontinuidades, y el puntaje asociado al mismo puede variar de 5 (si  $s < 60mm$ ) a 20 (si  $s > 2m$ )

$JC$ , es la condición de discontinuidades, y el puntaje asociado a la misma puede variar de 0 (en el caso de estructuras continuas y abiertas más de 5mm, o con rellenos arcillosos blandos de potencia mayor a 5mm) a 30 (en el caso de estructuras discontinuas, muy rugosas, cerradas y sin alteración)

$WC$ , condición de aguas, y el puntaje asociado a la misma puede variar de 0 (en el caso de estructuras con flujo de aguas que se traduce en un gasto de más de 125lt/min en un tramo de túnel de 10m de longitud, o donde la presión del agua excede al 50% del

esfuerzo principal mayor) a 15 (en el caso de estructuras completamente secas).

Todo lo anterior permite calcular el valor “in situ” del índice RMR ó RMR Básico, lo que define la calidad geotécnica de los macizos rocosos en una escala que varía desde 0 a 100, y considera 5 clases:

**Tabla N° 14:** Calidad del macizo rocoso

<i>Calidad del Macizo</i>	<i>Clase</i>	<i>Puntuación</i>
MUY MALA	V	$0 \leq RMR \leq 20$
MALA	IV	$20 < RMR \leq 40$
REGULAR	III	$40 < RMR \leq 60$
BUENA	II	$60 < RMR \leq 80$
MUY BUENA	I	$80 < RMR \leq 100$

**Fuente:** Bieniawski

Respecto a la precisión mediante el RMR puede considerarse para macizos de calidad Regular a Buena, una precisión de  $\pm 5$ ; macizos de mala calidad  $\pm 6$ ; y finalmente para macizos de calidad muy mala  $\pm 8$ .<sup>11</sup>

Una vez calculado el valor in situ del RMR, es posible ajustar este valor para considerar el efecto de la orientación de la orientación de las estructuras, con lo que:

$$RMR = RMR_{basico} - \Delta RMR$$

Donde  $\Delta RMR$  es el efecto de orientación y buzamiento de las discontinuidades y depende de la aplicación. La orientación de las discontinuidades respecto al eje de la estructura subterránea, es un factor de suma importancia en el diseño de sostenimiento. Se determina en base a los valores que se presentan en la Tabla N° 15.

<sup>11</sup> KARZULOVIC A. Sistemas de Calificación y Clasificación Geotécnica de Macizos Rocosos, Método del Índice RMR

**Tabla N° 15:** Ajuste al puntaje total por efecto de la orientación de las estructuras.

Aplicación	Orientación de las Estructuras (Rumbo y Buzamiento)				
	Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable
Minería	0	2	5	10	12
Túneles					
Cimentaciones	0	2	7	15	25
Taludes	0	5	25	50	60
Minería a Tajo Abierto					

**Fuente:** KARZULOVIC A. *Sistemas de Calificación y Clasificación Geotécnica de Macizos Rocosos, Método del Índice RMR*

**Tabla N° 16:** Efecto del Rumbo y Buzamiento de las Estructuras en las Excavaciones subterráneas.

Dirección Perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela al eje del túnel		Buzamiento 0° - 20° en cualquier dirección
Excavación con el buzamiento		Excavación contra el buzamiento				
Buz. 45 – 90°	Buz. 20 – 45°	Buz. 45 – 90°	Buz. 20 – 45°	Buz. 45 – 90°	Buz. 20 – 45°	
Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable	Media	Desfavorable

**Fuente:** KARZULOVIC A. *Sistemas de Calificación y Clasificación Geotécnica de Macizos Rocosos, Método del Índice RMR*

Para aplicar la Clasificación Geomecánica, se debe realizar lo siguiente:<sup>12</sup>

- ✓ Dividir el macizo rocoso en dominios estructurales (zonas de características geotécnicas similares). En la mayoría de los

<sup>12</sup> GAVILANES J., H & ANDRADE H., B. *Op. Cit.* Pp. 78

casos, los límites de las regiones estructurales coincidirán con características geológicas mayores, tales como fallas, diques, contactos, etc.

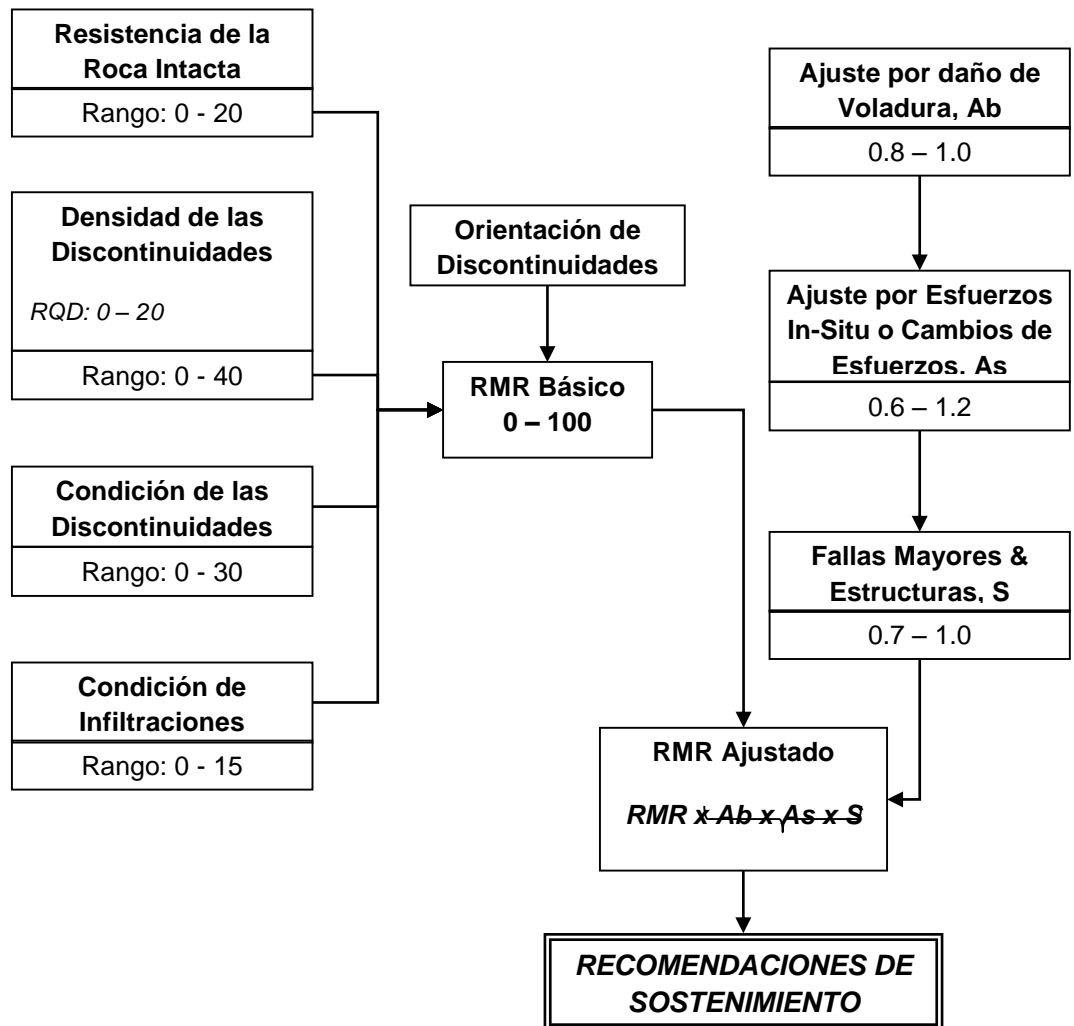
- ✓ Después de que las regiones estructurales han sido identificadas, los parámetros de clasificación para cada región estructural son determinadas de las medidas en el campo y colocadas en una Hoja de Datos.
- ✓ Se analizan la importancia de los valores que están asignados para los primeros cinco parámetros.
- ✓ Al respecto, el promedio de condiciones típicas es evaluado para cada set o familia de discontinuidades y los valores son interpolados utilizando las curvas de las Figuras 15, 16, 17 y 18
- ✓ Se debe señalar que la importancia de la valoración se dio para el espaciado entre discontinuidades, aplicado a macizos rocosos que tienen tres sets de discontinuidades. Es decir, cuando solo dos familias de discontinuidades están presentes, se obtiene un valor conservativo y la valoración para el espaciado entre discontinuidades puede incrementarse en un 30%.
- ✓ Luego de analizar cada uno de los parámetros, sumamos los valores y obtenemos el RMR Básico.
- ✓ El siguiente paso es incluir el sexto parámetro, influencia del rumbo y buzamiento de discontinuidades, para ajustar el RMR Básico, de acuerdo con la Tabla N° 2.13. Este paso se trata separadamente porque la influencia de la orientación de las discontinuidades depende de las aplicaciones ingenieriles. Los valores de este parámetro son cualitativos. Para ayudar a decidir si el rumbo y el buzamiento son favorables o no en excavaciones subterráneas, debemos referirnos a la Tabla N°

2.14., la cual está basada en estudios hechos por Wickham (1972).

- ✓ El parámetro “orientación de discontinuidades”, se refleja en el significado de los varios set de discontinuidades presentes en un macizo rocoso. El set principal, usualmente designado como Set N°01, controla la estabilidad de la excavación; por ejemplo, en túneles será el set cuyo rumbo sea paralelo a su eje. La sumatoria de la valoración de los parámetros de clasificación para este set de discontinuidades constituirá el RMR. De otra manera, en situaciones donde no hay un set de discontinuidades dominante y de importancia crítica, o cuando se estime la resistencia y deformación del macizo rocoso, los valores para cada set de discontinuidades serán promediados para obtener la apropiada clasificación individual de cada parámetro.

Laubscher y Taylor, con base a su experiencia en aplicar la clasificación de los macizos rocosos en 50000 metros de minas y sondajes, propusieron algunos ajustes al RMR de Bieniawski. Su propósito, afinar algunas características de los macizos rocosos, tomando en cuenta las diferencias en las prácticas del sostenimiento en minería y obras civiles, tomando en cuenta, la influencia de la meteorización, cambios en los esfuerzos y el uso de los explosivos sobre determinado parámetro. Un esquema de procedimiento para efectuar el ajuste es el propuesto por Laubscher (1977) y Kendorski (1983) que se visualiza en la Figura N° 18.

**Figura N° 18:** Ajuste del RMR para aplicaciones en minería.



**Fuente:** BIENIAWSKI Z. T. *Op. Cit.* Pp. 60

A continuación se resumen las reglas que publicaron Laubscher y Taylor para los Ajustes en Minería (Tabla N° 17); ojo, que estos ajustes fueron hechos para minas de Asbesto en Africa, son referenciales, pero se debe recordar que cada mina tiene sus propias peculiaridades y problemas de inestabilidad.

*Tabla N° 17: Resumen de Ajustes en porcentaje, Laubscher y Taylor*

<i>Parámetro</i>	<i>RQD</i>	<i>IRS<sup>a</sup></i>	<i>Espaciamiento de Discontinuidades</i>	<i>Condición de Discontinuidades</i>	Total
Meteorización	95	96		82	75
Esfuerzo In-Situ e Inducidos				120 -76	120 -76
Cambios en los Esfuerzos				120 – 60	120 -60
Orientación de Rumbo y Buzamiento			70		70
Voladura	93			86	80

*Fuente: BIENIAWSKI Z. T., Op. Cit. Pp. 142*

A continuación se resume explícitamente las reglas publicadas para los ajustes:<sup>13</sup>

Debido a la **Meteorización**, algunos tipos de roca se meteorizan rápidamente cuando entran en contacto con el aire, la meteorización afecta:

- ✓ *Resistencia de la Roca Inalterada*: puede disminuir hasta un 96% si la meteorización afecta las micro-estructuras de la roca.
- ✓ *Índice de Calidad de la Roca*, disminución hasta un 95% si aumentan las fracturas.

*Condición de Discontinuidades*: disminución hasta en un 82% si la meteorización es motivo de deterioro en las Los **Esfuerzos in-situ e inducido**, pueden ejercer influencia sobre las discontinuidades, manteniendo las superficies en compresión o permitiendo que se aflojen, aumentando el riesgo de movimiento cortante,

<sup>a</sup> *IRS*: Intact Rock Strenght

<sup>13</sup> HOEK E. & BROWN E. T., *Op. Cit.* Pp. 355 - 356

- ✓ *Condición de Discontinuidades*: si las condiciones de esfuerzos son tales que las juntas quedan en compresión, aumenta la valuación hasta en 120%. Si el riesgo de un movimiento cortante aumenta, disminuye su evaluación hasta en un 90%. Si las fisuras están abiertas y pueden equipararse a fisuras con relleno delgado, disminuye la evaluación hasta en un 76%.

Cuando hay *Cambios de Esfuerzos* inducidos por operaciones mineras, por ejemplo, durante la remoción de pilares o la sobre excavación de tajeos o chimeneas de extracción, la situación de la condición de discontinuidades quedará afectada como en el caso anterior, excepto que, los cambios de esfuerzos puedan causar movimientos cortantes importantes o abrir fisuras, disminuye la evaluación hasta en un 60%.

Las *orientaciones de rumbo y buzamiento* debido al tamaño, forma y la dirección de avance de una excavación subterránea tendrán una influencia sobre su estabilidad cuando se consideran en función del sistema de discontinuidades del macizo rocoso.

*Efectos de Voladuras*, las voladuras crean nuevas fracturas y provocan movimientos en las fisuras existentes. Se proponen las siguientes reducciones para la evaluación del RQD y la Condición de Discontinuidades:

- ✓ Perforaciones de Reconocimiento 100%
- ✓ Voladuras de Sección Lisa 97%
- ✓ Voladuras Convencionales Buenas 94%
- ✓ Voladuras Convencionales Deficientes: 80%

En algunos casos, se va a encontrar sujeta a más de un ajuste. Laubscher y Taylor postulan que el ajuste total no debe pasar el 50%.

El índice RMR siempre se ha dividido dentro de 5 clases (I, II, III, IV y V) con las denominaciones desde “Muy Buena” a “Muy Mala”, cada clase cubre un intervalo de 20 puntos. En la práctica las clases no son equiparables entre sí. La clase III (Media o



Regular) es normalmente la mas frecuente pero cubre un rango demasiado amplio, las necesidades de un túnel de RMR=40 son muy diferentes de las de un túnel de RMR=60; el primero probablemente incluirá shotcrete y pernos, mientras que el segundo solo pernos sistemáticos. La Clase IV (Mala) es demasiado amplia, una excavación subterránea de RMR=20 se excavará con avances mucho más cortos que en un macizo con RMR=40, además, el requerimiento de sostenimiento para el primer caso será mucho mayor, probablemente se necesiten cimbras. Es por ello que **M. ROMANA**, propuso la sustitución del sistema de 5 clases por el de 10 Subclases, cada subclase tiene un rango de 10 puntos y, para mantener un cierto grado de correlación con la división anterior, se denomina con el numeral romano de Bieniawski (I, II, III, IV, V) seguido de una letra: A para la mitad superior y B para la mitad del inferior de cada clase.<sup>14</sup> La Tabla N° 2.16 recoge la comparación entre las clases de Bieniawski y las subclases propuestas por Romana.

**Tabla N° 18:** Clasificación modificada de Bieniawski en subclases y comparación con la original (Romana 2000)  
Superficies de discontinuidad o en su relleno.

RMR	MODIFICADO		BIENIAWSKI ORIGINAL	
	CLASE	DENOMINACION	DENOMINACION	CLASE
100	I-A	EXCELENTE	MUY BUENA	I
90	I-B	MUY BUENA		
80	II-A	BUENA A MUY BUENA	BUENA	II
70	II-B	BUENA A MEDIA		
60	III-A	MEDIA A BUENA	MEDIA	III
50	III-B	MEDIA A MALA		
40	IV-A	MALA A MEDIA	MALA	IV
30	IV-B	MALA A MUY MALA		
20	V-A	MUY MALA	MUY MALA	V
10	V-B	PESIMA		
0				

**Fuente:** Romana Ruiz, m. “recomendaciones de sostenimiento para túneles”. pp. 07.

<sup>14</sup> ROMANA RUIZ, M. “ RECOMENDACIONES DE SOSTENIMIENTO PARA TÚNELES”, Artículo publicado en la Revista de Obras Públicas, Octubre 200, España. Pp. 07.

Cabe anotar que las subclases I-A y V-B son casi imposibles de encontrar, pues en el primer caso son escasos los macizos rocosos con pocas discontinuidades y de gran calidad; y en el segundo, no existe un macizo cuyo  $RMR < 10$  corresponda a un terreno que se asimile a un macizo rocoso, pues este tipo de terrenos mas bien correspondería a un suelo plástico con muy baja resistencia al cizallamiento.<sup>15</sup>

Los resultados obtenidos del RMR tienden a ser un poco conservadores, lo cual puede hacer que se salga un poco del diseño de sostenimiento. Al respecto es mejor monitorear el comportamiento de la roca durante el proceso de construcción y ajustar las predicciones de la clasificación de la roca a condiciones locales.

#### 2.1.3.6 SISTEMA Q

El sistema Q de clasificación de los macizos rocosos fue desarrollado en Noruega en 1974 por Barton, Lien y Lunde del Norwegian Geotechnical Institute – NGI (Instituto Geotécnico de Noruega). Su desarrollo representó una mayor contribución al tema de Clasificación de Macizos Rocosos por las siguientes razones:<sup>16</sup>

- ✓ El sistema fue propuesto con base en el análisis de 212 casos históricos de túneles en Escandinavia.
- ✓ Es un sistema de clasificación cuantitativo.
- ✓ Es un sistema ingenieril que facilita el diseño de sostenimiento para túneles.

Después de un extenso periodo de ensayos y tanteos ejecutados en el año 1973, se consideraron finalmente un total de seis parámetros y conjunto de categorías dentro del Sistema Q. De acuerdo con este sistema de clasificación, se propuso un índice para determinar la calidad del macizo rocoso en túneles. El valor numérico de este índice se define mediante la expresión:

---

<sup>15</sup> GAVILANES J. et al. *Op. Cit.* Pp. 84

<sup>16</sup> BIENIAWSKI Z.T. *Op. Cit.* Pp. 73

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

Donde; el *primer cociente*, representa la estructura del macizo rocoso, corresponde a una estimación algo rudimentaria del *tamaño de bloques*. El *segundo cociente*, representa la rugosidad y las características de la fricción de las paredes de la discontinuidad o de los materiales de relleno, corresponde a una estimación de la *resistencia al corte* entre los bloques. Finalmente, el *tercer cociente* representa lo que Barton et al. (1974), denominan *esfuerzo “activo”* (estimación de las tensiones efectivas). Los parámetros que definen estos cocientes son:<sup>17</sup>

**RQD**, es la designación de la calidad de la roca definida por Deere et al. (1967), que puede variar de 0 (macizos rocosos de muy mala calidad) a 100 (macizos rocosos de excelente calidad).

Notas:

- i) Cuando se obtienen valores del RQD inferiores o iguales a 10 se toma un valor de 10 para calcular el índice Q.
- ii) Los intervalos de 5 unidades para el RQD, es decir, 100, 95, 90, etc. tienen suficiente precisión.

**J<sub>n</sub>**, es un coeficiente asociado al número de sets o familias de discontinuidades presentes en el macizo rocoso (Joint Set Number), que puede variar de 0.5 (macizo masivo o con pocas estructuras) a 20 (roca totalmente disgregada o triturada).

**Tabla N° 19: índice de diaclasado**

Índice de Diaclasado		Jn
A	Roca masiva, sin diaclasas o con fisuración escasa	0.5 - 1.0
B	Una Familia de Diaclasas	2

<sup>17</sup> Tablas de Valores de los seis parámetros característicos del Sistema Q (Barton y Grimstad; actualización 1994)

C	Una Familia y algunas Diaclasas	3
D	Dos Familias de Diaclasas	4
E	Dos Familias y algunas diaclasas aleatorias	6
F	Tres Familias de Diaclasas	9
G	Tres Familias y algunas diaclasas aleatorias	12
H	4 ó mas familias, diaclasas aleatorias, roca MF, en terrones	15
J	Roca triturada, terrosa	20
Notas:		
i) En intersecciones de túneles se utiliza la expresión (3Jn).		
ii) En las bocas de los túneles se utiliza la expresión (2Jn)		

**Fuente:** Bieniawski z.t

$J_r$ , es un coeficiente asociado a la rugosidad de las estructuras presentes en el macizo rocoso (Joint Roughness Lumber), que puede variar de 0.5 (estructuras planas y pulidas) a 5 (estructuras poco persistentes espaciadas a 3.0m).

**Tabla N° 20:** índice de rugosidad de las discontinuidades

Índice de rugosidad de las Discontinuidades		Jr
<i>a) Contacto de dos caras de la discontinuidad. / b) Contacto entre las dos caras de la discont. ante un desplazamiento cortante inferior a 10cm.</i>		
A	Diaclasas discontinuas	4
B	Diaclasas onduladas, rugosas o irregulares	3
C	Diaclasas onduladas, lisas	2
D	Diaclasas onduladas, perfectamente lisas	1.5
E	Diaclasas Planas, rugosas o irregulares	1.5
F	Diaclasas planas, lisas	1
G	Diaclasas planas, perfectamente lisas	0.5
Notas:		
i) Las descripciones se refieren a caracterizaciones a pequeña escala y escala intermedia, por este orden.		
<i>c) No existe contacto entre las caras de la discontinuidad ante un desplazamiento</i>		

<i>cortante.</i>		
H	Zona que contiene minerales arcillosos con un espesor suficiente para impedir el contacto de las caras de la discontinuidad.	1
J	Zona arenosa, de gravas o triturada con un espesor suficiente para impedir el contacto de las caras de la discontinuidad.	1
<p>Notas:</p> <p>i) Si el espaciado de la principal familia de discontinuidades es superior a 3m, se debe aumentar el índice <math>J_v</math> en una unidad.</p> <p>ii) En el caso de diaclasas perfectamente lisas que presenten lineaciones, y que dichas lineaciones estén orientadas según la dirección de mínima resistencia, se puede utilizar el valor <math>J_r = 0.5</math></p>		

*Fuente: Bieniawski z.t*

$J_a$ , es un coeficiente asociado a la condición o grado de alteración de las estructuras presentes en el macizo rocoso (Joint Alteration Number), que puede variar de 0.75 (vetillas selladas en roca dura con rellenos resistentes y no degradables) a 20 (estructuras con rellenos potentes de arcillas).

**Tabla N° 21:** *índice de alteración de las discontinuidades*

Índice de alteración de las Discontinuidades		$\Phi_r$	$J_a$
<i>a) Contacto entre los planos de la discontinuidad (sin minerales de relleno intermedios)</i>			
A	Discontinuidad cerrada, dura, sin reblandecimientos, impermeable, cuarzo	----	0.75
B	Planos de Discontinuidad inalterados, superficies ligeramente manchadas	25° - 35°	1
C	Planos de Discontinuidades ligeramente alterados. Presentan minerales no	25° - 30°	2

	reblandecibles, partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcillas, etc.		
D	Discontinuidad cerrada, dura, sin reblandecimientos, impermeable, cuarzo	20° - 25°	3
E	Recubrimientos de arcillas blandas o de baja fricción, es decir, caolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas	08° - 16°	4
<i>b) Contacto entre los planos de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante inferior a 10 cm (minerales de relleno en pequeños espesores).</i>			
F	Partículas Arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25° - 30°	4
G	Fuertemente sobre consolidados, con rellenos de minerales arcillosos no blandos (continuos, pero con espesores inferiores a 5mm)	16° - 24°	6
H	Sobre consolidación media a baja, con reblandecimiento, rellenos de minerales arcillosos (continuos, pero de espesores inferiores a 5mm)	12° - 16°	8
J	Rellenos de arcillas expansivas, es decir, montmorillonita (continuos, pero con espesores inferiores a 5mm). El valor <i>Ja</i> depende del porcentaje de partículas con tamaños similares a los de las arcillas expansivas	06° - 12°	8 - 12.0
<i>c) No se produce contacto entre los planos de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante (rellenos de mineral de gran espesor)</i>			

K L M	Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada y arcillas (Ver G, H y J para la descripción de las condiciones de las arcillas)	06° - 24°	6.8 ó 8- 12
N	Zonas o bandas de arcillas limosas o arenosas, con pequeñas reacciones de arcillas no reblandecibles.	12° - 16°	5

*Fuente: Bieniawski z.t*

$J_w$ , es un coeficiente asociado a la condición de aguas en las estructuras presentes en el macizo rocoso (Joint Water Reduction Factor), que puede variar de 0.05 (flujo notorio de aguas, permanente o que no decae en el tiempo) a 1 (estructuras secas o con flujos mínimos de agua).

**Tabla N° 22: Factor de reducción x presencia de agua**

Factor de Reducción x Presencia Agua		Presión de Agua (Kg/cm <sup>2</sup> )	Jw
A	Excavaciones secas o pequeñas afluencias, inferiores a 5 l/min, de forma localizada	< 1	1
B	Afluencia a presión media, con lavado ocasional de los rellenos de las discontinuidades	1 - 2.5	0.66
C	Afluencia importante o presión alta en rocas competentes con discontinuidades sin relleno	2.5 - 10	0.55
D	Afluencia importante o presión alta, produciéndose un lavado considerable	2.5 - 10	0.33

	de los rellenos de la diaclasas.		
E	Afluencia excepcionalmente alta o presión elevada en el momento de realizar las voladuras, decreciendo con el tiempo	> 10	0.2-0.1
F	Afluencia excepcionalmente alta o presión elevada de carácter persistente, sin disminución.	> 10	0.1-0.05
<p>Nota:</p> <p>i) Los valores de las clases C, D, E y F son meramente estimativos. Si se acometen medidas de drenaje, puede incrementarse el valor de <math>J_w</math>,</p> <p>ii) No se han considerado los problemas especiales derivados de la formación de hielo.</p>			

*Fuente: Bieniawski z.t*

**SRF**, es un coeficiente asociado al posible efecto de la condición de esfuerzos en el macizo rocoso (Stress Reduction Factor), que puede variar de 0.05 (concentraciones importantes de esfuerzos en roca competente) a 400 (potencial ocurrencia de estallidos de roca).

**Tabla N° 23:** *Condiciones tensionales de la roca*

<b>Condiciones Tensionales de la Roca</b>		<b>SRF</b>
<i>a) Las zonas débiles intersectan a la excavación, pudiendo producirse desprendimientos de roca a medida que la excavación del túnel avanza.</i>		
A	Múltiples zonas débiles, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca de contorno muy suelta (a cualquier profundidad)	10
B	Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, (prof. de la excavación $\leq 50m$ )	5



C	Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, (prof. de la excavación > 50m)	2.5		
D	Múltiples zonas de fracturas en roca competente (libres de arcillas), roca de contorno suelta (a cualquier profundidad)	7.5		
E	Zonas de Fractura aisladas en roca competente (libre de arcillas) (profundidad de la excavación =< 50m)	5		
F	Zonas de Fractura aisladas en roca competente (libre de arcillas) (profundidad de la excavación > 50m)	2.5		
G	Terreno suelto, diaclasas abiertas, fuertemente fracturado, en terrones, etc. (a cualquier profundidad)	5		
<p>Nota:</p> <p>i) Se reducen los valores expresados del SRF entre un 20-50% si las zonas de fracturas sólo ejercen cierta influencia pero no intersectan a la excavación.</p>				
<i>b) Rocas Competentes, problemas tensionales en las rocas</i>		$\sigma_c/\sigma_1$	$\sigma_\theta / \sigma_c$	<b>SRF</b>
H	Tensiones Pequeñas cerca de la superficie, diaclasas abiertas	>200	< 0.01	2.5
J	Tensiones medias, condiciones tensionales favorables	200-10	0.01-0.3	1
K	Tensiones elevadas, estructura muy compacta. Normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales.	10 - 5.0	0.3-0.4	0.5-2
L	Lajamiento moderado de la roca	5.0 -3.0	0.5-	5.0-50

	después de 1 hora en rocas masivas		0.65	
M	Lajamiento y estallido de la roca después de algunos minutos en rocas masivas	3.0-2.0	0.65-1	50-200
N	Estallidos violentos de la roca (deformación explosiva) y deformaciones dinámicas inmediatas en rocas masivas	< 2.0	>1	200-400
<p>Notas:</p> <p>i) Si se comprueba la existencia de campos tensionales fuertemente anisotrópicos: cuando <math>5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10</math>, se disminuye el parámetro <math>\sigma_c</math> hasta <math>0.75 \sigma_c</math>; si <math>\sigma_1/\sigma_3 &gt; 10</math>, se tomará el valor de <math>0.5\sigma_c</math>, <math>\sigma_c</math> es resistencia a compresión simple, <math>\sigma_1</math> y <math>\sigma_3</math> son las tensiones principales mayor y menor y <math>\sigma_\theta</math> es la tensión principal máxima, estimada a partir de la teoría de elasticidad.</p> <p>ii) En los casos en que la profundidad de la clave del túnel es menor que la anchura de la excavación, se sugiere aumentar el valor del factor SRF entre 2.5 y 5 unidades (Ver Clase H).</p>				
<i>c) Rocas Deformables: flujo plástico de roca incompetente sometida a altas presiones litostáticas</i>			$\sigma_\theta / \sigma_c$	<b>SRF</b>
O	Presión de Deformación baja		1.0 - 5.0	5.0 - 10
P	Presión de Deformación Alta		> 5	10.0 - 20
<p>Nota:</p> <p>i) Los fenómenos de deformación o fluencia de rocas suelen ocurrir a profundidades: <math>H &gt; 350 Q^{1/3}</math> (Singh et al., 1992). La resistencia a compresión de macizo rocoso puede estimarse mediante la expresión <math>= 7 * r * Q^{1/3}</math>, donde r es la densidad de la roca en <math>g/cm^3</math> (Singh, 1993)</p>				
<i>d) Rocas Expansivas: actividad expansiva química</i>				<b>SRF</b>

<i>dependiendo de la presencia de agua.</i>		
R	Presión de Expansión Baja	5.0 - 10.0
S	Presión de Expansión Alta	10.0 - 15.0

*Fuente: Bieniawski z.t*

El rango de valores que puede tomar el índice Q de calidad de roca oscila entre 0.001 (excepcionalmente mala) y 1000 (excepcionalmente buena) en una escala logarítmica, teniendo las siguientes categorías de macizos rocosos:

**Tabla N° 24:** *Categorías del macizo rocoso*

<b>Tipo de Roca</b>	<b>Valores de Q</b>
Excepcionalmente mala	$10^{-3} - 10^{-2}$
Extremadamente mala	$10^{-2} - 10^{-1}$
Muy mala	$10^{-1} - 1$
Mala	1 - 4
Media	4 - 10
Buena	10 - 40
Muy Buena	40 - 100
Extremadamente Buena	100 - 400
Excepcionalmente Buena	400 - 1000

*Fuente: Bieniawski z.t*

Barton et al. (1974) consideran que los parámetros  $J_n$ ,  $J_r$  y  $J_a$  juegan un rol muy importante en la orientación de discontinuidades, y si dicha orientación hubiera sido incluida, la clasificación hubiese sido menos general. Sin embargo, la orientación está implícitamente considerada en los parámetros  $J_r$  y  $J_a$  porque ellos se aplican al sistema de discontinuidades más desfavorable. El sistema más desfavorable para la estabilidad de la excavación son la que no presentan contacto entre sus paredes.<sup>18</sup>

El parámetro  $J_n$  (número de familias de diaclasas) puede estar afectado por foliación, esquistosidad, clivaje, laminaciones, etc. Solo

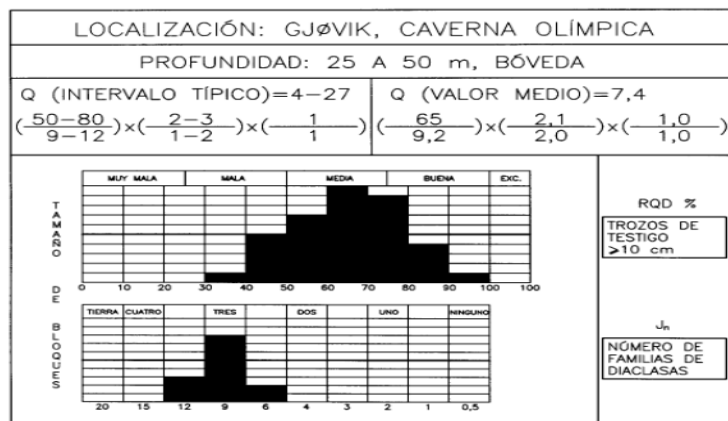
<sup>18</sup> GAVILANES H. et al. *Op. Cit.* Pp. 88

si estas diaclasas paralelas están suficientemente desarrolladas, se contabilizan como una familia, si no, se contabilizan como diaclasas adicionales.

Cuando un macizo contiene arcilla, se aplicará el valor del SRF para roca que se puede soltar. En este caso, la resistencia de la roca inalterada es de poco interés. Sin embargo, cuando las discontinuidades son pocas y no hay arcilla, la resistencia de la roca inalterada puede ser el eslabón más débil y la estabilidad dependerá de la relación tensión-roca/resistencia-roca. Un campo de tensiones fuertemente anisotrópico es desfavorable para la estabilidad.<sup>19</sup>

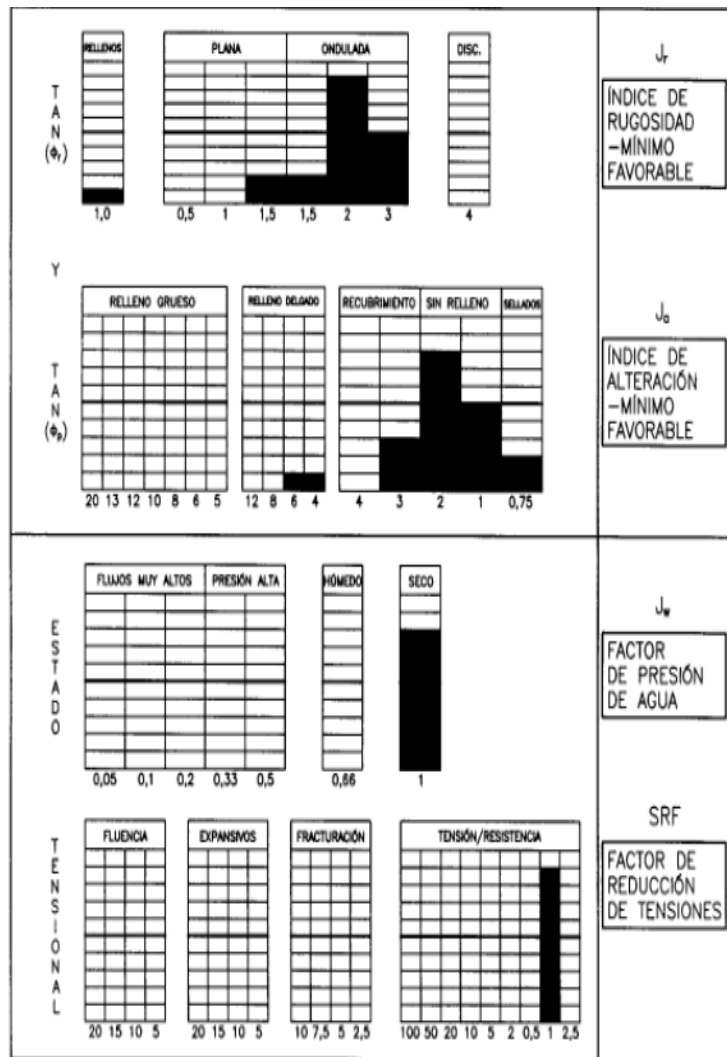
Una manera adecuada de registrar los parámetros que definen el índice Q cuando se realiza la toma de datos a pie de obra, por ejemplo en un túnel, o cuando se evalúa el índice Q a partir del análisis de testigos de sondeos, es la que se muestra en la Figura N° 19 Este gráfico de datos contiene los valores de los parámetros básicos descritos en las tablas anteriores. Cuanto más a la derecha aparezcan los histogramas mejor será la calidad de la roca que representan, mientras que cuanto más a la izquierda se sitúan, peores son las condiciones. Este gráfico es muy práctico para resumir los datos obtenidos in situ. Las funciones de distribución estadísticas aparecen con bastante rapidez.<sup>20</sup>

**Figura N° 19:** Gráfico de Registro de Datos que refleja los resultados estadísticos de los parámetros del índice Q.



<sup>19</sup> *Ibid.* Pp. 93

<sup>20</sup> BARTON N. & GRIMSTAD E.. "El Sistema Q para la selección del sostenimiento en el método noruego de excavación de túneles". Instituto Geotécnico Noruego. Pp.6 y 7



*Fuente: BARTON N. & GRIMSTAD E.. “El Sistema Q para la selección del sostenimiento en el método noruego de excavación de túneles”. Instituto Geotécnico Noruego. Pp.7*

### 2.1.3.7 COMPARACION ENTRE EL RMR Y EL ÍNDICE Q:

Los dos sistemas están basados en la valoración de tres propiedades importantes del macizo rocoso:

- ✓ Resistencia de la roca intacta.
- ✓ Propiedades friccionales de las discontinuidades
- ✓ La geometría de los bloques intactos definidos por las discontinuidades.

Para analizar la influencia de estos parámetros, la valoración aproximada del total del rango para el RMR y el índice Q es comparada de la siguiente manera:

**Tabla N° 25:** Comparación entre el rmr y el índice q

Parámetro considerado	Porcentaje de contribución al valor total	
	Índice Q (0.01 a 1000)	RMR (8 a 100)
Resistencia de la Roca inalterada	19	16
Tamaño del bloque	44	54
Fricción de las Discontinuidades	39	27

Esta tabla nos indica la similitud entre los pesos asignados a cada uno de los parámetros del macizo rocoso considerados. A pesar de esto, se debería indicar que no hay una base para asumir que los dos sistemas deban ser directamente relacionados; sin embargo, existen varias correlaciones que utilizan un sistema para determinar el otro (Tabla N° 2.17).

De todas las correlaciones desarrolladas entre el RMR y el Índice Q se puede comprobar que la ecuación:

$$RMR = 9 * \text{Log}_e Q + 44$$

que propone Bieniawski corresponde en forma adecuada a la relación que existe entre ambos sistemas, un total de 111 casos históricos fueron analizados para este propósito: 62 casos en Escandinavia, 28 casos en África del Sur y 21 Casos históricos en Canadá, Estados Unidos, Australia y Europa; estos resultados fueron ploteados en la Figura 5.2.

**Tabla N° 26:** Correlaciones entre el RMR y el Índice Q

Correlaciones	Origen	Aplicación
$RMR = 13.5 \text{ Log } Q + 43$	Nueva Zelanda	Túneles
$RMR = 9 \text{ Ln } Q + 44$	Diverso	Túneles
$RMR = 12.5 \text{ Log } Q + 55.2$	España	Túneles
$RMR = 5 \text{ Ln } Q + 60.8$	Sudáfrica	Túneles
$RMR = 43.83 - 9.19 \text{ Ln } Q$	España	Minería, roca débil

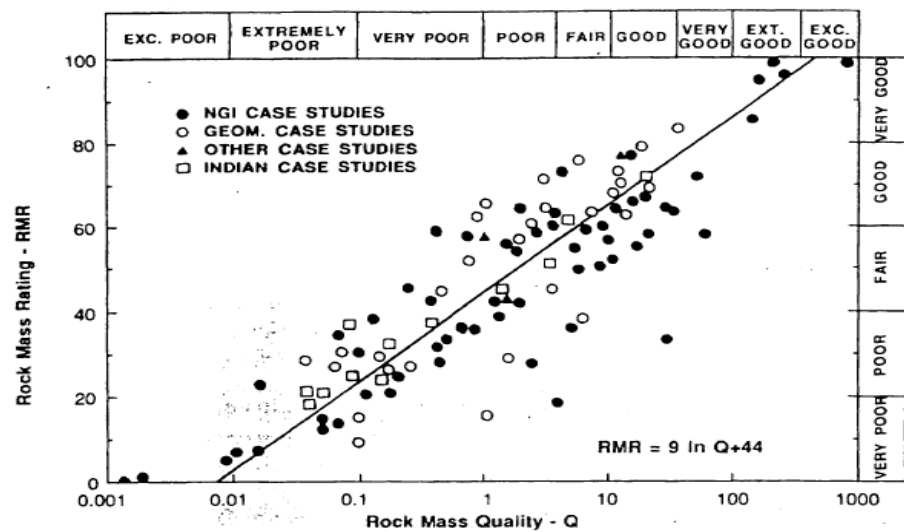
$RMR = 10.5 \ln Q + 41.8$	España	Minería, roca débil
$RMR = 12.11 \log Q + 50.81$	Canadá	Minería, roca resistente
$RMR = 8.7 \ln Q + 38$	Canadá	Minería, roca sedimentaria
$RMR = 10 \ln Q + 39$	Canadá	Minería, roca resistente

*Fuente: GAVILANES J. Hernan. Op. Cit. Pp. 96*

Finalmente Rutledge y Preston (1978) determinaron la siguiente correlación de 7 proyectos en Nueva Zelanda:

$$RSR = 0.77 * RMR + 12.4$$

*Figura N° 20: Correlación entre el RMR y el Índice Q (Después de Bieniawski, 1976 y Jethwa et al., 1982)*



*Fuente: BIENIAWSKI Z.T. Op. Cit. Pp. 89*

El RMR y el Índice Q incluyen un número suficiente de datos para evaluar correctamente todos los factores que tienen influencia en la estabilidad de una excavación subterránea. Bieniawski parece dar más importancia a la orientación y la inclinación de los accidentes estructurales de la roca y no dar ninguna a los esfuerzos en la roca. La Clasificación de Barton et al., no incluye el factor de la orientación de

las discontinuidades pero si considera las propiedades de los sistemas de discontinuidades más desfavorables al valorar la rugosidad de las discontinuidades y su grado de alteración, ambos representando la resistencia al esfuerzo cortante del macizo rocoso. En otros casos, grandes bloques pueden quedar aislados por unas cuantas discontinuidades y causar problemas de estabilidad durante la excavación; para tales casos, los sistemas de clasificación que hemos estudiado serán quizás inadecuados y se necesitarán consideraciones especiales para la relación entre la geometría del macizo y la excavación.

Cuando se trata de problemas en terrenos de mala calidad extrema que implican rocas comprimidas o expansivas o grandes flujos de agua, se ha visto que el RMR es de difícil aplicación, esto es comprensible ya que el sistema se ideó originalmente para túneles a baja profundidad en roca dura fracturada. Por lo tanto, si se trabaja en terreno extremadamente malo, los autores recomiendan el Sistema Q.<sup>21</sup>

#### **2.1.3.8 Clasificación geomecánica en minería (RMR' y Q')<sup>22</sup>**

Un enfoque que se ha tomado en cuenta para los sistemas de clasificación que se aplican a condiciones de minado, es el de simplificar estos sistemas de clasificación para incluir solo factores dependientes del macizo rocoso e ignorar las condiciones externas del entorno como son los esfuerzos y la orientación de la excavación.

Esto se denota usando el signo (') al utilizar RMR' y Q', ambos sistemas simplificados son muy usados en los métodos empíricos de diseño. El valor resultante solo dependerá del macizo rocoso y dará la misma evaluación para las mismas condiciones de roca a diferentes profundidades y diferentes orientaciones de galerías dentro de la mina.

---

<sup>21</sup> HOEK E. *Op. Cit.* Pp. 45

<sup>22</sup> Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre subterráneo. *Op. Cit.* Pp.



Este enfoque simplificado de clasificación ha sido aplicado a ambos sistemas RMR y Q. (Milne, D. Hadjigeorgiou J. Pakalnis, R. ,1998)

RMR', es el RMR, pero sin considerar el ajuste por orientación de la excavación y las juntas y considerando el puntaje de agua subterránea seca.

De manera análoga el Q' que se utiliza en los métodos empíricos, es el Q cuando se considera el valor de SRF=1 y el valor de condiciones de agua=1. (Mathews, K. E. Hoek Wyllie, C. Stewart, S.B.V, 1980)

$$Q' = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja}$$

#### 2.1.3.9 Índice GSI (Índice de Resistencia Geológica)<sup>23</sup>

El doctor Evert Hoek publicó en 1994 en el noticiero oficial de la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas, el artículo titulado “Strength of Rock and Rock Masses” en el cual introdujo, definiéndolo “Índice de Resistencia Geológica” (Geological Strength Index), un nuevo índice de calidad geomecánica para los macizos rocosos cuyo rango numérico, comprendido entre 0 y 100, se basa en la identificación y clasificación en campo de dos de las características físicomecánicas de un macizo rocoso: La macroestructura, y la condición de las superficies de las discontinuidades.

Lo que más hace interesante el GSI, además de su sencillez y agudeza, es su carácter intrínseco a la geomecánica de los macizos rocosos, toda vez que el mismo no depende de factores extrínsecos cuáles por ejemplo, la orientación, la presentación, la humedad, etc., así como en cambio sucede para la mayor parte de los otros índices de calidad propuestos y utilizados, como por ejemplo el RMR de Bieniawski, el RSR de Wickham y el Q de Barton, ni se reduce a la caracterización casi únicamente geométrica del macizo, por ejemplo ocurre para el

---

<sup>23</sup> Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre subterráneo. . *Op. Cit.*  
Pp. 32

RQD de Deere. Quizás el único índice de calidad que posee carácter igualmente intrínseco es el también interesantemente RMi de Palmstrom; todos mencionados anteriormente. Es efecto tal carácter intrínseco del GSI, que permitió a su autor proponerlo para que fuera utilizado esencialmente para el importante objetivo de y cuantificar numéricamente las principales características geomecánicas de los macizos rocosos, marcando de tal manera un paso gigantesco hacia la resolución de uno de los más álgidos problemas de la mecánica e ingeniería de rocas: El GSI provee un sistema para estimar la reducción de la resistencia y aumento de la deformabilidad de las rocas que se producen al pasar de los materiales a los macizos, al pasar de la caracterización de laboratorio sobre muestras de dimensiones necesariamente muy limitadas a las formaciones naturales dentro de las cuales se realizan las obras de ingeniería que requieren ser numéricamente analizadas, diseñadas o verificadas.

Tal como indica Hock (2004), el GSI ha sufrido diversas modificaciones desde su versión original, siendo una de estas la publicada en 1998 por Hock, y Marinis, donde se amplía el rango del GSI en 5 unidades hacia abajo y 5 unidades hacia arriba, para poder incluir macizos rocosos de calidad extremadamente mala como los encontrados en las excavaciones subterráneas.

Hock (2000) sugiere hacer referencia a un rango y no a un valor único del GSI, también sugiere que para macizos rocosos caracterizados con un GSI mayor a 25 es más conveniente estimar este valor a partir del RMR de Bieniawski, sin incluir el factor de corrección por orientación de las diaclasas y considerando el frente seco; en macizos rocosos de baja calidad con GSI menor a 25, se estima el GSI en base a observaciones de la apariencia física del macizo rocoso, ya que en estas circunstancias es difícil obtener núcleos intactos de rocas mayores a 10 cm para poder determinar el valor del RQD.

Hay que hacer las siguientes consideraciones:

Resistencia de la roca:

Tiene una valoración máxima de 15 puntos. y puede utilizarse como criterio el resultado del ensayo de carga puntual (Point Load).

- ✓ RQD: Tiene una valoración máxima de 20 puntos. Se denomina RQD de un cierto tramo de un sondeo a la relación en tanto por ciento entre la suma de las longitudes de los trozos de testigo mayores de 10 cm y la longitud total del sondeo.
- ✓ Separación entre continuidades: Tiene una valoración máxima de 20 puntos. El parámetro considerado es la separación en metros entre juntas de la familia principal de diaclasas de la roca.
- ✓ Estado de las discontinuidades: Es el parámetro que más influye, con una valoración máxima de 30 puntos. pueden aplicarse los criterios generales, en la que el estado de las diaclasas se descompone en otros cinco parámetros: persistencia, apertura, rugosidad, relleno y alteración de la junta.
- ✓ Presencia de agua: La valoración máxima es de 15 puntos. Ofrece tres posibles criterios de valoración: estado general, caudal cada 10 metros del túnel y relación entre la presión del agua y a tensión principal mayor en la roca.
- ✓ Orientación de las discontinuidades: Este parámetro tiene una valoración negativa y oscila para túneles entre 0 y -12 puntos para túneles. En función del buzamiento de la familia de diaclasas y de su rumbo, en relación con el eje del túnel (paralelo o perpendicular), se establece una clasificación de la discontinuidad en cinco tipos: desde la muy favorable hasta muy desfavorable.

#### **2.1.3.10 Índice GSI modificado**

El índice GSI fue modificado por C. Vallejo (2002) con el objetivo de utilizar las tablas originales de manera práctica y sencilla de clasificar cualitativamente al macizo rocoso y recomendar el sostenimiento requerido. Cabe señalar que el índice GSI fue originalmente

desarrollado con la finalidad de obtener parámetros para el criterio de falla de Hoek & Brown, por lo que Vallejo recurre a las equivalencias del GSI con RMR para recomendar y dimensionar el sostenimiento. Las tablas resultan ser muy prácticas para ser empleadas solo para los colaboradores o trabajadores, sin embargo, corresponderá al personal especializado del área de geomecánica de cada empresa, la adecuación específica, así como la evaluación y/o revisión de su aplicación. En el Anexo 4 se encuentran las tablas modificadas de GSI.

#### **2.1.3.11 Correlaciones entre sistemas de clasificación<sup>24</sup>**

Dada la variedad de sistemas de clasificación de los macizos rocosos y su gran aceptación en la industria minera, diversos autores han propuesto correlaciones entre los diversos sistemas de clasificación.

Lo recomendable es emplear información o data “cruda”, es decir la información recopilada en las investigaciones geomecánicas de campo, para determinar la valoración de los parámetros en el sistema deseado. Debido a que ello puede demandar gran cantidad de tiempo y recursos, se plantea la opción de establecer una base de datos preliminar con la información del sistema de clasificación inicial lo suficientemente grande para poder realizar un análisis estadístico confiable, a fin de estimar la valoración en el nuevo sistema de clasificación deseado, permitiendo establecer la correlación propia o particular de la mina y poder aplicarla al resto de la base de datos. Sin embargo, se recomienda usar la correlación una sola vez, ya que emplear más de una vez las fórmulas de correlación inducirá error.

#### **2.1.3.12 Limitaciones de los sistemas de clasificación<sup>25</sup>**

Las clasificaciones geomecánicas se desarrollaron con el propósito de cuantificar preliminarmente las características del macizo rocoso, en base a descripciones geológicas cualitativas (caracterización). Si bien es cierto que inicialmente los sistemas de clasificación surgieron para

---

<sup>24</sup> Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre subterráneo. *Op. Cit.* Pp. 33

<sup>25</sup> Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre subterráneo. *Op. Cit.* Pp. 33

la estimación del sostenimiento de túneles, posteriormente se utilizaron para evaluar propiedades del macizo rocoso (módulo de elasticidad, velocidades sísmicas). Las clasificaciones geomecánicas forman parte de una aproximación empírica, con las cuales hay que ser cuidadoso, puesto que las soluciones que se obtienen son estimadas. Es necesario reconocer que los sistemas de clasificaciones tienen limitaciones. Estas limitaciones han sido abordadas con un mayor detalle por: Brady B.H.G. Brown E.T. (1993), Hoek, E., Kaiser, P.K. and Bawden (1995), Palmström, A.; Broch, E. (2006), Bieniawski R. (2011). Por lo anterior es conveniente utilizar al menos dos sistemas de clasificación geomecánica, con fines de verificación y para obtener rangos de variación típicos y valores medios. Es conveniente que además de utilizar el enfoque empírico, se complemente con el modelamiento numérico.

### **2.1.3.13 Estructuras geológicas<sup>26</sup>**

La mayor parte de los problemas de inestabilidad y la consecuente falla de los macizos rocosos en las minas subterráneas, están asociados a las diferentes estructuras geológicas, generalmente la parte más débil del macizo rocoso. De allí la necesidad de un conocimiento detallado de las estructuras geológicas, que pueda mejorar la capacidad de comprensión de los mecanismos de falla del macizo rocoso y prevenir potenciales eventos de caídas de roca. Las estructuras geológicas se pueden observar a diferentes escalas, desde una escala a nivel continental a una escala de microfracturas en la composición de la matriz de roca. Para los propósitos de la geomecánica de la mina, las estructuras geológicas se pueden dividir en “estructuras mayores”, incluyendo zonas de corte y fallas regionales (estructuras a escalas de la mina), y las menos extensas o “estructuras menores”, como las familias de discontinuidades, los estratos, etc. (Estructuras a una escala local para un área de la mina).

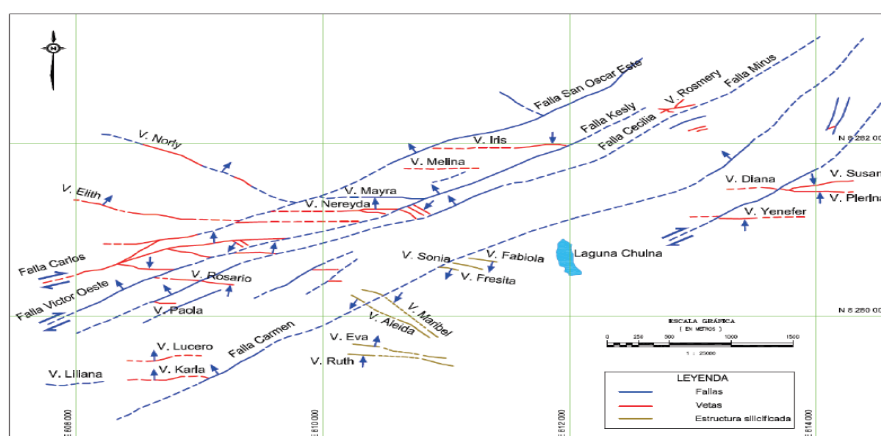
---

<sup>26</sup> Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre subterráneo. *Op. Cit.* Pp. 34

## A. Estructuras Mayores<sup>27</sup>

Las estructuras principales se originan por grandes movimientos de la corteza terrestre, ocurridos antes, durante, o después de la formación de los yacimientos. Dichos movimientos han generado sistemas de fallas geológicas que son de interés para los geólogos que tratan de entender cómo se formaron los yacimientos. Las Fallas son planos de debilidad a lo largo de los cuales se han desplazado bloques de roca y podrían tener una gran trascendencia en la estabilidad global de la mina. Las actividades de minado podrían reactivar movimientos a lo largo de las fallas y causar un daño significativo a las minas subterráneas en actividad. Entender la geometría de la red de fallas y cómo se puede perturbar su estabilidad con las actividades de minado conduce a enfoques estratégicos para el minado, que minimicen el potencial movimiento de fallas y el riesgo de daño e inestabilidad regional.

**Figura 21:** Plano de Planta de estructuras principales (SRK, 2014)



**Fuente:** Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas

<sup>27</sup> Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre subterráneo. *Op. Cit.* Pp. 34

Se pueden esperar problemas locales de estabilidad en zonas donde ocurra una cantidad intensa de fallas y en ubicaciones donde las fallas se intersectan unas con otras.

Los ingenieros deben registrar la ubicación y medir la orientación y buzamiento de todas las estructuras principales identificadas en testigos obtenidos de taladros orientados de perforación diamantina y en las excavaciones existentes en las etapas iniciales del proyecto.

## **B. Estructuras Menores**

Las estructuras menores o discontinuidades están frecuentemente superpuestas a las estructuras mayores. Un buen conocimiento del sistema de estructuras mayores proveerá una percepción inicial para el estudio de las estructuras menores. Las estructuras menores son aquellas que tienen al menos un metro de longitud y se repiten a un intervalo apreciable (familias de discontinuidades, estratificación) y son de interés para la geomecánica.

Típicamente, la información de estructuras menores que se debe obtener incluye la ubicación, buzamiento y dirección de buzamiento. Además, es una buena práctica registrar la condición de las discontinuidades (rugosidad, ondulación, relleno, persistencia, espaciamiento, etc.) ya que esta información puede ser usada para la clasificación del macizo rocoso. El estudio de las estructuras menores se realiza de preferencia mediante el mapeo geomecánico; sin embargo, puede realizarse en testigos orientados de perforación diamantina.

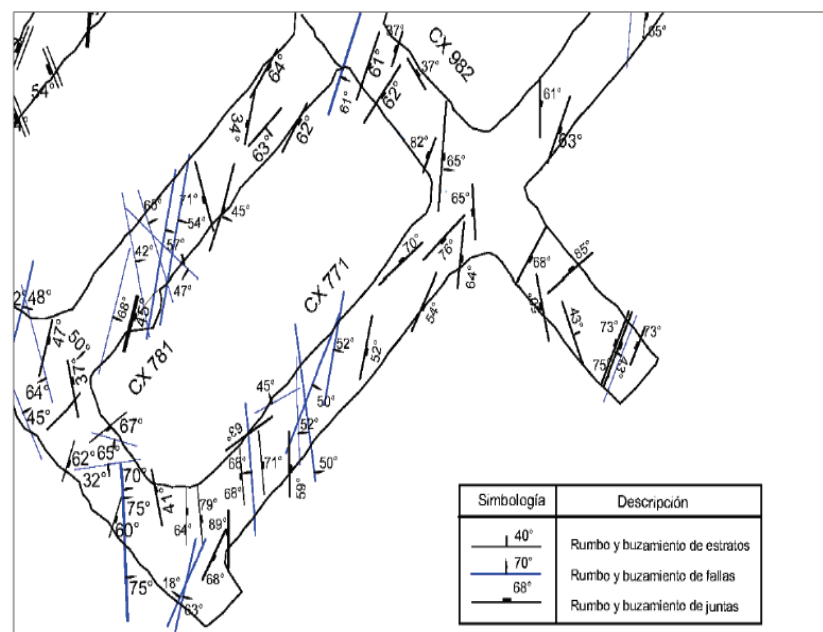
Las técnicas de mapeo geomecánico pueden ser de “línea de detalle” o mediante “estaciones” geomecánicas. La dirección y ubicación en que se ejecute el mapeo podría incurrir en sesgos en el levantamiento de la información.

Por consiguiente, se deben mapear las caras de al menos tres orientaciones diferentes (preferentemente ortogonales).

Hoek, Kaiser y Bawden (1995) sugieren que se tomen al menos 100 medidas de buzamiento y dirección de buzamiento en cada dominio estructural. Las buenas prácticas sugieren duplicar el número de mediciones. Una discusión más completa sobre las técnicas de toma de datos estructurales se encuentra en Hoek, Kaiser & Bawden (1995) y Hutchinson y Diederichs (1996).

La información estructural puede presentarse trazando la orientación de las juntas en los planos de minado con el buzamiento escrito al costado de la traza (ver figura siguiente), para facilitar la visualización de juntas individuales o incluir una proyección estereográfica de las discontinuidades. La validación de estas proyecciones estereográficas requerirá de por lo menos 100 mediciones.

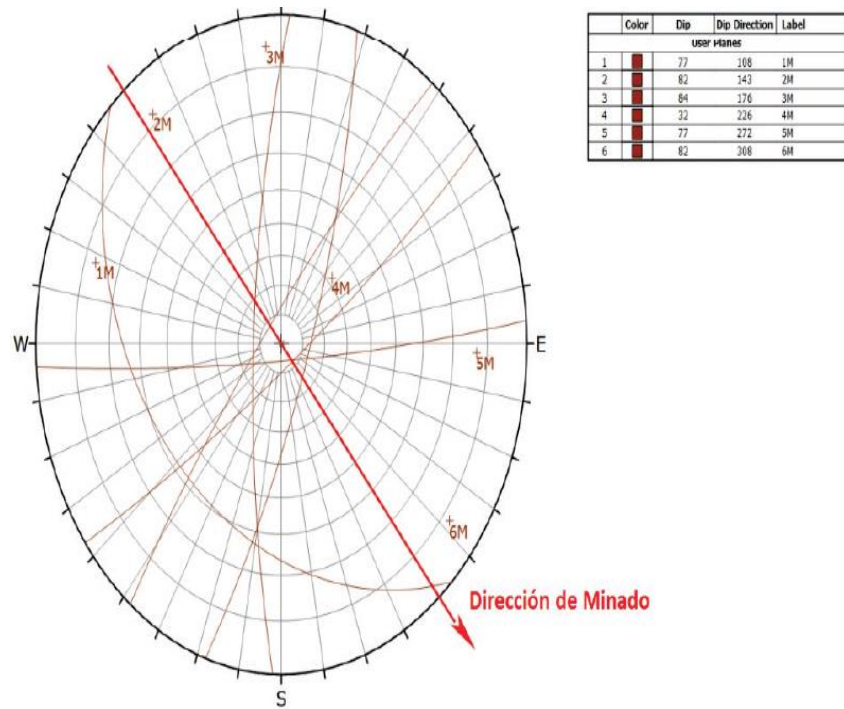
**Figura N° 22:** Plano de planta genérico mostrando las juntas mapeadas con la orientación de la traza en planta (SRK, 2014)



**Fuente:** Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas



**Figura N° 23: Representación Estereográfica (SRK, 2014)**



**Fuente:** *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*

Para facilitar los análisis de potenciales mecanismos de falla generalmente se usa un estereograma. Discusiones más completas sobre la presentación de la información estructural se encuentran en Hutchinson y Diederichs (1996).

#### 2.1.3.14 Esfuerzos de pre minado<sup>28</sup>

Los esfuerzos de pre minado se refieren a la presión del macizo rocoso encerrado en el volumen de roca alrededor del yacimiento antes de la explotación. Estos esfuerzos son una fuente de energía que podrían ocasionar fallas en el macizo rocoso. Por tanto, es importante definir el estado de los esfuerzos de pre minado, ya que constituye una parte importante de la evaluación del peligro relacionada con fallas en el macizo rocoso.

<sup>28</sup> Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre subterráneo. *Op. Cit.* Pp. 37

### 2.1.3.15 Estimación de esfuerzos in situ<sup>29</sup>

Sheorey (1994) desarrolló un modelo de esfuerzos, que permite estimar el valor del ratio (k) del esfuerzo horizontal con respecto al esfuerzo vertical. Esta ecuación es:

$$K = 0.25 + 7 E_h \left( 0.001 + \frac{1}{z} \right)$$

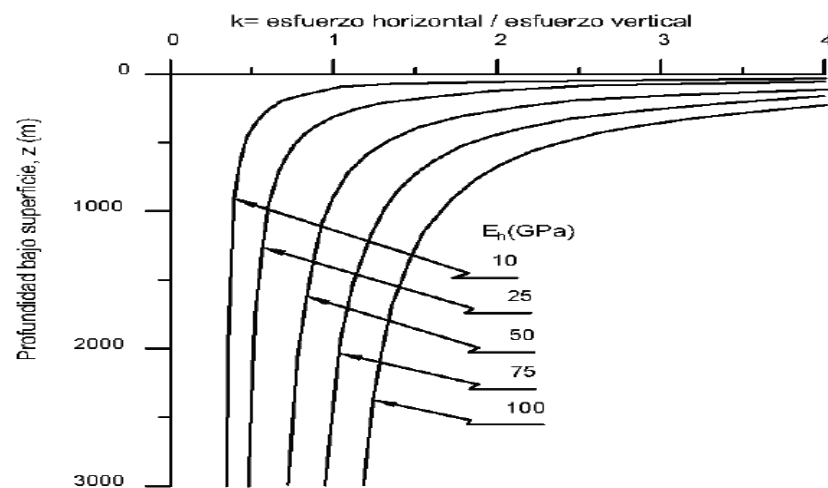
Dónde:

z: es la profundidad con respecto a la superficie

E<sub>h</sub>: es el módulo de elasticidad promedio en GPa de la roca de cobertura medido en la dirección horizontal

Una manera de ver gráficamente esta ecuación para un rango de diferentes módulos de elasticidad, se muestra en la siguiente figura:

**Figura N°24:** Ratio del esfuerzo horizontal y vertical para diferentes Módulos de Elasticidad (E<sub>h</sub>) basado en la Ecuación de Sheorey (1994)



**Fuente:** Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas

<sup>29</sup> Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre subterráneo. *Op. Cit.* Pp. 37

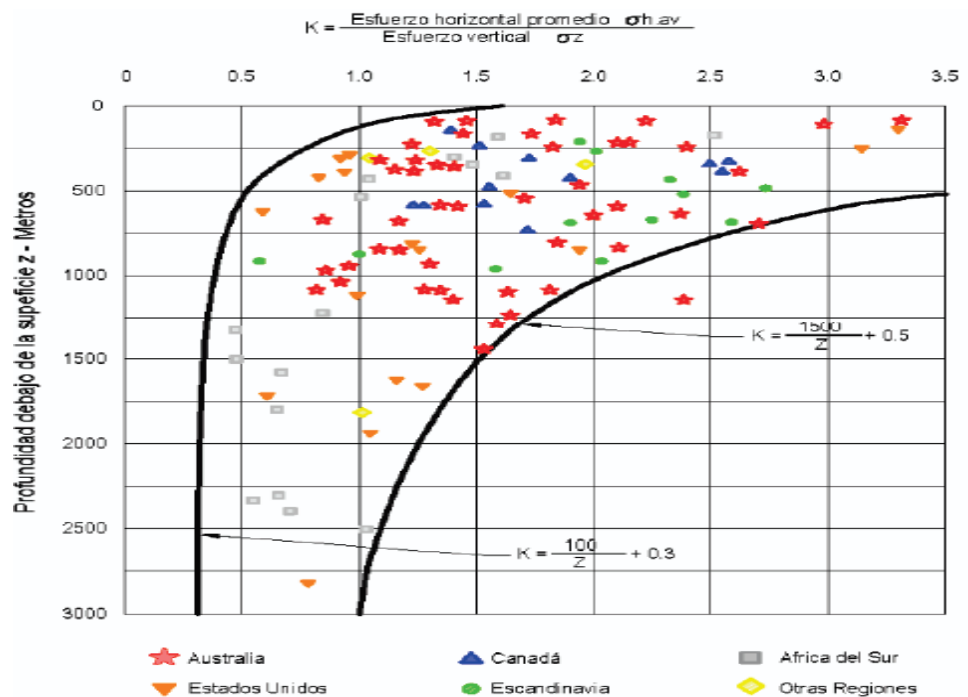
**Tabla N° 27: Criterios empíricos para la estimación del módulo de deformación de macizos rocosos**

Criterio	Aplicación	Observaciones
$E_{rm} = 2 * RMR - 100$ <p>(Bieniawski, 1978)</p>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Válido para macizos rocosos de buena calidad, RMR &gt; 50 - 55.</li> <li>No válido para macizos rocosos de baja calidad.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>No tienen en cuenta los datos de laboratorio.</li> </ul>
$E_{rm} = 10^{\frac{(RMR-10)}{40}}$ <p>(Serafim y Pereira, 1983)</p>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Para macizos rocosos de calidad media a baja (10 &lt; RMR &lt; 50).</li> <li>Espacialmente válido para el rango de 1 &lt; E &lt; 10 GPa.</li> <li>Para macizos rocosos de calidad baja a muy baja se sobreestima el valor de E.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>E no es función del valor de <math>\sigma_c</math> ni de <math>E_i</math>.</li> </ul>
$E_{rm} = \left(1 - \frac{D}{2}\right) * \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} * 10^{\frac{GSI-10}{40}}$ <p>(Hoek, 2002)</p>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Válido para macizos rocosos débiles o blandos de calidad baja a muy baja y matriz rocosa con <math>\sigma_{ci}</math> &lt; 100 MPa.</li> <li>Para <math>\sigma_{ci}</math> &gt; 100 MPa la ecuación se reduce a:</li> </ul> $E_{rm} = \left(1 - \frac{D}{2}\right) * 10^{\frac{GSI-10}{40}}$	<ul style="list-style-type: none"> <li>E es función del valor de <math>\sigma_{ci}</math>.</li> </ul>
$E_{rm} = E_i * \left(0.02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\frac{60+15D-GSI}{11}}}\right)$ <p>(Hoek &amp; Diederichs, 2005)</p>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Si no se cuentan con valores de <math>E_i</math>, este puede ser estimado usando la siguiente ecuación:</li> </ul> $E_i = MR * \sigma_{ci}$	<ul style="list-style-type: none"> <li>E es función del valor de <math>E_i</math>.</li> </ul>

**Fuente:** Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas

Diversos autores, entre ellos; Hoek & Brown (1980), han compilado resultados de mediciones de esfuerzos alrededor del mundo y desarrollado relaciones empíricas para estimar los regímenes de esfuerzos. Se debe tener precaución al momento de usar estas relaciones, ya que los esfuerzos pueden ser altamente variables, incluso a escala de mina.

**Figura N° 25:** Constante de esfuerzo  $K$  vs profundidad (Hoek & Brown, 1980)



*Fuente:* Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas

### 2.1.3.16 Recomendaciones de sostenimiento según Barton<sup>30</sup>

Se debe encontrar el diámetro equivalente de la excavación  $D_e$ :

$$D_e = \text{ancho o altura de la excavación en metros} / ESR$$

El ESR, es un coeficiente que depende del tipo de excavación (Ver Tabla N° 28)

**Tabla N° 28:** Coeficiente de soporte para el tipo de excavación, ESR

Cat.	Tipo de excavación	ESR
A	Excavación temporal para minería	3 -5
B	Excavación minera permanente, túneles de aducción de agua, túnel piloto,	1,6
C	Sala de almacenamiento, planta de tratamiento de	1,3

<sup>30</sup> Diseño de sostenimiento en el túnel wayrasencca-Ollachea. *Op. Cit.* Pp. 34

	aguas túnel de ferrocarril, túnel de acceso, chimeneas	
D	Central hidroeléctrica, túneles importantes de camino o ferrocarril, cavernas de defensa civil, intersecciones	1,0
E	Central nuclear subterránea, estación de ferrocarril, fábricas	0,8

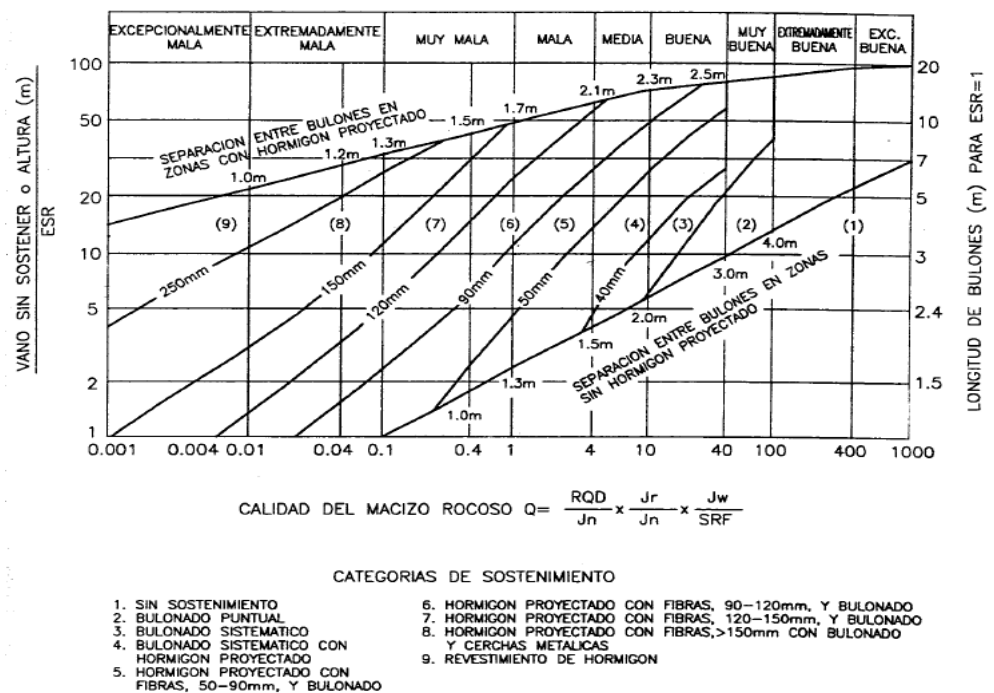
*Fuente: (Barton, Lien, & Lunde, 1974)*

Se establece la longitud máxima sin soporte S:

$$S = 2 \text{ ESR } Q^{0,4}$$

Estos valores son los que normalmente se establecen como las longitudes de avance durante la excavación.

*Figura N° 25: Ábaco sostenimiento del macizo rocoso según Barton*



*Fuente: (Barton, Lien, & Lunde, 1974)*

### 2.1.3.17 Mapeo geomecánico<sup>31</sup>

Nos sirve para conocer la calidad de la masa de roca del área de estudio mediante el uso de criterios de clasificación geomecánica basado en el sistema de Bienawnski RMR.

Los parámetros que se consideran son:

- ✓ Tipo de estructura
- ✓ Dirección de buzamiento (Dip Direction)
- ✓ Buzamiento ( Dip)
- ✓ Espaciamiento.
- ✓ Persistencia calidad de relleno
- ✓ Tipo de relleno.
- ✓ Espesor del relleno
- ✓ Compresión uniaxial
- ✓ RQD (Indice de calidad de roca)
- ✓ Presencia de agua.

### 2.1.3.18 Instrumentos y equipos para el control del comportamiento del macizo rocoso<sup>32</sup>

**a) Extensómetro de cinta digital:** para medir las deformaciones y/o convergencia de las paredes o techos de las excavaciones subterráneas.

**b) Martillo de Schmidt:** es un instrumento para realizar ensayos de dureza y/o resistencia de la roca, se mide mediante el rebote sobre la superficie de la estructura.

---

<sup>31</sup> Mejoramiento del sistema de sostenimiento, con madera, mediante persnos Split set y malla electrosoldada en labores de explotación de la empresa “Macdesa”. *Op. Cit.* Pp. 21

<sup>32</sup> Mejoramiento del sistema de sostenimiento, con madera, mediante persnos Split set y malla electrosoldada en labores de explotación de la empresa “Macdesa”. *Op. Cit.* Pp. 22

c) **Equipo de pull test:** esta máquina de arranque de pernos determina la capacidad de carga o de anclaje de los pernos de roca (anclaje puntual o repartido) en un determinado macizo rocoso.

### 2.1.3.19 Diseño de sostenimiento

Para poder diseñar el tipo de sostenimiento tener muy en cuenta.

- ✓ El comportamiento mecánico del terreno.
- ✓ Tipo de labor (Permanente o temporal)
- ✓ Identificación de las diferentes cuñas que se pueden producir en la excavación.
- ✓ Dimensión de los tajeos según la calidad de roca.
- ✓ Tiempo de auto sostenimiento después de la voladura.

### 2.1.3.20 Sostenimiento<sup>33</sup>

Desde el punto de vista de la función de un sistema de sostenimiento; se establece la clasificación de los elementos de soporte tales como: Sostenimiento activo y pasivo.

#### A. Sistema de sostenimiento activo.<sup>34</sup>

Que viene a ser el refuerzo de la roca donde los elementos de sostenimiento son una parte integral de la masa rocosa.

Elementos de refuerzo.

- ✓ Barra Helicoidal
- ✓ Pernos de Anclaje
- ✓ Pernos con resina o cementados
- ✓ Swellex
- ✓ Split Set
- ✓ Cables

---

<sup>33</sup> Mejoramiento del sistema de sostenimiento, con madera, mediante pernos Split set y malla electrosoldada en labores de explotación de la empresa "Macdesa". *Op. Cit.* Pp. 21

<sup>34</sup> Sostenimiento mecanizado en labores mineras, en la compañía minas Volcan S.A.A-Unidad de producción Andaychagua. *Op. Cit.* Pp. 31

## **B. Sistema de sostenimiento pasivo.<sup>35</sup>**

Llamado también soporte, en donde los elementos de sostenimiento son externos a la roca y actúan después que la roca empieza a deformarse.

- ✓ Malla electrosoldada
- ✓ Cimbras
- ✓ Cintas metálicas
- ✓ Shotcrete
- ✓ Cuadros de madera

### **2.1.3.21 SISTEMA DE REFORZAMIENTO<sup>36</sup>**

Los sistemas de reforzamiento con pernos de roca minimizan las deformaciones inducidas por el peso muerto de la roca aflojada, así como también aquellas inducidas por la redistribución de los esfuerzos en la roca circundante a la excavación. En general, el principio de su funcionamiento es estabilizar los bloques rocosos y/o las deformaciones de la superficie de la excavación, restringiendo los desplazamientos relativos de los bloques de roca adyacentes.

En roca masiva o levemente fracturada y en rocas fracturadas, el papel principal de los pernos de roca es el control de la estabilidad de los bloques y cuñas rocosas potencialmente inestables. Esto es lo que se llama también el “efecto cuña”.

Cuando los bloques o cuñas son aislados solo amerita estabilizarlas con pernos aislados, a esto es lo que se denomina también, sostenimiento aislado o esporádico, de lo contrario lo usual será el sostenimiento sistemático en todo el techo y/o paredes de la excavación, según sea requerido.

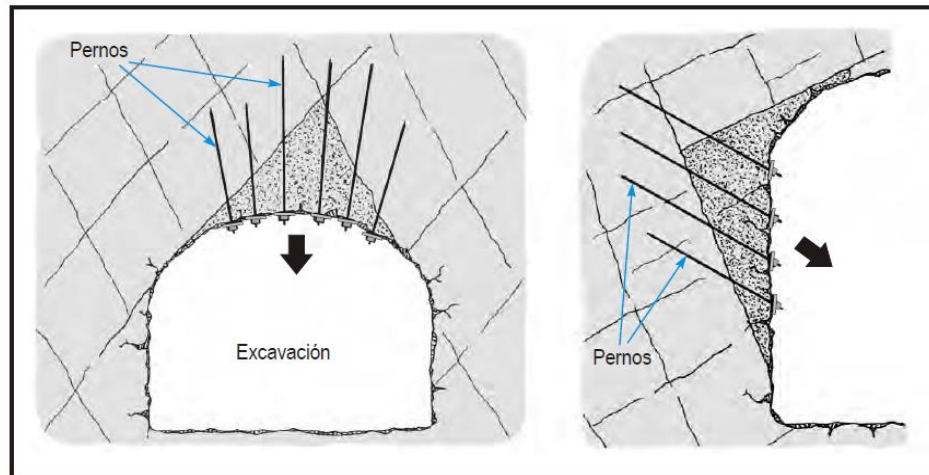
---

<sup>35</sup> Sostenimiento mecanizado en labores mineras, en la compañía minas Volcan S.A.A-Unidad de producción Andaychagua. *Op. Cit.* Pp. 31

<sup>36</sup> Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea –SNMP. *Op. Cit.* Pp. 102



**Figura N° 26:** el efecto cuña

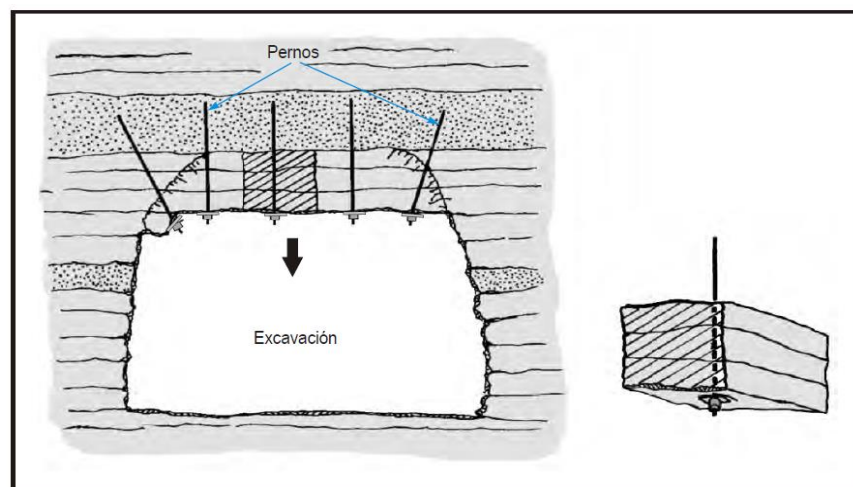


**Fuente:** *Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*

En roca estratificada sub-horizontal y roca no estratificada con un sistema dominante de discontinuidades sub horizontales, los pernos ayudan a resistir el desplazamiento relativo entre los estratos, aumentando la rigidez de la viga estructural que forman y creando ligazón entre los bloques tabulares, para minimizar la deflexión del techo. Esto es lo que se llama también el “efecto viga”.

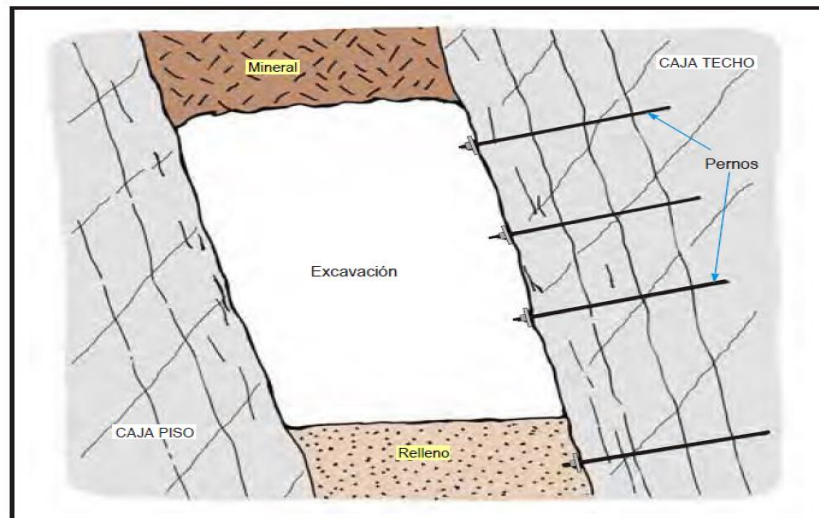
Este concepto puede ser extendido al caso de paredes paralelas a estratos o discontinuidades sub verticales, generando el denominado “efecto columna”, para minimizar el pandeo de los bloques tabulares.

**Figura N° 27:** el efecto viga



**Fuente:** *Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*

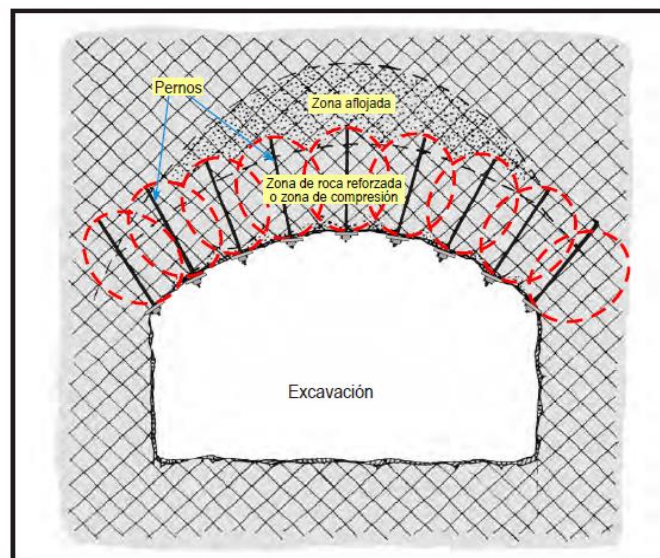
**Figura N° 28:** el efecto columna



**Fuente:** *Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*

En roca fracturada e intensamente fracturada y/o débil, los pernos confieren nuevas propiedades a la roca que rodea la excavación. Instalados en forma radial, cada perno crea un bulbo de resistencia, el cual al interactuar con los bulbos de los pernos adyacentes forman un arco rocoso portante que trabaja a compresión denominado “efecto arco”, el mismo que da estabilidad a la excavación.

**Figura N° 29:** El efecto arco generado por la interacción de los bulbos de resistencia de los pernos.



**Fuente:** *Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*

Hay otros principios bajo los cuales funcionan los pernos de roca para tratamientos específicos, como coser zonas de falla, zonas de corte y otras zonas de debilidad, instalados cruzando estas zonas.

#### **2.1.3.22 APLICACIÓN DE LOS PERNOS DE ANCLAJE<sup>37</sup>**

En el Perú se viene utilizando actualmente a los pernos de anclaje de metal en muchas minas subterráneas donde la roca requiere para su Sosténimiento y eliminar la caída de rocas por consiguiente disminuir la cantidad de accidentes fatales e incapacitantes que ocurren constantemente. Actualmente varias Compañías y/o Empresas Mineras nacionales vienen utilizando pernos de roca, como elemento de refuerzo, en el sostenimiento de labores mineras subterráneas y superficiales; en diferentes tipos de Calidad del Macizo rocoso y condiciones naturales del yacimiento, para lo cual es necesario el conocimiento del comportamiento del perno de roca (Capacidad de anclaje) para obtener mejores resultados, y evitar caídas y/o desprendimientos de rocas, que hoy en día es uno de los mayores índices de accidentes fatales. Es necesario para un mejor entendimiento del comportamiento de los pernos de roca (Rock Bolt) en general, a fin de mejorar la calidad del elemento de refuerzo, como del sistema de sostenimiento, en labores mineras subterráneas y superficiales; para racionalizar su uso y aplicaciones; realizar investigaciones integrales sobre este evento, la misma que considera diferentes tipos y condiciones del macizo rocoso, el comportamiento de la excavación y el tiempo de estabilización del mismo, contando para ello con los instrumentos y equipos necesarios.

#### **A. PERNOS DE VARILLA CEMENTADOS O CON RESINA<sup>38</sup>**

##### **1. Descripción**

Consiste en una varilla de fierro o acero, con un extremo biselado, que es confinado dentro del taladro por medio de cemento (en

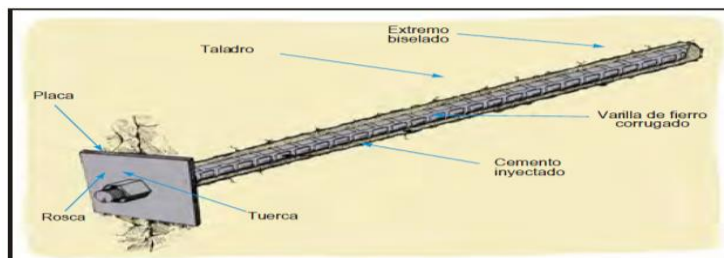
---

<sup>37</sup> Sosténimiento mecanizado en labores mineras, en la compañía minas Volcan S.A.-Unidad de producción Andaychagua. *Op. Cit.* Pp. 35

<sup>38</sup> Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea –SNMP. *Op. Cit.* Pp. 107

cartuchos o inyectados), resina (en cartuchos) o resina y cemento. El anclaje entre la varilla y la roca es proporcionado a lo largo de la longitud completa del elemento de refuerzo, por tres mecanismos: adhesión química, fricción y fijación, siendo los dos últimos mecanismos los de mayor importancia, puesto que la eficacia de estos pernos está en función de la adherencia entre el fierro y la roca proporcionada por el cementante, que a su vez cumple una función de protección contra la corrosión, aumentando la vida útil del perno. De acuerdo a esta función, en presencia de agua, particularmente en agua ácida, el agente cementante recomendado será la resina, en condiciones de ausencia de agua será el cemento. Dentro de este tipo de pernos, los de mayor utilización en el país son: la varilla de fierro corrugado, generalmente de 20 mm de diámetro y la barra helicoidal de 22 mm de diámetro, con longitudes variables (de 5' a 12'). La primera es ya un tipo de perno convencional en nuestro medio, la segunda es de reciente introducción en la industria minera. La barra helicoidal, tiene la forma de una rosca continua a lo largo de toda su longitud, esta característica le da múltiples ventajas comparada a la anterior. Entre otros, su mayor diámetro le confiere mayor resistencia y su rosca constante permite el reajuste de la placa contra la pared rocosa. La capacidad de anclaje de las varillas de fierro corrugado es del orden de 12 TM, mientras que de las barras helicoidales superan las 18 TM.

**Figura N° 30: Perno de varilla corrugada.**



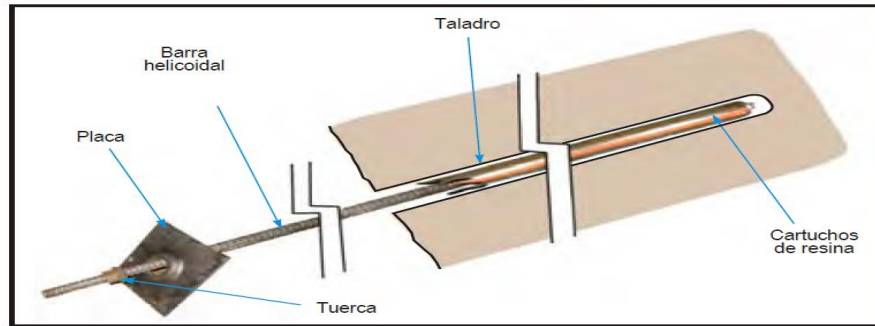
**Fuente:** *Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*

Los pernos de varilla cementados o con resina son generalmente usados como refuerzo permanente, pero también pueden ser utilizados como refuerzo temporal en varias condiciones de roca, desde rocas de buena a mala calidad, constituye el mejor sistema para rocas de muy mala calidad y también para rocas en ambientes de altos esfuerzos. En presencia de discontinuidades abiertas y/o vacías, no es recomendable su uso a menos que la inyección de la pasta de cemento pueda ser chequeada.

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

- ✓ Los pernos de varilla cementados o con resina son generalmente usados como refuerzo permanente, pero también pueden ser utilizados como refuerzo temporal en varias condiciones de roca, desde rocas de buena a mala calidad, constituye el mejor sistema para rocas de muy mala calidad y también para rocas en ambientes de altos esfuerzos. En presencia de discontinuidades abiertas y/o vacías, no es recomendable su uso a menos que la inyección de la pasta de cemento pueda ser chequeada.
- ✓ Cuando se usa cemento (en cartuchos o inyectado), se requiere varios días de curado antes que el perno trabaje a carga completa, pero apropiadamente instalados son competentes y durables, con alta resistencia en condiciones de roca dura. Estos pernos tienen larga vida útil y constituyen el sistema más versátil de pernos de roca. El uso de varillas con cemento inyectado es frecuentemente el sistema de sostenimiento más barato, pero no se debe usar en taladros con agua y tampoco se debe tensar inmediatamente. El diámetro requerido por los taladros es de 32 a 36 mm.

**Figura N° 31: Instalación de una barra helicoidal**



**Fuente:** *Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*

- ✓ Cuando se usa resina, sea ésta de fraguado rápido (menos de 30 segundos) o fraguado lento (2 a 4 minutos), el perno trabaja a carga completa en más o menos 5 minutos, permitiendo así pretensar el perno e instalarlo en presencia de filtraciones de agua. La resina viene en cartuchos con el catalizador separado de la resina y por efecto de la rotación del perno al momento de introducir al taladro, éstos se mezclan generando el fraguado.

Este sistema proporciona una alta capacidad de carga en condiciones de roca dura, resistente a la corrosión y a las vibraciones del terreno y brinda acción de refuerzo inmediato después de su instalación, aunque su costo es mayor que los pernos cementados (en cartucho o inyectado). El diámetro del taladro es crucial para el mezclado y fraguado de la resina, para varillas de 20 mm el diámetro máximo debe ser 32 mm.

- ✓ También se pueden instalar las varillas combinando la resina de fraguado rápido con el cemento (en cartuchos o inyectado). En este caso, la resina va al fondo del taladro y el resto es llenado con lechada de cemento o cartuchos de cemento. Una de las razones para emplear este sistema es disminuir los costos. En general es importante chequear la calidad del cemento y de la resina antes de su uso, desde que son muy sensibles al almacenamiento subterráneo por largos

periodos de tiempo, éstas tienen una vida limitada indicada por el fabricante.

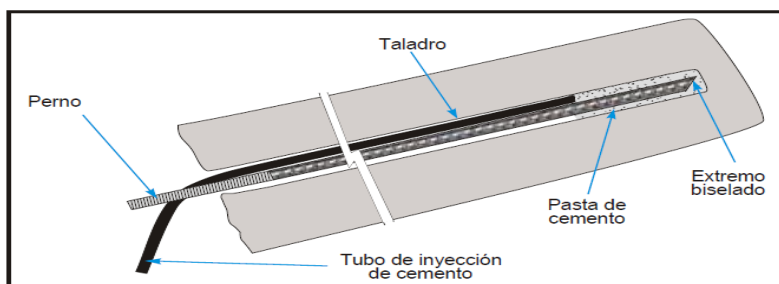
## 2. Procedimientos de instalación<sup>39</sup>

- ✓ Primero, el equipo técnico de apoyo de mina debe determinar el patrón adecuado de los pernos, a continuación se perforan los taladros.

Cuando se usa inyección de cemento, después de la perforación se introduce la varilla dentro del taladro. Luego se coloca la pasta de cemento utilizando un tubo hueco de PVC, que se introduce asegurándolo ligeramente a la varilla. La pasta se inyecta mediante el uso de una bomba y se va retirando el tubo de PVC conforme

se va inyectando. Finalmente se coloca la placa sin tensionar el perno. El tensionado se deberá ejecutar como mínimo 48 horas después de colocado el perno, salvo el uso de acelerantes de fragua. La relación cemento/agua ideal de la pasta de cemento es de 3.5:1 en peso, lo cual equivale a 16 litros de agua por 45 kilos de cemento.

**Figura N° 32:** Instalación de un perno de varilla con inyección de cemento.



**Fuente:** *Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*

- ✓ Cuando se usa cartuchos de cemento (cemento con aditivos especiales en un envase plástico), se debe limpiar el taladro, luego se introducen los cartuchos previamente remojados con

<sup>39</sup> Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea –SNMP. *Op. Cit.* Pp. 110

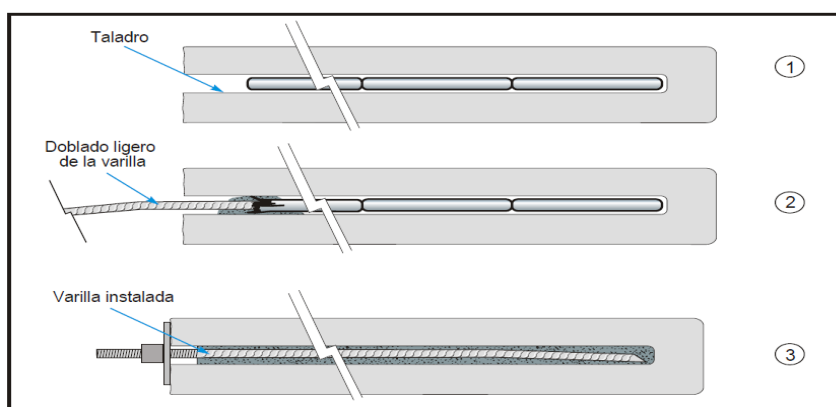
agua hasta llenar el taladro. Después se introduce la varilla hasta unos 50 cm, doblándola ligeramente, a fin que ésta pueda romper mejor los cartuchos y producir mejor mezcla al momento de introducir girando la varilla por acción de la perforadora. Finalmente se coloca la placa sin tensionar el perno, el tensionado se deberá ejecutar como mínimo 48 horas después de colocado el perno, salvo el uso de acelerantes de fragua.

- ✓ Cuando se usa resina, el procedimiento es similar a los cartuchos de cemento, pero en este caso, una vez perforado y limpiado el taladro, se introducen primero los cartuchos de resina de fraguado rápido hasta el fondo y luego los cartuchos de resina de fraguado lento. La cantidad de cartuchos estará determinada por el diámetro y longitud del taladro, de la varilla y de los cartuchos de resina. El fabricante proporciona las cantidades recomendables, el objetivo es que todo el taladro quede relleno. Es importante en este caso que se produzca una buena mezcla de la resina con el catalizador, para que la adherencia de la varilla con la roca sea eficaz. Esto se logra mediante la rotación de la varilla con la perforadora durante 10 a 15 segundos, tal como se indicó en el párrafo anterior, para el caso de los cartuchos de cemento. Finalmente se coloca la placa, pudiéndose tensionar de inmediato, por efecto de la fragua rápida. Posteriormente el fraguado lento actuará con la varilla tensionada.
- ✓ Cuando se usa resina y cemento, se colocan los cartuchos de resina de fraguado rápido en el fondo del taladro y se completa el resto con pasta de cemento o cartuchos de cemento, siendo el resto del procedimiento similar a los antes mencionados.
- ✓ Un aspecto final está referido al tensionamiento de los pernos. Cuando la masa rocosa ha estado sometida a intensa deformación, es recomendable el tensionamiento. Cerca de los frentes de avance, donde la masa rocosa pueda presentar



deformación subsecuente significativa o cuando están presentes altos esfuerzos, no es recomendable el tensionamiento.

**Figura N° 33:** Instalación de un perno de varilla de hierro corrugado usando cartuchos de cemento, cartuchos de resina o ambos.



**Fuente:** Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea

## B. SPLIT SETS<sup>40</sup>

Los split sets, conjuntamente con los swellex, representan el más reciente desarrollo de técnicas de reforzamiento de roca, ambos trabajan por fricción (resistencia al deslizamiento) a lo largo de toda la longitud del taladro,. Aunque los dos trabajan con el mismo principio, tienen diferentes mecanismos de sostenimiento, como veremos más adelante.

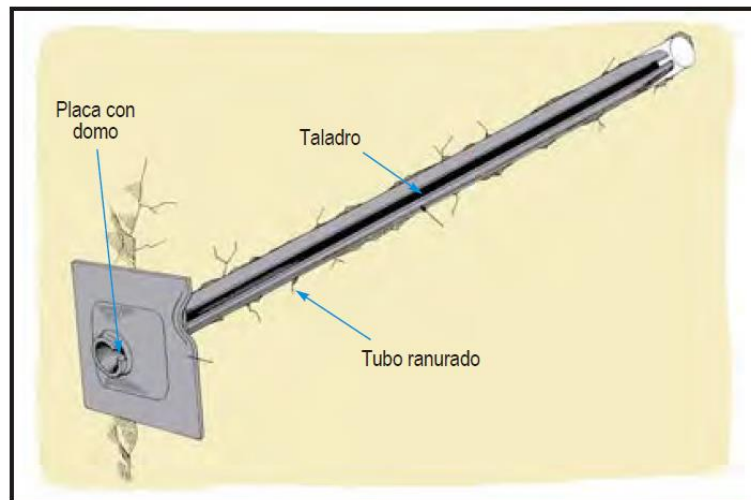
### 1. Descripción

El split set, consiste de un tubo ranurado a lo largo de su longitud, uno de los extremos es ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina. Al ser introducido el perno a presión dentro de un taladro de menor diámetro, se genera una presión radial a lo largo de toda su longitud contra

<sup>40</sup> Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea –SNMP. *Op. Cit.* Pp. 112

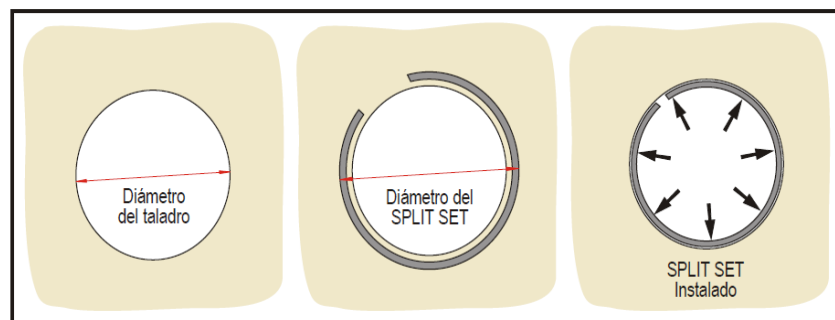
las paredes del taladro, cerrando parcialmente la ranura durante este proceso. La fricción en el contacto con la superficie del taladro y la superficie externa del tubo ranurado constituye el anclaje, el cual se opondrá al movimiento o separación de la roca circundante al perno, logrando así indirectamente una tensión de carga.

**Figura N° 34:** Perno de fricción SPLIT SET.



**Fuente:** *Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*

**Figura N° 35:** Mecanismo de anclaje del SPLIT SET



**Fuente:** *Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*

El diámetro de los tubos ranurados varía de 35 a 46 mm, con longitudes de 5 a 12 pies. Pueden alcanzar valores de anclaje de 1 a 1.5 toneladas por pie de longitud del perno, dependiendo

principalmente del diámetro de la perforación efectuada, la longitud de la zona del anclaje y el tipo de la roca.

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

- ✓ Los split sets son utilizados mayormente para reforzamiento temporal, usualmente conformando sistemas combinados de refuerzo en terrenos de calidad regular a mala. En roca intensamente fracturada y débil no es recomendable su uso.
- ✓ Su instalación es simple, solo se requiere una máquina jackleg o un jumbo. Proporciona acción de refuerzo inmediato después de su instalación y permite una fácil instalación de la malla.
- ✓ El diámetro del taladro es crucial para su eficacia, el diámetro recomendado para los split sets de 39 mm es de 35 a 38 mm, con diámetros más grandes se corre el riesgo de un anclaje deficiente y con diámetros más pequeños es muy difícil introducirlos. Son susceptibles a la corrosión en presencia de agua, a menos que sean galvanizados. En mayores longitudes de split sets, puede ser dificultosa la correcta instalación. Los split sets son relativamente costosos.

## **2. Procedimientos de instalación<sup>41</sup>**

Una vez definido el patrón de los pernos, se perforan los taladros, verificándose que sean un poco más largos que los pernos. Luego, se hace pasar la placa a través del tubo ranurado y se coloca el extremo del tubo en la entrada del taladro. Se saca el barreno de la perforadora y se coloca el adaptador o culatín, acoplándose éste al otro extremo del tubo.

---

<sup>41</sup> Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea –SNMP. *Op. Cit.* Pp. 113

Se acciona la perforadora la cual empuja el tubo hasta pegar la platina contra la roca.

### **2.1.3.23 CONTROL DE LA INSTALACIÓN DE LOS PERNOS<sup>42</sup>**

Adicionalmente a los diferentes aspectos indicados anteriormente, para la correcta instalación de los pernos se debe tener en cuenta lo siguiente:

- ✓ Verificar las condiciones de seguridad previas a la instalación, asegurando que el área presente buen desatado de las rocas sueltas y ventilación adecuada.
- ✓ Si durante el desatado, la caída de fragmentos rocosos fuera continua, se debe asegurar el techo con malla, sujeta con puntales o gatas, de otro modo colocar una capa de shotcrete de 2" (5 cm) de espesor.
- ✓ Se debe señalar la ubicación adecuada de los pernos a colocar.
- ✓ Prever todos los materiales, equipos y herramientas que se deberán utilizar para la instalación de los pernos, verificando su estado, calidad y cantidad adecuada, así como los requerimientos de aire y agua que sean necesarios.
- ✓ Perforar los taladros con el diámetro, longitud, orientación y distribución adecuados, limpiando los mismos antes de colocar los pernos.
- ✓ Nunca dejar un taladro perforado sin haber colocado de inmediato el perno. Similar al desatado, instalar los pernos comenzando de la zona ya sostenida o bien desatada, avanzando en el sostenimiento hacia la zona por sostener.
- ✓ En lo posible, los pernos deben ser colocados perpendicularmente a la superficie del contorno de la excavación, tratando de que éstos amarren a los bloques rocosos.

---

<sup>42</sup> Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea –SNMP. *Op. Cit.* Pp. 116

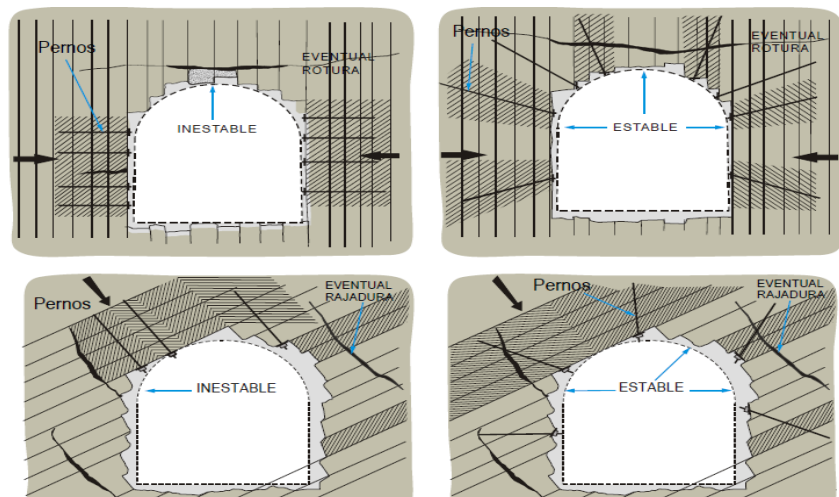
- ✓ No se deben instalar los pernos alineados en forma paralela a las discontinuidades o en las discontinuidades, porque éstos perderán su eficacia.
- ✓ El personal encargado de la instalación de los pernos debe estar bien entrenado y capacitado.

#### 2.1.3.24 CONTROL DE CALIDAD DESPUÉS DE LA INSTALACIÓN<sup>43</sup>

El control de calidad de reforzamiento con pernos de roca debe estar orientado a lo siguiente:

- ✓ Verificación de la orientación de los pernos.
- ✓ Verificación de la presión de las platinas.
- ✓ Verificación de la capacidad de anclaje de los pernos mediante pruebas de arranque, utilizando un ensayador de pernos con diferentes cabezales según el tipo de perno.
- ✓ Verificación del comportamiento de la masa rocosa de la excavación reforzada con pernos, mediante observaciones visuales o mediciones de convergencia.

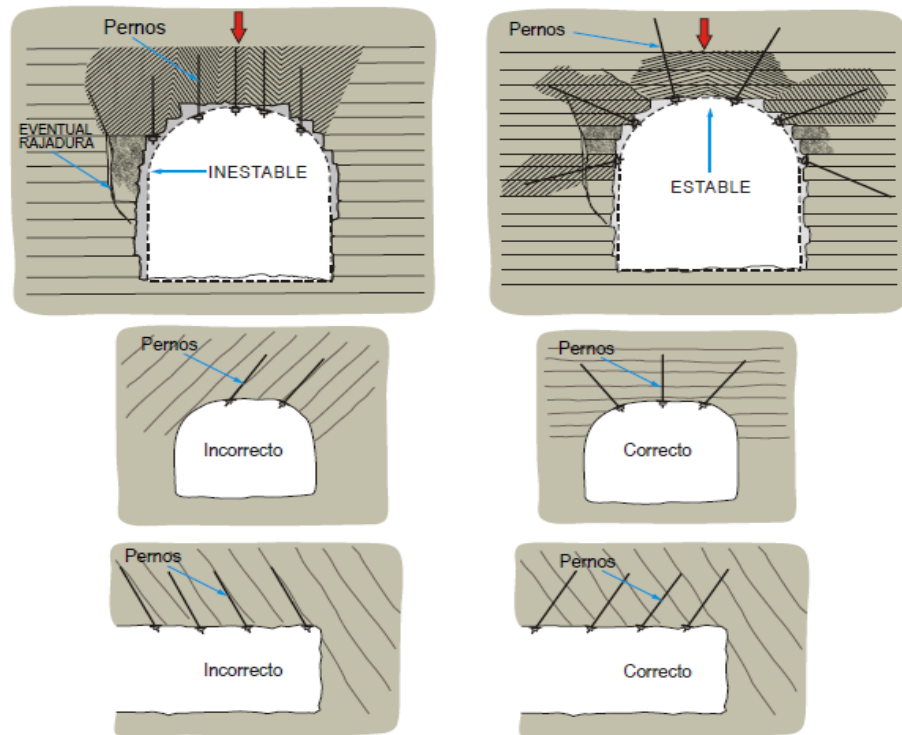
**Figura N° 36:** Formas incorrectas y correctas de instalación de los pernos.



**Fuente:** Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea

<sup>43</sup> Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea –SNMP. *Op. Cit.* Pp. 118

**Figura N° 37:** Formas incorrectas y correctas de instalación de los pernos.



**Fuente:** Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea

### 2.1.3.25 MALLA METÁLICA<sup>44</sup>

#### 1. Descripción

La instalación de malla en el techo y en los hastiales de las excavaciones es un método muy eficaz para retener la caída de bloques pequeños de roca. En este caso la malla se emplea conjuntamente con el perno de anclaje. Se pondrá especial atención a la fijación de la malla mediante la placa de retén del perno.

La malla metálica es un sostenimiento de seguridad (Hoek, Kaiser y Bawden, 1997) que deberá ser capaz de soportar los fragmentos de roca (pequeños) que se pueden desprender entre un perno a otro, es

<sup>44</sup> Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneos. *Op. Cit.* Pp. 98

muy efectiva y económica comparada con otros sistemas de retención de rocas sueltas (Ucar, 2004).

Consideraciones para su empleo:

- ✓ Este tipo de sostenimiento no está diseñado para soportar cargas estáticas y/o dinámicas, pero en combinación con otros sistemas de soporte es capaz de contener las cargas mencionadas.
- ✓ Conjuntamente con los pernos dinámicos se utiliza un sistema de retención de los fragmentos de roca eyectados por la actividad micro sísmica, la capacidad de absorción de energía de una malla electrosoldada de 10 m x 10 m x 4 mm es: 3 – 6 kJ /m<sup>2</sup> (deberá ser verificado por el fabricante).

Existen tres tipos de malla: malla no metálica, malla de alambre tejido y la malla electro soldada. La malla de alambre tejido es muy flexible y se la emplea para contener la caída de rocas de techo y hastiales de las excavaciones, aunque no se recomienda este tipo de malla en el concreto lanzado porque dificulta que éste llegue a la roca y queda “soplado” detrás de la malla. La malla electro soldada es más rígida pero más adecuada para emplearla conjuntamente con el concreto lanzado.

**Tabla N° 29:** Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos (Pakalnis, 2014)

MALLA – RESISTENCIA AL ABULTAMIENTO DISTRIBUCIÓN 1.2 m x 1.2 m	
4x4 “Malla Electro soldada (Calibre 4)	Resistencia Abultamiento = 3.6 toneladas
4x4 “Malla Electro soldada (Calibre 6)	Resistencia Abultamiento = 3.3 toneladas
4x4 “Malla Electro soldada (Calibre 9)	Resistencia Abultamiento = 1.9 toneladas
4x4 “Malla Electro soldada (Calibre 12)	Resistencia Abultamiento = 1.4 toneladas
2” Malla de Eslabones (Calibre 11 metal desnudo)	Resistencia Abultamiento = 2.9 toneladas
2” Malla de Eslabones (Calibre 11 galvanizado)	Resistencia Abultamiento = 1.7 toneladas
2” Malla de Eslabones (Calibre 9 metal desnudo)	Resistencia Abultamiento = 3.7 toneladas
2” Malla de Eslabones (Calibre 9 metal desnudo)	Resistencia Abultamiento = 3.2 toneladas
Calibre 4 =0.23” diámetro. Calibre 6=0.20” diámetro. Calibre 9=0.16” diámetro. Calibre 11=0.125” diámetro. Calibre 12=0.11” diámetro. Resistencia al Corte del Shotcrete = 2 MPa=200 toneladas/m <sup>2</sup>	

**Fuente:** Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas

## 2. Procedimientos de instalación<sup>45</sup>

Para su instalación se debe tener en cuenta los siguientes aspectos importantes:

- ✓ Señalar el área donde deberá instalarse la malla.
- ✓ Desatar todo bloque suelto del área donde se instalará la malla.
- ✓ Presentar la malla utilizando de ser necesario gatas o puntales.
- ✓ Anclar definitivamente con pernos de roca.
- ✓ Asegurar la malla utilizando la misma platina del perno, si éste aún no ha sido instalado, o arandelas a presión o segunda platina de retén y tuerca, si el perno ya fue instalado.
- ✓ Acomodar o moldear la malla a la forma de la superficie de la roca utilizando ganchos de fierro corrugado de 3/8", colocados en taladros de 0.5 m de longitud.
- ✓ Evitar en lo posible superficies con la malla suelta, especialmente cuando se contempla la aplicación del shotcrete sobre la misma.
- ✓ Los traslapes entre mallas serán como mínimo 20 cm y deben estar asegurados con pernos de anclaje, con un amarre inicial de alambre #8.
- ✓ En áreas de altos esfuerzos, deben eliminarse los empalmes horizontales de la malla metálica en el tercio inferior de los hastiales, estos traslapes deben efectuarse a una altura mínima de 2.5 m respecto al nivel del piso. Los empalmes verticales en estos casos deben reforzarse con varillas de fierro corrugado de 3/8" y 0.7 m de longitud.
- ✓ Cuando el uso de la malla es puntual, se puede recortar la malla para su manipulación sencilla.
- ✓ La malla es muy propensa a dañarse fácilmente con la voladura, siendo

---

<sup>45</sup> Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea –SNMP. *Op. Cit.* Pp. 126



- ✓ recomendable reemplazarla, recortando los pedazos dañados y colocando una nueva.

### 2.1.3.26 CONCRETO LANZADO (SHOTCRETE)<sup>46</sup>

El concreto lanzado es un mortero que es transportado a través de mangueras y lanzado neumáticamente sobre la superficie a recubrir, fraguando, endureciendo y adquiriendo considerable resistencia (Ucar, 2004). Se utilizan dos procesos de mezclado: mezcla seca y mezcla húmeda, cada una con características propias. La tendencia actual es emplear el concreto reforzado con fibras de acero y/o sintéticas.

El concreto lanzado tiene dos efectos bien marcados cuando actúa en la superficie de la roca, que son:

- ✓ Sella la superficie de la roca cerrando las fracturas.
- ✓ Evita la descompresión y la alteración de la roca.

La forma ideal de trabajo es formar un anillo (rociado en todo el perímetro de la excavación) que permitirá resistir las cargas que son transferidas por la deformación de la roca circundante, así como resistir cargas puntuales de bloques deslizantes que se apoyan sobre la superficie del concreto.

Si por razones operativas no es posible formar el anillo, se recomienda cubrir la totalidad de las paredes y techos de los túneles. No se recomienda cubrir áreas reducidas de la superficie a sostener. En su utilización se tendrá en cuenta:

- ✓ El diseño de mezcla del concreto lanzado.
- ✓ La resistencia de trabajo del concreto lanzado.
- ✓ El espesor del concreto lanzado.
- ✓ La presencia de aguas subterráneas en la labor (cantidad, composición química y presión).
- ✓ El drenaje de las aguas subterráneas que quedan detrás del concreto lanzado.

---

<sup>46</sup> Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneos. *Op. Cit.* Pp. 99

- ✓ La calidad del agua (potable).
- ✓ El tipo de mezcla (húmeda o seca).
- ✓ El empleo de micro sílice, aumenta la resistencia a la compresión y al ataque químico.
- ✓ El empleo de aditivos (plastificantes o acelerantes).
- ✓ La adición de fibras de refuerzo deberá cumplir con la norma EN 14889 (Norma de la Comisión Europea de Normalización para fibras en concreto).
- ✓ Los ensayos de rendimiento y monitoreo, verificar la resistencia a compresión simple y absorción de energía (tenacidad).
- ✓ La aplicación del concreto lanzado en la forma correcta (ej. desate y limpieza de la superficie a rociar, y ángulo de la boquilla perpendicular a la superficie a cubrir).
- ✓ La resistencia temprana del concreto para que no resulte dañado por voladura.

**Tabla N° 30:** Mezcla referencial de concreto lanzado reforzado con fibra metálica y micro sílice (alta resistencia  $f'c = 350 \text{ kg/cm}^2$ )

Componentes	Mezcla seca		Mezcla húmeda	
	kg/m <sup>3</sup>	% materiales secos	kg/m <sup>3</sup>	% materiales Húmedos
Cemento	420	19	420	18.2
Aditivo de sílice	50	2.2	40	1.7
Mezcla de agregados	1670	75.8	1600	69.2
Fibras de acero	50	2.2	50	2.2
Acelerante	13	0.6	13	0.6
Superplastificante	-	-	6 litros	0.2
Reductor de agua	-	-	2 litros	0.08
Incorporador de aire	-	-	si requiere	
Agua	controlado a la boquilla		180	7.8
Total	2203	100	2311	100

*Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*

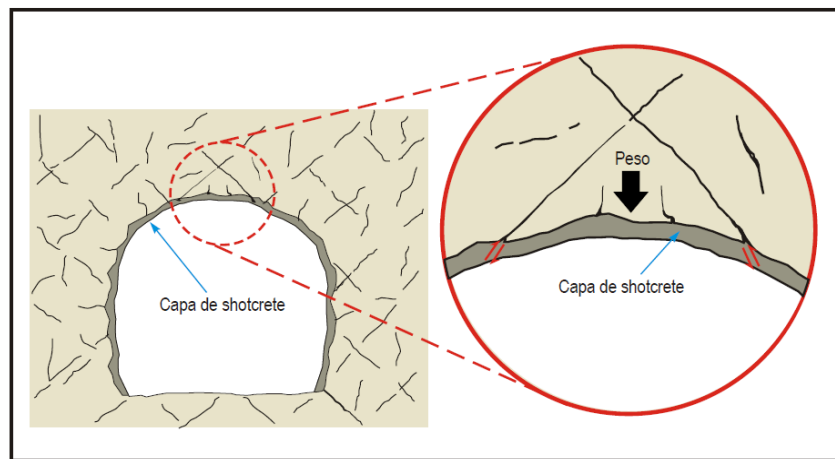
### 1. Principios de acción del shotcrete en el sostenimiento de excavaciones rocosas<sup>47</sup>

- ✓ La acción conjunta del shotcrete y la roca, impide que éstos se deformen independientemente.

<sup>47</sup> Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea –SNMP. *Op. Cit.* Pp. 131

- ✓ La interacción induce la formación de un esfuerzo radial de confinamiento, que controla las deformaciones y que aplicado sobre la periferia de la excavación, ayuda a la formación de un arco de sustentación.
- ✓ El shotcrete mantiene el entrase de las posibles cuñas o bloques rocosos, sellando las discontinuidades o grietas producidas por la voladura.
- ✓ Evita la alteración de minerales inestables presentes en el macizo rocoso excavado, por efecto del intemperismo.

**Figura N° 38:** Comportamiento del shotcrete en cuñas o bloques.



**Fuente:** Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea

## 2. Consideraciones

### A. Rebote<sup>48</sup>

Para mezcla seca, el medio más efectivo de reducir el rebote incluye: la disminución de la presión de aire, el uso de mayor cantidad de finos, el pre humedecimiento de la superficie y el lanzado a una consistencia estable.

Una de las grandes ventajas del proceso de mezcla húmeda es el bajo rebote. La cantidad de rebote depende de la consistencia del

<sup>48</sup> Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea –SNMP. *Op. Cit.* Pp. 137

concreto, uso de acelerantes, técnicas de lanzado y graduación de los agregados.

En el proceso de mezcla húmeda el rebote está entre 10% y 20% por peso, mientras que el proceso de mezcla seca el rebote puede ser de 15% - 40% para paredes verticales y 20% - 50% para techos.

Las siguientes condiciones podrían reducir el rebote: contenido de cemento más alto, más finos en la mezcla, tamaños más pequeños de los agregados máximos, adecuado contenido de humedad de los agregados, una graduación más fina y la inclusión de la microsílica.

Es necesario además recordar que las prácticas adecuadas de manipulación de la boquilla inciden en el menor rebote.

#### **B. Espesor de la aplicación<sup>49</sup>**

Siempre que sea posible el shotcrete debe ser aplicado a su espesor completo de diseño en una sola capa. Éste puede ser aplicado en capas o espesores simples, dependiendo de la posición de trabajo. En el techo el espesor debe ser el necesario para evitar la caída del shotcrete, generalmente de 1" a 2" (25 - 50 mm) en cada pasada. En las paredes verticales puede ser aplicado en capas o espesores simples.

En cualquiera de los casos el espesor de una capa es principalmente gobernado por el requerimiento de que el shotcrete no caiga.

#### **C. Curado<sup>50</sup>**

Al igual que el concreto, el shotcrete también debe ser curado de tal manera que su resistencia potencial y su durabilidad sean completamente desarrollados.

El mejor método de curado es mantener húmedo el shotcrete continuamente por 7 días, utilizando para tal fin el agua. El

---

<sup>49</sup> Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea –SNMP. *Op. Cit.* Pp. 137

<sup>50</sup> Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea –SNMP. *Op. Cit.* Pp. 137

curado natural puede ser considerado siempre y cuando la humedad relativa del lugar sea mayor de 85%.

#### **D. Presión del aire<sup>51</sup>**

La presión del aire de operación es la presión de conducción del material desde la máquina hacia la manguera. Una regla práctica es que la presión de operación no debe ser menor de 175 KPa (26 psi) cuando se utiliza una manguera de 30 m de longitud o menos. La presión debe incrementarse en 35 KPa (5 psi) por cada 15 m adicionales de longitud de manguera y 35 KPa (5 psi) por cada 8 m adicionales sobre el equipo.

Para la mezcla húmeda el equipo requiere un suministro de como mínimo 3 m<sup>3</sup>/min a 700 KPa (0.5 psi) para una operación adecuada.

#### **E. Control de calidad<sup>52</sup>**

- ✓ El shotcrete es un material que requiere cuidadosa atención, desde el diseño hasta su colocación. Esto es más un arte que una ciencia. Por consiguiente es esencial que se establezcan adecuados procedimientos de control de calidad para asegurar un buen producto final.
- ✓ Los factores que determinan la calidad del shotcrete y sobre los cuales deben llevarse a cabo controles de calidad son: el diseño, los materiales, el equipo de aplicación, el personal de operación, las técnicas de aplicación, la inspección y los procedimientos de los ensayos.
- ✓ Se debe asegurar que el espesor del shotcrete, el refuerzo y las proporciones de la mezcla estén de acuerdo al diseño.
- ✓ Se debe asegurar que el suministro, el manipuleo y el almacenamiento de los materiales cumplan con las especificaciones, las mismas que deben tener aprobación por parte de la autoridad de diseño.

---

<sup>51</sup> Manual de geomecanica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea –SNMP. *Op. Cit.* Pp. 138

<sup>52</sup> Manual de geomecanica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea –SNMP. *Op. Cit.* Pp. 138

- ✓ Se debe asegurar que los requerimientos de aire, presión y volumen del equipo de aplicación sean los correctos y que la magnitud de lanzado, el mezclador, la manguera, etc, sean adecuadamente mantenidos, limpiados, calibrados y chequeados regularmente.
- ✓ El control de calidad del personal de operación, asegurará una alta calidad del shotcrete y debe apuntar a dos aspectos: capacitación y evaluación del personal y a la ejecución de ensayos de pre-construcción.
- ✓ El control de calidad de las técnicas de aplicación, debe asegurar que los procedimientos y técnicas descritas en este documento sean fielmente seguidos desde que éstos representan una buena práctica del shotcrete. Éste es uno de los factores más importantes que deberían ser considerados en la instalación del shotcrete.
- ✓ El control de calidad en la inspección, está referido a la presencia del personal calificado para implementar los procedimientos del control de calidad. Este personal debe estar familiarizado con todas las fases de los procesos del shotcrete, especialmente con las técnicas de aplicación; asimismo, debe inspeccionar continuamente los trabajos y también ser responsable de los ensayos de campo.
- ✓ Un aspecto importante del control de calidad, es el ensayo de propiedades físicas del shotcrete antes, durante y después de la colocación. Existen normas que describen en detalle todos los procedimientos de ensayo. Normalmente, las edades de los ensayos de resistencia compresiva son 7,14 y 28 días, sin embargo, para aplicaciones particulares pueden establecerse periodos más cortos.
- ✓ Otros ensayos pueden ser requeridos como el contenido de agua, contenido de cemento, absorción de agua, etc. La aceptación del shotcrete deberá estar basada sobre los resultados obtenidos en los ensayos realizados.

## **CAPITULO III**

### **METODOLOGÍA**

#### **PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

#### **3.1 PROBLEMA DE INVESTIGACION**

##### **3.1.1 Descripción de la Realidad Problemática**

Mediante la observación de las diferentes condiciones de estabilidad mina Huanzalá, se han identificado y determinado los siguientes problemas:

- ✓ Elevado costo en la instalación del sistema shotcrete y perno helicoidal cementado.
- ✓ Sobre dimensionamiento del sostenimiento en terrenos de calidad regular-malo tipo IIIB, en labores temporales.
- ✓ NO dinamismo de la operación, especialmente en labores temporales (tajos), retrasando el ciclo de minado, por la demora en fraguado de los pernos cementados y la demora en el refuerzo con shotcrete.

*Fotografía N° 03: Instalación del sistema shotcrete y perno helicoidal cementado*



*Fuente: Toma fotográfica del archivo del tesista*

*Fotografía N° 04: Sobre dimensionamiento del sostenimiento en terrenos de calidad regular-malo tipo IIIB*



*Fuente: Toma fotográfica del archivo del tesista*



### **3.1.2 Formulación del Problema**

#### **A. Problema Principal**

¿Elevado costo del sistema de sostenimiento utilizado en roca tipo IIIB y falta de dinamismo en la operación?

#### **B. Problemas Secundarios**

- ✓ ¿Retraso en el fraguado de la lechada de cemento, por tanto, retraso del ciclo de minado?
- ✓ ¿Sobre dimensionamiento del sistema de sostenimiento para roca regular-mala tipo IIIB?

### **3.1.3 DELIMITACIÓN**

Después de haber descrito la problemática relacionado al tema de estudio, a continuación con fines metodológicos fue delimitada en los siguientes aspectos:

#### **A. Delimitación Espacial**

Este trabajo se realizará en la Mina Huanzlá, que forma parte de la U.E.A. Santa Luisa y El Recuerdo Cia. Minera Santa Luisa; la cual se encuentra ubicada en el Distrito de Huallanca, Provincia del mismo nombre, del departamento de Ancash.

#### **B. Delimitación Temporal**

El periodo en el cual se realizara esta investigación comprende desde Abril 2018– setiembre 2018.

#### **C. Delimitación Social**

Se encuentra dirigido a: Gerente de operación, Superintendente de mina, Jefe de sección, Jefe de área, Supervisor y trabajadores de las diferentes minas subterráneas del Perú, así como también a estudiantes de las Escuelas Profesionales de Minas de las Universidades del Perú.

### **3.1.4 OBJETIVOS**

#### **A. Objetivo General**

Minimizara los costos de sostenimiento para labores temporales en roca tipo IIIB garantizado Factores de Seguridad que permitan la estabilidad de las excavaciones subterráneas durante el periodo de operación de las mismas.

## **B. Objetivos Específicos**

- ✓ Estimar la necesidad de sostenimiento en roca regular tipo IIIB de acuerdo a los parámetros geomecánicos del macizo rocoso.
- ✓ Verificar el adecuado funcionamiento de pernos de fricción tipo Split set 7' y malla en roca regular IIIB.

### **3.1.5 JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA**

#### **A. Justificación**

Esta investigación es necesaria para verificar el adecuado dimensionamiento de sostenimiento a ser utilizado bajo ciertas condiciones geomecánicas y plantear alternativas de mejora en reducción de costos.

#### **B. Importancia**

Garantizar la estabilidad de excavaciones subterráneas mediante la instalación de sostenimiento de bajo costo, que permita mantener factores de seguridad apropiados para labores temporales.

### **3.1.6 LIMITACIONES**

- ✓ Para la ejecución de la presente tesis, las limitaciones fueron el tiempo brindado para su realización.
- ✓ La investigación solo se puede dedicar a la accesibilidad de información en los horarios fuera de trabajo.

### **3.1.7 ALCANCES**

La Reducción de Costos en Sostenimiento para labores temporales en roca tipo IIIB con la implementación del sistema de Sostenimiento con Split Set y Malla Elecrosoldada, tiene alcances a toda el área administrativa y operativa. También puede aplicarse en otros proyectos mineros, en minas colindantes, que tienen características similares.

## **3.2 HIPOTESIS**

### **3.2.1 Hipótesis General**

Implementación del sistema de Split set y malla electrosoldada para reducir los costos de sostenimiento y mantener el Factor de Seguridad apropiado para labores temporales de roca tipo IIIB.

### **3.2.2 Hipótesis Específica**

- ✓ Análisis geomecánico para determinar la necesidad de sostenimiento en base al análisis del factor de seguridad.
- ✓ Los Split set permiten un anclaje efectivo inmediato inmediatamente después de su instalación.

## **3.3 IDENTIFICACION Y CLASIFICACION DE VARIABLES**

### **3.3.1 Variable Independiente**

Reducción de costos en sostenimiento para labores temporales en roca tipo IIIB.

### **3.3.2 Variable Dependiente**

Implementación del sistema de sostenimiento Split set y malla.

## **3.4 METODOLOGÍA**

### **3.4.1 Tipo de Investigación**

Los tipos de Investigación, según el enfoque no experimental, se clasifican en transeccionales y longitudinales. Para nuestro caso, el diseño apropiado es el transeccional o también conocido como transversal, debido a que, se recolectaran datos en un solo momento (Características del macizo rocoso y roca intacta), con el propósito de describir variables (Calidad del Macizo rocoso) y analizar su incidencia e interrelación en un momento dado (Análisis y control de estabilidad de las excavaciones).

Finalmente, es necesario conocer que dentro del diseño de investigación no experimental transeccional, este, se divide a su vez en Descriptivo y Correlacional.

Desde nuestro enfoque se tiene lo siguiente:

- ✓ Descriptiva, ya que se busca especificar (describir) las propiedades y características geomecánicas de la masa rocosa para obtener la Calidad de la misma.
- ✓ Correlacional, porque se pretende medir y describir la relación entre la calidad de la masa rocosa y la estabilidad de las excavaciones, lo cual conllevará a plantear alternativas de control ante los problemas que se puedan presentar.

Se deberá usar la técnica observacional, debido a que se hará una definición cualitativa de las variables.

El diseño de la Investigación contempla toda una metodología para la realización de la misma ajustado a las variables independientes y dependientes.

#### **3.4.2 Nivel**

No experimental Descriptiva, por lo objetivos que persigue.

#### **3.4.3 Método**

El método que se utiliza en esta investigación es Analítico, Descriptivo y Explicativo.

### **3.4.4 TÉCNICAS E INSTRUMENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS**

#### **A. Técnicas**

El registro de la información geomecánica se efectuó a partir del mapeo geomecánico del macizo rocoso de afloramientos en las excavaciones subterráneas durante la preparación y explotación de las labores, en la cual se utilizó el "*método directo por celdas de detalle*".

Mediante los Mapeos realizados se hicieron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes, las mismas que fueron evaluadas para analizar el aspecto estructural y superficial de dichas discontinuidades en el macizo rocoso de la Zona motivo de estudio.

Los parámetros de observación y medición fueron obtenidos en formatos de registro diseñado para este propósito, adecuándolos a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM). Estos parámetros fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, alteración y presencia de agua.

## B. Instrumentos

<b>Técnicas de investigación</b>	<b>Instrumentos</b>	<b>Fuentes</b>	<b>Ventajas</b>	<b>Desventajas</b>
Análisis documental	Fichas bibliográficas	Libros, internet, tesis, etc.	Muy objetiva Puede constituir evidencias	Aplicación Limitada a fuentes documentales
Observación del campo	Protocolo, o guías de observación de campo	Toma de datos por parte del investigador	Contacto directo Con la realidad	Aplicación limitada a aspectos fijos o repetitivos

### 3.4.5 POBLACIÓN Y MUESTRA

#### A. Población

La población de estudio son todas las labores con un tipo de roca regular-mala IIIB, de la zona de Profundización del Nivel P con cota 3951 m.s.n.m al nivel W con cota de 3680 m.s.n.m

#### B. Muestra

La investigación se ha desarrollado en la Zona de profundización en el Nivel U (-80) V4 145 AZ, con una longitud de análisis de 70 metros, de la Mina Huanzala, propiedad de la Compañía Minera Santa luisa.

En la caracterización del macizo rocoso, se han utilizado principalmente dos sistemas de clasificación geomecánica multi-paramétricos, estos son, el Índice Q y el sistema RMR, adicionalmente se ha calculado el Índice Geológico de resistencia.

La utilización de estas clasificaciones, cumple con el propósito de indicar los parámetros geomecánicos que caracterizan al macizo rocoso, tal como:

- ✓ Resistencia Compresiva de la roca intacta
- ✓ Índices de Calidad de Roca RMR y Q
- ✓ Condición de Discontinuidades
- ✓ Datos estructurales: Dirección de Buzamiento/Buzamiento.

#### **3.4.6 FORMA DE TRATAMIENTO DE DATOS**

El tratamiento de datos será el Microsoft Office (Excel, Word), Software RS2 (análisis por elementos finitos – ex phase2), el Unwedge V4.0 y el Dips V7.0

#### **3.4.7 FORMA DE ANÁLISIS DE LA INFORMACIÓN**

El análisis de la información será desde el punto de vista estadístico.

## **CAPITULO IV**

### **RESULTADO DE LA INVESTIGACION**

#### **4.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD Y PROCESAMIENTO DE DATOS**

La Compañía minera Santa Luisa viene usando para el sostenimiento de las labores pernos no tensionados por adherencia: barras de acero helicoidal de 2.25m de longitud y 19 mm de diámetro con lechada de cemento; además, shotcrete variando el espesor en función de la calidad del terreno.

En un intento por dinamizar el ciclo de minado y reducir los costos, el departamento de geomecánica, inició las pruebas con estabilizadores de fricción tipo Split set de 7' en combinación con malla electrosoldada principalmente para terrenos del tipo regular malo IIIB (según RMR de Bieniawski).

A continuación, se detallarán los resultados obtenidos tanto económico como operativos para el uso de pernos de fricción y malla electro-soldada.

#### **4.2 ANALISIS E INTERPRETACION DE LA INFORMACION**

##### **4.2.1 CARATERZACION DE LA MASA ROCOSA**

La caracterización geomecánica del macizo rocoso es una herramienta básica para la construcción de modelos numéricos y éstos para el análisis de estabilidad de una excavación. En la caracterización del macizo rocoso, se han utilizado principalmente dos sistemas de clasificación geomecánica multi-paramétricos, éstos son, el Índice Q de Calidad de Túneles del Instituto

Geotécnico de Noruega (NGI) y el sistema RMR de Bieniawski. Adicionalmente se ha calculado el Índice Geológico de resistencia GSI de Hoek and Brown.

La utilización de estas clasificaciones cumple con el propósito de indicar los parámetros geomecánicos que caracterizan al macizo rocoso.

#### **4.2.2 REGISTRO DE DATOS**

El registro de la información geomecánica se efectuó a partir del mapeo geomecánico del macizo rocoso de afloramientos en las excavaciones subterráneas durante la preparación y explotación de las labores.

Para la caracterización de la masa rocosa en la Zona de profundización La labor de evaluación es el tajo U-80\_veta 4\_145 AZ, se realizaron mapeos geomecánicos de campo, en la cual se utilizó el "método directo por celdas de detalle".

Mediante los Mapeos realizados se hicieron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes, las mismas que fueron evaluadas para analizar el aspecto estructural y superficial de dichas discontinuidades en el macizo rocoso de la Zona motivo de estudio.

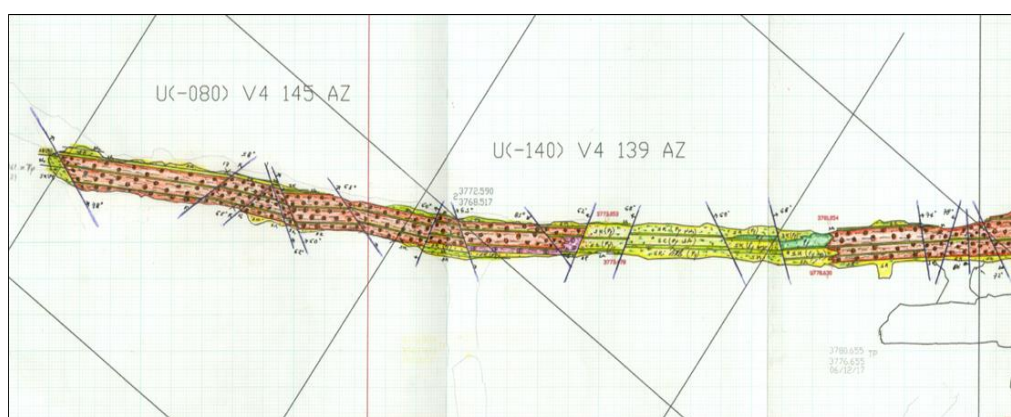
Los parámetros de observación y medición fueron obtenidos en formatos de registro diseñado para este propósito, adecuándolos a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM). Estos parámetros fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, alteración y presencia de agua.

#### **4.2.3 ASPECTOS LITOLÓGICOS:**

La labor de evaluación es el tajo U-80\_veta 4\_145 AZ están involucrados los siguientes dominios litológicos: skarn (caja techo), mineral en skarn.



**En la Figura N° 39:** Se muestra el mapeo geológico correspondiente.



*Fuente:* Departamento de geología U.E.A Santa Luisa y el Recuerdo

#### 4.2.4 DISTRIBUCION DE DISCONTINUIDADES:

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades, se procesaron los datos estructurales mediante técnicas estereográficas, utilizando el programa de cómputo DIPS (1995), elaborado por M.S. Diederichs y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá), en la versión 5.103 de Rocscience Inc. (2004).

De la misma forma, se analizaron estadísticamente las propiedades de las discontinuidades, basado en la Clasificación Geomecánica RMR de Z. T. Bieniawski.

El análisis se ha realizado en base a toda la información que se ha tenido disponible, ver Tabla N° 31.

**Tabla N° 31,** Parámetros Observados según RMR de Condición de Discontinuidades

Dirección de Buzamiento (°)	Buzamiento (°)	Tipo de Estructura	Espaciamiento Promedio (m).	Tipo de Relleno	Rugosidad	Persistencia (m).	Litología
315	60	diaclasa	6-20 cm	duro < 5mm	lig. rugosa	10 - 20 m	mineral en skarn

62	70	estrato	6-20 cm	duro < 5mm	lig. rugosa	10 - 20 m	mineral en skarn
128	30	falla	-	duro < 5mm	lig. rugosa	10 - 20 m	mineral en skarn
52	55	estrato	6-20 cm	duro < 5mm	lig. rugosa	10 - 20 m	mineral en skarn
50	56	estrato	6-20 cm	duro < 5mm	lig. rugosa	10 - 20 m	mineral en skarn
103	58	falla	-	duro < 5mm	lig. rugosa	10 - 20 m	mineral en skarn
60	59	estrato	6-20 cm	duro < 5mm	lig. rugosa	1 - 3 m	skarn
168	45	falla	-	duro < 5mm	lig. rugosa	1 - 3 m	skarn
60	56	estrato	6-20 cm	duro < 5mm	lig. rugosa	1 - 3 m	skarn
169	41	falla	-	duro < 5mm	lig. rugosa	1 - 3 m	skarn
100	45	falla	-	duro < 5mm	lig. rugosa	1 - 3 m	skarn
325	58	diaclasa	6-20 cm	duro < 5mm	lig. rugosa	1 - 3 m	skarn
68	55	estrato	6-20 cm	blando < 5mm	lisa	10 - 20 m	skarn piritizado
121	56	falla	-	blando < 5mm	lisa	10 - 20 m	skarn piritizado
169	35	falla	-	blando < 5mm	lig. rugosa	> 20 m	mineral en skarn
120	78	diaclasa	6-20 cm	blando < 5mm	lig. rugosa	> 20 m	mineral en skarn
104	55	falla	-	blando	lig.	> 20 m	mineral

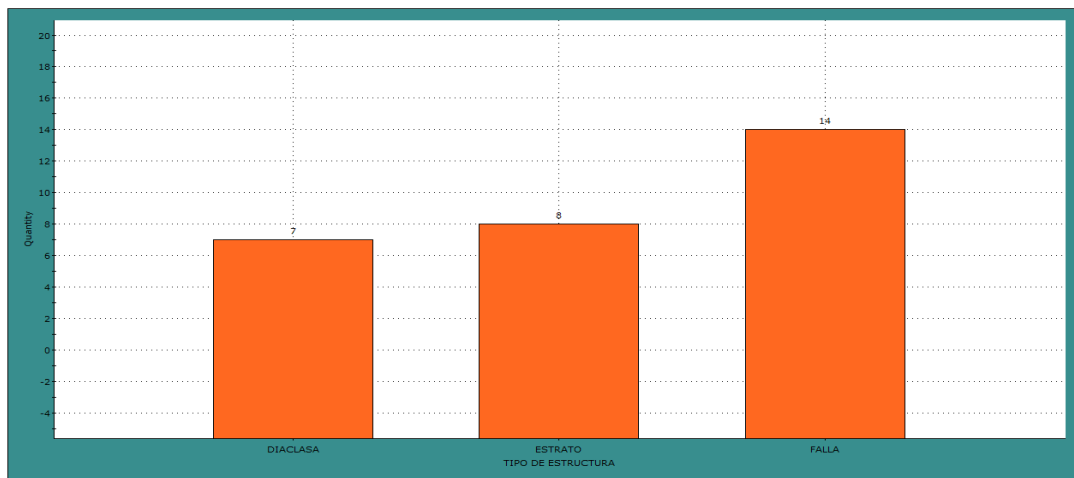
				< 5mm	rugosa		en skarn
128	62	diaclasa	6-20 cm	blando < 5mm	lig. rugosa	> 20 m	mineral en skarn
118	60	falla	-	blando < 5mm	lig. rugosa	> 20 m	mineral en skarn
147	45	falla	-	blando < 5mm	lig. rugosa	> 20 m	mineral en skarn
70	58	estrato	6-20 cm	blando < 5mm	lig. rugosa	> 20 m	mineral en skarn
20	58	falla	-	blando < 5mm	lig. rugosa	> 20 m	mineral en skarn
115	65	diaclasa	6-20 cm	blando < 5mm	lig. rugosa	> 20 m	mineral en skarn
20	38	falla	-	blando < 5mm	lig. rugosa	> 20 m	mineral en skarn
68	53	estrato	6-20 cm	duro > 5mm	lig. rugosa	> 20 m	mineral en skarn
120	60	diaclasa	-	duro > 5mm	lig. rugosa	> 20 m	mineral en skarn
336	60	diaclasa	6-20 cm	duro > 5mm	lig. rugosa	> 20 m	mineral en skarn
110	54	falla	-	duro > 5mm	lig. rugosa	> 20 m	mineral en skarn
65	52	estrato	6-20 cm	duro > 5mm	lig. rugosa	> 20 m	mineral en skarn

*Fuente:* Data de Campo Registrado por el Autor de la tesis

#### **A. Simulación de parámetros observados según RMR de condición de discontinuidades**

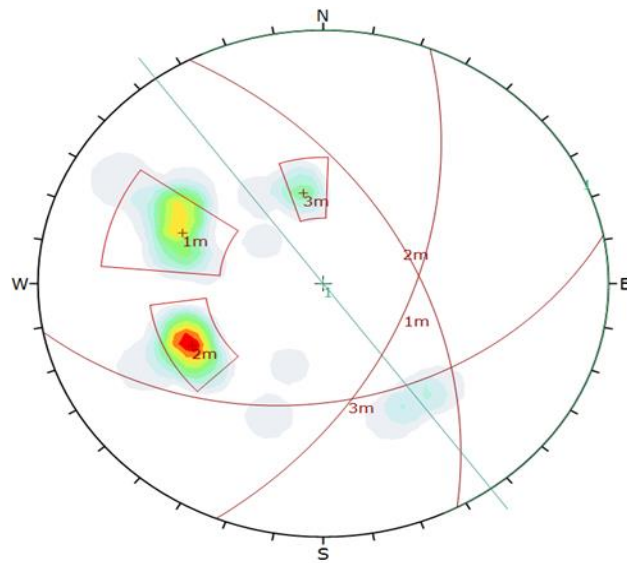
Se registraron los parámetros observados según en el RMR de condiciones de discontinuidades, la mayor ocurrencia de estructuras está dominada fallas representan el 48.28% del total de datos registrados, posterior a ello un 27.59 % que representan los estratos y las diaclasas representan el 24.13 %.

**Figura N° 40,** Distribución de Discontinuidades de la Data Registrada.



**Fuente:** El autor. Salida DIPS V7.0

**Figura N° 41,** Contorneo de Polos.

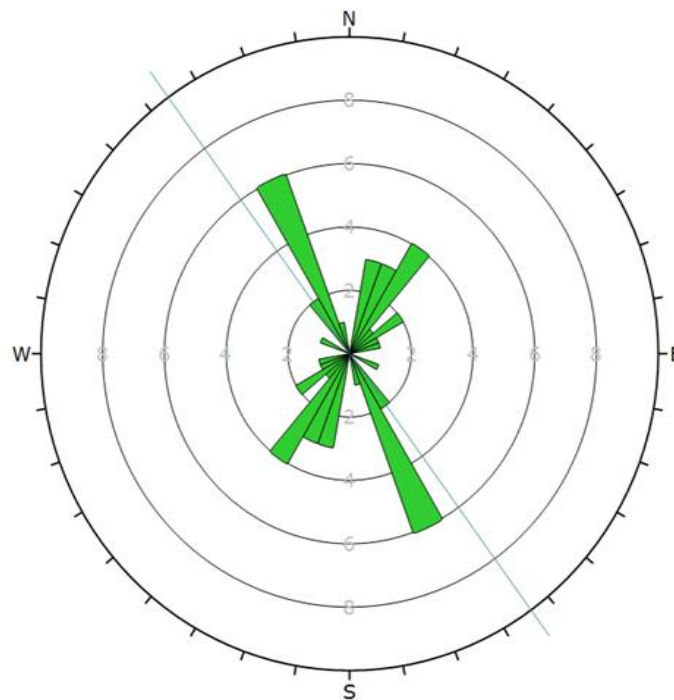


Color	Density Concentrations
	0,00 - 2,00
	2,00 - 4,00
	4,00 - 6,00
	6,00 - 8,00
	8,00 - 10,00
	10,00 - 12,00
	12,00 - 14,00
	14,00 - 16,00
	16,00 - 18,00
	18,00 - 20,00
<b>Contour Data</b> Pole Vectors	
<b>Maximum Density</b>	19,73%
<b>Contour Distribution</b>	Fisher
<b>Counting Circle Size</b>	1,0%
<b>Plot Mode</b> Pole Vectors	
<b>Vector Count</b>	29 (29 Entries)
<b>Hemisphere</b>	Lower
<b>Projection</b>	Equal Angle

**Fuente:** El autor. Salida DIPS 5.1.

Para representar la densidad de planos con respecto a una superficie horizontal, rumbo aparente, se usa el diagrama de rosetas (Figura N° 41), en el cual se representan orientaciones mediante un histograma radial (segmentos de arco en lugar de barras).

**Figura N° 42,** Diagrama de Rosetas.

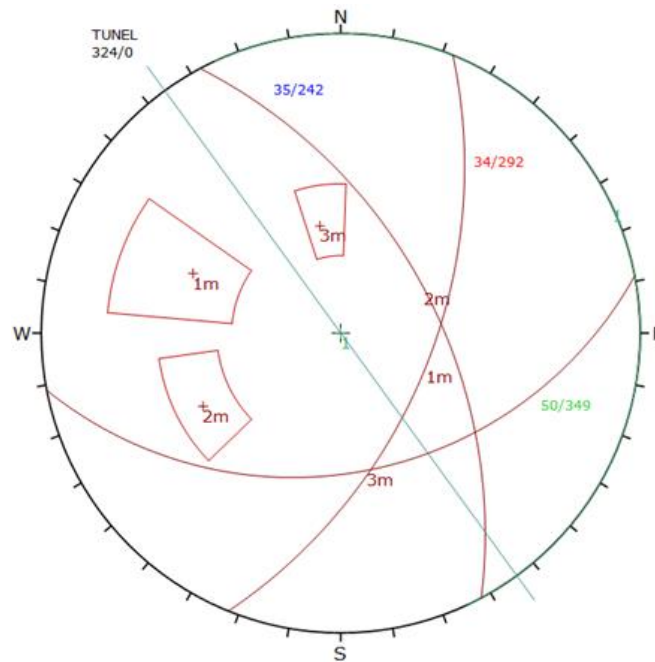


<b>Plot Mode</b>	Rosette
<b>Plot Data</b>	Apparent Strike
<b>Face Normal Trend</b>	0.0
<b>Face Normal Plunge</b>	90.0
<b>Bin Size</b>	10°
<b>Outer Circle</b>	10 planes per arc
<b>Planes Plotted</b>	25
<b>Minimum Angle To Plot</b>	45.0°
<b>Maximum Angle To Plot</b>	90.0°

**Fuente:** El autor. Salida DIPS V7.0

Finalmente, de la concentración de polos (Figura N° 41), se determinan los planos mayores, que representan los aspectos estructurales más importantes del registro de datos (Figura N° 42).

**Figura N° 42, Planos Mayores**



	Color	Trend	Plunge	Label
<b>User Planes</b>				
1		245	90	
<b>Mean Set Planes</b>				
1m		292	34	
2m		242	35	
3m		349	50	
<b>Plot Mode</b>		Pole Vectors		
<b>Vector Count</b>		29 (29 Entries)		
<b>Hemisphere</b>		Lower		
<b>Projection</b>		Equal Angle		

**Fuente:** El autor. Salida DIPS V7.0

Se tiene, que en el arreglo estructural de la masa rocosa asociada al minado de la Zona de Lidia se presentan tres sistemas de discontinuidades conformadas por la Estratificación (Sistema Principal) con 112/56 (Dirección de Buzamiento/Buzamiento) y dos Sistemas Secundarios de diaclasamiento con 62/55 y 169/40

### **B. Simulación de la formación de cuñas**

Para la simulación de cuñas se realizó mediante el software Unwedge V4.0, a continuación, se desarrolla:

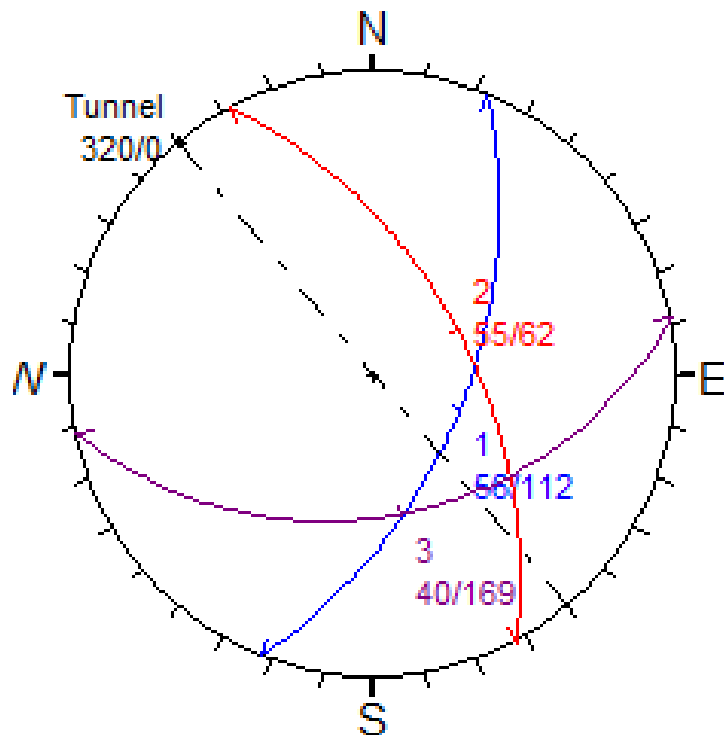
**Figura N°43, Orientación de las discontinuidades**

Joint	Dip	Dip Direction	Properties
1	56	112	Joint Properties 1
2	55	62	Joint Properties 1
3	40	169	Joint Properties 1

*Fuente:* El autor. Unwedge V4.0

Se muestra 3 familias de discontinuidades

**Figura N°44, Formación de cuñas de bloques tipo cuña en corona y hastiales.**

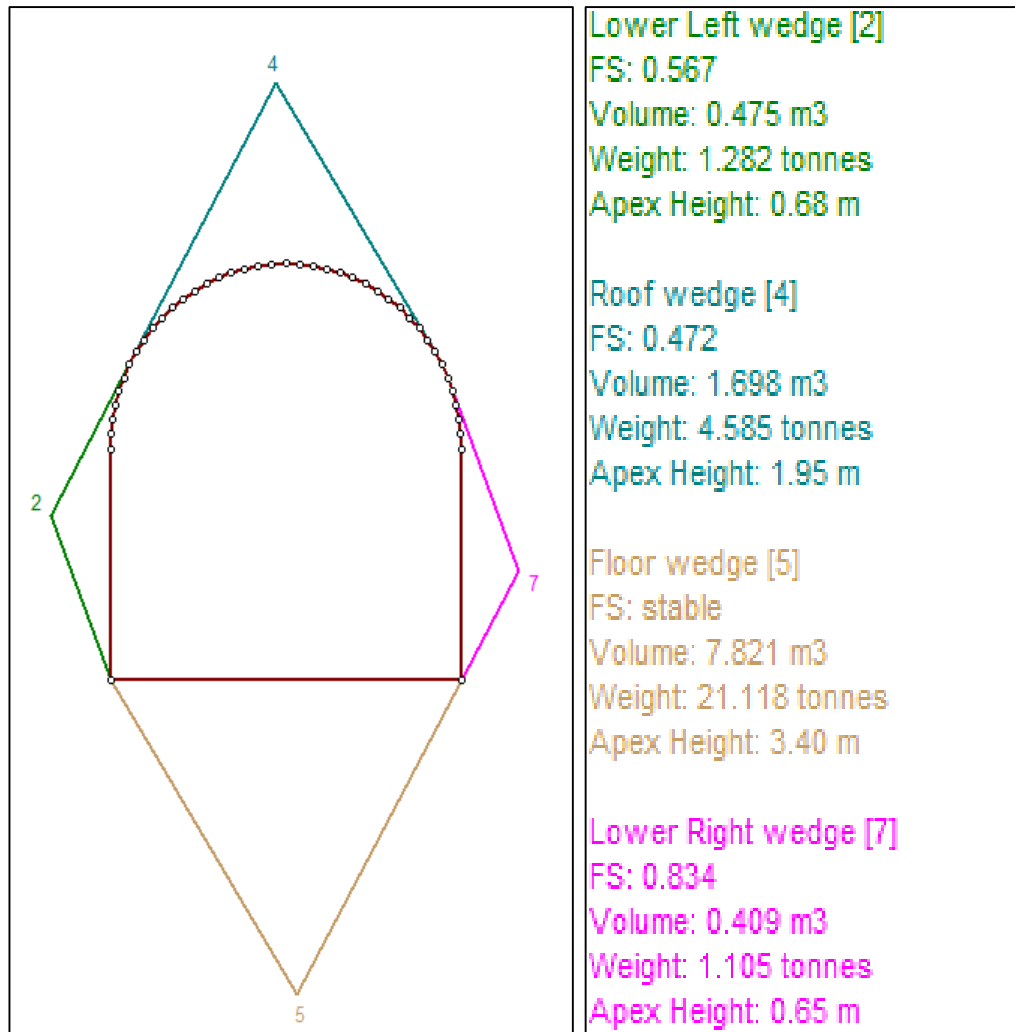


*Fuente:* El autor. Unwedge V4.0

Se observa la orientación de las 3 familias de las discontinuidades

1. La primera familia con 56/112 (buz/dirección de buzamiento)
2. La segunda familia con 55/62 (buz/dirección de buzamiento)
3. La tercera familia con 40/169 (buz/dirección de buzamiento)

**Figura N°45:** Visualización de la formación de cuñas de bloques tipo cuña en corona y hastiales.



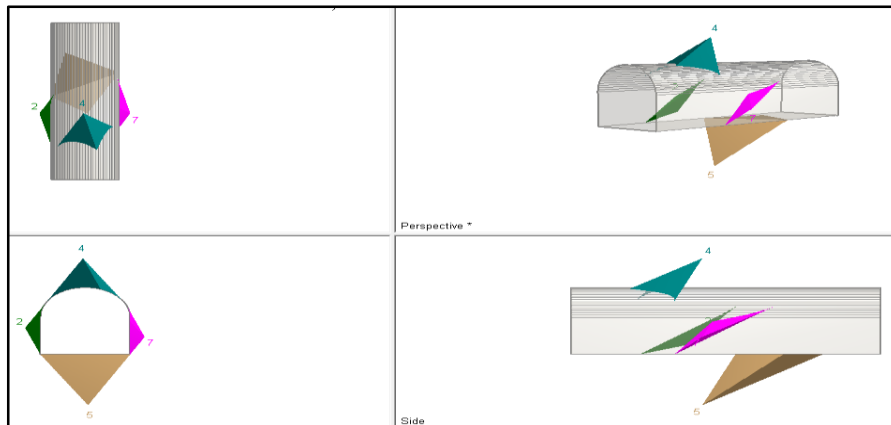
**Fuente:** El autor. Unwedge V4.0

Se observa la formación de 3 cuñas principales, 2 cuñas en los hastiales y una cuña en la corona:

1. La cuña de la corona presenta un factor de seguridad de 0.472- inestables
2. La cuña del hastial izquierdo presenta un factor de seguridad de 0.475 – inestables
3. La cuña del hastial derecho presenta un factor de seguridad de 0.83 - inestable



**Figura N°46,** Visualización de la formación de formación de cuñas de bloques tipo cuña en corona y hastiales en 3D

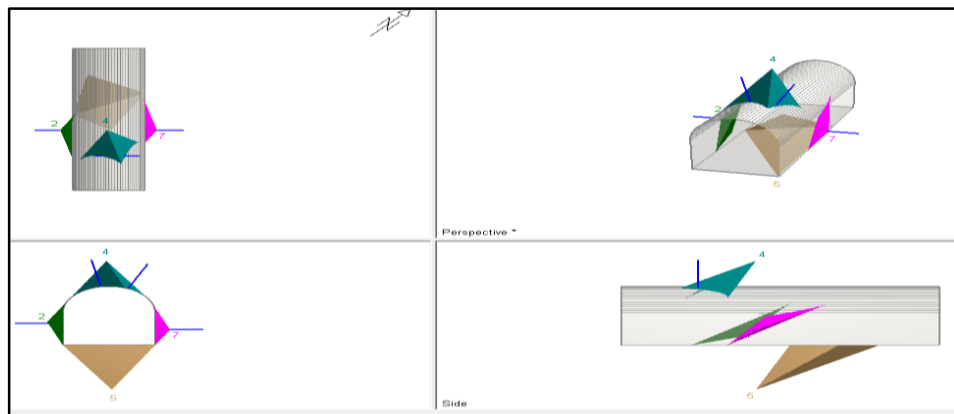


**Fuente:** El autor. Unwedge V4.0

Al aplicar el sostenimiento con Split set de 7'' Se observa lo siguiente con respecto al factor de seguridad en las cuñas de los hastiales y la cuña corona:

1. La cuña de la corona presenta un factor de seguridad de 1.69- Estables.
2. La cuña del hastial izquierdo presenta un factor de seguridad de 3.34 – Estables
3. La cuña del hastial derecho presenta un factor de seguridad de 2.21- Estable

**Figura N°47,** Visualización de la formación de formación de cuñas de bloques tipo cuña en corona y hastiales en 3D, aplicando el sostenimiento con Split set de 7''.









**Fuente:** El autor. Unwedge V4.0

#### 4.2.5 CLASIFICACION GEOMECANICA DE LA MASA ROCOSA

Para clasificar la masa rocosa del área de estudio se ha utilizado el criterio de clasificación RMR (Rock Mass Rating – Valoración de la masa rocosa) de Bieniawski (1989) y el sistema Q de Barton. El macizo rocoso es levemente fracturado con un principal sistema de discontinuidades (estratos). En el tramo mineralizado se tiene un macizo rocoso del dominio Mineral en Skarn con calidad de roca tipo IIIB (RMR 41 – 50, color verde), presentando fallamientos transversales y tramos alterados llegando a roca mala tipo IVA (RMR 31 – 40, color amarillo).







El criterio utilizado para clasificar la masa rocosa se presenta en la siguiente Tabla:

**Tabla N°32,** Criterio para la Clasificación de la Masa Rocosa.

Tipo de Roca	Color	Rango RMR	Calidad según RMR
II		> 60	Buena
III-A		51 - 60	Regular - Buena
III-B		41 - 50	Regular - Mala
IV-A		31 - 40	Mala - Regular
IV-B		21 - 30	Mala - Muy Mala
V		< 21	Muy Mala

*Fuente:* Adaptado de Z.T. Bieniawski 1989.

**Tabla N°33,** Rangos de Clasificación RMR y colores establecidos en CMSL

TIPO DE ROCA		RMR	DESCRIPCION DE ROCA
TIPO	COLOR	Bieniawski	
II		61 - 80	BUENA
III		51 - 60	REGULAR/BUENA
		41 - 50	REGULAR/MALA
IV		31 - 40	MALA/REGULAR
		21 - 30	MALA/MUY MALA
V		0 - 20	MUY MALA

*Fuente:* Plan de Minado 2018 U.E.A Santa Luisa y el Recuerdo

**Tabla N°34,** Resumen de Calidad RMR de la masa rocosa - Mina Huanzalá  
(Actualización 2018)

<b>Litología</b>	<b>Rango RMR</b>	<b>Valor Promedio</b>	<b>Calidad</b>	<b>Observación</b>
<i>Arenisca</i>	50 - 63	58	REGULAR- BUENA TIPO IIIA	Los valores más bajos en tramos alterados.
<i>Brecha</i>	23 – 36	29	MALA-MUY MALA TIPO IVB	Ninguna
<i>Caliza</i>	28 - 58	45	REGULAR-MALA TIPO IIIB	Valores más bajos en los contactos con mineral y alteración con óxidos
<i>Caliza Silicificada</i>	51 - 60	54	REGULAR- BUENA TIPO IIIA	Ninguna
<i>Lutita</i>	31 – 50	42	REGULAR-MALA TIPO IIIB	Valores más bajos en los niveles superiores por alteración.
<i>Lutita Silicificada</i>	52 – 64	57	REGULAR- BUENA TIPO IIIA	Esporádicamente
<i>Mineral en Shiroji</i>	29 – 47	37	MALA – REGULAR TIPO IVA	Condiciones mas desfavorables cuando el terreno presenta agua.
<i>Mineral en Skarn</i>	31 – 64	49	REGULAR - MALA TIPO IIIB	Los valores más desfavorables cuando discontinuidades

				presentan rellenos arcillosos.
<i>Mineral Pirítico</i>	33 - 66	51	REGULAR-BUENA TIPO IIIA	Valores más bajos por presencia de agua y alteración.
<i>Pirita Masiva</i>	50 - 65	57	REGULAR-BUENA TIPO IIIA	Ninguna
<i>Pirita Porosa</i>	26 - 60	36	MALA – REGULAR TIPO IVA	Valores mas bajos con elevada alteración, descompuesta.
<i>Pórfido Cuarzífero</i>	36 – 68	57	REGULAR-BUENA TIPO IIIA	Los valores más bajos en tramos alterados.
<i>Skarn</i>	40 – 68	53	REGULAR-BUENA TIPO IIIA	Los valores más bajos en tramos alterados.

**Fuente:** Plan de Minado 2018 U.E.A Santa Luisa y el Recuerdo

De acuerdo al resumen expuesto en el Cuadro N°34 se tiene:

- ✓ En esta actualización, de acuerdo a los promedios obtenidos en cuanto a terreno con macizos rocosos REGULAR a BUENA (Tipo IIIA), tenemos los dominios litológicos de: Arenisca, Caliza Silicificada, Lutita Silicificada, mineral en pirita (pirítico), pirita masiva, pórfido cuarzífero y skarn.
- ✓ Macizos rocosos de calidad REGULAR a MALA (Tipo III-B), presente en los dominios litológicos de Caliza, Lutita y mineral en Skarn, este comportamiento del terreno en comparación con el estudio precedente.
- ✓ Macizos rocosos de calidad MALA a REGULAR (IV-A), se tienen en los dominios litológicos de mineral en shiroji y pirita porosa.
- ✓ Finalmente, macizos rocosos de calidad MALA a MUY MALA (IV-B), se tiene en los dominios de las brechas mineralizadas y piritas altamente porosas y en los tramos de la Brecha Gozan.

Los valores antes presentados no consideran el ajuste por orientación de discontinuidades; cabe resaltar, que los resultados obtenidos en la presente actualización se corroboran de acuerdo al último estudio geomecánico realizado. Dada las Características geotécnicas asociada a cada dominio litológico y macizo rocoso con específico valor del RMR se ha correlacionado en base a los parámetros medibles cualitativamente mediante el GSI modificado (Vallejo), el cual se ilustra en el Cuadro N°35.

**Tabla N°35, Correlación Cualitativa de los parámetros medibles mediante el RMR en función del GSI modificado.**

DESCRIPCIÓN CUALITATIVA DE LA CALIDAD GEOMECÁNICA DE LA MASA ROCOSA. SEGÚN GSI Y RMR (MODIFICADOS)				CONDICIÓN SUPERFICIAL			
TIPO	RANGO RMR	CALIDAD	LITOLOGÍA	BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) FRACTURAS RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. SE ROMPRE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA.	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) FRACTURAS LISAS LEVEMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS (<1 mm). SE ROMPE CON MAS DE UN GOLPE DE PICOTA.	POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE Y ALTERADA) FRACTURAS LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, ABIERTAS (1 A 5 mm) CON RELLENO SUAVE. SE ROMPRE CON UN GOLPE DE PICOTA.	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) FRACTURAS PULIDAS, MUY ABIERTAS (> 5 mm), CON RELLENOS DE ARCILLAS BLANDAS. SE INDENTAN PROFUNDAMENTE CON GOLPES DE
II	II	61 - 80	BUENA				
III	III-A	51 - 60	REGULAR - A -				
	III-B	41 - 50	REGULAR - B -				
IV	IV-A	31 - 40	MALA - A -				
	IV-B	21 - 30	MALA - B -				
V	V	0 - 20	MUY MALA				
CONDICIÓN ESTRUCTURAL		<b>LEVEMENTE FRACTURADA</b> TRES O MENOS SISTEMAS DE FRACTURAMIENTO, MUY ESPACIADOS ENTRE SI. 2 A 5 FRACTURAS POR METRO CUADRADO.	II LF/B	III-A LF/R	III-B LF/P	IV-A LF/MP	
		<b>MODERADAMENTE FRACTURADA</b> BLOQUES TRABADOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. DE 6 A 11 FRACTURAS POR METRO CUADRADO.	II F/B	III-A F/R	III-B F/P	IV-A F/MP	
		<b>MUY FRACTURADA</b> BLOQUES PARCIALMENTE TRABADOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE FRACTURAMIENTO. DE 12 A 20 FRACTURAS POR METRO CUADRADO.	III-A MF/B	III-B MF/R	IV-A MF/P	IV-B MF/MP	
		<b>TRITURADA</b> BLOQUES LIGERAMENTE TRABADOS, FRAGMENTO ANGULOSOS Y REDONDEADOS FACILMENTE DISGREGABLES.	---	---	IV-B T/P	V T/MP	

*Fuente: Departamento de geomecanica U.E.A Santa Luisa y el Recuerdo*

**Tabla N°36, Estimación RMR en la labor U -80 V4 145 AZ**

PARAMETROS DEL RMR											
UBICACIÓN	Resistencia a la Compresión	RQD	Espaciamiento entre Discontinuidad	Apertura	Rugosidad	Relleno	Persistencia	Alteración	Agua Subterránea	RMR BASICO	DESCRIPCIÓN DEL MACIZO ROCOSO
MINERAL EN SKARN	7	10	8	1	3	1	0	4	10	44	III B
SKARN (CAJA PISO)	7	8	8	4	1	1	0	3	10	42	III B
SKARN (CAJA TECHO)	8	8	9	4	1	1	0	4	10	45	III B

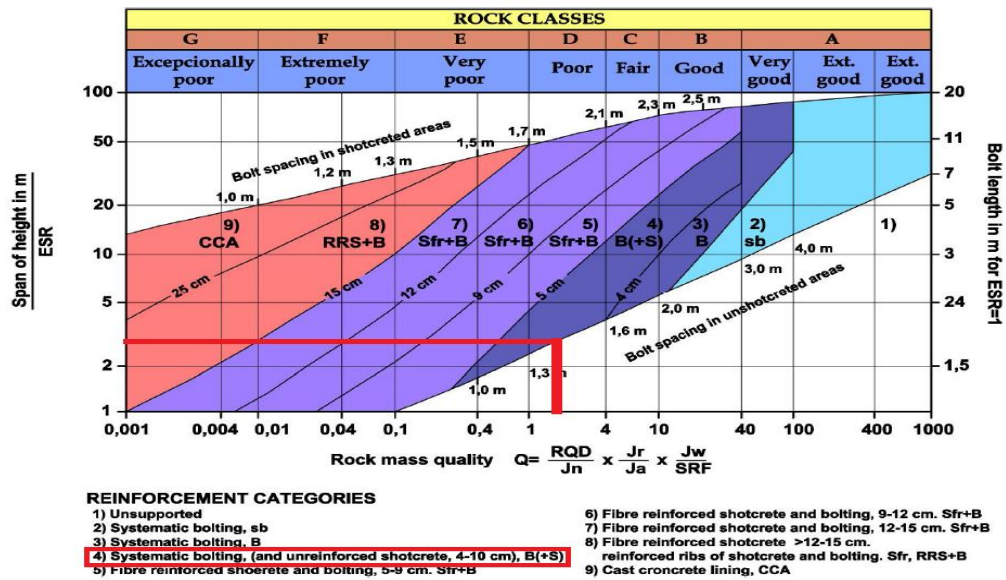
*Fuente: Estimación del cálculo por el Autor de la tesis*

**Tabla N°37, Estimación del índice Q de Barton**

UBICACIÓN	RQD (Rock Quality Designation)	Jn - Coeficiente asociado al número de set de Discontinuidades	Jr - Coeficiente asociado a la rugosidad de las Discontinuidades	Ja - Coeficiente asociado a la condición o grado de alteración de las Discontinuidades	Q	Jw - Coeficiente asociado a la condición de agua presentes en las Discontinuidades	SRF - Coeficiente asociado al efecto de la condición de esfuerzos en el macizo rocoso	Q
MINERAL EN SKARN	44	4	1.5	2	8.25	1	1.5	5.50
SKARN (CAJA PISO)	42	6	1.5	2	5.25	1	1.5	3.50
SKARN (CAJA TECHO)	45	6	1.5	2	5.625	1	1.5	3.75

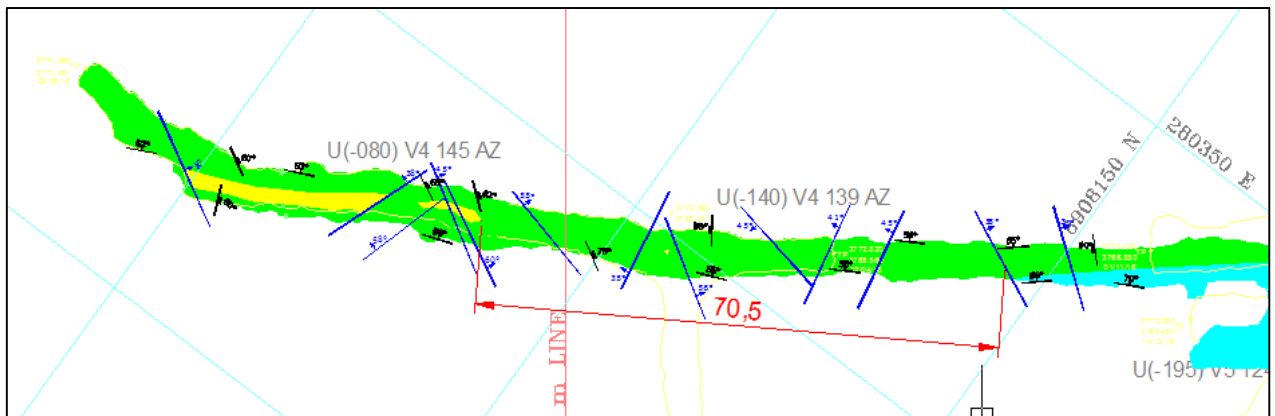
*Fuente: Estimación del cálculo por el Autor de la tesis*

**Figura N°49, Estimación del sostenimiento en función del ábaco de Grimstad y Barton, mineral en skarn IIIB.**



*Fuente: Departamento de geomecanica U.E.A Santa Luisa y el Recuerdo*

**Figura N°50, Plano Geomecánico U-80 V4 145AZ**



*Fuente: Data de Campo Registrado por el Autor de la tesis*

De las Figuras N°39 y N°50, se tiene un macizo rocoso del dominio de MINERAL en SKARN con calidad de roca tipo IIIB (RMR 41 – 50, color verde), presentando fallamientos transversales y tramos alterados llegando a roca mala tipo IVA (RMR 31 – 40, color amarillo). Actualmente el sostenimiento aplicado en dicha labor es de pernos helicoidales a 1.2m x 1.2m con shotcrete de 1.5” a 2.0” cada 3 a 4 disparos.

#### **4.2.6 ZONIFICACION GEOMECANICA DE LA MASA ROCOSA**

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa en la zona estudiada, esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que el análisis de los resultados y los criterios de diseños de sostenimiento serán válidos solo dentro de masas rocosas que presentan propiedades físicas y mecánicas similares.

#### **4.2.7 ANÁLISIS DE ESTABILIDAD**

En el capítulo anterior se ha caracterizado a la masa rocosa del área de estudio, obteniéndose los diferentes parámetros geomecánicos básicos en base a los cuales se puede evaluar las condiciones de estabilidad de la masa rocosa involucrada con la labor U -80 V4 154 AZ

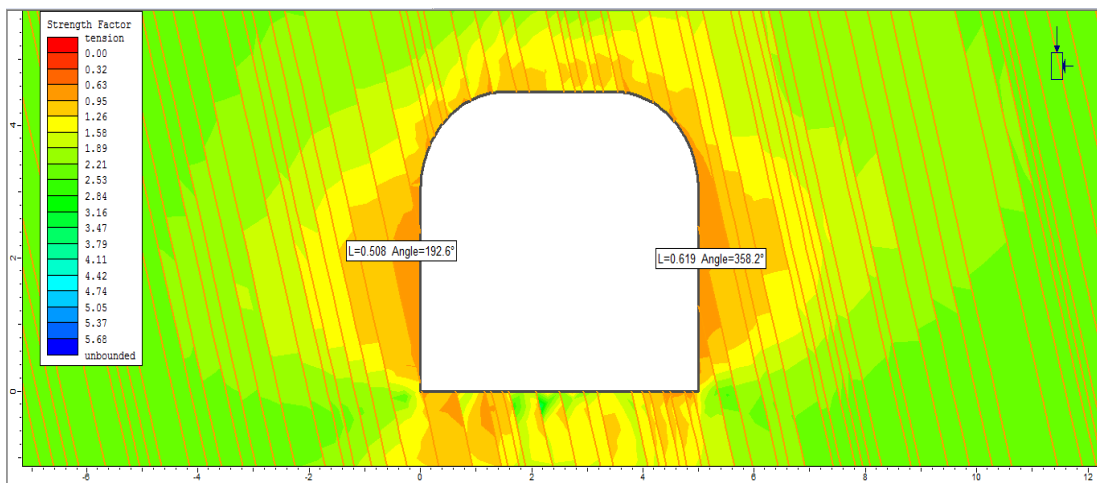
Para evaluar las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de la labor, se han realizado dos tipos de análisis: un análisis de estabilidad estructuralmente controlado y un análisis de estabilidad controlado por los esfuerzos. El primero de ellos se ha realizado utilizando el programa UNWEDGE versión 4.017 de Rocíense Inc. (2016) para el cálculo de cuñas presentes. El segundo utilizando el programa RS2 (Phase Versión 9.020) que analiza los esfuerzos y deformaciones utilizando el método de elementos finitos.

Los resultados del *análisis de estabilidad estructuralmente controlado*, indica FORMACIÓN DE CUÑAS, debido a que se tienen tres sistemas de discontinuidades (Figuras N°44 y N°45), para la formación de cuña se requiere de al menos 3 sistemas de discontinuidades

Los *análisis de estabilidad controlado por los esfuerzos*, fueron realizados mediante modelamiento numérico con elementos finitos. Se ha simulado la situación actual y a futuro a medida que se avance con el tajeo por corte y relleno ascendente, el resultado se muestra en las Figuras N°51 de ello, se tienen los siguientes comentarios:

Para LA FACTIBILIDAD de las pruebas se realizaron simulaciones geomecánicas considerando el estado de esfuerzos de la labor, para una profundidad de aproximadamente 350.0 m que indica la sección longitudinal de la mina. En la Figura N°51, se presenta la simulación observándose que la zona de descompresión del terreno (peso de roca a ser soportada) es de 0.6m en base a ello se realizaron las corridas de capacidad de anclaje cuyos resultados se muestran en la tabla N°38.

**Figura N°51**, Cálculo del peso a sostener en función a la simulación geomecánica de esfuerzo de deformación.



*Fuente: calculo registrado por el Autor de la tesis*

**Tabla N°38**, Hoja de cálculo del Factor de Seguridad basado en la capacidad de anclaje del perno y peso de roca a sostener

<b>PESO ESPECÍFICO DE LA ROCA (Ton / m3)</b>	3.1	
<b>Tipo de Perno</b>	<b>split set</b>	<b>Perno helicoidal</b>
<b>Longitud de anclaje efectivo del perno</b>	2.1	2.15



(m)					
<b>Capacidad de Anclaje del perno (Ton/m)</b>		3	10		
<b>Tiempo de aplicación de máximo anclaje</b>		Inmediato	24 horas		
<b>barra helicoidal cementada 2.25m</b>	<b>longitud a sostener (m)</b>	<b>espaciamiento del perno (m)</b>	<b>peso a sostener (ton)</b>	<b>capacidad efectiva del perno</b>	<b>factor de seguridad</b>
	0.6	1.2	2.7	16	5.8

<b>split set 7'</b>	<b>longitud a sostener (m)</b>	<b>espaciamiento del perno (m)</b>	<b>peso a sostener (ton)</b>	<b>capacidad efectiva del perno</b>	<b>factor de seguridad</b>
	0.6	1.2	2.7	5	1.8

*Fuente: calculo registrado por el Autor de la tesis*

Del **Tabla N°38**, se observa que para una carga de roca a sostener de 0.6 m se logra un Factor de Seguridad de 5.8 con barra de acero helicoidal y de 1.8 con Split set (para pernos espaciados a 1.2 x 1.2 m); cabe recordar que el Factor de seguridad mínimo aceptable en labores temporales es de 1.2; por tanto, se puede afirmar que en las condiciones de roca y esfuerzos mencionados la instalación de pernos helicoidales es sobre-dimensionada, pero obviamente brinda un mayor factor de seguridad. Es importante notar que la capacidad de anclaje del perno helicoidal con los cuales se realizaron los cálculos es de 10 Toneladas por metro; sin embargo, dicha capacidad se logra a las 24 horas de fragua del perno, a diferencia de las 3 toneladas por metro de los Split set lo cual se logra inmediatamente después de la instalación del perno.

### 4.3 DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

#### 4.3.1 ANALISIS DE COSTOS

Se ha recopilado la información de los precios de los diferentes materiales utilizados, los cuales se presentan en los siguientes cuadros:

**Cuadro N°39,** Costo de material, instalación de shotcrete por cubo.

<b>SHOTCRETE</b>	<b>SOLES/M3</b>
ARENA	90
FIBRA METALICA	81.25
ADITIVO	80.5
CEMENTO	118.08
TOTAL (SOLES/M3)	369.83
<b>Para 70 metros de avance</b>	<b>25888.1</b>

*Fuente:* calculo registrado por el Autor de la tesis

**Cuadro N°40,** Costo de material, instalación de pernos cementados por pieza.

<b>PERNOS CEMENTADOS</b>	<b>SOLES/PZA.</b>
BARRA HELICOIDAL	10.8
CEMENTO	2.1
TOTAL (SOLES/PIEZA)	<b>12.9</b>
<b>Para 70 metros de avance</b>	<b>6336.2</b>

*Fuente:* calculo registrado por el Autor de la tesis

**Cuadro N°41,** Costo de material, instalación de malla electrosoldada set por metro.

<b>MALLA ELECTROSOLDADA 4"X4" (SOLES/METRO)</b>	<b>22.75</b>
<b>Para 70 metros de avance</b>	<b>7166.25</b>

*Fuente:* calculo registrado por el Autor de la tesis

Para 70 metros de avance de acuerdo con lo observado en campo, se instalaron 391 split set y 35 paños de malla cada paño con longitud de 9.0m siendo un equivalente de 315 metros. Por disparo han de requerirse 2 paños de malla de 9.0m x 2.4 m.

**Cuadro N°42,** Costo de material, Comparación Instalación shotcrete + pernos cementados y malla + Split set 7'. Para 70 metros del proyecto

<b>COSTO SOLES / 70 METRO</b>	
SISTEMA SHOTCRETE + PERNOS CEMENTADOS	32224.3
SISTEMA SPLIT SET C/PLACA + MALLA	12757.6
AHORRO POR METRO LINEAL	19466.8

*Fuente: calculo registrado por el Autor de la tesis*

**Cuadro N°43,** Costo de material, Comparación Instalación shotcrete + pernos cementados y malla + Split set 7', por metro

<b>COSTO SOLES / METRO</b>	
SISTEMA SHOTCRETE + PERNOS CEMENTADOS	460.3
SISTEMA SPLIT SET C/PLACA + MALLA	182.251
AHORRO POR METRO LINEAL	278.1

*Fuente: calculo registrado por el Autor de la tesis*

De los cálculos mostrados se puede realizar los siguientes comentarios:

- ✓ Como material, el costo del Split set supera en s/. 1.40 al a la barra de acero helicoidal cementada; sin embargo, es importante notar que el costo del Split set es incluido la placa; si se consideraría la placa y la tuerca en el perno helicoidal el costo del perno helicoidal sería de S/.18.75 superando en s/ 4.45 el costo del Split set de 7'.
- ✓ El costo de malla es de s/. 22.75 / metro, para un rollo cuyo ancho es de 2.4m. Por avance de 4.0 m se ha de requerir dos tramos, es decir, 18 metros de malla aproximadamente 36 m2 sin considerar los traslapes.

- ✓ El costo de material de shotcrete por metro cúbico es de 369.83; para una sección de 4.0m x 4.0m se tiene el equivalente de 1 m<sup>3</sup> por metro lineal.
- ✓ Para el caso motivo de prueba se instaló malla con Split set en 70.m lineales de longitud para una sección de 4.0 m x 4.0m, usándose aproximadamente 315 metros lineales de malla y 391 split set de 7', obteniendo un costo de material de S/.12757.57 equivalente a s/. 182.251 por metro lineal.
- ✓ Comparando el costo de material del sistema shotcrete + perno versus malla + Split set por metro lineal, se tiene una diferencia de s/ 278.1.  
Lo que significa que se podría ahorrar aproximadamente 86 US\$ por cada metro lineal instalado con Split set de 7' + malla electrosoldada de calibre #8.

#### **4.1 APOORTE DEL TESISISTA**

##### **4.1.1 INSTALACIÓN DEL SISTEMA DE SOSTENIMIENTO: SPLIT SET 7' + MALLA ELECTROSOLDADA 4"x4"**

Para la instalación del sostenimiento se realizó el correspondiente ATS puesto que la actividad con cuenta con PETS

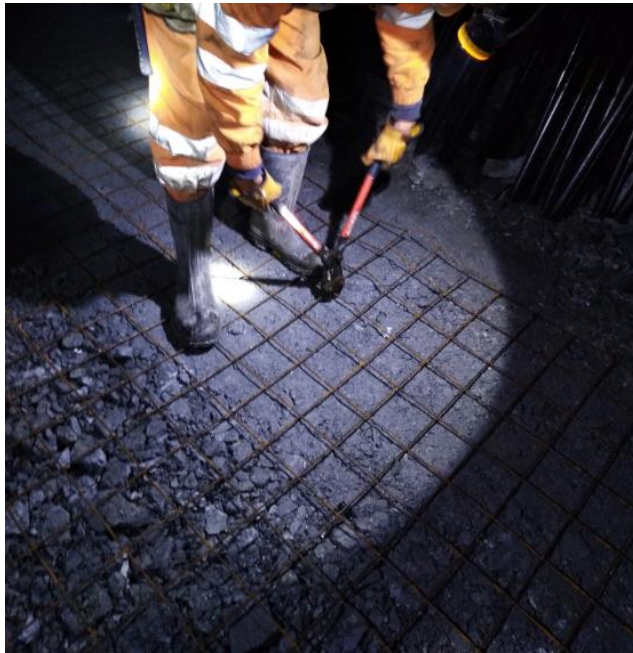
Herramientas y equipos usados:

- ✓ Jumbo – Boomer S1D
- ✓ Malla electro-soldada 4"x4"
- ✓ Split set de 7' con placa
- ✓ Cizalla
- ✓ Barra de perforación 8' y broca de 38 mm (para sostenimiento)
- ✓ Adaptador de Split set

Los pasos de la Tarea se describen a continuación:

- ✓ *Inspección del área, elaboración del IPERC.*
- ✓ *Preparación y cortado de la malla a instalar, se realiza en una zona sostenida, el cortado de la malla dependerá del perímetro que se desea sostener.*

**Fotografía N°06:** Preparación y cortado de malla



**Fuente:** Toma fotográfica del archivo del tesista

- ✓ *Transporte de malla al frente de instalación, se realiza entre dos personas por lo pesado, previamente se tiene que doblar la malla a la mitad, asegurarse que no existan puntas del alambre sobresalidas.*
- ✓ *Colocación de la malla en brazo del jumbo, vendría a ser el paso más riesgoso por la exposición a un tramo sin sostenimiento, para ello la labor debe estar previamente desatada y/o percutada.*

**Fotografía N°07,** Colocación de malla sobre brazo de jumbo



**Fuente:** Toma fotográfica del archivo del tesista

- ✓ *Presentación de la malla en la roca a sostener*, se ha de perforar el taladro, posterior a ello se acoplará el adaptador de Split set y el Split set de 7' para anclar la malla a la superficie de la roca. Se realiza esta actividad por lo menos 3 veces en la corona de manera que la malla quede presentada.

**Fotografía N°08**, Presentación de malla en la roca



*Fuente: Toma fotográfica del archivo del tesista*

- ✓ *Acomodo de la malla*, el ayudante usará sujetadores para mantener la malla en posición en los hastiales.

**Fotografía N°09**, Sujeción de la malla en hastiales



*Fuente: Toma fotográfica del archivo del tesista*

- ✓ *Perforación de taladros de sostenimiento*, el operador procederá a acumular de 3 a 4 taladros para la instalación de los Split set 7'.

**Fotografía N°10, Perforación de Taladros**



*Fuente: Toma fotográfica del archivo del tesista*

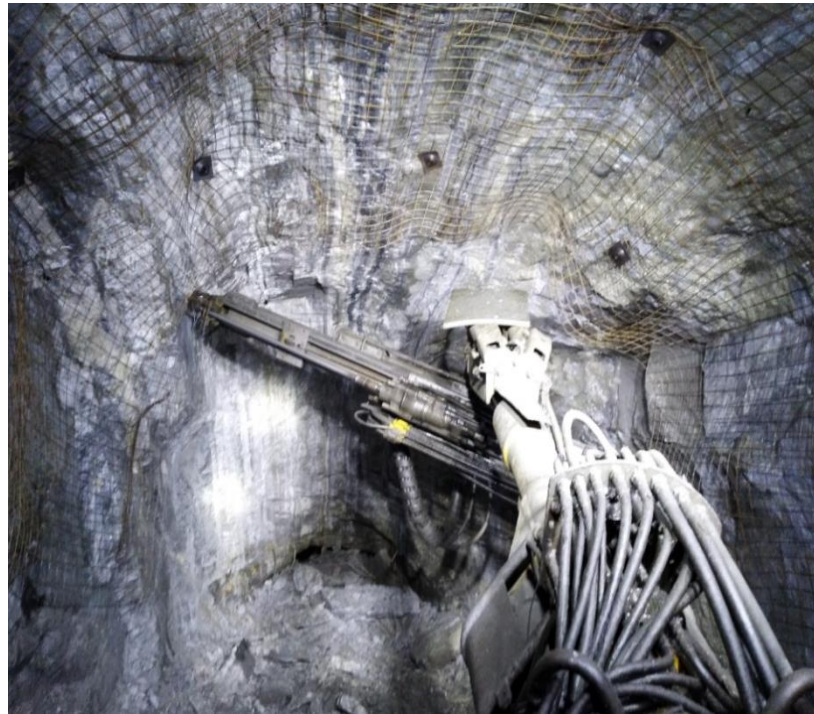
- ✓ *Instalación de Split set, en los taladros ya acumulados se instalarán los Split set procurando sujetar la malla a la roca adecuadamente, previamente la barra de perforación debe ser cambiada por el adaptador de Split set. Este paso se repetirá hasta que la malla quede pegada a la superficie de la roca.*

**Fotografía N°11, Cambio de barra por adaptador de Split set**



*Fuente: Toma fotográfica del archivo del tesista*

**Fotografía N°12, Instalación mediante percusión de Split set 7'**



*Fuente: Toma fotográfica del archivo del tesista*

**Fotografía N°13, Frente sostenido con malla y Split set**



*Fuente: Toma fotográfica del archivo del tesista*



#### 4.1.2 CONTROL GEOMECÁNICO - PRUEBAS DE TRACCIÓN DE PERNOS

Para dar fe de la capacidad de anclaje del Split set de 7' indicada como 1 Tonelada/pie (mínimo), se realizaron pruebas de tracción de pernos (PULL TEST) cuyos resultados se muestran a continuación:

**Cuadro N°44**, Resultados pruebas de tracción Split set 7'

N° TEST	LABOR	UBICACIÓN	CAPACIDAD DEL PERNO	OBSERVACIÓN
1	U -80 V4 145 AZ	CAJA TECHO	8 toneladas	Cedió
2	U -80 V4 145 AZ	CAJA TECHO	4 toneladas	Rotura de anillo de sujeción de placa
3	U -80 V4 145 AZ	CAJA TECHO	8 toneladas	Cedió
4	U -80 V4 145 AZ	CAJA PISO	9 toneladas	Cedió
5	U -80 V4 145 AZ	CAJA PISO	7 toneladas	Cedió

*Fuente: calculo registrado por el Autor de la tesis*

En promedio se tuvo una capacidad de anclaje del perno de 8 Toneladas, superior a la capacidad teórica asumida para los cálculos iniciales de 7 Toneladas, evidencias de lo expuesto se muestra en la siguiente fotografía.

**Fotografía N°14**, Pruebas de Tracción U-80 veta 4



*Fuente: Toma fotográfica del archivo del tesista*

## CONCLUSIONES

- ✓ Se ha demostrado conceptualmente que para una roca regular IIIB en condiciones de esfuerzo de bajo a moderadas que los pernos Split set 7' logran una capacidad de anclaje eficiente con un factor de seguridad de 1.8.
- ✓ En Huanzalá macizos rocosos tipo IIIB aproximadamente representan el 40% del total de labores, lo cual conlleva a un elevado consumo de shotcrete; en base a ello se puede calcular al menos 180m lineales de reemplazo del sostenimiento con malla y Split set en reemplazo de shotcrete y pernos cementados llevando a un ahorro aproximado de US\$ 9720 mensuales
- ✓ La instalación de Split set con jumbo es seguro pues la exposición de personal al techo sin sostener es mínima, la eficacia de la instalación ha de depender en gran medida de la habilidad del operador.
- ✓ La instalación de Split set es rápida, con un promedio de aproximadamente 2 minutos por perno incluyendo perforación, garantizando un anclaje inmediato, a diferencia del perno cementado que depende del fraguado.
- ✓ La instalación de pernos cementados sin placa es de menor costo que el Split set de 7' con placa con una diferencia de S/1.40. De usarse pernos cementados con placa y tuerca el costo de dichos pernos superaría al Split set en S/.4.45.
- ✓ Comparando el costo de material del sistema “shotcrete + perno cementado” versus “malla + Split set” por metro lineal, se tiene una diferencia de s/.174.5. Lo que significa que se podría ahorrar aproximadamente 54 US\$ por cada metro lineal instalado con Split set de 7' + malla electrosoldada de calibre #8
- ✓ Las pruebas de pull test en campo, han llevado resultados superiores al mínimo teórico requerido.
- ✓ Dada a la exposición del acero del Split set a la humedad y el agua, y la baja capacidad de anclaje, el Split set es un perno para labores temporales principalmente.

## RECOMENDACIONES

1. La efectividad del perno depende del control del diámetro de perforación debiendo ser menor entre 2 a 3 mm con respecto al diámetro del perno. Para el efecto se realizó la medición del diámetro de la broca obteniéndose: 37.26 y 37.70 mm de 40 mm (diámetro del perno promedio).

**Fotografía N°15**, Medición del diámetro de la broca de perforación



*Fuente: Toma fotográfica del archivo del tesista*

2. Se ha observado ligera sobrecarga de malla; sin embargo, se indica que la malla soporta hasta 1 tonelada cuando los pernos se espacian a 1.0m, considerando un mayor Factor de Seguridad se puede admitir una carga de hasta 500 Kg. Es por ello que, si se observa roca suspendida en la malla, la malla está trabajando como elemento de soporte.

**Fotografía N°16**, Roca suspendida sobre malla



*Fuente: Toma fotográfica del archivo del tesista*

3. Finalmente, se ha evidenciado ligera oxidación del acero del Split set, puesto que los ambientes de mina son húmedos, lo cual se está monitoreando para verificar el adecuado trabajo del elemento durante la vida útil de la labor, considerando la misma como labor temporal por ser tajo.

**Fotografía N°17, Oxidación del elemento de sostenimiento.**



*Fuente: Toma fotográfica del archivo del tesista*

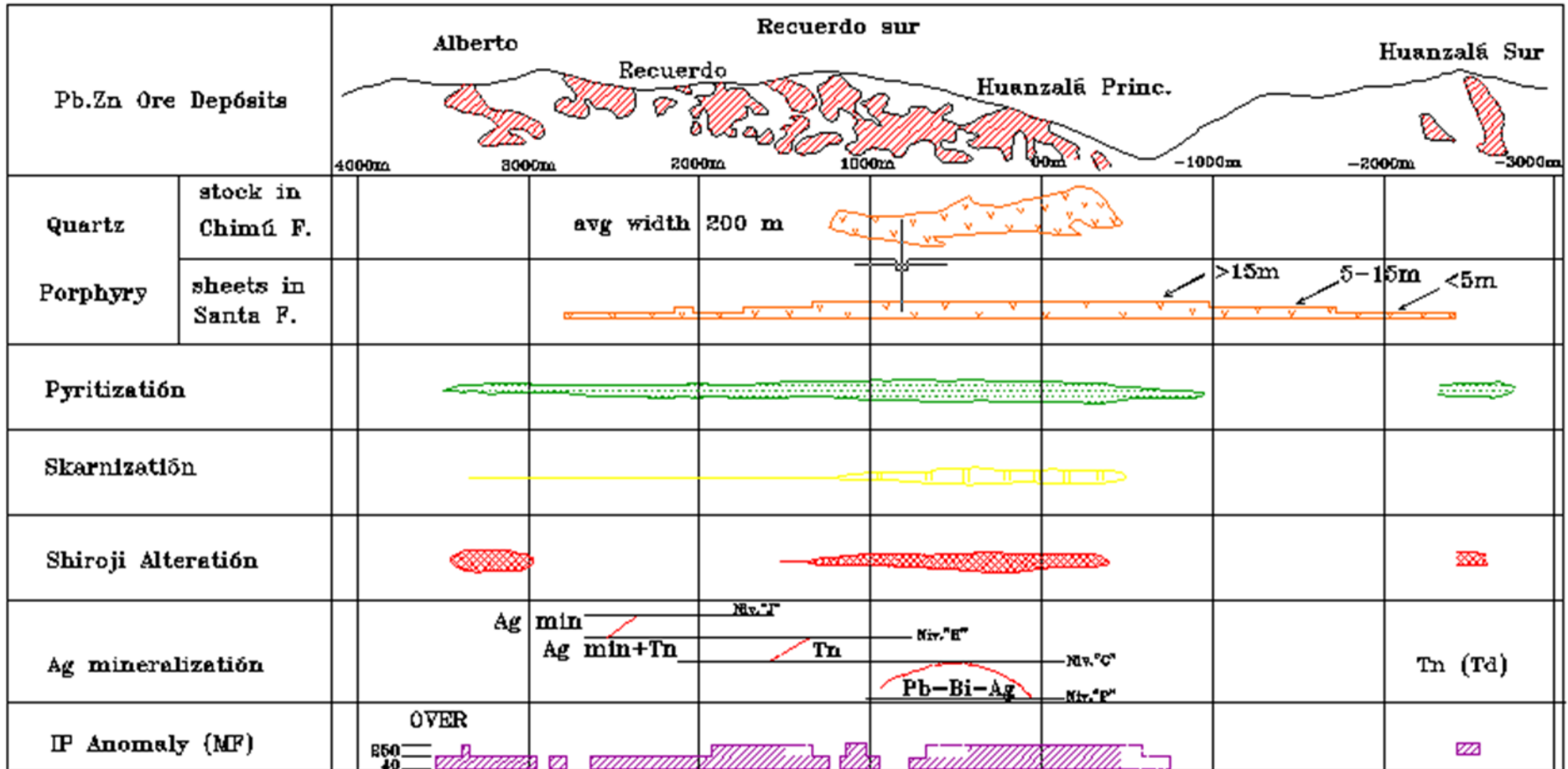
Cabe resaltar que las labores en Huanzalá tipo IIIB aproximadamente representa el 40% del total de labores, lo cual conlleva a un elevado consumo de shotcrete; en base a ello se puede calcular al menos 180m lineales de reemplazo del sostenimiento con malla y Split set en reemplazo de shotcrete y pernos cementados llevando a un ahorro aproximado de US\$ 9720 mensuales.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ✓ SAMPIERI, R. (2014) Metodología de la Investigación, México, MC ORAW HILL.
- ✓ BIENIASWSKI, Z T.(1995). Classification of Rock Masses for Enginneering:Principies and Practice. Comprehensive Rock Enginneering (ed. J.A. Hudson) Vol. 2., N°.31.
- ✓ BIENIASWSKI, Z T.(1989). Enginneering Rock Mass Classifications. Wiley,New York.
- ✓ HOEK ET. AL. (1994), Índice de resistencia geológica GSI, para clasificar a la masa rocosa, estimar la resistencia de la masa rocosa y el sostenimiento.
- ✓ RITTER (1879), Primer intento de formalizar un enfoque empírico para el diseño de túneles, en particular para determinar los requerimientos de sostenimiento.
- ✓ VALLEJO, C. (2004), Curso de capacitación de sostenimiento aplicada a la minería en la Mina Huaron.
- ✓ ANTUNEZ ALVARADO, FÉLIX MANUEL (2010), tesis Sostenimiento con pernos empleando Jumbos electrohidráulicos de brazo retráctil en la mina Palca- Cia Minera Santa Luisa.
- ✓ RASHTA LOCK, MANUEL TEODORO. 2015. estabilidad de estructuras subterráneas. geomecánica - Unasam. Huaraz-Perú: s.n., 2015.
- ✓ GONZALES DE VALLEJO, LUIS. 2004. Ingeniería geológica. Madrid - España: Pearson Educación S.A., 2004.
- ✓ Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea – SNMPE –junio 2004
- ✓ Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. OSINERGMIN – MAYO 2017
- ✓ Estudio geomecánico 2018 U.E.A Santa Luisa y el Recuerdo – Noviembre – 2017
- ✓ Plan de Minado 2018 U.E.A Santa Luisa y el Recuerdo – Noviembre – 2017

## **ANEXOS**

ANEXO N° 1. Resumen temático de la relación área del pórfido, del cuarzo con la mineralización



Fuente: Departamento de Geología - compañía minera santa luisa – unidad Huanzala

## ANEXO N° 2. Método de explotación corte y relleno ascendente mina Huanzala

### 1.- PERFORACION DEL SUBNIVEL

**BLOCK MINERAL**

SUB NIVEL SECCION 4.0 X 4.0

Barra de Acero Helicoidal de 2.25m

ACCESO

La perforación se ha de realizar respetando el diseño de malla en función al tipo de roca..

### 2.- CARGUÍO Y VOLADURA DEL SUBNIVEL

**BLOCK MINERAL**

SUB NIVEL SECCION 4.0 X 4.0

Barra de Acero Helicoidal de 2.25m

ACCESO

Para el carguío del frente se usa el ANFO TRUCK, el cual tiene una capacidad de porongo de 115 kg de agente de voladura.

### 3.- DESATE DE ROCAS PARA EL RESPECTIVO SOSTENIMIENTO

**BLOCK MINERAL**

SUB NIVEL SECCION 4.0 X 4.0

Barra de Acero Helicoidal de 2.25m

ACCESO

El desate se realiza sobre la carga del material disparado. en caso la altura sea superior a 4.0m se utilizará percusión mecánica.

### 4.- LIMPIEZA DE MINERAL

**BLOCK MINERAL**

SUB NIVEL SECCION 4.0 X 4.0

Barra de Acero Helicoidal de 2.25m

ACCESO

La limpieza se realizará con scoop de 6.5yd3, procurando que la labor cumpla con los requisitos de ventilación que establece el D.S.



**5.- SOSTENIMIENTO CON PERNOS**

**BLOCK MINERAL**

SUB NIVEL SECCION 4.0 X 4.0

ACCESO

El Sostnimiento es con Barra de Acero Helicoidal espaciado de 1.0 x 1.0 m a 1.5 x 1.5m según lo requiera el terreno. La longitud de los pernos es de 2.25m. NOTA: Si cambian las condiciones geomecánicas, se colocara sostenimiento previa evaluación Geomecánica.

**6.- SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE**

**BLOCK MINERAL**

SUB NIVEL SECCION 4.0 X 4.0

ACCESO

El espesor de shotcrete ha de variar de 1" (acufiamiento de bloques) a 3" (RMR IVB).

**7.- RELLENO DEL SUBNIVEL.**

**BLOCK MINERAL**

SUB NIVEL SECCION 4.0 X 4.0

ACCESO

Se debe rellenar procurando un adecuado topeado de las cajas, evitando dejar vacíos. Se debe dejar una luz de 0.50m entre la corona y el relleno.

**8.- INICIO DE NUEVO CORTE**

**BLOCK MINERAL**

TAJO SECCION 4.0 X 4.0

ACCESO

La perforación para tajos se realiza en breasting, manteniendo una altura de tajo de 4.5m. El perno no debe sobre salir mas de 0.20m

**Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento - compañía minera santa luisa- Unidad Huanzala**

**ANEXO N° 3. Formato de mapeo geomecánico por celdas según rmr (bieniaowski 1989)**

FECHA:		ZONA:		LABOR:		PROGRESIVA:		CLASIFICACIÓN RMR (BIENIAWSKI 1989)				
RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA		R6	R5	R4	R3	R2	R1	CELDA DE MAPEO				
		> 250 MPa (15)	100 - 250 MPa (12)	50 - 100 MPa (7)	25 - 50 MPa (4)	5 - 25 (2)	1 - 5 (1)	A	B	C	D	E
<b>RQD</b>		90 - 100 % (20)	75 - 90 % (17)	50 - 75% (13)	25 - 50% (8)	< 25% (3)						
<b>ESPACIAMIENTO</b>		> 2 m (20)	0.6 - 2 m (15)	0.2 - 0.6 m (10)	60 - 200 mm (8)	< 60 mm (5)						
<b>CONDICIÓN</b>	<b>APERTURA</b>	> 5 mm (0)	1 - 5 mm (1)	0.1 - 1 mm (4)	< 0.1 mm (5)	Cerrada (6)						
	<b>RUGOSIDAD</b>	Espejo de Falla (0)	lisa (1)	Lig. rugosa (3)	Rugosa (5)	Muy rugosa (6)						
	<b>RELLENO</b>	Blando > 5 mm (0)	Blando < 5 mm (1)	Duro > 5 mm (2)	Duro < 5 mm (4)	Ninguno (6)						
	<b>PERSISTENCIA</b>	> 20 m (0)	10 - 20 m (1)	3 - 10 m (2)	1 - 3 m (4)	< 1 m (6)						
	<b>ALTERACIÓN</b>	Descompuesta (0)	Muy intemperizada (1)	Moderada (4)	Ligera (5)	Sana (6)						
<b>AGUA SUBTERRÁNEA</b>		Flujo (0)	Goteo (4)	Mojado (7)	Húmedo (10)	Seco (15)						
								VALOR RMR basico				
<b>AJUSTE ORIENTACIÓN</b>		Muy Favorable (0)	Favorable (-2)	Regular (-5)	Desfavorable (-10)	Muy desfavorable (-12)						
								VALOR TOTAL RMR				
CELDA DE MAPEO		LITOLOGÍA		OTROS (ALTERACIÓN, INDICE DE REBOTE, ETC)								
A												
B												
C												
D												
E												

EVALUACIÓN ESTRUCTURAL								
DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO	BUZAMIENTO	TIPO DE ESTRUCTURA	ESPACIAMIENTO PROMEDIO (m)	RELLENO		RUGOSIDAD	PERSISTENCIA (m)	LITOLOGÍA U OTROS
				TIPO	ESPESOR			
<b>TIPO DE ESTRUCTURA</b>		ESTRATO (E), DIACLASA (D), FALLA (F), CONTACTO (C), VETILLAS (V).						


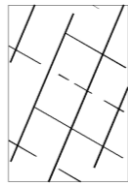
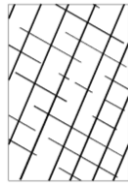
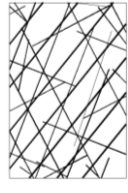
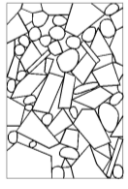
Fuente: Departamento de Geomecánica - compañía minera santa luisa- Unidad Huanzala

**ANEXO N° 3. Formato de mapeo geomecánico por celdas según rmr (bieniaowski 1989)**

MAPEADO POR:		CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 51	50 - 41	40 - 31	30 - 21	20 - 0	
DESCRIPCION	I Muy Buena	II Buena	III A Regular A	III B Regular B	IV A Mala A	IV B Mala B	V Muy Mala	
Rumbo de las discontinuidades: Perpendicular al eje de la labor					Rumbo de las discontinuidades: Paralelo al eje de la labor		Buzamiento 0 - 20° sin importar el rumbo	
Excavación con el buzamiento		Excavación contra el buzamiento						
Incl. 45° - 90°		Incl. 20° - 45°		Incl. 45° - 90°		Incl. 20° - 45°		
Muy Favorable		Favorable		Regular		Desfavorable		
				Muy Desfavorable		Regular		
GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACIÓN DE	RANGO RESIS	Estimación de "RQD"					
R1	Marcas profundas en la roca con golpe de picota o barretilla.	1,0 - 5,0						
R2	Marcas poco profundas en la roca con golpe de picota o barretilla.	5,0 - 25						
R3	La muestra se rompe con un golpe firme de picota o barretilla.	25 - 50						
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe de picota o barretilla.	50 - 100						
R5	Se requiere varios golpes de picota o barretilla para romper la muestra.	100 - 250						
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra a los golpes con picota o barretilla.	>250						
INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO GSI (Hoek & Marinos, 2000). A partir de la litología, estructura y la condición de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio de GSI. No intente ser muy preciso. Escoger un rango de 33 a 37 es mas realista que fijar GSI=35. También notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente débiles en una orientación desfavorable con respecto a la cara de la excavación, estos dominarán el comportamiento del macizo rocoso. La resistencia al corte de las superficies en rocas que son propensas a deteriorarse como resultado de cambios en la humedad, se reducirá cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoría regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones húmedas. La presión de poros se maneja con un análisis de esfuerzos efectivos.								
ESTRUCTURA		CONDICIONES SUPERFICIALES	DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →					
		MUY BUENA Muy rugoso. Superficies frescas sin meteorización						
		BUENO Rugoso, ligeramente meteorizada, superficies con óxido						
		REGULAR Lizas, moderadamente meteorizadas y superficies alteradas.						
		MALA Espejo de falla, altamente meteorizadas con recubrimiento compacto o rellenos o fragmentos						
		MUY MALA Espejo de falla, superficies altamente meteorizadas con recubrimiento de arcilla suave o rellenos						
ESTRUCTURA		CONDICIONES SUPERFICIALES	DISMINUYE EL ENTRELAZADO DE PEDAZOS DE ROCA ↓					
	Intacta o Masivo: Especímenes de roca intacta o masivo in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.		90					
	Levemente fracturado: Macizo rocoso no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cúbicos formados por tres familias de discontinuidades		80					
	Moderadamente Fracturado: Entrelazado, macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o mas familias de discontinuidades			70				
	Muy Fracturado/Disturbado/Agrietada: Foleada con bloques angulosos formados por la intersección de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificación o esquistocidad			60				
	Desintegrado: Pobremente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas				50			
	Foliado/Laminado/Cizallado: Falta de formación de bloques debido al pequeño espaciamiento o esquistocidad débil o planos de corte					40		
							30	
							20	
							10	
			N/A					
			N/A					

Fuente: Departamento de geomecánica - compañía minera santa luisa- Unidad Huanzala

ANEXO N° 4. Según las condiciones de masa rocosa en Huanzala ( GSI Y RMR)

 <b>DESCRIPCION CUALITATIVA DE LA CALIDAD GEOMECÁNICA DE LA MASA ROCOSA, SEGÚN GSI Y RMR (MODIFICADOS)</b>				<b>CONDICIÓN SUPERFICIAL</b>									
TIPO	RANGO RMR	CALIDAD	LITOLOGÍA	<b>BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA)</b> FRACTURAS RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. SE ROMPRE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA.	<b>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)</b> FRACTURAS LISAS LEVEMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS (< 1 mm). SE ROMPE CON MAS DE UN GOLPE DE PICOTA.	<b>POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE Y ALTERADA)</b> FRACTURAS LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, ABIERTAS (1 A 5 mm) CON RELLENO SUAVE. SE ROMPRE CON UN GOLPE DE PICOTA.	<b>MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA)</b> FRACTURAS PULIDAS, MUY ABIERTAS (> 5 mm), CON RELLENOS DE ARCILLAS BLANDAS. SE INDENTA PROFUDAMENTE CON GOLPES DE						
II	II	61 - 80	BUENA					 <b>LEVEMENTE FRACTURADA</b> TRES O MENOS SISTEMAS DE FRACTURAMIENTO, MUY ESPACIADOS ENTRE SI. 2 A 5 FRACTURAS POR METRO CUADRADO.	II LF/B	III-A LF/R	III-B LF/P	IV-A LF/MP	
III	III-A	51 - 60	REGULAR - A -						 <b>MODERADAMENTE FRACTURADA</b> BLOQUES TRABADOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. DE 6 A 11 FRACTURAS POR METRO CUADRADO.	II F/B	III-A F/R	III-B F/P	IV-A F/MP
	III-B	41 - 50	REGULAR - B -										
IV	IV-A	31 - 40	MALA - A -						 <b>MUY FRACTURADA</b> BLOQUES PARCIALMENTE TRABADOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE FRACTURAMIENTO. DE 12 A 20 FRACTURAS POR METRO CUADRADO.	III-A MF/B	III-B MF/R	IV-A MF/P	IV-B MF/MP
	IV-B	21 - 30	MALA - B -										
V	V	0 - 20	MUY MALA	 <b>TRITURADA</b> BLOQUES LIGERAMENTE TRABADOS, FRAGMENTO ANGULOSOS Y REDONDEADOS FACILMENTE DISGREGABLES.	---	---	IV-B T/P	V T/MP					

Fuente: Departamento de geomecánica - compañía minera santa luisa- Unidad Huanzala

**ANEXO N° 5. Tipo de sostenimiento a aplicar de acuerdo a las condiciones de la labor**

<b>SOSTENIMIENTO PARA LABORES CON SECCIÓN DE 3.5 A 5.5 m</b>				<b>FACTORES INFLUYENTES</b>
<b>SOSTENIMIENTO EN CONDICIONES NORMALES (SECCIÓN DE 3.5 A 5.5 m)</b>		<b>SOSTENIMIENTO EN INTERSECCIONES, SECCIÓN SUPERIOR A 5.5m</b>		
<b>TIPO</b>	<b>LABORES PERMANENTES</b>	<b>LABORES TEMPORALES</b>		
<b>II</b>	PERNOS CEMENTADOS (BARRA HELICOIDAL) SISTEMATICOS DE 2.25 m ESPACIADOS A 1.5 x 1.5 m, PROCURAR ANCLAR BLOQUES.	PERNOS CEMENTADOS (BARRA HELICOIDAL) DONDE EXISTA OCURRENCIA DE BLOQUES TIPO CUÑA.	PERNOS CEMENTADOS (BARRA HELICOIDAL) SISTEMATICOS DE 2.25 m ESPACIADOS A 1.2 x 1.2 m.	_ 1 _ ORIENTACIÓN DESFAVORABLE DE DISCONTINUIDADES.
<b>III-A</b>	PERNOS CEMENTADOS (BARRA HELICOIDAL) SISTEMATICOS DE 2.25 m ESPACIADOS A 1.2 x 1.2 m.	PERNOS CEMENTADOS (BARRA HELICOIDAL) SISTEMATICOS DE 2.25m ESPACIADOS A 1.5 x 1.5m.	PERNOS CEMENTADOS (BARRA HELICOIDAL) DE 2.25m ESPACIADOS SISTEMATICAMENTE A 1.2 x 1.2m, EMPLEAR SHOTCRETE 1.5" SEGÚN RECOMENDACIÓN	_ 2 _ ESFUERZOS POR: PROFUNDIDAD, PILARES O PUENTES REDUCIDOS, LABORES CERCANAS.
<b>III-B</b>	PERNOS CEMENTADOS (BARRA HELICOIDAL) DE 2.25m ESPACIADOS SISTEMATICAMENTE A 1.2 x 1.2 m SHOTCRETE 2" SEGÚN RECOMENDACIÓN	PERNOS CEMENTADOS (BARRA HELICOIDAL) DE 2.25m ESPACIADOS SISTEMATICAMENTE A 1.2 x 1.2m, EMPLEAR SHOTCRETE 1.5" (SEGÚN RECOMENDACIÓN GEOMECÁNICA)	PERNOS CEMENTADOS (BARRA HELICOIDAL) DE 2.25m ESPACIADOS SISTEMATICAMENTE A 1.2 x 1.2 m SHOTCRETE 2"	_ 3 _ GOTEO INTENSO Y CONSTANTE DE AGUA.
<b>IV-A</b>	PERNOS CEMENTADOS (BARRA HELICOIDAL) DE 2.25m ESPACIADOS SISTEMATICAMENTE A 1.2 x 1.2 m + SHOTCRETE 2" SECCIÓN COMPLETA	PERNOS CEMENTADOS (BARRA HELICOIDAL) DE 2.25m ESPACIADOS SISTEMATICAMENTE A 1.2 x 1.2 m SHOTCRETE 2"	SHOTCRETE 3" SECCIÓN COMPLETA + PERNOS CEMENTADOS (BARRA HELICOIDAL) DE 2.25m ESPACIADOS SISTEMÁTICAMENTE A 1.0 x 1.0 m	_ 4 _ MALA VOLADURA.
<b>IV-B</b>	SHOTCRETE 3" SECCIÓN COMPLETA (INMEDIATO) + PERNOS CEMENTADOS (BARRA HELICOIDAL) DE 2.25m ESPACIADOS SISTEMÁTICAMENTE A 1.0 x 1.0 m	SHOTCRETE 3" SECCION COMPLETA (INMEDIATO) + PERNOS CEMENTADOS (BARRA HELICOIDAL) DE 2.25m ESPACIADOS SISTEMATICAMENTE A 1.2 x 1.2 m	EVALUACION GEOMECÁNICA	_ 5 _ TAMAÑO DE LA ABERTURA, POR ENCIMA DE 6.0m (ANCHO Y/O ALTO).
<b>V</b>	NO RECOMENDABLE	EVALUACION GEOMECÁNICA	NO RECOMENDABLE	

**COMO USAR LA CARTILLA GEOMECÁNICA**

- ES MUY RECOMENDABLE, QUE LA ZONA A EVALUAR ESTÉ LIMPIA (LAVADA) Y DESATADA, PARA DIFERENCIAR LAS DISCONTINUIDADES DE LAS FRACTURAS PRODUCIDAS POR DISPAROS.

- COLOCARSE LOS LENTES DE SEGURIDAD, REALIZAR LA PRUEBA DE RESISTENCIA DE LA ROCA. GOLPEAR CON LA BARRETILLA O PICOTA EN VARIOS PUNTOS Y VERIFICAR EN LA COLUMNA DE IDENTIFICACIÓN.

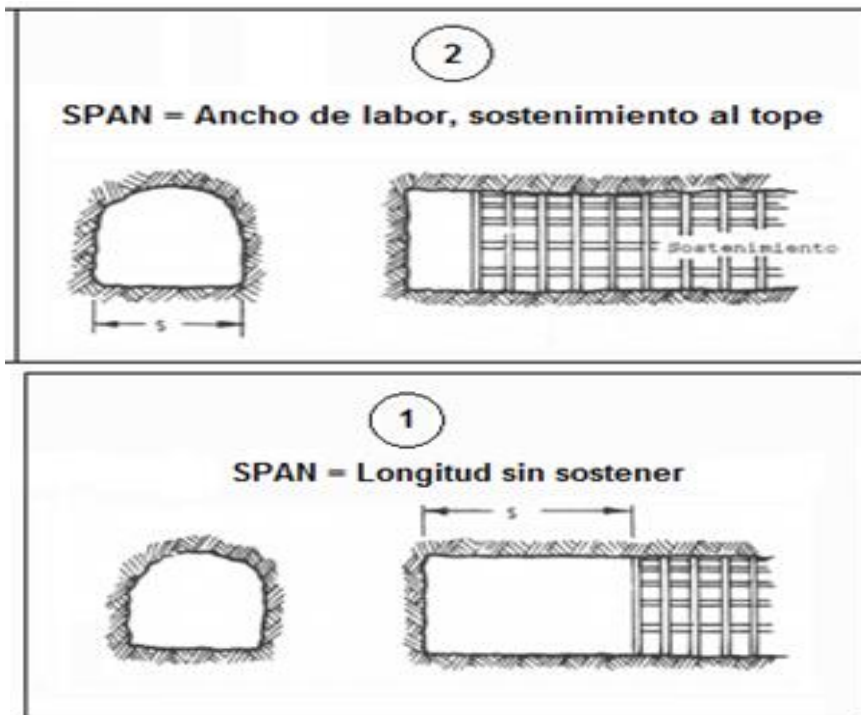
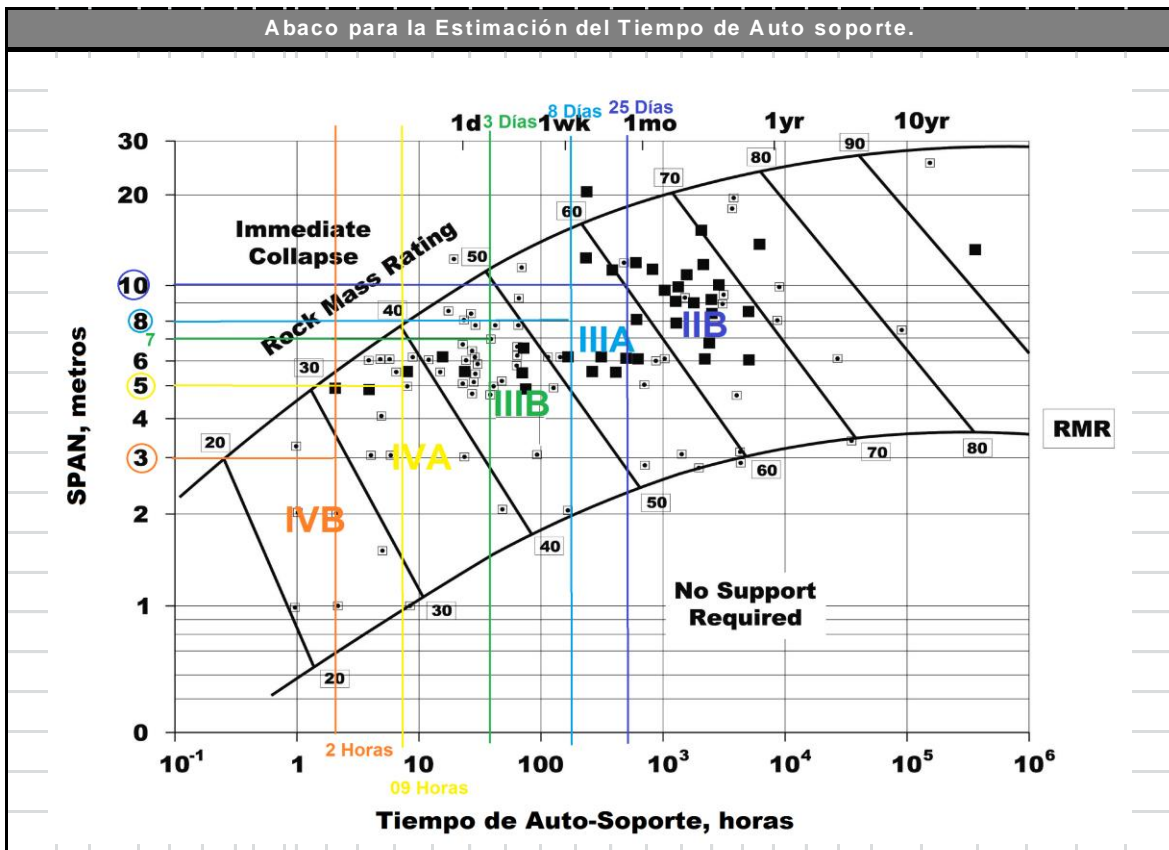
- MEDIR APROXIMADAMENTE UNA DISTANCIA DE 1.0 m, Y CONTAR LAS DISCONTINUIDADES (CON PERSISTENCIA MAYOR A 1.0 m) DENTRO DE ESE RANGO. SE DEBERÁN CONTAR LAS DISCONTINUIDADES MAYORES A 1.0 m. VERIFICAR LA CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES EN LA COLUMNA DE IDENTIFICACIÓN.

- DEFINIDO EL TIPO DE MASA ROCOSA SEGÚN EL "RMR", IDENTIFICAR SI LA LABOR ES PERMANENTE O TEMPORAL Y ASIGNARLE EL TIPO DE SOSTENIMIENTO RECOMENDADO EN CONDICIONES NORMALES.

- SE BAJARÁ UNA FILA EN EL SOSTENIMIENTO RECOMENDADO POR CADA FACTOR INFLUYENTE DETERMINADO EN LA LABOR.

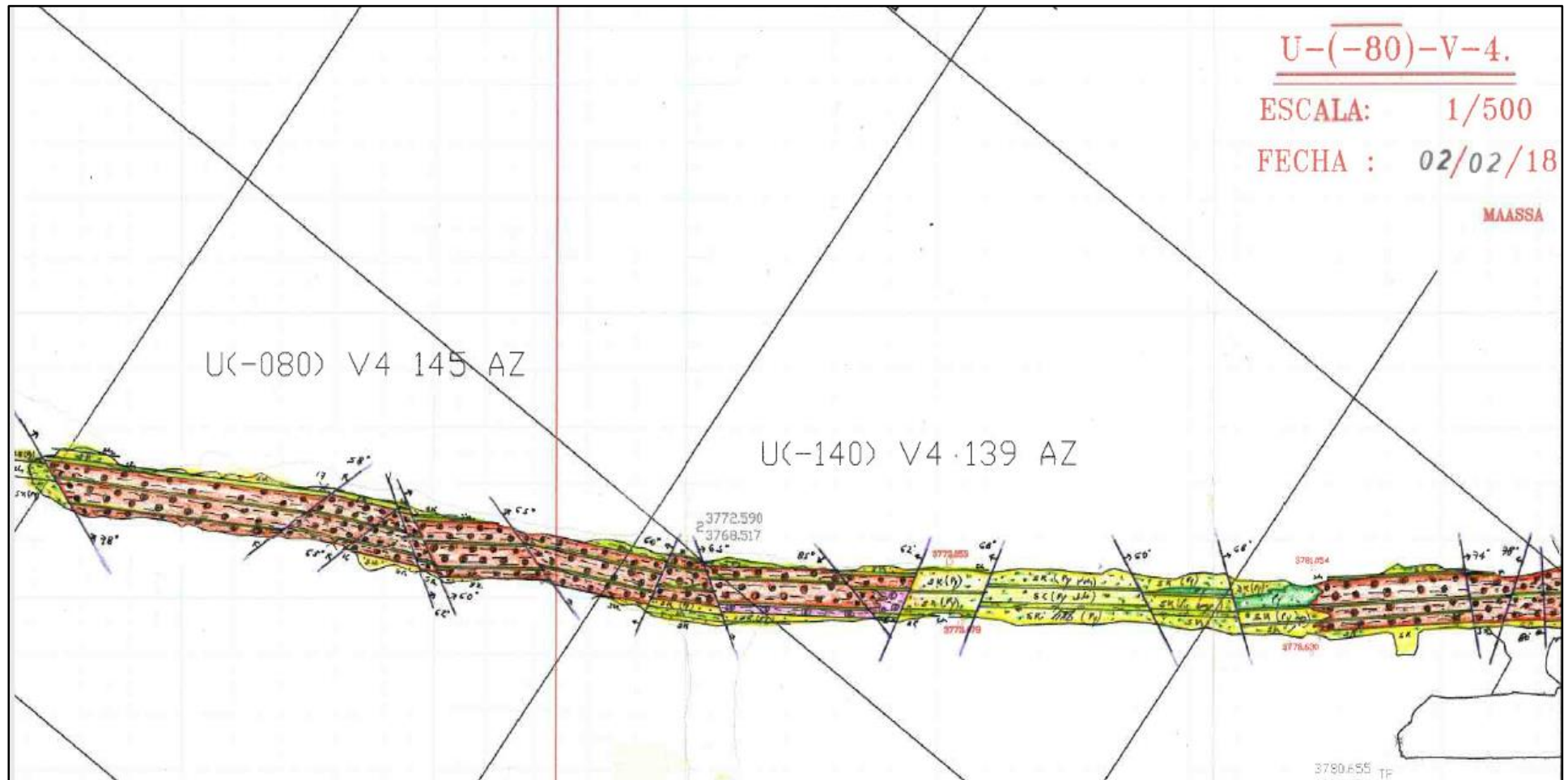
**Fuente: Departamento de geomecánica - compañía minera santa luisa- Unidad Huanzala**

ANEXO N° 6. Abaco para estimación del tiempo de auto soporte



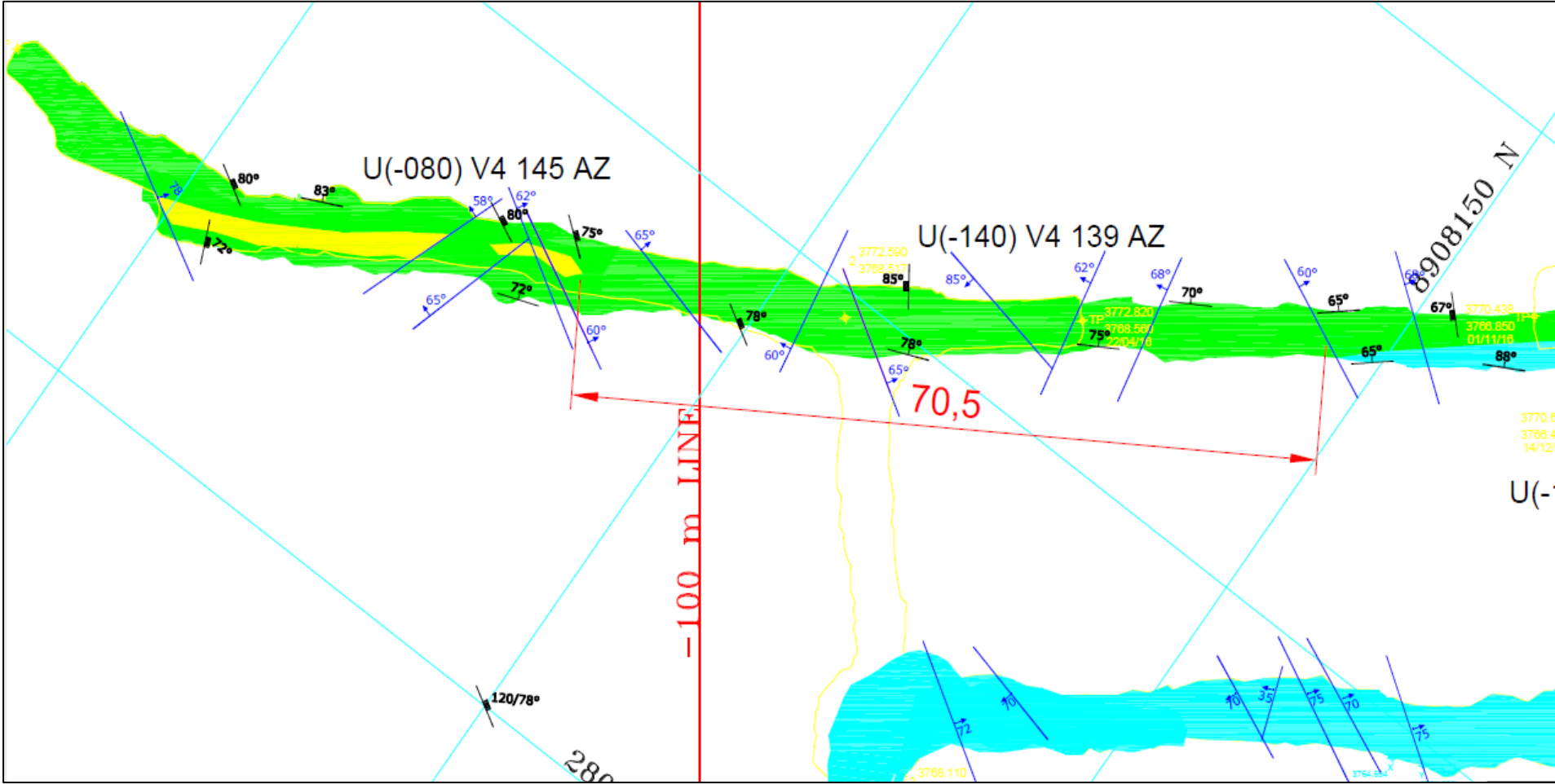
Fuente: (Barton, Lien, & Lunde, 1974)

**ANEXO N° 7. Plano geológico**



**Fuente: Departamento de Geología - compañía minera santa luisa – unidad Huanzala**

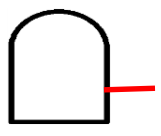
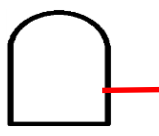
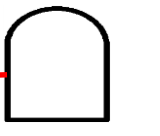
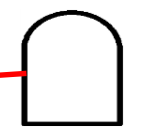
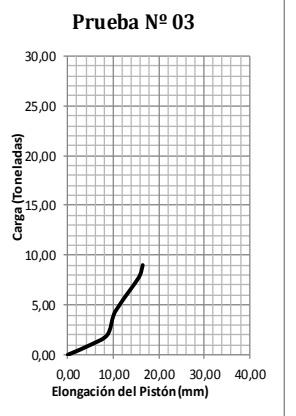
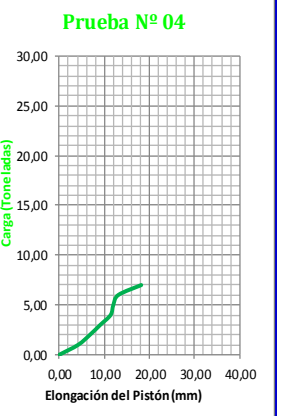
**ANEXO N° 8. Plano de zonificación geomecánica**



**Fuente: Departamento de geomecánica - compañía minera santa luisa- Unidad Huanzala**



## ANEXO N° 9. Control de pruebas de tracción de pernos de sostenimiento

 ISO 14001 <b>SGI-SL</b> OHSAS 18001	FORMATO				SGSSO-SL-PO-MIN-GM-01-F-01							
	<b>CONTROL DE PRUEBAS DE TRACCIÓN DE PERNOS DE SOSTENIMIENTO</b>											
	DIVISIÓN: INGENIERIA Y PLANEAMIENTO				ÁREA: GEOMECÁNICA							
	FECHA DE VIGENCIA: 01/10/2017				VERSIÓN: 04							
N° HOJA:	1	RESPONSABLE GEOMECÁNICA:	PEDRO MAGUIÑA				FIRMA:					
ZONA:	PROFUNDIZACIÓN	TIPO DE PERNO (L/Ø)	SPLIT SET 7				PRUEBA REALIZADA POR:	PEDRO MAGUIÑA				
LABOR:	U 80 V4	MORTERO						CARLOS GONZALEZ				
FECHA:	27/04/2018	Ø BROCA	37.26 mm									
EQUIPO EMPERNADOR		JUMBO -10		OPERADOR		DANI ROQUE DELGADO		TEMPERATURA (C°)		15.0 C°		
LITOLOGIA	PRUEBA N° 01			PRUEBA N° 02			PRUEBA N° 03			PRUEBA N° 04		
	III B			III B			III B			III B		
UBICACIÓN DEL PERNO												
Lecturas	Carga (PSI)	Carga (Ton.)	Elongación (mm)	Carga (PSI)	Carga (Ton.)	Elongación (mm)	Carga (PSI)	Carga (Ton.)	Elongación (mm)	Carga (PSI)	Carga (Ton.)	Elongación (mm)
1		0,00	0,00		0,00	0,00		0,00	0,00		0,00	0,00
2		1,00	4,00		1,00	4,00		1,00	5,00		1,00	4,20
3		2,00	5,00		2,00	4,20		2,00	8,70		2,00	6,80
4		3,00	6,00		3,00	5,20		4,00	10,10		3,00	9,10
5		<b>4,00</b>	<b>6,10</b>		4,00	6,80		5,00	11,40		4,00	11,40
6					5,00	9,20		6,00	12,90		5,00	12,00
7					6,00	10,10		7,00	14,50		6,00	13,10
8					7,00	10,40		8,00	15,90		<b>7,00</b>	<b>18,20</b>
9					<b>8,00</b>	<b>11,10</b>		<b>9,00</b>	<b>16,50</b>			
OBSERVACIONES												
TIEMPO DE FRAGUA	SPLIT SET NO CEDIO A 4 TN .			SPLIT SET CEDIO A 8 TN .			SPLIT SET CEDIO A 9 TN			SPLIT SET CEDIO A 7 TN		
<b>GRAFICO "CARGA VS. ELONGACIÓN DEL PISTÓN"</b>												
												

Fuente: Departamento de geomecánica - compañía minera santa luisa- Unidad  
Huanzala