

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA**  
**Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y**  
**Metalúrgica**  
**Escuela Profesional de Geología**



**CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA**  
**GEOTÉCNICA DE UN PROYECTO DE TÚNEL -**  
**ANCASH**

**INFORME DE SUFICIENCIA**

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO GEÓLOGO

PRESENTADO POR:

GARY JOHEL OLIVO SAÉNZ

LIMA – PERÚ

2012

## TABLA DE CONTENIDOS

<b>Resumen .....</b>	<b>10</b>
<b>CAPITULO I.....</b>	<b>12</b>
<b>GENERALIDADES .....</b>	<b>12</b>
<b>1.1 Introducción.....</b>	<b>12</b>
<b>1.2 Objetivos .....</b>	<b>14</b>
1.2.1 Objetivos Generales .....	14
1.2.2 Objetivos específicos .....	15
<b>1.3 Antecedentes.....</b>	<b>15</b>
<b>1.4 Metodología .....</b>	<b>16</b>
1.4.1 Trabajo de Campo .....	16
1.4.2 Trabajo de Gabinete .....	16
1.4.3 Análisis.....	17
<b>1.5 Ubicación y accesibilidad.....</b>	<b>18</b>
<b>1.6 Clima Flora y Fauna .....</b>	<b>18</b>
<b>CAPITULO II : .....</b>	<b>20</b>
<b>MARCO GEOLÓGICO .....</b>	<b>20</b>
<b>2.1 Geología Regional.....</b>	<b>20</b>
2.1.1 Geomorfología .....	20
2.1.2 Geología.....	21
2.1.3 Metalogenia.....	24
<b>2.2 Geología local.....</b>	<b>24</b>
2.2.1 Estratigrafía y Estructuras.....	25
2.2.2 Intrusiones y Mineralización.....	28
<b>2.3 Geología del Yacimiento.....</b>	<b>29</b>
2.3.1 Clasificación de los tipos de roca.....	31
2.3.2 Intrusivos – Geología, Edad, y Estructura .....	32
2.3.3 Endoskarn .....	34
2.3.4 Skarn Indeterminado.....	35
2.3.5 Exoskarn Mixto de Granate Café+ Verde .....	36
2.3.6 Exoskarn de Grante Verde .....	37
2.3.7 Exoskarn de Wollastonita .....	37
2.3.8 Hornfels.....	38
2.3.9 Calizas .....	39

2.3.10 Brecha.....	39
2.3.11 Geología Estructural .....	41
2.3.12 Tipo de Deposito .....	42
<b>CAPITULO III.....</b>	<b>44</b>
<b>CONCEPTOS TEORICOS PARA LA CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA – GEOTÉCNICA</b>	<b>44</b>
<b>3.1 Caracterización Geológica .....</b>	<b>44</b>
3.1.1 Modelo Geológico .....	44
<b>3.2 Caracterización Geotécnica .....</b>	<b>44</b>
3.2.1 Estructuras y Tipos .....	45
3.2.1.1 Estructuras Principales .....	45
3.2.1.2 Estructuras Mayores .....	46
3.2.1.3 Estructuras Menores .....	47
3.2.2 Análisis por tipo estructura.....	47
3.2.3 Dominios Estructurales .....	49
3.2.4 Espaciamiento de las estructuras .....	49
3.2.5 Persistencia de las estructuras .....	51
3.2.6 Rugosidad de la estructura .....	52
3.2.7 Apertura y Tipo de Relleno .....	53
<b>3.3 Zonificación Geotécnica.....</b>	<b>54</b>
<b>3.4 Propiedades Geomecánicas Del Macizo Rocoso .....</b>	<b>55</b>
3.4.1 Propiedades de la Roca Intacta .....	55
3.4.1.1 Litología.....	55
3.4.1.2 Peso Unitario.....	55
3.4.2 Resistencia.....	56
3.4.2.1 Resistencia a la Compresión Simple .....	56
3.4.2.2 Resistencia a la Compresión Triaxial.....	58
3.4.3 Ensayo de los Módulos de deformación .....	59
<b>3.5 Discontinuidades .....</b>	<b>61</b>
3.5.1 Descripción de las discontinuidades.....	61
3.5.2 Resistencia al Corte .....	61
3.5.2.1 Resistencia al corte en discontinuidades planas o lisas.....	62
3.5.2.2 Resistencia al corte en discontinuidades rugosas sin relleno .....	65
3.5.3 Criterio de ruptura de Mohr – Coulomb .....	68
3.5.4 Criterio Generalizado de ruptura de Hoek – Brown.....	69
3.5.5 Estado Tensional .....	75
3.5.5.1 Tensiones Naturales e inducidas.....	75
3.5.5.2 Tensiones Naturales .....	76
3.5.5.3 Tensiones del Tipo Gravitatorio .....	76
3.5.5.4 Tensiones de origen tectónico .....	78
3.5.5.5 Tensiones de Origen Térmico Residual .....	78
3.5.5.6 Tensiones inducidas .....	78
<b>3.6 Clasificación del Macizo Rocoso.....</b>	<b>79</b>

3.6.1	Rock Quality Design – RQD .....	79
3.6.2	Indice Q de Barton .....	80
3.6.3	Geological Streng Index GSI .....	91
3.6.4	Rock Mas Rating RMR .....	94
<b>3.7</b>	<b>Análisis estructural de cuñas .....</b>	<b>99</b>
3.7.1	Análisis de cuñas probables .....	100
3.7.2	Fallas por cuñas .....	100
<b>CAPITULO IV .....</b>		<b>102</b>
<b>CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA GEOTÉCNICA DEL TÚNEL.....</b>		<b>102</b>
<b>4.1</b>	<b>Mapeo Geológico .....</b>	<b>102</b>
<b>4.2</b>	<b>Geología del Túnel .....</b>	<b>102</b>
<b>4.3</b>	<b>Mapeo Geotécnico .....</b>	<b>105</b>
4.3.1	Condiciones Hidrogeológicas .....	112
<b>4.4</b>	<b>Propiedades Mecánicas de la Roca Intacta.....</b>	<b>114</b>
<b>4.5</b>	<b>Características de las discontinuidades.....</b>	<b>117</b>
4.5.1	Orientación de las discontinuidades .....	118
4.5.2	Proyecciones estereográficas de las discontinuidades .....	120
4.5.3	Caracterización de las fallas .....	124
<b>4.6</b>	<b>Sectorización del eje del túnel.....</b>	<b>126</b>
<b>4.7</b>	<b>Análisis Cinemático .....</b>	<b>132</b>
<b>CONCLUSIONES.....</b>		<b>151</b>
<b>RECOMENDACIONES.....</b>		<b>154</b>
<b>REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.....</b>		<b>156</b>
<b>ANEXOS .....</b>		<b>157</b>
	Vista de algunas cuñas , del análisis cinemático para los tramos mencionados .....	158
	Levantamiento Geotécnico de taladros .....	160
	Método de Orientación de Estructuras y Trayectoria de Sondajes con Escáner Óptico Acústico .....	161

## RELACION DE TABLAS

TABLA 1 DESCRIPCIÓN DEL ESPACIAMIENTO SEGÚN DEFINICIÓN DEL ISRM .....	51
TABLA 2 DESCRIPCIÓN DE LA PERSISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES.....	52
TABLA 3 DESCRIPCIÓN DE LA APERTURA EN LAS DISCONTINUIDADES (ISRM-1983) .....	54
TABLA 4 VALORES TÍPICOS DE LA DENSIDAD PARA LA ROCA INTACTA (AFTER LAMA & VUTUKURI, (1978)) .....	55
TABLA 5 VALORES DE RESISTENCIA DE LA MATRIZ ROCOSA SANA .....	57
TABLA 6 RANGOS TÍPICOS PARA VALORES DE MI PARA DIFERENTES TIPOS DE ROCA.....	71
TABLA 7 CARTA PARA EVALUAR ÍNDICE GEOLÓGICO (GSI), EN MACIZOS ROCOSOS FRACTURADOS	74
TABLA 8 VALORES DEL COEFICIENTE $J_N$ .....	82
TABLA 9 VALORES DEL COEFICIENTE $J_R$ .....	82
TABLA 10 VALORES DEL COEFICIENTE $J_A$ .....	83
TABLA 11 VALORES DEL COEFICIENTE $J_W$ .....	85
TABLA 12 VALORES DEL COEFICIENTE SRF.....	85
TABLA 13 VALORES DE ESR.....	89
TABLA 14 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL BIENIAWSKI .....	96
TABLA 15 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE BIENIAWSKI (1979), PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN	97
TABLA 16 GUÍA PARA VALORAR EL ESTADO DE LAS DISCONTINUIDADES (SEGÚN BIENIAWSKI).....	98
TABLA 17 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE BIENIAWSKI, ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES .....	98
TABLA 18 CLASIFICACIÓN GEOMECANICA DE BIENIAWSKI, CORRECCIÓN POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES .....	98
TABLA 19 NECESIDADES DE SOSTENIMIENTO (SEGÚN BIENIAWSKI) .....	99
TABLA 20: SE MUESTRAS LA ALTERACIÓN, RESISTENCIA, RQD, FF SEGÚN TIPO DE ROCA.....	105
TABLA 21 HOJA DE LEVANTAMIENTO GEOTÉCNICO DE TALADROS .....	107
TABLA 22 HOJA DE MAPEO DE LAS DISCONTINUIDADES CON CÁMARA ACÚSTICA/ÓPTICA, TOMADO DEL SONDAJE ST09-09 DESDE 25 HASTA 49 METROS.....	108
TABLA 23 HOJA DE MAPEO DE LAS DISCONTINUIDADES CON CÁMARA ACÚSTICA/ÓPTICA, TOMADO DEL SONDAJE ST09-09 DESDE 50 HASTA 71 METROS.....	109
TABLA 24: REGISTRO DE MAPEO SUPERFICIAL EN DIRECCIÓN DEL EJE DEL TÚNEL .....	110
TABLA 25: REGISTRO DE MAPEO SUPERFICIAL EN DIRECCIÓN DEL EJE DEL TÚNEL .....	111
TABLA 26 CONDUCTIVIDAD HIDRÁULICA DE LAS DIFERENTES UNIDADES HIDROGEOLÓGICAS .....	112
TABLA 27 PROPIEDADES MECÁNICAS DE LA ROCA INTACTA, PARA EL PROYECTO DEL TÚNEL (DERK - 2010).....	115
TABLA 28 CARACTERÍSTICAS DE LAS DISCONTINUIDADES A LO LARGO DEL EJE DEL TÚNEL.....	117
TABLA 29 DISCONTINUIDADES DE LOS POZOS ESCANEADOS .....	120
TABLA 30 RESUMEN DE LA CLASIFICACIÓN SEGÚN RMR-Q DE BARTON.....	127
TABLA 31 SISTEMA O FAMILIA DE DISCONTINUIDADES EN LAS ZONAS 2,3 Y 5, FAVORABLES A LA FORMACIÓN DE CUÑAS .....	133
TABLA 32 ANÁLISIS DE CUÑAS TOMANDO LAS FAMILIAS 1, 2, 3 EN LA ZONA 2 .....	134
TABLA 33 ANÁLISIS DE CUÑAS TOMANDO LAS FAMILIAS 1, 2 Y 4, TOMADO EN LA ZONA 2 .....	135
TABLA 34 ANÁLISIS DE CUÑAS TOMANDO LAS FAMILIAS 2,3,4 TOMADO EN LA ZONA 2 .....	136
TABLA 35 ANÁLISIS DE CUÑAS TOMANDO LAS FAMILIAS 2,3 Y FALLA, EN LA ZONA 2 .....	137
TABLA 36 ANÁLISIS DE CUÑAS TOMANDO LAS FAMILIAS 3,4 Y FALLA, EN LA ZONA 2 .....	138
TABLA 37 ANÁLISIS DE CUÑAS TOMANDO LAS FAMILIAS 1,2 Y FALLA 2 80/222, EN LA ZONA 3 .....	140
TABLA 38 ANÁLISIS DE CUÑAS TOMANDO LAS FAMILIAS 1,2 Y FALLA 3- 90/297, EN LA ZONA 3.....	141
TABLA 39 ANÁLISIS DE CUÑAS TOMANDO LAS FALLAS 1,2 Y 3, EN LA ZONA 3.....	142
TABLA 40 ANÁLISIS DE CUÑAS TOMANDO LAS FALLAS TOMANDO LAS FAMILIAS 1,2 Y 4, EN LA ZONA 5 .....	144
TABLA 41 ANÁLISIS DE CUÑAS TOMANDO LAS FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES 1,2 Y LA FALLA, EN LA ZONA 5 .....	145

TABLA 42 ANÁLISIS DE CUÑAS TOMADO LAS FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES 2,3 Y FALLA, EN LA ZONA 5 .....	146
TABLA 43 ANÁLISIS DE CUÑAS TOMADO DE LAS FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES 3,4 Y FALLA, EN LA ZONA 5 .....	147
TABLA 44 RESUMEN DE LOS BLOQUES MAS CRÍTICOS, QUE SE GENERAN CON UN FACTOR MENOR A 1.5, EN CONDICIONES ESTÁTICAS, A LO LARGO DE EJE DEL TÚNEL.....	148

## RELACION DE GRAFICOS

GRAFICO 1 CRITERIO DE AJUSTE DE LA ENVOLVENTE LINEAL A LA ENVOLVENTE DE HOEK BROWN (HOEK ET AL 2002) ...	70
GRAFICO 2 TIEMPO DE ESTABILIDAD SEGÚN BIENIAWSKI .....	97
GRAFICO 3 PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA DE TRES SET DE DISCONTINUIDADES Y EL EJE DE UN TÚNEL, EN DONDE SE PUEDE OBSERVAR LA FORMACIÓN DE CUÑAS .....	101
GRAFICO 4 SECCIÓN GEOLÓGICA A LO LARGO DEL EJE DEL TÚNEL.....	104
GRAFICO 5 EN LA SECCIÓN DE FALLAS QUE AFECTAN AL EJE DEL TÚNEL .....	125
GRAFICO 6 EN LA SECCIÓN, SE MUESTRA LA SECTORIZACIÓN SEGÚN LA CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE ÍNDICE Q DE BATON .....	131
GRAFICO 7 PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA Y SECCIÓN DE LA CUÑA – FAMILIAS 1,2,3.....	134
GRAFICO 8 PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA Y SECCIÓN DE LA CUÑA – FAMILIAS 1,2,4 EN LA ZONA2 .....	135
GRAFICO 9 PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA Y SECCIÓN DE LA CUÑA – FAMILIAS 2,3,4 EN LA ZONA2 .....	136
GRAFICO 10 PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA Y SECCIÓN DE LA CUÑA – FAMILIAS 2,3 Y FALLA, EN LA ZONA2.....	137
GRAFICO 11 PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA Y SECCIÓN DE LA CUÑA – FAMILIAS 3,4 Y FALLA, EN LA ZONA2.....	138
GRAFICO 12 PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA Y SECCIÓN DE LA CUÑA – FAMILIAS 1,2 Y FALLA 2 80/222, EN LA ZONA 3.....	140
GRAFICO 13 PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA Y SECCIÓN DE LA CUÑA – FAMILIAS 1,2 Y FALLA 3 - 90/227, EN LA ZONA 3.....	141
GRAFICO 14 PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA Y SECCIÓN DE LA CUÑA – FALLAS 1,2 Y 3, EN AL ZONA 3.....	142
GRAFICO 15 PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA Y SECCIÓN DE LA CUÑA – FAMILIAS 1,2 Y 4, EN LA ZONA 5 .....	144
GRÁFICO 16 PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA Y SECCIÓN DE LA CUÑA – FAMILIAS 1,2 Y FALLA, EN LA ZONA 5 .....	145
GRAFICO 17 PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA Y SECCIÓN DE LA CUÑA – FAMILIAS 2,3 Y FALLA, ....	146
GRAFICO 18 PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA Y SECCIÓN DE LA CUÑA – FAMILIAS3, 4 Y FALLA EN LA ZONA 5 .....	147
GRAFICO 19 SECCIÓN DEL TÚNEL, SE MUESTRA UN RESUMEN DE LA SECTORIZACIÓN, GEOLOGÍA, PROPIEDADES DE LA ROCA A LO LARGO DEL TÚNEL .....	150

## RELACION DE FOTOS

FOTO 1: ESTRUCTURA PRINCIPAL, FALLA DE SOBRESCURRIMIENTO JUMASHA MEDIO SOBRE JUMASHA SUPERIOR, ESTA ESTRUCTURA ES DE ALCANCE REGIONAL, CORTA AL EJE DEL TÚNEL A 280 METROS DEL PORTAL DE ENTRADA.....	46
FOTO 2: ESTRUCTURA MAYORES Y MENORES EN UN BANCO , UBICADO EN LA FASE 6, EN EL TAJO DE LA MINA .....	47
FOTO 3: ESPACIADO DE UNA DISCONTINUIDAD (TOMADO DE MANUAL DE GEOMECÁNICA APLICAS A LA PREVENCIÓN DE ACCIDENTES POR CAÍDA DE ROCA EN MINERÍA SUBTERRÁNEA- SOCIEDAD NACIONAL DE MINERÍA PETRÓLEO Y ENERGÍA) .....	50
FOTO 4: DISCONTINUIDAD CON APERTURA EN ARENISCAS.....	53



## RELACION DE FIGURAS

FIGURA 1 PLANO DE UBICACIÓN DE LA MINA - CMNN .....	19
FIGURA 2 UBICACIÓN GEOMORFOLÓGICAS DE LA MINA .....	20
FIGURA 3.-PLANO GEOLÓGICO ESTRUCTURAL A ESCALA REGIONAL DE LA MINA .....	23
FIGURA 4 COLUMNA ESTRATIGRÁFICA DE LA MINA CMNN .....	26
FIGURA 5 GEOLOGÍA Y ESTRUCTURAS SIMPLIFICADAS DEL DISTRITO DE LA MINA .....	30
FIGURA 6 PLANO ESQUEMÁTICO MOSTRANDO EL ZONAMIENTO TÍPICO LITOLÓGICO METÁLICO DEL DEPÓSITO.....	32
FIGURA 7 LITOLOGÍA Y ZONAMIENTO DEL YACIMIENTO EN PROFUNDIDAD.....	38
FIGURA 8 ESQUEMA ILUSTRATIVO DE LOS PARÁMETROS QUE DESCRIBEN LAS ESTRUCTURAS PRESENTES EN EL MACIZO ROCOSO (TOMADO DE HUDSON (1989) .....	49
FIGURA 9 MEDICIONES DEL ESPACIAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN FORMA DE HISTOGRAMA (BROWN 1981) .....	51
FIGURA 10 PERFILES DE RUGOSIDAD SEGÚN RECOMENDACIONES ISRM (MODIFICADA DE BROWN 1981).....	53
FIGURA 11 ESQUEMA DE UNA CÉLULA TRIAXIAL, HOEK Y BROWN 1980.....	58
FIGURA 12 CURVAS TENSIÓN – DEFORMACIÓN OBTENIDAS DEL ENSAYO DE COMPRESIÓN UNIAxIAL (INGENIERÍA GEOLÓGICA – GONZÁLES VALLEJO).....	59
FIGURA 13 MEDIOS DE COMPORTAMIENTO FRÁGIL-DUCTIL.....	60
FIGURA 14 REPRESENTACIÓN DE LAS FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES MEDIANTE UN BLOQUE DIAGRAMA (ISRM 1981) .....	61
FIGURA 15 DISCONTINUIDAD LIZA BAJO CONDICIONES DE CORTE DIRECTO .....	63
FIGURA 16 CURVAS TÍPICAS DE TENSIÓN DE CORTE – DEFORMACIÓN DE CORTE .....	63
FIGURA 17 ENVOLVENTE TÍPICAS DE LAS RESISTENCIAS PICO Y RESIDUAL .....	64
FIGURA 18 JUNTA RUGOSA BAJO CONDICIONES DE CORTE DIRECTO .....	66
FIGURA 19 CRITERIO DE ROTURA DE PATTON (1966) PARA JUNTAS ROCOSAS .....	67
FIGURA 20 GUÍAS PARA EVALUAR EL PARÁMETRO D (TOMADO DE PRACTICAL ROCK ENGINEERING, EVERT HOEK 2006) .....	73
FIGURA 21 VARIACIONES DE LA TENSIÓN VERTICAL CON LA PROFUNDIDAD (HOEK Y BROWN, 1980) .....	77
FIGURA 22 INFLUENCIA DE LOS PLEGAMIENTOS EN LA TENSIÓN VERTICAL (GODDMAN 1989) .....	77
FIGURA 23 PROCEDIMIENTO PARA MEDIR Y CALCULAR EL ÍNDICE RQD PARA DESIGNAR LA CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO (DEERE 1988).....	79
FIGURA 24 GRAFICO DE ESTIMACIÓN DE SOPORTE SEGÚN GRIMSTAD & BARTON (1993) .....	90
FIGURA 25 CARTILLA DE DETERMINACIÓN DEL ÍNDICE GSI (HOEK & BROW, 1997).....	93
FIGURE 26 SOSTENIMIENTO, MÓDULOS DE DEFORMACIÓN Y CORRELACIÓN DEL Q, CON EL RMR..	96
FIGURE 27 FORMACIÓN DE CUÑAS EN TECHO Y PARED (TOMADO DE PRACTICAL ROCK ENGINEERING – EVERT HOEK 2006) .....	100
FIGURA 28.- PLANO DE CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICO – GEOTÉCNICO DEL TÚNEL .....	106
FIGURA 29 COTAS PIEZOMETRICAS EN LA ZONA DEL TÚNEL EN LA MINA.....	113
FIGURA 30 NIVEL FREÁTICO EN SECCIÓN DEL TÚNEL .....	113
FIGURA 31 UBICACIÓN DE LOS SONDAJES ESCANEADOS MEDIANTE CÁMARA ACÚSTICA / ÓPTICA Y DEL MAPEO GEOTÉCNICO FOTOGRAFÉTICO, A LO LARGO DEL EJE DEL TÚNEL.....	118
FIGURA 32 PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA DE DISCONTINUIDADES TOMADAS DE ACUERDO A LOS TRAMOS OBTENIDOS A PARTIR DE LA CLASIFICACIÓN GEOMECAÁNICA DEL Q DE BARTON .....	123

## Resumen

El presente informe trata sobre la Caracterización Geológica Geotécnica de un Túnel y su posterior análisis de la información obtenida. El túnel mencionado se desarrolla dentro de la propiedad de una mina de Cobre - Zinc a tajo abierto ubicada en la sierra norte de Ancash y tiene por objetivo servir de medio de transporte para la salida de material de desmonte desde el tajo hasta el botadero, ahorrando costos y haciendo la operación de la mina más eficiente y segura

La caracterización geológica se desarrollo con el logueo de 9 taladros diamantinos perforados a lo largo del eje del túnel y con el mapeo geológico en superficie de las zonas accesible, obteniéndose como resultado rocas calizas de la Formación Jumasha en la partes laterales del túnel , mármoles de color gris, blanco, negro y mármol diopsida asociados a un intrusivo que se desarrolla en profundidad llegando aproximarse a la base del túnel en la zona media del valle Usupallares, y por ultimo encontramos Skarn que presenta granates de color café, de color rosa en la parte del endoskarn y granates de color verdes cafes , wollastonita, diopsida en la parte del exoskarn

La caracterización geotécnica se llevo acabo con el logueo de cores de los taladros mencionados , con el escaneo con cámara óptica y acústica en las paredes del interior del sondaje, con el mapeo de superficie por medios directos e indirectos en las zonas accesibles. Con toda esta información se realizo la zonificación de la calidad del macizo rocoso, de acuerdo con la clasificación geomecánica del Q de Barton, llegándose a obtener 8 zonas o sectores, sobre los cuales se realizo el análisis cinematico para determinar probables cuñas o bloques, encontrando condiciones favorables para formación de cuñas en 3 zonas. En la parte estructural se determino 3 fallas inversas y 3 fallas de alto ángulo de buzamiento que podrían catalogarse como fallas de apertura o relajación ya que no se registra movimiento, todas

estas fallas cortan al eje del túnel. De manera oblicua las fallas inversas y perpendicular las fallas de alto ángulo

Por ultimo debemos mencionar que se aprovecharon los sondajes perforados para instalar dos piezómetros de cuerda vibrante para monitorear las variaciones del nivel freático en las diferentes estaciones del año, obteniéndose una columna de agua de 130 metros y también se usaron los sondajes para obtener las propiedades geomecánicas de la roca intacta las cuales se muestran en el capítulo 4

## **CAPITULO I**

### **GENERALIDADES**

#### ***1.1 Introducción***

El presente trabajo se realizó con datos reales, pero por temas de confidencialidad no revelaremos el nombre de la compañía ni la data obtenida, solo se mostrara los resúmenes y data de algunos sectores como muestra, a solicitud de la misma empresa, en adelante lo llamaremos como Compañía Minera NN o en su defecto como CMNN

La Compañía Minera NN, dentro de sus proyectos de desarrollo y ampliación, está llevando a cabo el desarrollo de varios proyectos, con el objetivo de incrementar su producción en los siguientes años, uno de estos proyectos es el diseño y la posterior excavación de un túnel cuyo objetivo principal es evacuar el material de desmonte desde mina hasta el botadero, por medios más eficientes y seguros, este proceso se llevara acabo empleando una faja transportadora que realizará su recorrido por el túnel, que tendrá como punto de inicio en la parte sur del tajo (punto de entrada), hasta el Botadero Este (punto de salida)

La ubicación de entrada y salida del túnel mencionado esta dentro de la propiedad de la compañía, entre los 4000 y 4700 msnm y tiene una longitud de 2700 m de largo, 8 metros de ancho y 5 metros de alto

aproximadamente, en forma de herradura. Describiremos el túnel en tres partes la parte Nor- Oeste, Central y la parte Sur-Este.

Desde la progresiva 0+585m, el túnel atravesará rocas calizas de la Formación Jumasha, que están afectadas por una falla de sobrescurrimiento en la progresiva 0 +360 m, que corta al eje del túnel en forma oblicua , causando que Jumasha Medio se encuentre por encima de Jumasha Superior, por último se tiene una última falla que corta de manera perpendicular al eje, en la progresiva 0 + 140m

Entre las progresivas 0 + 585 y la progresiva 1 + 1018m, se tiene la mayor complicación en cuanto al tipo de roca, así como por las características geotécnicas y estructurales. En esta zona se tiene un valle de origen glaciar denominado Usupallares, litológicamente corresponden a rocas de tipo mármol y sus variantes que van desde mármol negro, mármol pardo, mármol diopsida hasta mármol calcita, así como endo skarn – exo skarn y por último diques que cortan a las rocas calcáreas de la Formación Jumasha, en forma de dedos, los cuales dan origen al skarn y mármol que se ve en la zona.

Estructuralmente el eje del túnel es cortado de manera perpendicular por fallas de rumbo Nor - Este y de alto ángulo de buzamiento, las que son paralelas al valle de Usupallares y están ligadas a la falla que permitió el emplazamiento del cuerpo intrusivo principal y que cruza todo el tajo.

Desde la progresiva 1+018 hasta la progresiva 2 + 600m (Portal de salida), atravesará rocas calcáreas de la Formación Jumasha, intercaladas con algunas secuencias arcillosas. En este tramo se observa algunas fallas que están hacia el Sur Oeste del eje del túnel y no llegan a cortar el eje

Las discontinuidades que afectan el eje del túnel son planos de estratificación de las rocas calcareas de la Formación Jumasha, controladas en la parte Nor Oeste hasta la parte central, por fallas paralelas al valle de Usupallares ligadas a la falla principal y por el sobreescorrimento de Jumasha medio sobre el superior. Ver las proyecciones estereográficas para cada tramo del capítulo 4

La sectorización geotécnica del túnel se realizó empleando la clasificación geomecánica de Barton, determinándose a lo largo del eje del túnel 8 zonas según el índice túnelero del Q de Barton, la calidad de roca varía desde muy mala hasta regular; presentado calidad de roca muy mala entre las progresivas 0+200 hasta 1+000 m, en este tramo según el análisis cinemático, la mayoría de bloques de cuña presenta factores de seguridad altos, pero se tiene dos bloques que presentan factores de seguridad cero, los cuales con sostenimiento y shotcrete mejoran, desde la progresiva 1+000 hasta la 2+700 presentan rocas de calidad regular hasta buena

## **1.2 Objetivos**

### **1.2.1 Objetivos Generales**

Caracterizar las propiedades geológicas- geotécnicas del macizo rocoso en la zona de influencia del eje del túnel, principalmente las discontinuidades, ya que de estas dependen en gran medida el comportamiento del macizo rocoso.

Realizar el análisis cinemático según la zonificación obtenida a partir de la clasificación geomecánica

Cumplir con el reglamento de grados y títulos de la Universidad Nacional de Ingeniería (UNI), para obtener el título profesional de Ingeniero Geólogo.

### **1.2.2 Objetivos específicos**

Determinar las características y propiedades geotécnicas de los sistemas de discontinuidades superficiales.

Contribuir a la zonificación geomecánica mediante el análisis cinemático. Zonificar el macizo rocoso de acuerdo a las características y propiedades geológica - geotécnicas, utilizando las clasificaciones geomecánica Q (Barton), GSI y RMR (Bieniawski).

Determinar el tipo de litología que atravesara el túnel desde el portal de ingreso hasta el portal de salida

Desarrollar el análisis cinemático con la información de escaner ATV/OTV, mapeo y data obtenida de los taladros desarrollados en esta zona.

Mejorar la interpretación de las secciones geológicas que atravesará el túnel

### **1.3 Antecedentes**

Existen diversos estudios sobre la caracterización geológica geotécnica del macizo rocoso, relacionado al diseño de la mina (Tajo Abierto), a la estabilidad de los bancos y al túnel mineral (Paralelo al túnel en estudio, que actualmente esta en operación llevando mineral del tajo a la planta). Por pedido de la empresa estos datos tienen que estar considerado como confidencial.

## **1.4 Metodología**

### **1.4.1 Trabajo de Campo**

- Mapeo geológico-geotécnico en la zona de influencia del túnel, especialmente sobre el eje del túnel en superficie y en los portales.
- Perforación de 9 taladros a lo largo del posible eje del túnel.
- Escaneo de las paredes de los taladros con cámara telviuwer para determinar la orientación, ángulo de buzamiento, apertura de las discontinuidades, la presencia y ancho del relleno en las fracturas
- Instalación de dos piezómetros en los sondajes perforados a lo largo del eje del túnel.
- Muestreo de los testigos de roca, para determinar las propiedades geomecánicas de la misma, en laboratorio externo.

### **1.4.2 Trabajo de Gabinete**

Para el trabajo de gabinete tenemos dos etapas, la primera consiste en recopilación y revisión de la información y la segunda en la organización y clasificación de la información obtenida de campo.

#### **a) Revisión y recopilación de información**

Revisión de boletines del Ingemmet, informes internos de la empresa de la Compañía Minera NN, revisión de bibliografía geotécnica existente, obtención de planos topográficos, geológicos e hidrogeológicos de la zona.



**b) Clasificación de la información obtenida**

- Compilación del logueo Geotécnico de 2000 metros repartidos en 9 taladros que atraviesan el eje del túnel.
- Logueo geológicos - geotécnico de los sondajes, para determinar la litología, discontinuidades, ángulo buzamiento, rugosidad de las paredes, tipo de relleno, dureza, espaciamiento, persistencia. Con esta información se determinarán los índices Q de Barton , RMR Y el GSI.
- Compilación del resultado de los ensayos mecánicos de roca (porosidad, permeabilidad, densidad saturada, pruebas de esfuerzo uniaxial, triaxial, pruebas de elasticidad y pruebas petrográficas.
- Organización de toda la data existente, para su posterior análisis.

**1.4.3 Análisis**

- Análisis estadístico de los resultados de las variables geotécnicas y de los ensayos (media, moda, histogramas entre otros parámetros estadísticos).
- Definición de los dominios estructurales basándose en direcciones preferenciales de estructuras mayores y/o sistemas de diaclasas y litología. Las discontinuidades se analizaran en redes estereográficas con apoyo de software computacional apropiado para este trabajo
- Sectorización del Túnel según Q de Barton y RMR, usando la información de logueo de los 9 taladros, mapeo geotécnico y data del escaneo de la cámaras acústica y sonico, obtención de la sección geológica.

- Análisis cinemático en base a la sectorización hecha, según Q de Barton.
- Análisis del resultado de los ensayos mecánicos de roca, de las muestras de testigos de roca.

### **1.5 Ubicación y accesibilidad**

El túnel está localizada en el departamento de Ancash, dentro de la propiedad de una mina a tajo abierto de cobre zinc, en la parte norte central del Perú a 270 km al norte de Lima y a 130 km de la costa peruana, se puede llegar por vía asfaltada desde Lima o Huaraz. (Ver figura 1)

### **1.6 Clima Flora y Fauna**

Las condiciones climáticas son típicas de las áreas altas de los Andes de Perú, recibe aproximadamente 1,300 mm de precipitación por año, demarcado en temporada de lluvia (Octubre a Abril) y temporada seca (Mayo a Septiembre). Las temperaturas pueden llegar hasta  $-5^{\circ}\text{C}$  (bajo cero) en las noches, y encima de  $20^{\circ}\text{C}$  durante los días. Se puede presentar condiciones de tormentas eléctricas y vientos fuertes.

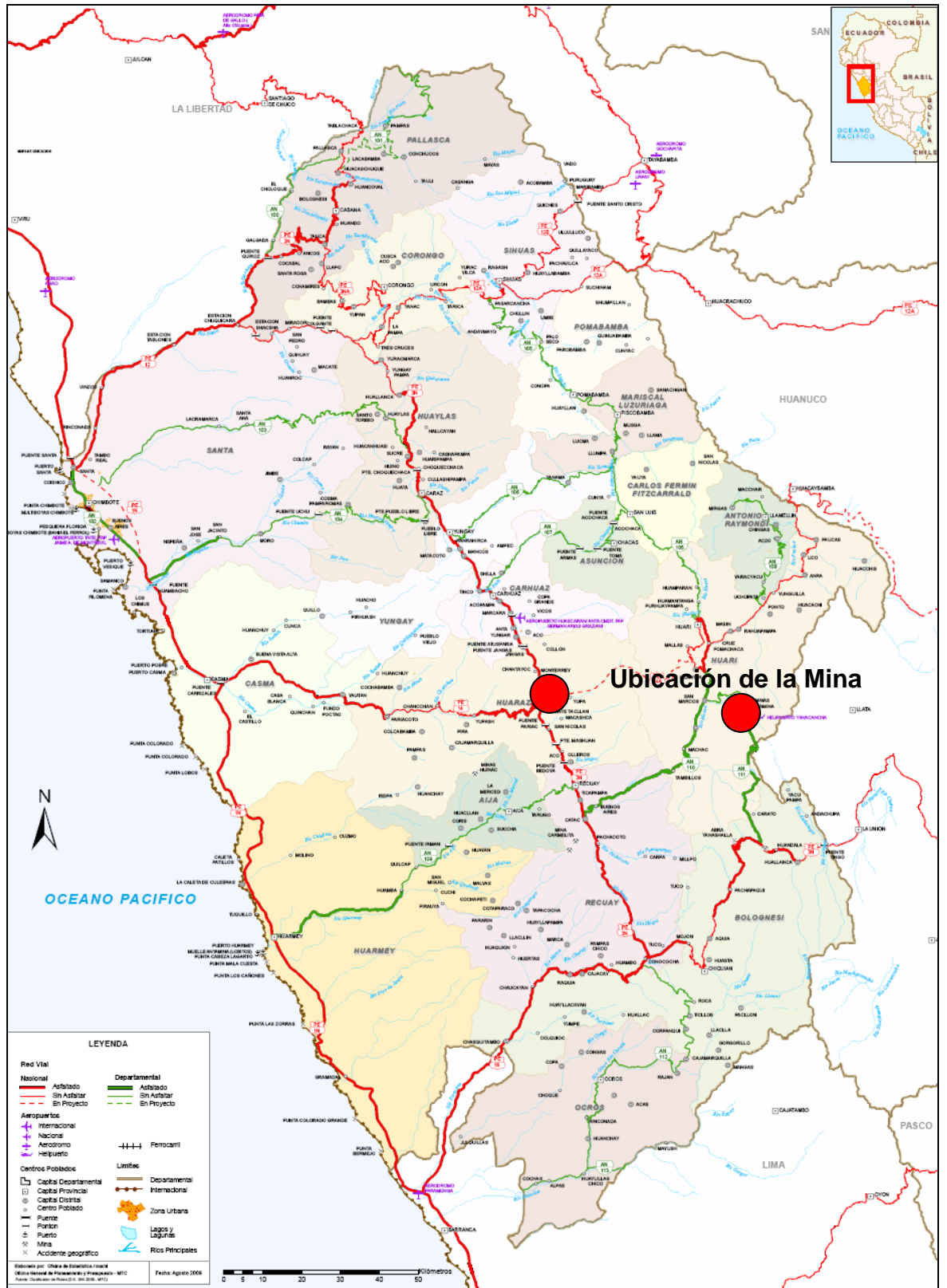


Figura 1 Plano de Ubicación de la Mina - CMNN

## CAPITULO II :

### MARCO GEOLÓGICO

#### 2.1 *Geología Regional*

##### 2.1.1 Geomorfología

Los Andes del norte del Perú están comprendidos de oeste a este, la zona costera (desierto), la Cordillera Occidental y la cordillera Oriental. La Mina se ubica en la parte oriental de la Cordillera Occidental. (Fig 2)



Figura 2 Ubicación geomorfológica de la Mina

La Cordillera Occidental tiene 2 cadenas montañosas. El valle del río Santa (valle de Huaraz) separa la Cordillera Negra al oeste de la Cordillera Blanca al este. La Mina se sitúa al este de la Cordillera Blanca entre ella y el valle del río Marañón. El río Marañón separa la Cordillera Occidental de la Cordillera Oriental.

### **2.1.2 Geología**

Entre el área de la mina y el Océano Pacífico se encuentra la zona de Costa y la Cordillera Negra. Estas juntas forman un arco magmático que estuvo activo desde el Jurásico Tardío hasta el Terciario.

Al este del arco magmático se depositó una gruesa secuencia de sedimentos en una cuenca marina, profunda, extensional y ensiálica de tras-arco llamada la Cuenca Occidental (o geosinclinal peruano occidental), también activo desde el Jurásico Tardío a Cretáceo Tardío. Los sedimentos consisten de pizarras y cuarcitas (Formación Chicama, Jurásico Tardío, 152 a 144 Ma) seguido de potentes areniscas, lutitas y carbón con calizas marinas (Grupo Goyllarisquizga, Cretáceo Temprano, 144 a 114 Ma). Luego se produjo una transgresión marina y deposición de carbonatos marinos potentes (Cretáceo Medio, 113 a 88 Ma, Formaciones Pariahuanca, Chulec, Pariatambo y Jumasha), seguidos por lutitas marinas (Formación Celendín) en el Cretáceo Tardío (88 a 84 Ma). (Ver figura 3 -4)

El depósito se emplaza en las calizas de la Formación Celendín-Jumasha, en la parte este de la Cuenca Occidental. Esta cuenca estaba limitada al este por un alto en su basamento (el Alto del Marañón, Alto Axial o Geoanticlinal del Marañón) formado por el Precambriano Tardío con esquistos, filitas y pizarras (Complejo Marañón) que ahora forma la Cordillera Oriental. (Ver figura 3)

La Cuenca Occidental se deformó en la fase de plegamiento Inca 2 en el Eoceno Tardío (41-40 Ma). Esto dio como resultado intensos plegamientos y fallamientos inversos en toda la cuenca y la formación de una faja de plegamientos y sobre-escurrimientos en la parte este a lo largo del contacto con el Alto del Marañón (Faja de Plegamientos-Sobre-escurrimientos del Marañón). La mina se ubica en esta faja de plegamientos y sobre-escurrimientos. Durante el Mioceno hubieron tres

períodos compresivos cortos (Quechua 1 a 3) hace 19 Ma, 12 Ma y 6 Ma, separados por períodos neutros o extensionales.

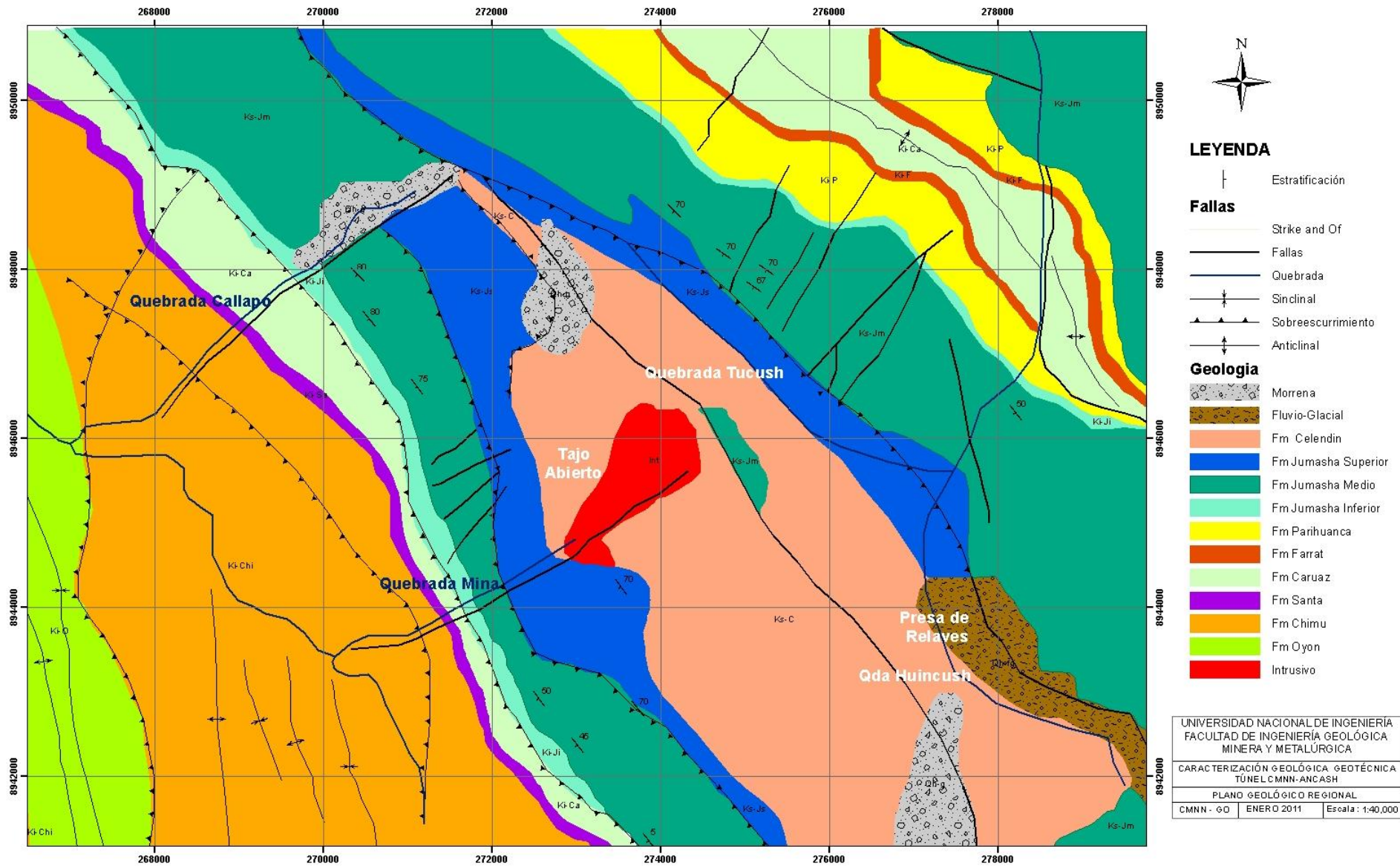


Figura 3.-Plano Geológico Estructural a escala regional de la Mina

### **2.1.3 Metalogenia**

La Mina yace en la parte este de la franja polimetálica del Peru Central. La franja se ubica en la Cordillera Occidental entre los 6°S (Deflección de Huancabamba) y 14 °S (Deflección de Abancay) y está definida en cada extremo por rasgos estructurales transversales de arco-normal. La mineralización en la franja muestra una asociación Zn-Pb-Ag-Cu-Au, principalmente en los depósitos hidrotermales relacionados a los subvolcánicos e intrusiones de alto nivel calcoalcalinos del Mioceno Medio a Tardío. La franja fue tradicionalmente conocida por las minas mayores de Zn-Pb-Ag como Cerro de Pasco, Milpo, Casapalca-Morococha y otras. También ocurren Depósitos de Pórfidos de Cu y Cu-Au y en la década pasada la franja se ha convertido en la mayor productora de oro en América del Sur con el descubrimiento de depósitos epitermales de oro como Yanacocha, Pierina y Quicay. Los depósitos de esta franja se caracterizan por grandes cantidades de otros metales algunos de los que se pueden producir como subproductos en diferentes minas. Estos metales incluyen, Bi, Cd, Se, Te, Sb, In, Hg, Ge, Sn, W, Mo y As

## **2.2 Geología local**

El rasgo más antiguo en la parte este de la Cordillera Occidental donde se sitúa la mina es la superficie Puna. Este es el remanente de una peneplacie de extensión regional que ahora muestran picos de montañas concordantes. Cerca de la mina los picos son generalmente de 4,500 a 4,600 m de altitud.

La superficie Puna está cortada por las fases Valle y Cañón, que formaron los valles de los ríos mayores en la región tales como el Marañón y el Santa. Las partes altas de los valles formados en la etapa de Valle son amplias y abiertas, generalmente pobladas y cultivadas. Las partes más bajas son



cañones angostos y se forman como resultado de un rápido levantamiento y erosión. Pueden ser de hasta 2,000 m de profundidad. La superficie Puna se ha datado en 14.5 Ma, la Fase Valle en +14.5 Ma a -6 Ma y la Fase Cañón en + 6 Ma.

### **2.2.1 Estratigrafía y Estructuras**

La mina se localiza dentro de una parte de la Faja de Plegamientos-Sobre-escurrimientos del Marañón la cual aquí tiene un ancho de 40 Km. Esta es una de las partes más anchas de la faja la cual puede llegar a ser tan angosta como 10 Km. Las estructuras y estratigrafía se orientan NW-SE y los sobre-escurrimientos convergen al este. La edad de los escurrimientos es Incaica 2 (Eoceno Tardío). (ver figura 3)

El depósito se emplaza la Formación Celendín -Jumasha. Al oeste de la mina la Formación Jumasha forma una rampa de escurrimiento sobre una lengua sobreescurrecida de Jumasha (es decir sobre sí misma) y la Formación Celendín, . Jumasha forma montañas prominentes pronunciadas de calizas bien estratificadas gris claras. Continuando al oeste, los sucesivos escurrimientos traen la Formación Pariahuanca sobre Jumasha (no existen las Formaciones Chulec y Pariatambo), a la Formación Carhuaz y luego la Formación Chimú. Este último forma un sinclinorio con las Formaciones Santa y Carhuaz que afloran al sur. Más al oeste la Formación Oyón sobre-escurre a la Formación Chimú. (Ver figura 4 columna estratigráfica.)

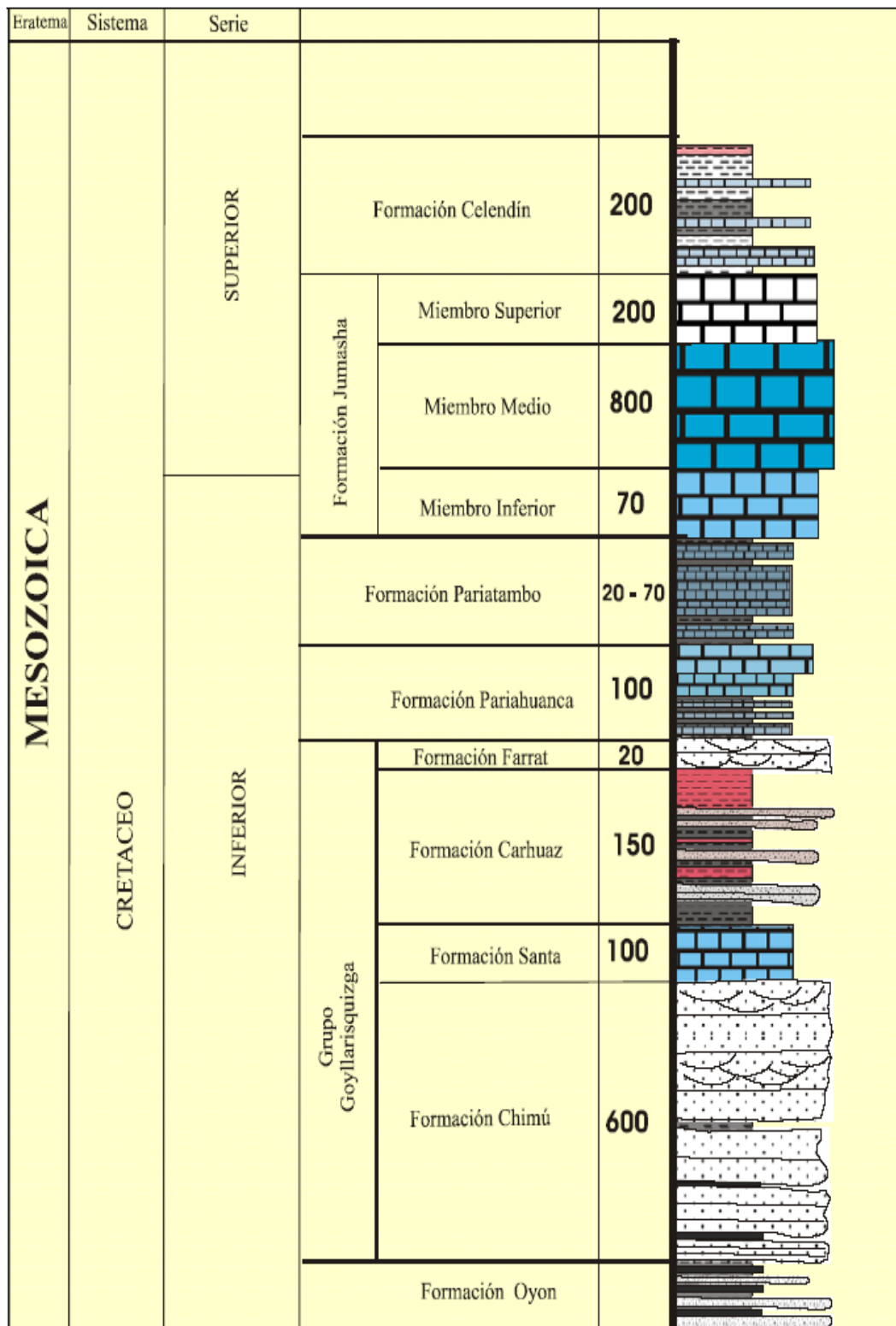


Figura 4 Columna Estratigráfica de la Mina CMNN

### **Formación Celendín**

Esencialmente la formación consiste de una secuencia arcillosa y de calizas margosas interestratificadas. La formación es mucho menos resistente a la meteorización y procesos erosivos que la Formación Jumasha, formando cerros islas con suelos residuales. Tal situación es explicada por la influencia de estructuras del tipo fallamiento inverso, que afectan a esta formación.

### **Formación Jumasha**

La Formación Jumasha ha sido dividida en tres miembros, inferior, medio y superior, de acuerdo a sus características estratigráficas. Subyace en concordancia con la Formación Celendín

#### **Miembro Inferior**

Constituido por secuencias sedimentarias de composición micrítica y calizas, son propensas a formar levemente cavidades cársticas superficiales, no alcanzando a ser atravesadas por el desarrollo del túnel.

#### **Miembro Medio**

Comprende una secuencia calcárea constituida por calizas bioturbadas, con una pequeña matriz de fangolita calcárea. Una de las características principales de este miembro, es el desarrollo de cavidades cársticas, a partir de la disolución de las calizas producto de la percolación a través de fracturas abiertas. La campaña geológica geotécnica dio como resultados una nueva percepción de la posición del paquete estratigráfico. Se espera que Jumasha, y particularmente este miembro, se ubique más al sur, materia que debe ser posteriormente confirmada.

### **Miembro Superior**

Consiste en una secuencia sedimentaria calcárea, principalmente calizas arcillosas y fangolitas calcáreas interestratificadas con fangolitas, desarrollando estratos de poca potencia. En este miembro se ha observado cavidades cársticas de poco desarrollo, llegando a profundidades bien superficiales hasta unos 3m.

#### **2.2.2 Intrusiones y Mineralización**

Se tiene al pórfido de cuarzo monzonita de múltiples fases (9.8 Ma, McKee et al., 1979) al skarn de Cu-Zn desarrollado alrededor de él. Hay una intrusión cercana de composición similar con un skarn angosto y débilmente mineralizado a 1.5 km en Condorcocha.

Los stocks de Contonga y Taully se encuentran a 4 km al norte de la mina intruyen a la Formación Jumasha. La composición es cuarzo monzonita y la textura varía de porfirítica a equigranular con alteración fílica. Los stocks son pequeños (300 m y 650 m de diámetro respectivamente) y forman cilindros sub-verticales con un delgado anillo de skarn de granate (promedio 3.2m de ancho) con mineralización de Zn-Ag-Pb y bajo Cu que se ha minado en Contonga.

El plutón Lucía (propiedad Estrella del Norte) se ubica a 7 km al SE de la mina. Es un stock relativamente grande (4 km x 2.5 km) de cuarzo monzonita y granodiorita con una textura equigranular en el cuerpo principal y porfirítico en la parte NW. Intruye a la Formación Jumasha y tiene skarn de granate delgados desarrollados en el contacto con anchos de 0.5 a 2.5 m y longitudes de centenas de metros, así como las vetas en las calizas. Los skarns tienen mineralización de Zn-Pb-Ag con bajo Cu. No ha habido minería aparte de las labores en pequeños prospectos.

### **2.3 Geología del Yacimiento**

El yacimiento de la Compañía Minera NN, es un skarn de cobre muy grande, con zinc, plata, molibdeno y bismuto formado por la intrusión de un stock de cuarzo monzonita en rocas calizas. (Ver figura 5)

La mina esta en un valle glacial en forma de U de 4 km de largo con laderas pronunciadas y un lago remanente en la parte superior del valle. La superficie del lago estaba a 4,337 m (Agosto 2011), con una longitud de 760 m de largo por 510 m de ancho y hasta 51 m de profundidad. Está separado del valle principal por un lomo rocoso conocido como el Taco (4,375 m), que está 38 m por encima del nivel del lago y 155 m por encima del valle principal. Hacia el NW son afloran rocas pulidas , mientras hacia el SE, se tiene depósitos de morrenas y los aliviaderos del lago. Este fue un desfogue del corredor glacial en forma de una lengua de hielo o torrente.

La altitud del valle varía de 4,200 m a casi 4,100 m y tiene una gradiente débil, presenta valles colgados, conocidos como Usupallares y Vallecito.

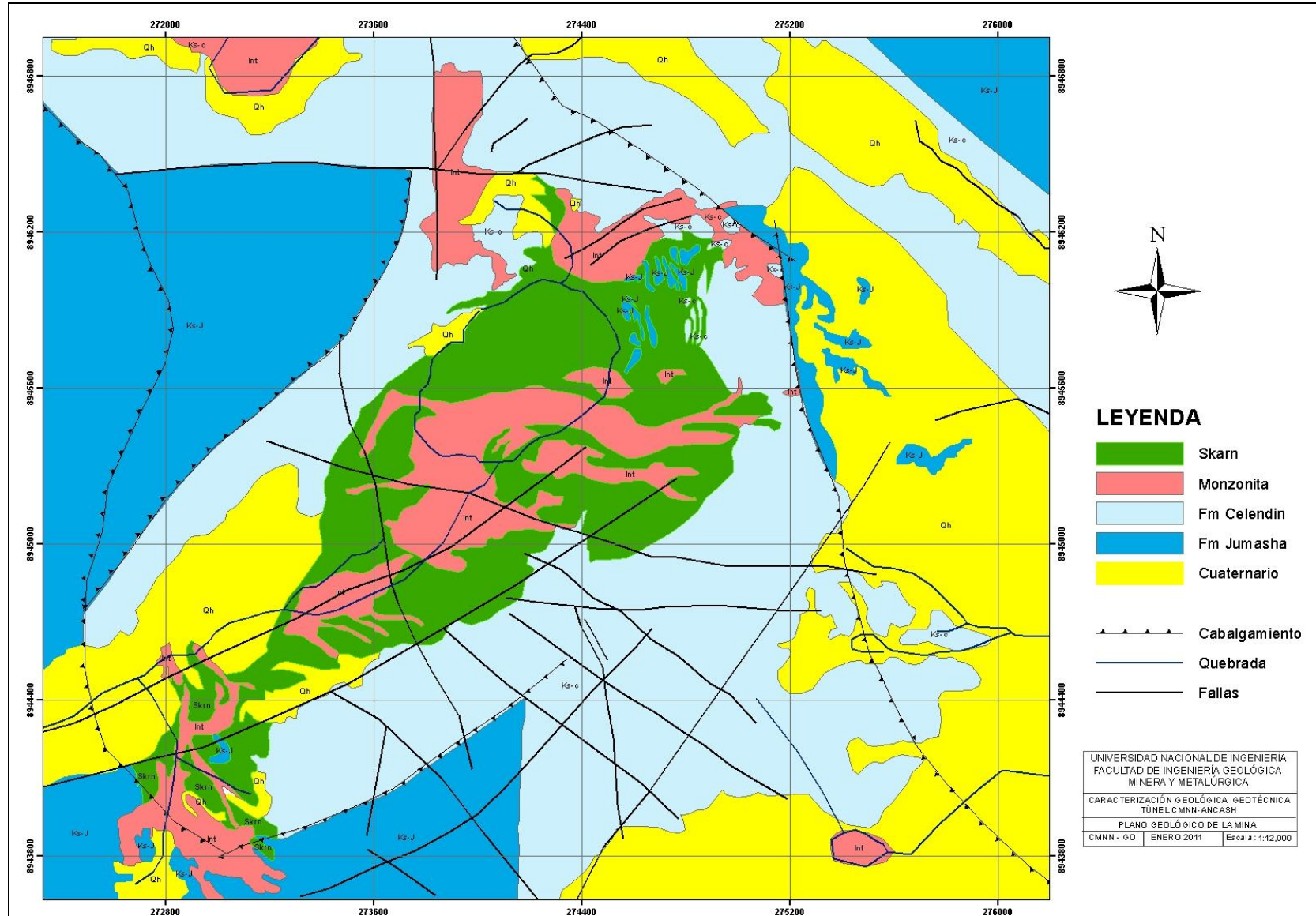


Figura 5 Geología y Estructuras Simplificadas del Distrito de la Mina

La cabeza del valle de la mina (noreste) es una cima puntiaguda con una altitud de 4,640 m a 4,717 m. Los picos llegan a 5,073 m (Cerro Tornillo). Las cumbres al lado sureste del valle varían de 4,683 m a 4,924 m (Cerro Buque Punta).

El valle de la mina tiene una profundidad de 500 a 600 m por debajo de los márgenes y hasta 1,000 m por debajo del pico más alto. La topografía pre-glacial se interpreta haber sido una superficie puna alrededor de los 4,700 m con picos por encima de los 5,000 m. Hubo probablemente un río pequeño y poco profundo en la mina, formado como una cabecera durante las etapas de Valle y Cañón. El hielo acumulado en este valle durante la glaciación Pleistocénica formó el valle principal y los valles colgantes.

El depósito probablemente no estuvo expuesto antes de la primera glaciación. Se interpreta que la primera glaciación descubrió el depósito y expuso los sulfuros frescos. Se infiere por la presencia de sulfuros frescos en una matriz de carbonatos en la primera morrena. En el período interglacial hubo una etapa de oxidación de los sulfuros expuestos dando como resultado la formación de ferricretas. Esta zona de oxidación fue parcialmente removida por el segundo corredor glacial como se observa en la morrena limonítica de esta etapa.

### **2.3.1 Clasificación de los tipos de roca**

Actualmente hay 156 tipos de roca identificados y logueados en el depósito. El zonamiento general del skarn a partir del núcleo intrusivo hacia afuera es como sigue: endoskarn de granate café-rosa, skarn indeterminado, exoskarn mixto de granate café y verde, exoskarn de granate verde, exoskarn de diópsida, exoskarn de wollastonita, hornfels, mármol, caliza. Las brechas heterolíticas compuestas de todos los tipos de skarn pueden ocurrir en todos los tipos de litología. (mostrado en la Figura 6)

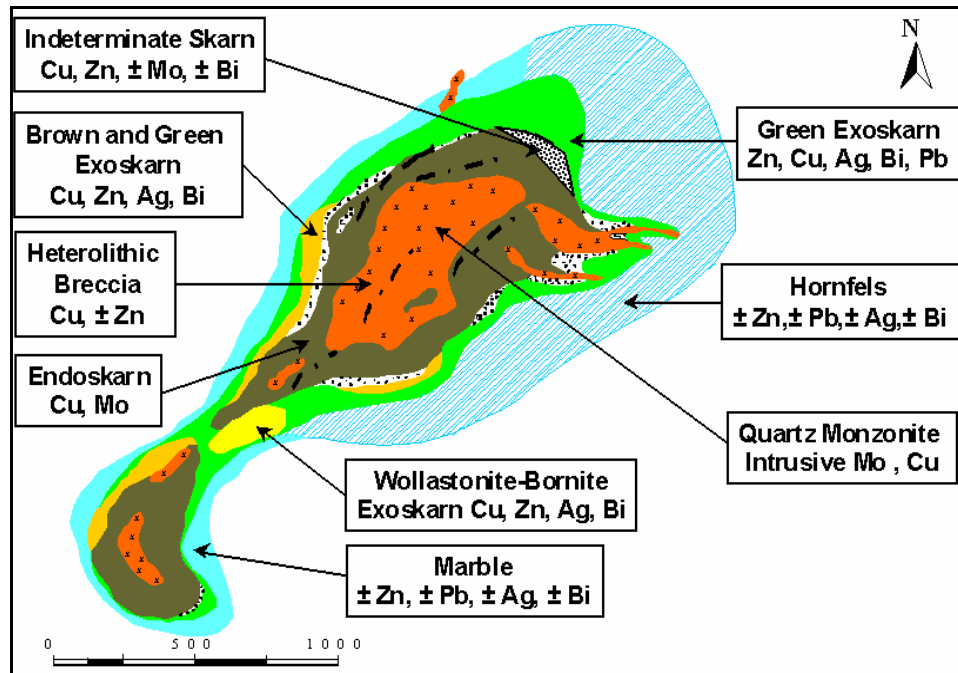


Figura 6 Plano esquemático mostrando el zonamiento típico litológico Metálico del depósito

### 2.3.2 Intrusivos – Geología, Edad, y Estructura

La intrusión fue previamente dividida en fases mineral-temprano, intra-mineral, mineral-tardío y post-mineral cada una dividida en varias subfases (Pacheco A. 1997), inicialmente sobre la base del grado de alteración, la intensidad y el tipo de venilleo, la mineralización asociada y la ubicación. Este esquema fue reemplazado por una clasificación empírica de las rocas intrusivas basada en sus aspectos petrográficos en lugar de basarlo en sus inferencias de tiempo. Se reconocen 4 grandes tipos de intrusivos que se usaron en el relagueo distinguiéndose por el tipo de fenocristales y abundancia.

Ellos son: Pórfido de plagioclasa abundante, pórfido con plagioclasa abundante y feldespato potásico, pórfido con plagioclasa abundante y megacristales de feldespato potásico y pórfido de plagioclasa escasa con feldespato potásico. Un tipo de intrusivo menor denominado pórfido de plagioclasa esparcida con hornblenda forma un dique en el área de Poderosa al extremo NE del valle de la mina



La masa principal de pórfido no skarnizado es predominantemente el pórfido de plagioclasa abundante con cuarzo común, relictos de fenocristales de hornblenda y raramente fenocristales de feldespatos potásico. Los fenocristales de feldespatos potásico son localmente más comunes y por ello se ha distinguido una subunidad de pórfido de plagioclasa abundante. Contactos nítidos entre estas dos unidades son raramente evidentes. Se observan texturas de aparente diferenciación de magma entre una fase menor pobre en fenocristales de color gris oscuro y una fase más pálida rica en fenocristales.

Aunque las relaciones de contacto entre los diferentes tipos de fase no están claras en todas partes, en general el pórfido de plagioclasa abundante es la fase más temprana y el pórfido con más matriz el último. Localmente, el pórfido de plagioclasa abundante contiene venillas en stockwork de cuarzo y alteración biotítica i.e. potásica. Este pórfido no skarnizado pero alterado localmente alberga mineralización diseminada y en venillas y menor calcopirita diseminada ( $\leq 0.2\%$  Cu y  $0.03\%$  Mo). Los diques porfiríticos de plagioclasa esparcida cortan los pórfidos de plagioclasa abundante, el skarn y la brecha, y localmente contienen xenolitos de skarn.

Aunque algunos aspectos de la relación entre la alteración y mineralización estilo pórfido con la alteración y mineralización económica de skarn de Cu-Zn permanecen sin aclarar, la mineralización de Mo generalmente parece ser sobreimpuesta por la skarnización. Intervalos importantes de endoskarn prógrado de grano grueso ocurren sin mineralización de Cu y casi toda la mineralización de Cu en endoskarn sin brechamiento está controlado por venillas y acompañado por alteración retrógrada. La alteración fílica en el pórfido es rara: puede haber sido sobreimpuesta por la skarnización retrógrada.

Las intrusiones múltiples son comunes en depósitos tipo pórfido y las diferentes fases fueron probablemente intruídas en menos de un millón de años (son estadísticamente idénticas en datación radiométrica). Las edades relativas de intrusión se reconocen por las texturas tales como relaciones de corte, xenolitos, márgenes enfriados, vetillas truncadas, grado de venilleo de cuarzo y alteración hidrotermal

Un estudio de USGS en 1970 se enfocó en el asunto de la edad de las intrusiones de la mina. Se dataron por K-Ar en 9.8 Ma (media  $9.1 \pm 0.4$  Ma a  $10.4 \pm 0.4$  Ma, 5 muestras) sin diferencias significativas entre biotita primaria, feldespato potásico primario y megacristales de feldespato potásico, ni entre las diferentes fases de intrusión (pórfido de cuarzo monzonita en Taco – Laberinto, cuarzo monzonita de mineralización tardía con megacristales de feldespato potásico en Usu Pallares y las intrusiones menores sin fenocristales de cuarzo al norte del lago) (McKee et al., 1979).

### **2.3.3 Endoskarn**

El endoskarn de granate rosa de grano grueso es uno de los dos tipos de endoskarn. Consiste de una matriz rica en plagioclasa blanco lechosa (distinguible de la matriz translúcida gris pálido del pórfido no skarnizado) encerrando grandes granates rosa y granates marrones más espaciados y mostrando relictos de textura porfirítica.

Aparentemente no hay asociación paragenética de mineralización relevante con el desarrollo de endoskarn de grano grueso, la cual, aunque comúnmente contiene molibdenita diseminada sólo escasas manchas y/o venillas de calcopirita asociada con epídota. Logra tener importancia como huésped de mineral gracias a las venillas de sulfuros tardíos que están asociados con alteración retrógrada y localmente conforman patrones paralelos.

Los delgados intervalos de endoskarn de plagioclasa comúnmente ocurren entre el pórfido y el endoskarn de granate rosa de grano

grosso. El endoskarn de plagioclasa raramente contiene mineralización económica de Cu y carece enteramente de Zn pero es un útil indicador de proximidad a la mineralización

El segundo mayor tipo de endoskarn es el endoskarn de granate rosa oscuro de grano fino que comúnmente alberga la brecha crackle o mosaico y constituye muchos de los fragmentos en los cuerpos de brecha heterolítica que cortan la roca intrusiva. El endoskarn rosa de grano fino se distingue del de plagioclasa de grano más grueso – o rosa – por el color, el tamaño de grano, la mineralogía y los relictos de textura porfirítica

La explicación más simple para su origen es que se formó por la relación del pórfido con los fluidos de brechamiento. Sin embargo, se puede haber formado adyacente a estructuras que posteriormente controlaron el brechamiento.

La mineralización de estilo pórfido de Mo, en disseminaciones y venillas, está sobreimpuesto por el endoskarn y las venillas son cubiertas indistintamente al ser el cuarzo consumido en el proceso de skarnización. La mayor parte de la mineralización de Cu en el endoskarn es posterior a la de Mo, consiste de pirita-venillas calcopirita ( $\pm$  magnetita) y está asociada con la alteración retrógrada. (Ver figura 7)

#### **2.3.4 Skarn Indeterminado**

También se ha reconocido un skarn de origen indeterminado. Este es comúnmente café, de grano medio y granular pero sobre todo es variable en textura, tamaño de grano y color. El skarn de granate café granular de grano medio con calcopirita intergranular se debería clasificar como exoskarn de granate café donde constituye el extremo de una gradación continua a partir del exoskarn de granate verde. El skarn de granate rosa oscuro que contiene venillas con salbandas cloríticas pero carente de relictos de textura porfirítica se debería

clasificar como endoskarn si estuviera en contacto gradacional con el pórfido. Si estuvieran ausentes o ambiguas las características críticas y/o de variación gradacional para interpretar el skarn como endo- o exoskarn entonces la unidad debe clasificarse como skarn indeterminado.

Se cree que donde la skarnización fue muy intensa, ambos el endoskarn y exoskarn alcanzaron la misma composición y mineralogía y las dos facies llegaron a ser indistinguibles.

El skarn indeterminado café y verde generalmente contiene granates de grano grueso a muy grueso de color café pálido o beige con granates intergranulares de grano medio y verde oscuro. Bajo la parte norte del Lago de la mina y localmente dondequiera en proximidad al endoskarn, este skarn indeterminado café y verde contiene diópsida en parte como agregados radiales. En el área de Pantano esta facie es común, aunque no contiene diópsida pero localmente contiene wollastonita. (Ver figura N° 7)

### **2.3.5 Exoskarn Mixto de Granate Café+ Verde**

En el tipo de exoskarn mixto café y verde, el granate café comúnmente ocurre como venillas cortando al granate verde. En algunos lugares el granate café preferencialmente reemplaza algunas capas en el exoskarn de granate verde a la escala de un centímetro, produciendo una granatita café y verde. Esta face puede contener esfalerita  $\pm$  calcopirita con el mismo estilo de mineralización y leyes como el exoskarn de granate verde.

El tipo de roca que fue clasificado como exoskarn de granate café es texturalmente idéntico en leyes y color al exoskarn de granate verde. Parece formar la zona más interna de exoskarn, entre el anillo interno del endoskarn (alrededor de un núcleo de pórfido inalterado) y un corteza externa de exoskarn de granate verde y localmente skarn de

wollastonita. Localmente grada al interior a skarn indeterminado café. El exoskarn de granate café (en sentido estricto) es mucho más raro que el que se estimó inicialmente durante el logeo de testigos de 1996-1997. (ver figura 7)

### **2.3.6 Exoskarn de Grante Verde**

En gran parte del depósito la facies de skarn adyacente al mármol o hornfels es el skarn de granate verde. En esta facie el granate parece reemplazar directamente la calcita, i.e. no hay evidencia que el granate reemplazo a la wollastonita. Se cree que el exoskarn de granate verde en diferentes partes del depósito se formó por dos diferentes vías de reacción, una, mencionada anteriormente, vía el skarn de wollastonita y el otro directamente a partir del mármol. Los dos tipos son texturalmente indistinguibles.

El skarn de granate verde contiene ya sea calcopirita-esfalerita o solamente esfalerita: los sulfuros varían de diseminado a masivo e interbandeado con granate verde. La esfalerita promedia por lo menos de 3 a 5% en el exoskarn de granate verde. Sin embargo, está erráticamente distribuída, comúnmente ocurre como bandas ricas separadas por secciones relativamente estériles. (ver figura 7)

### **2.3.7 Exoskarn de Wollastonita**

El exoskarn de wollastonita comprende una zona interna de bornita (contigua con skarn de granate verde) y una zona externa de bornita-esfalerita (más cercana al mármol). El contacto entre el skarn de wollastonita y el skarn de granate verde es una zona amplia de reemplazamiento gradacional donde el granate verde reemplaza a la wollastonita en una zona clasificada como skarn de wollastonita-granate verde. La bornita ocurre en toda esta zona intermedia así como tanto en el exoskarn de granate verde como en el exoskarn de wollastonita. El contacto entre la bornita y calcopirita es una zona amplia y gradacional

generalmente dentro del skarn de granate verde cerca al skarn de wollastonita.

Hay una segunda variedad documentada de brecha, la brecha de wollastonita en la cual la wollastonita pulverizada constituye la matriz. Debido a la similitud textural de esta brecha a la más común brecha heterolítica garnetífera esta también podría ser una brecha hidrotermal freática. Este tipo de brecha se distingue porque no contiene magnetita. (ver figura 7)

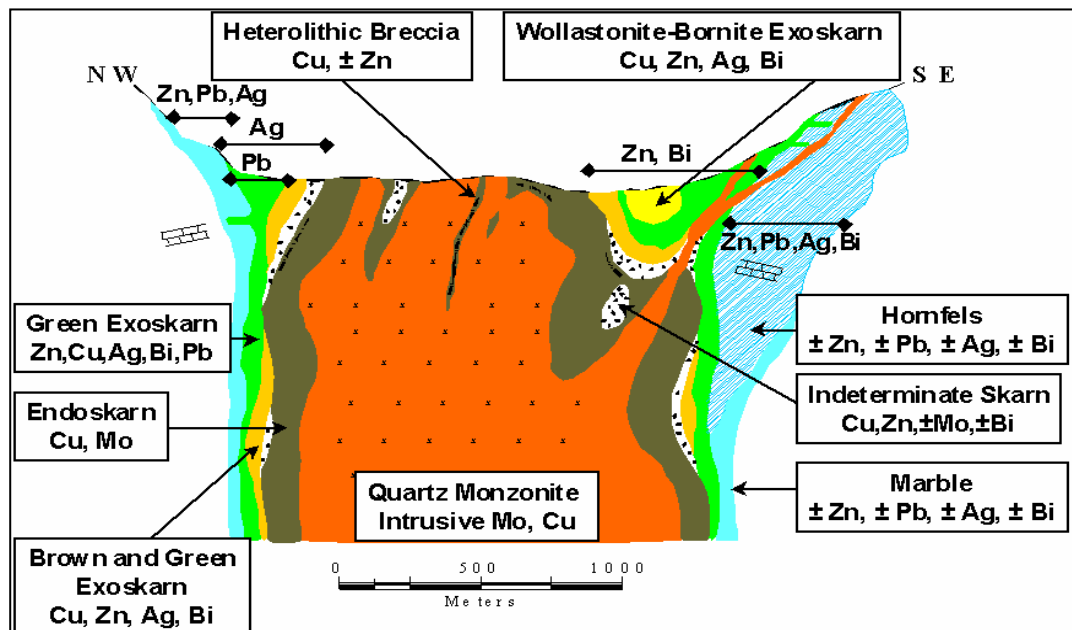


Figura 7 Litología y zonamiento del yacimiento en profundidad

### 2.3.8 Hornfels

El hornfels de grano fino puede ser café pálido o gris amarillento y varía de grano fino a afanítico. Varía de masivo a laminado con bandeamiento composicional fino y ondeado, y generalmente consiste de un agregado muy fino de granate y diópsida con wollastonita menor. Se ha identificado localmente dentro o en las cercanías de los márgenes del depósito. Esta roca no tiene aparente porosidad o permeabilidad y raramente contiene escasos sulfuros. Donde estas capas ocurren en los márgenes de la intrusión parece limitar el desarrollo de la mineralización.

### **2.3.9 Calizas**

La mayoría de las calizas cortadas por la perforación en los márgenes del skarn son de color gris claro, de grano muy fino y micrítica con estratificación paralela a la escala de varios centímetros pero sin fósiles, fragmentos de concha u otra estructura biogénica o sedimentaria. En los afloramientos en las partes altas del valle estas calizas son de estratificación gruesa (1-3 m), gris claras y facetas coloreadas a color blanco o crema por intemperismo. Estas calizas se clasifican como micritas. Se interpretan como pertenecientes a la Formación Jumasha que es anómalamente potente en la mina como resultado de los sobreescurrecimientos.

En el eje del anticlinal al lado oeste del valle hay calizas gris oscuro expuestas y en los testigos de perforación. Estos tienen estratificación ondulada a escala de centímetro (bioturbado o slump), contienen conchas y típicamente tienen bandas de nódulos de chert negro. Esta caliza pertenece a la Formación Pariatambo.

Las calizas expuestas en el anticlinal al lado este del valle tienen un núcleo gris claro seguido por una unidad de caliza negra con estratos delgados grises, luego una caliza micrítica gris. Esta caliza se distingue de los estratos suprayacentes (sobreescurrecimiento) que son típicos de la Formación Jumasha.

La Formación Jumasha es susceptible a meteorización tipo karst. No hay aspectos de karst en la superficie del depósito (pero los hay en las áreas adyacentes). Sin embargo, las cavidades subterráneas con alto flujo de agua (karst o zonas de falla) se encontraron en la perforación diamantina en las áreas de Laberinto y Taco Sur.

### **2.3.10 Brecha**

Recientemente se ha reconocido que las brechas hidrotermales que carecen de componentes juveniles y por lo tanto probablemente clasificadas como freáticas, está distribuída ampliamente y es un

importante huésped de mineralización en la que originalmente se formó la zona de skarn de granate café. Ahora se puede concluir que virtualmente todas las brechas carecen de componente juvenil o magmático.

Las brechas hidrotermales cortan todos los tipos de skarn incluyendo el exoskarn de wollastonita pero son particularmente comunes en el contacto endoskarn-exoskarn, i.e. los márgenes originales del stock.

Las brechas hidrotermales son intraminerales porque cortan y contienen clastos de skarn mineralizado, pero contienen mineralización de estilo de reemplazamiento y venillas de pirita-calcopirita-magnetita. Las brechas y las venillas en el endoskarn contienen una similar asociación de minerales metálicos aunque la magnetita es un componente minoritario de las venillas en el endoskarn.

Las brechas han sido subdivididas en crackle, mosaico y heterolítica. La brecha crackle está dominada por fragmentos angulares de la roca huésped inmediata que no parece haber sido rotada o transportada pero es cortada por una red irregular de vetillas de brecha delgadas. La brecha mosaico es intermedia entre la brecha crackle y la brecha heterolítica: consiste de fragmentos angulosos de la roca encajonante con algo de rotación y/o transporte de fragmentos en una matriz de material finamente pulverizado con o sin granos de sulfuros.

La brecha heterolítica es comúnmente de matriz dominante conteniendo fragmentos angulosos a subredondeados de todas las unidades de roca y minerales que corta, así como clastos de sulfuros, magnetita y cuarzo que parece derivarse a partir de venillas y salbandas de reemplazamiento restringidas a las brechas. La matriz de brecha varía de masiva a laminada y los clastos varían de orientados aleatoriamente a localmente imbricados.



Las brechas mosaico y heterolíticas tienen por lo general contenidos de Cu-Zn por encima del promedio y localmente contiene leyes económicas de Mo y/o Zn heredados de la roca encajonante. Las brechas pueden contener localmente galena.

Las zonas irregulares de skarn desagregado, distintas a la brecha, ocurren en el exoskarn verde y café alrededor de los márgenes del depósito y parecen estar estratigráficamente controlados en muchos lugares.

### **2.3.11 Geología Estructural**

El depósito está dentro de una faja de sobreescurrecimientos y el aspecto estructural es el principal control en la intrusión y alteración de skarn. La historia estructural interpretada del depósito se describe como sigue:

Una falla longitudinal NE-SW es la estructura más antigua. Esta controló parte de la intrusión y el valle de la mina. Hay una exposición de esta falla en la cabecera del valle por debajo de un sobreescurrecimiento posterior.

Una secuencia de sobreescurrecimientos NE se desarrollaron durante el Eoceno Tardío, fase II Incaica (ca 40-41 Ma). El depósito se ubica dentro de una lengua de sobreescurrecimientos formada por lo menos seis planos de sobreescurrecimiento. Esta lengua tiene 3 Km. de ancho y 3 Km. de largo aunque pudo haber tenido una mayor extensión originalmente. Esta secuencia de sobreescurrecimientos es una pila imbricada que ha resultado en un sobre-engrosamiento de las rocas huéspedes favorables en el área (Jumasha).

Una extensión muy localizada ocurrió en el lado SE del valle actual de la mina. La extensión fue acomodada por fallamientos lístricos y por movimiento de falla con salto en dirección del rumbo a lo largo de la falla principal longitudinal NE-SW. Esta fase extensional menor se puede

correlacionar regionalmente con la fase Quechua 2. Se interpreta que las intrusiones del depósito han sido controladas por fallamientos lístricos ya que se les nota ocupando planos de falla en la caliza por encima del depósito. Dentro del depósito no hay señales obvias de que estas fallas existieron ya que su ubicación está ahora completamente obliterada por la intrusión y el skarn.

Movimientos de fallas post-mineralización de alto ángulo parecen haber ocurrido en el contacto SE del skarn en el lado SE del valle. No hay ni desplazamiento significativo ni corte aparente en el skarn. Sin embargo, se considera que ha habido algún salto debido al contraste de ductilidad en el contacto skarn/mármol. (Ver figura 5)

### **2.3.12 Tipo de Depósito**

El depósito es un skarn de cobre muy desarrollado conteniendo zinc, plata, molibdeno, plomo y bismuto formado por la intrusión del cuerpo de cuarzo monzonita en las calizas. Las características de una zona de skarn dependen de la naturaleza de la roca intruída y las emanaciones activadas por el cuerpo intrusivo. Se reconocen dos tipos de alteración: recristalización o reacomodo de los constituyentes presentes en las rocas y adición de materiales. La mayoría de los depósitos de skarn muestran ambos aspectos. Los skarn más evidentes se desarrollan cuando la roca encajonante es una roca sedimentaria de composición carbonatada. La depositación de minerales en los depósitos de skarn típicamente muestra controles estructurales y estratigráficos. La litología del skarn generalmente es zonada a partir del centro hacia los bordes.

El depósito muestra características tanto de un skarn de cobre como de zinc. Los skarns de cobre normalmente se forman en asociación proximal con el intrusivo que es la fuente de los metales, mientras que los skarns de zinc generalmente se forman distales a la fuente de fluídos.

Los estudiosos del depósito, creen que los fluidos mineralizantes se originaron en una fuente distal más profunda y por lo tanto no estuvieron en equilibrio con el intrusivo presente en el valle actual. Esto resultó en una reacción de los fluidos tanto en los intrusivos como en las calizas formando las unidades endoskarn y exoskarn. Se cree que los intrusivos previamente emplazados causaron un evento de metamorfismo termal formando los hornfels que rodean el depósito con wollastonita asociada y colapso en el volumen. Estas unidades luego actuaron como trampas para sucesivos eventos mineralizantes que forzaron a los fluidos a reaccionar con los intrusivos formando el endoskarn y limitaron la reacción hacia la roca circundante formando los exoskarns. Se cree que los fluidos fluyeron a través de los contactos originales intrusivo-caliza y varios otros planos de debilidad estructural.

La mineralización se pudo extender distancias significativas del depósito a través de las fallas de sobre-escurrimiento, planos de falla, contactos con diques y a través de las unidades estratigráficas favorables. A medida que el sistema se desarrollaba se piensa que ocurrió una sobre presurización con un violento destape del sistema y la formación de las brechas hidrotermales. El sistema de la mineralización colapsó como resultado de este evento. Después del evento de brecha apareció un último evento de mineralización como se evidencia por las venillas que cortan la brecha. Hay una fase final de alteración retrógrada muy débil generalmente evidente sólo en las áreas de debilidad estructural que permitieron el flujo de fluidos.

## **CAPITULO III**

### **CONCEPTOS TEORICOS PARA LA CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA – GEOTÉCNICA**

#### **3.1 Caracterización Geológica**

La caracterización geológica debe permitir no solo definir la geometría del subsuelo y la relación con los contactos entre los diversos tipos de roca, sino también permitir una definición de los distintos tipos de unidades geotécnicas básicas que aparecen en el área de interés, con la finalidad de tener en detalle la geología de la zona del túnel.

##### **3.1.1 Modelo Geológico**

El modelo geológico para una obra subterránea se inicia con el levantamiento geológico a una escala que permita resaltar los dominios estructurales y litológicos , describiendo los parámetros mas importantes para diseño, la descripción geológica debe tener detalles cuantitativos y cualitativos de la roca y la estructura , ayudado por el mapeo en campo, sondajes y mapeo fotográfico. (Ver Gráfico 5 – Fig. 28)

#### **3.2 Caracterización Geotécnica**

Es de suma importancia evaluar correctamente el macizo rocoso por donde atravesara el túnel, para definir bien su estabilidad y su comportamiento

frente a una excavación subterránea, los objetivos que deberían de cumplir una buena caracterización geotécnica según Karzulovic 1982, son :

- Ser sencilla y de fácil empleo.
- Los términos utilizados deben ser comunes, para facilitar la comunicación entre los profesionales involucrados.
- Debe contar con las propiedades mas significativas para la evaluación del macizos rocosos.
- Los parámetros deben ser cuantitativos, para que se puedan medir en campo.
- Los criterios de diseño deben tener algunos años con buenos resultados.

A continuación se describirá los conceptos más importantes al momento de realizar una buena caracterización geotécnica.

### **3.2.1 Estructuras y Tipos**

Las estructuras es uno de los aspectos mas importantes de la caracterización geotécnica, ya que nos permite definir estructuras mayores, dominios estructurales y sus tendencias. Debemos empezar con la geología estructural a nivel distrital para entender mejor las tendencias a nivel mas local y definir sus respectivos patrones locales que nos interesa, de lo contrario seria difícil entender y definir bien los dominios locales del lugar de estudio y la información estructural que se tiene debería ser revisada ya que estaría presentado deficiencias, desde un punto de vista practico conviene dividir las estructuras como sigue

#### **3.2.1.1 Estructuras Principales**

Son las estructuras más importantes en la mina, tales como fallas geológicas distritales o regionales y atraviesan generalmente gran parte del área de una operación minera (ver foto 1 ), por estas

razones debe ser estudiadas en forma individual en los estudios y análisis geomecánico las cuales pueden influir en los siguiente:

- Estabilidad de labores subterráneas
- Estabilidad de los taludes (Bancos, etc)
- Evolución de la subsidencia
- Secuencia de Minado

I

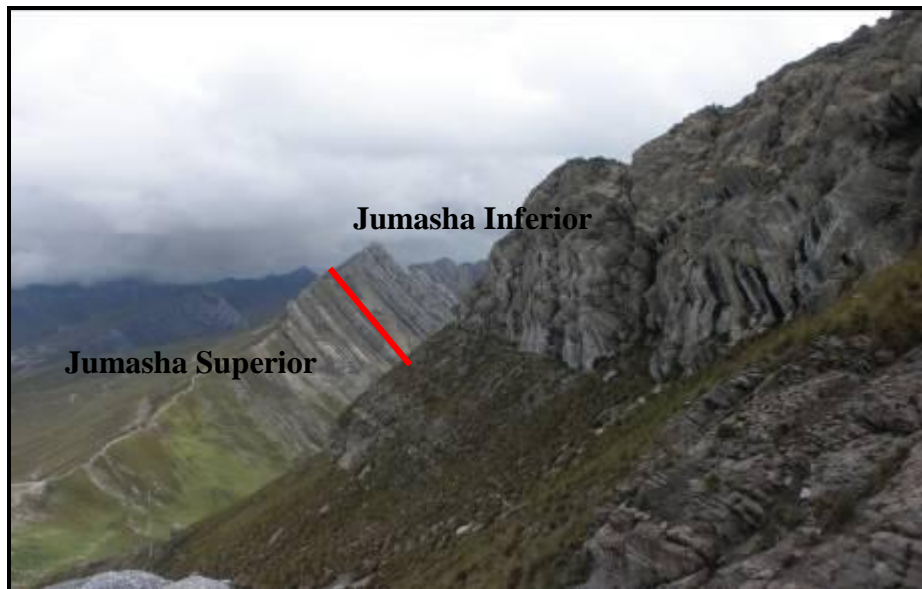


Foto 1: Estructura principal, falla de sobrescurrimiento Jumasha Medio sobre Jumasha Superior, esta estructura es de alcance regional, corta al eje del túnel a 280 metros del portal de entrada

### 3.2.1.2 Estructuras Mayores

Son estructuras geológicas que pertenecen a un misma familia o set estructural, siendo sus trazas de cientos de metros, suficiente tamaño como para afectar la inestabilidad dentro del eje del túnel que, podría estar asociado con estructuras menores, debido a estas características deben de ser incluidos en el análisis geotécnico (ver foto 2)

### 3.2.1.3 Estructuras Menores

Corresponde a estructuras tipo vetillas selladas pertenecientes a una misma familia, de potencias milimétricas y sus trazas no alcanzan mas allá de los 5 metros (Ver foto 2), son mas comunes que las estructuras mayores y deben ser incluidas en el tratamiento y análisis geotécnico.

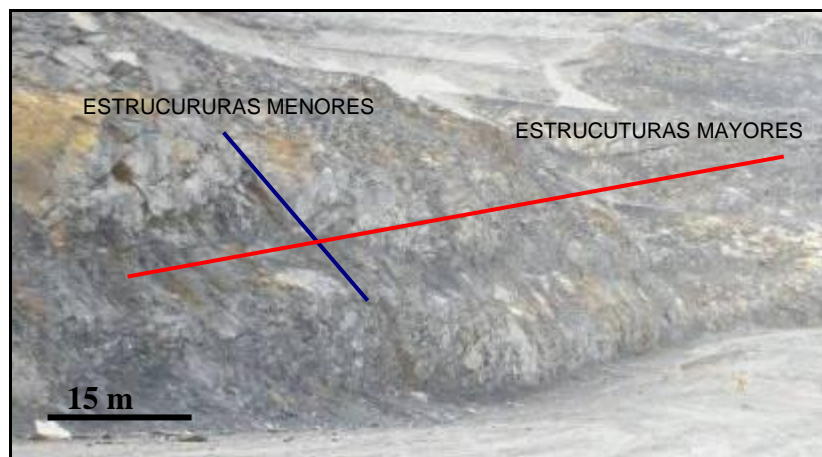


Foto 2: Estructuras mayores y menores en un banco , ubicado en la fase 6, en el tajo de la Mina

### 3.2.2 Análisis por tipo estructura

En los métodos sugeridos por la ISRM, para la descripción cuantitativa de discontinuidades en macizos rocosos, se reseñan 10 parámetros que es preciso describir para lograr este tipo de caracterización (Brown (1981)). Estos parámetros se ilustran en el esquema de la Figura 8 y son los siguientes:

- Número de sets o sistemas de estructuras que aparecen en el macizo rocoso.
- Orientación de cada set (definida por valores característicos del buzamiento y de la dirección de buzamiento).

- Espaciamiento entre estructuras de una misma familia o set estructural (puede ser verdadero si se mide en la dirección normal al plano de las estructuras, o aparente si se mide en otra dirección).
- Persistencia o extensión de las estructuras de cada set.
- Rugosidad de las estructuras de cada set.
- Apertura (estructuras abiertas) o potencia (estructuras selladas) de las estructuras de cada set.
- Tipo(s) de relleno(s) presente(s) en las estructuras de cada set.
- Resistencia de la roca caja para cada set de estructuras (si bien el tipo de roca puede ser el mismo, distintos sets de estructuras pueden presentar distintas características de alteración, afectando de diferente forma a la roca de caja).
- Características de la percolación de aguas observada en las estructuras de cada set.
- Tamaño de los bloques que definen las estructuras en el macizo rocoso.



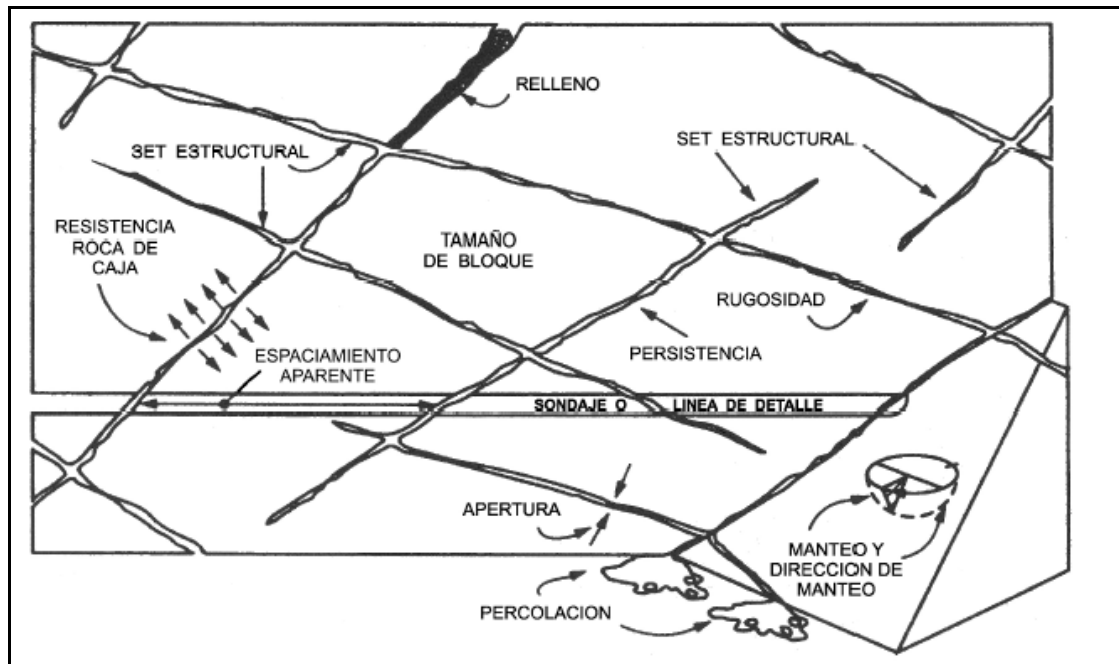


Figura 8 Esquema ilustrativo de los parámetros que describen las estructuras presentes en el macizo rocoso (Tomado de Husdon (1989))

### 3.2.3 Dominios Estructurales

Dominio estructural, es la masa de roca delimitada por discontinuidades dentro de la cual la estructura es prácticamente homogénea, entiéndase por estructura al conjunto de fallas, diaclasas, pliegues y demás características geológicas que definen una determinada región, en la que existe una serie de dominios estructurales perfectamente definidos y diferenciados entre si (Introducción a la Ingeniería de Túneles H Gavilanes-B. Andrade).

### 3.2.4 Espaciamiento de las estructuras

Es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes (ver foto 3). Éste determina el tamaño de los bloques de roca intacta. Cuanto menos espaciado tengan, los bloques serán más pequeños y cuanto más espaciado tengan, los bloques serán más grandes, es decir el espaciamiento controla el tamaño de los bloques individuales de la roca intacta, la permeabilidad y la circulación del agua

En la práctica a cada set o familia de estructuras se le asigna un valor “característico” de espaciamiento (los más usados corresponden al valor promedio de las mediciones de espaciamiento para dicho set), ya que el espaciamiento de un set de estructuras no presenta un único valor, sino un rango de valores (Ver tabla 1), muchas veces conforme a una cierta distribución estadística (para lograr una buena definición de esta distribución Hudson & Harrison (1997) señalan que debe contarse con al menos 200 mediciones).



Foto 3: Espaciado de una discontinuidad (Tomado de Manual de Geomecánica Aplicada a la Prevención de Accidentes por Caída de Roca en Minería Subterránea- Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía)

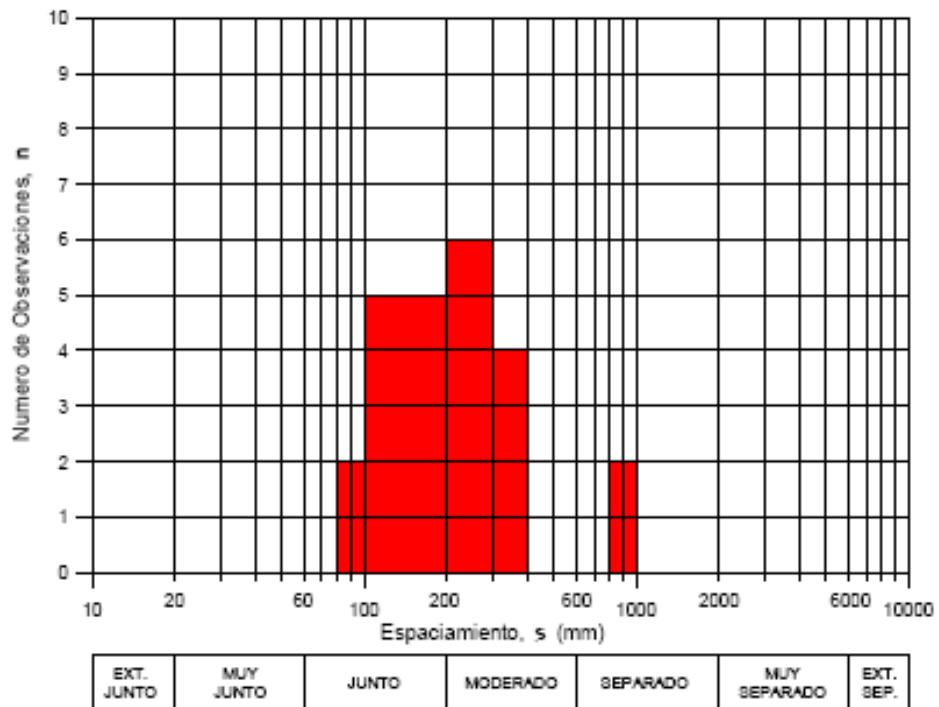


Figura 9 Mediciones del Espaciamiento de las discontinuidades en Forma de histograma (Brown 1981)

Tabla 1 Descripción del espaciamiento según definición del ISRM

Descripción	Espaciamiento
Extremadamente Junto	<20
Muy Junto	20 a 60
Junto	60 a 200
Moderado	200 a 600
Separado	600 a 2000
Muy Separado	2000 a 6000
Extremadamente Separado	> 6000

### 3.2.5 Persistencia de las estructuras

La persistencia de la estructura corresponde a la medida de la traza que se puede observar en superficie, el cual se toma a lo largo de la dirección del rumbo de la estructura, cuanto menor sea la persistencia, la masa rocosa será mas estable, cuanto mayor la persistencia, menor

la estabilidad, para describir la persistencia se sugiere las definiciones del ISRM, (ver tabla 2)

Tabla 2 Descripción de la persistencia de las discontinuidades

Descripción	Persistencia (m)
Muy Baja	<1
Baja	1 a 3
Media	3 a 10
Alta	10 a 20
Muy Alta	> 20

### 3.2.6 Rugosidad de la estructura

La rugosidad de una discontinuidad es el factor determinante de la resistencia al corte en los planos, su importancia disminuye al aumentar la abertura, el espesor de relleno o cualquier desplazamiento sufrido con anterioridad. La rugosidad viene dada por dos factores.

- Por su ondulación (Macro rugosidad)
- Por su aspereza (Micro rugosidad)

La ondulación afecta a la dirección inicial del desplazamiento cizallante relativa al plano de discontinuidades, mientras que la aspereza afecta la cizallamiento, la rugosidad puede medirse con diferentes métodos dependiendo de la exactitud deseada, pero el método más sencillo de medir es mediante perfiles estándares de rugosidad (ver figura 10)



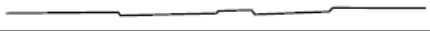

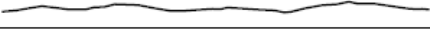
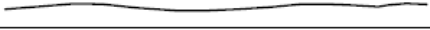

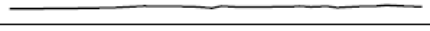

Clase	Escala		Perfil Típico de Rugosidad de la Estructura	JRC <sub>20</sub>	JRC <sub>100</sub>
	Intermedia	Menor			
I	Escalonada	Rugosa		20	11
II		Lisa		14	9
III		Pulida		11	8
IV	Ondulosa	Rugosa		14	9
V		Lisa		11	8
VI		Pulida		7	6
VII	Plana	Rugosa		2.5	2.3
VIII		Lisa		1.5	0.9
IX		Pulida		0.5	0.4

Figura 10 Perfiles de rugosidad según recomendaciones ISRM (modificada de Brown 1981)

### 3.2.7 Apertura y Tipo de Relleno

La apertura es la distancia perpendicular que separa las paredes adyacentes de una discontinuidad abierta sin relleno o en presencia de agua como se puede ver en la foto 4. Cuando se trata de una discontinuidad abierta y rellena con arcilla la ISRM sugiere usar el término ancho (ver tabla 3)



Foto 4: Discontinuidad con apertura en areniscas

Abertura	Descripción
<0.1mm	Muy cerrada
0.1mm-0.25	Cerrada
0.25mm-0.5mm	Parcialmente abierta
0.5mm-2.5mm	Abierta
2.5mm-10mm	Moderadamente abierta
>10mm	Ancha
1-10cm	Muy ancha
10-100cm	Extremadamente Ancha
>1m	Cavernosa

Tabla 3 Descripción de la apertura en las discontinuidades (ISRM-1983)

Relleno es el material que se encuentra separando las paredes adyacentes de una discontinuidad, pueden ser de diferentes orígenes y gobiernan el comportamiento de la discontinuidad por lo que deben ser identificados y descritos todos lo referente a su propiedades y estado (Anchura, permeabilidad, resistencia al corte, naturaleza, tamaño de partículas)

### 3.3 Zonificación Geotécnica

Se basa en la clasificación de unidades geotécnicas con características homogéneas y uniformes dentro de un rango determinado y pueden abarcar diferentes unidades geológicas. Las unidades geotécnicas y su ubicación en el espacio, se pueden establecer a partir de tipo litológico, procedencia y características geológicas de las rocas, principalmente estructurales, calidad y clasificación geotécnica, con la finalidad de que los cálculos de diseño sean aplicados y validos dentro de esta zona definida.

### 3.4 Propiedades Geomecánicas Del Macizo Rocoso

#### 3.4.1 Propiedades de la Roca Intacta

##### 3.4.1.1 Litología

La litología de una roca está relacionada con la composición mineralógica y con su textura, los términos y clasificaciones son geológicos. Para propósitos geotécnicos, la terminología geológica no basta para poder clasificar a la roca, pero nos ayuda a identificar, correlacionar y muy frecuentemente nos da un punto de vista general y rápido a cerca del comportamiento de la roca

##### 3.4.1.2 Peso Unitario

Las rocas a diferencia de los suelos presentan una gran variedad de pesos específicos y estos valores en gran medida depende de su componentes, (ver tabla 4). Definimos el peso específico como el peso por unidad de volumen, en general se considera igual que la densidad, pero debe de quedar claro que en geotecnia el peso específico se refiere a unidades de fuerza y no de volumen. Con el aumento de la profundidad la el peso específico aumenta y la porosidad disminuye.

Tabla 4 Valores Típicos de la Densidad para la roca intacta (After lama & Vutukuri, (1978))

Rock type	Range of density (kg/m <sup>3</sup> )	Mean density (kg/m <sup>3</sup> )
Igneous rocks		
Granite	2516 – 2809	2667
Granodiorite	2668 – 2785	2716
Synite	2630 – 2899	2757
Quartz diorite	2680 – 2960	2806
Diorite	2721 – 2960	2839
Norite	2720 – 3020	2984
Gabbro	2850 – 3120	2976
Dlabase	2804 – 3110	2965
Peridotite	3152 – 3276	3234
Dunite	3204 – 3314	3277
Pyroxwnitw	3100 – 3318	3231

Anorthosite	2640 – 2920	2734
<b>Sedimentary rock</b>		
Sandstone	2170 – 2700	-
Limestone	2370 – 2750	-
Dolomite	2750 – 2800	-
Chalk	2230	-
Morble	2750	-
Shale	2060 – 2660	-
Sand	1920 – 1930	-
<b>Metamorphic rock</b>		
Gneiss	2590 – 3060	2703
Schist	2700 – 3030	2790
Slate	2720 – 2840	2810
Amphibolite	2790 – 3140	2990
Granulite	2630 – 3100	2830
Eclogite	3338 – 3452	3392
Los valores en la tabla son pesos específicos determinado en roca con un contenido natural de agua, Tomado de Engineering Properties of Rocks pagina 191		

### 3.4.2 Resistencia

No se puede diseñar y construir obras subterráneas, sin conocer la resistencia del macizo rocoso, se requiere conocer bajo que condiciones de carga el macizo rocoso perderá su integridad estructural, en general la resistencia se puede evaluar en función de la carga que puede soportar, del coeficiente  $c$  y del ángulo de fricción  $\phi$ , variables que se necesitan para los diseños de ingeniería de rocas

#### 3.4.2.1 Resistencia a la Compresión Simple

Es el máximo valor que soporta la roca sometida a compresión uniaxial, medida sobre un probeta cilíndrica de roca sin confinar en el laboratorio y viene dada por la siguiente expresión

$$\sigma = \frac{P}{A}$$



$$\sigma = \frac{4P}{\pi d^2}$$

Tabla 5 Valores de resistencia de la matriz rocosa sana

Roca sana	Resistencia a compresión simple (kp/cm <sup>2</sup> )		Resistencia a la tracción (Kp/cm <sup>2</sup> )
	Valores Medios	Rango de Valores	
Andesita	2.100 – 3.200	1.000 – 5.000	70
Anfibolita	2.800	2.100 – 5.300	230
Anhidrita	900	800 – 1.300	60 – 120
Arenisca	550 – 1.400	300 – 2.350	50 – 200
Basalto	800 – 2.000	600 – 3.500	50 – 250
Caliza	600 – 1.400	500 – 2.000	40 – 300
Cuarcita	2.000 – 3.200	1.000 – 5.000	100 – 300
Diabasa	2.400 – 3.500	1.300 – 3.650	550
Diorita	1.800 - 2.450	1.200 – 3.350	80 – 300
Dolerita	2.000 – 3.000	1.000 – 3,500	150 -350
Dolomía	600 - 2.000	500 – 3.500	50 – 250
Esquisto	300 – 600	200 – 1.600	20 – 55
Gabro	2.100 – 2.800	1.800 -3000	140 – 300
Gneiss	600 – 2.000	500 – 2.500	50 - 200
Garnito	700 – 2.0000	500 – 3.000	70 – 250
Grauvaca	1,000 – 1.500	800 – 2.200	55 – 150
Limolita		350 – 2.500	27
Lutita	200 - 400	100 - 900	15 – 100
			5 – 10*
Marga	300 -3700	200 - 900	
Marmol	1.200 – 2.000	600 -2.500	65 – 200
Pizarra	400 – 1.500	300 – 2.000	70 - 200
Sal	120	50 - 300	
Toba		100 - 460	10 – 40
Yeso	250	100 - 400	10 – 25

(\*) A favor de superficies de laminación.  
 Datos Seleccionados a partir de Rahn (1986), Walthan (1999), Ober y Duvall (1967), Farmer (1968)

(Valores para la resistencia a la compresión simple en roca sana (González Vallejo Ingeniería Geológica Pag 130).)

Típicamente el rango para los valores para la compresión simple viene dado por la tabla 5 y el valor es medido según estándares de la American Society for Testing and Materials (ASTM) and the International Society for Rock Mechanics (ISRM). La resistencia a la compresión también se puede determinar a partir de otros métodos indirectos como los ensayos de carga puntual, martillo de Smith, esclerómetro de dureza etc.

### 3.4.2.2 Resistencia a la Compresión Triaxial

Simula las condiciones bajas las cuales se encuentra un espécimen de roca en campo, sometida a esfuerzos confinantes, se determina mediante la aplicación de presión hidráulica alrededor de la probeta cilíndrica de roca (ver figura 11).

Permite encontrar la envolvente de resistencia del material rocoso ensayado, obteniéndose a partir de este ensayo, los valores de los parámetros de resistencia de cohesión y fricción, así como la relación de los esfuerzos aplicados.

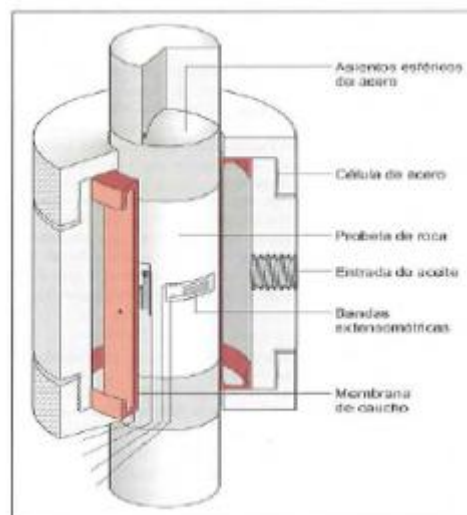


Figura 11 Esquema de una célula Triaxial, Hoek y Brown 1980

### 3.4.3 Ensayo de los Módulos de deformación

Los Módulos de deformación (Young y Poisson), son posibles de determinar a partir de los ensayos de compresión simple, midiendo las variaciones axial y diametral de una muestra experimental y el esfuerzo aplicado en esta. Llevándose los datos obtenidos a un grafico para poder analizar su comportamiento y obtenerse los módulos de deformación de Young (E) y Poisson ( $\mu$ ), en donde la pendiente de la línea ascendente, antes de alcanzar la resistencia pico, corresponde al modulo de elasticidad o de Young, dicha recta se obtiene a partir de datos experimentales ajustados por el método de los mínimos cuadráticos (ver figura 12 y la ecuación 1)

$$E = \frac{\sigma}{\epsilon_{ax}} \quad (1)$$

$\sigma$  = esfuerzo axial

$\epsilon_{ax}$  = deformación axial

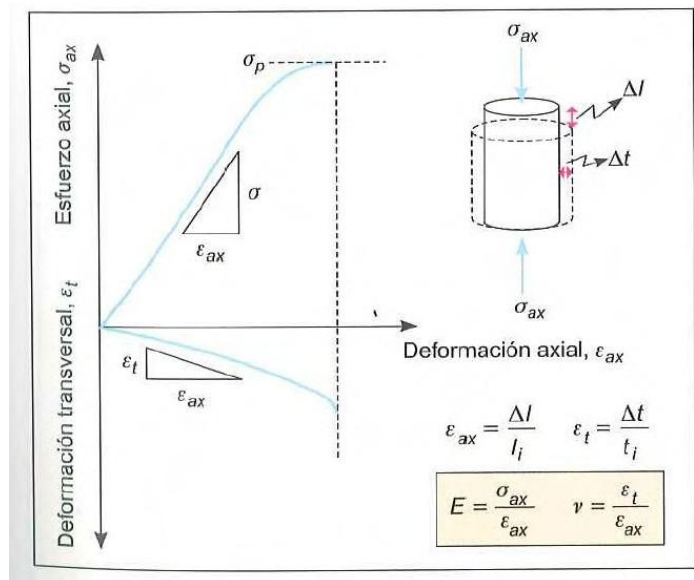


Figura 12 Curvas Tensión – deformación obtenidas del ensayo de compresión uniaxial  
(Ingeniería Geológica – Gonzáles Vallejo)

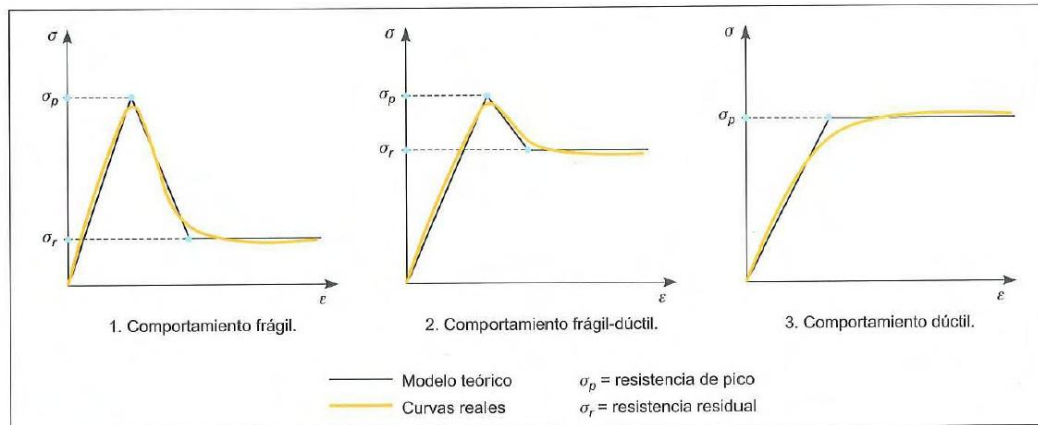


Figura 13 Medios de comportamiento frágil-ductil

El coeficiente de Poisson ( $\mu$ ) correspondiente al coeficiente entre la pendiente de la curva esfuerzo vs deformación axial / esfuerzo vs deformación diametral determinadas a partir de la curva, es decir la variación, de la deformación transversal o diametral, entre la variación de la deformación axial.

$$\mu = \frac{\varepsilon_t}{\varepsilon_{ax}} \quad (2)$$

$\varepsilon_t$  = Variación de la deformación transversal o diametral

$\varepsilon_{ax}$  = Deformación axial

El comportamiento deformacional de la roca viene definido por el esfuerzo que se aplican a la roca y como esta va cambiando de acuerdo a la aplicación de la carga, presentando comportamiento frágil, frágil - dúctil y dúctil. A partir de un determinado estado de deformaciones, la roca no puede mantener su comportamiento elástico llegándose a punto en el que se producen deformaciones dúctiles o plásticas. (Ver figura 13)

### 3.5 Discontinuidades

#### 3.5.1 Descripción de las discontinuidades

Son superficies de debilidad que imparten a la roca una condición anisotrópica en la resistencia, es decir denotan interrupción en la continuidad mecánica de la roca (ver figura 14), estas superficies pueden ser de origen mecánico o sedimentario, con fines descriptivo se utilizara el termino discontinuidad para referirnos a diaclasas, fallas, foliación o estratificación; considerando que la resistencia de cizallamiento en estas superficies es menor que en la roca intacta

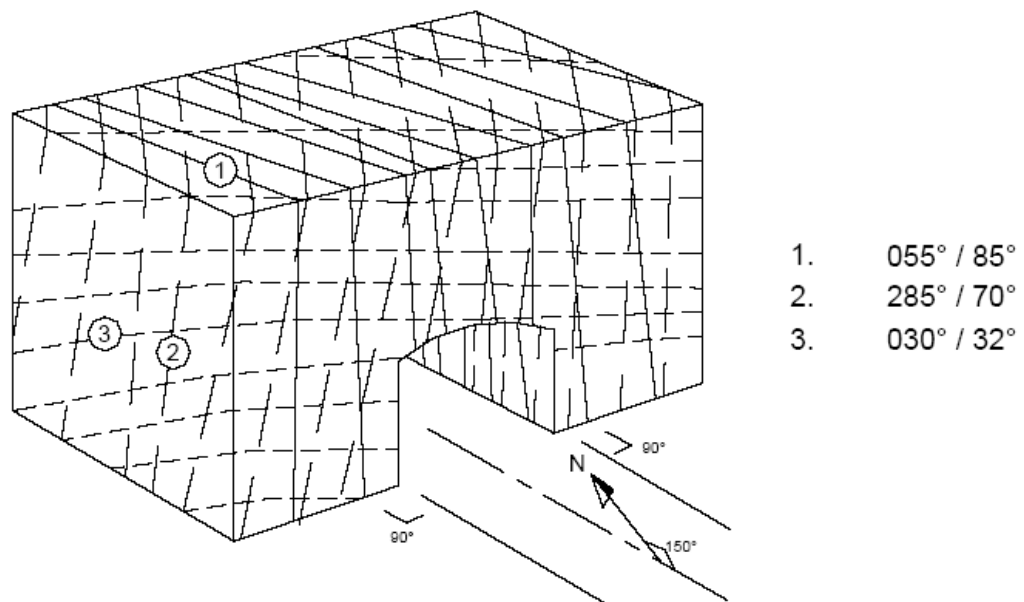


Figura 14 Representación de las familias de discontinuidades mediante un bloque diagrama (ISRM 1981)

#### 3.5.2 Resistencia al Corte

La resistencia al corte de las discontinuidades es uno de los aspectos más importantes de considerar para la estabilidad del macizo rocoso y depende fundamentalmente de la fricción que a su vez esta relacionado con la rugosidad de las paredes y con la presencia o no

relleno entre estas , el comportamiento mecánico de las superficies de discontinuidad se basa en el esfuerzo de corte aplicado y las deformaciones ocurridas a causa de estos esfuerzos, existen factores que afectan el comportamiento de la discontinuidades sometidas a esfuerzos como son:

- Tensiones Normales al plano de corte
- Grado de alteración y resistencia de las paredes de la discontinuidad
- Espesor y tipo de relleno
- Circulación de agua y grado de saturación del terreno
- Velocidad de movimiento de cizalla
- Orientación del desplazamiento tangencial

La resistencia de los planos de las discontinuidades se evalúa a partir de los diferentes criterios como: El criterio de rotura de Mohr – Coulumb, el criterio de Patton y el criterio de Barton – Choubey, esta se determina a partir de ensayos de resistencia de corte directo en laboratorio y también con los ensayos triaxiales en condiciones especiales.

### **3.5.2.1 Resistencia al corte en discontinuidades planas o lisas**

Consideremos una discontinuidad liza, plana y cerrada, la cual es sometida a una tensión normal uniforme  $\sigma$  y una tensión cortante tangencial  $\tau$ , tal como se muestra en la figura 15, si la discontinuidad esta inicialmente cerrada y la tensión cortante aumenta hasta que la roca se desliza a lo largo de la discontinuidad, la curva que relaciona la tensión de corte

resultante con la deformación al corte sería similar a la que se muestra en el gráfico de la figura 16.

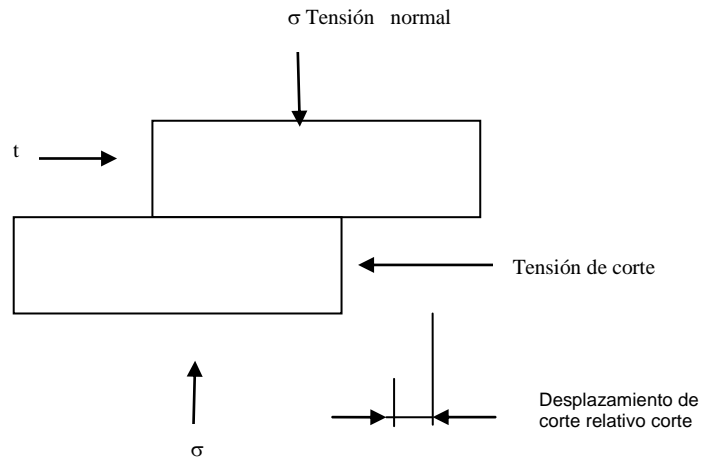


Figura 15 Discontinuidad Liza bajo condiciones de corte directo

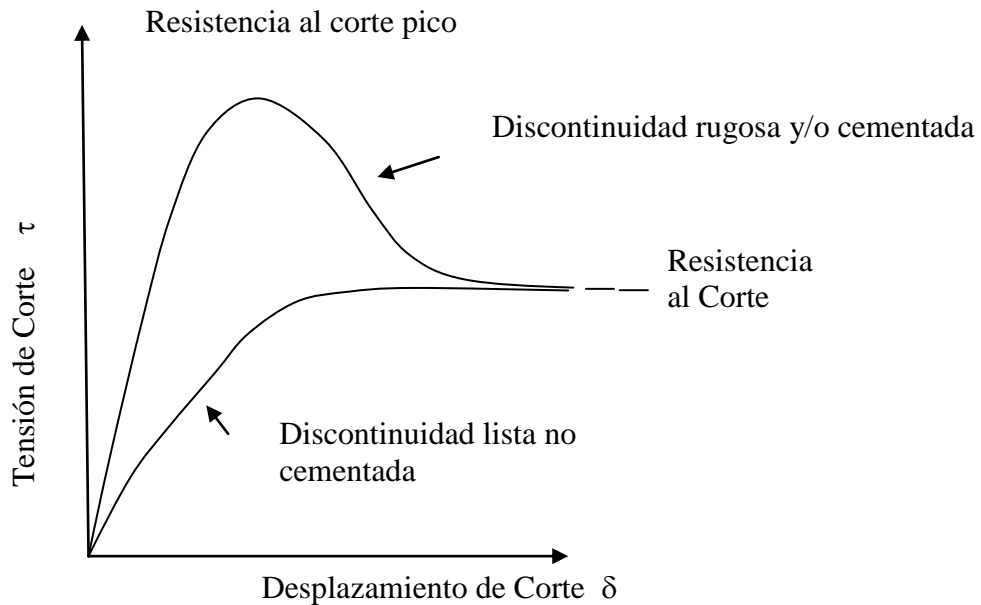


Figura 16 Curvas Típicas de tensión de corte – Deformación de corte

La resistencia pico se produce inmediatamente antes del punto en el que la discontinuidad empieza a deslizarse y romperse, después de lo cual la resistencia al corte disminuye hasta alcanzar la resistencia residual (ver figura 13 y 17), la relación entre la resistencia al corte

pico  $\tau_p$  y la tensión normal  $\sigma_n$  puede ser representadas por la ecuación de Mohr- Coulumb, (ver ecuación 3)

$$\tau_p = c + \sigma_n \tan g\phi_p \quad (3)$$

Donde

**C** : Es el ángulo de fricción pico

$\phi_p$  : Angulo de fricción

$\sigma_n$  Es el esfuerzo efectivo normal sobre el plano de discontinuidad

Al representar la resistencia residual  $\tau_r$ , la cohesión cae a cero y el ángulo de fricción residual es menor que el ángulo de fricción pico y la ecuación queda como sigue (ver figura 17, ecuación 4),

$$\tau_r = \sigma_n \tan g\phi_r \quad (4)$$

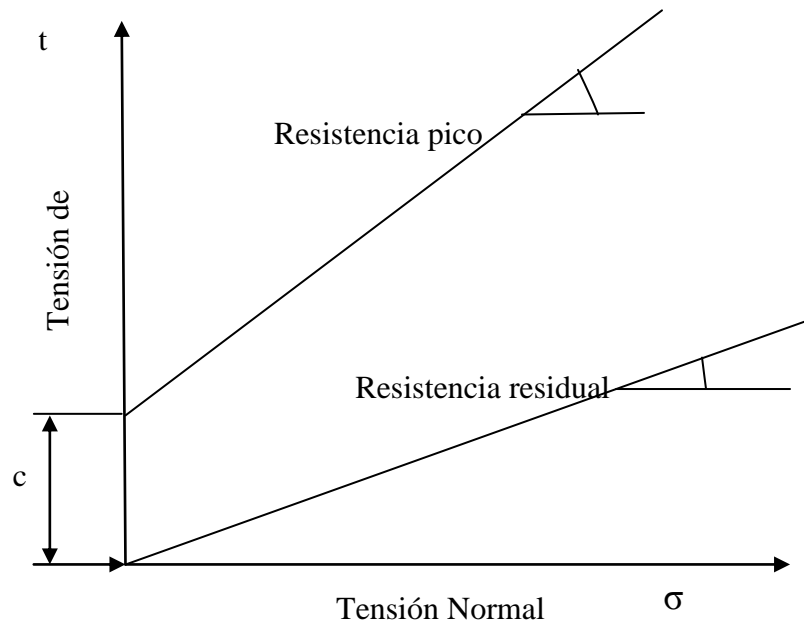


Figura 17 Envolvente típicas de las resistencias pico y residual



### 3.5.2.2 Resistencia al corte en discontinuidades rugosas sin relleno

Una discontinuidad natural en roca resistente no es tan liza ni uniforme, estas características hace que una superficie rugosa incremente la resistencia de cizallamiento de la superficie en contacto, siendo por tanto esta un parámetro muy importante en términos de excavación en roca. En discontinuidades rugosas las tensiones bajas producen dilataciones y cabalgamientos, mientras que en tensiones elevadas se produce la rotura de los dientes de las rugosidades, a continuación se describe dos de los criterios más usados en mecánica de rocas (ver figura 18)

#### a.-Criterio de Patton.

Patton en 1966 fue el primero en proponer un modelo de rotura bilineal para superficies rugosa, por medio de ensayos de cizallamiento a los que denomino dientes de cierra, demostrando que para tensiones normales bajas ocurren desplazamientos ascendentes a lo largo de superficies rugosas inclinadas, mientras que para tensiones elevadas se pueden romper los bordes angulosos de la rugosidades. (ver figura 19)

La resistencia al corte puede ser representada según por un ángulo de rugosidad  $i$ , un ángulo de fricción básico  $\phi_b$  y un ángulo total de superficie  $\phi_p$  que resulta la suma de los dos ángulos (ver ecuación 5)

$$\phi_p = \phi_b + i \quad (5)$$

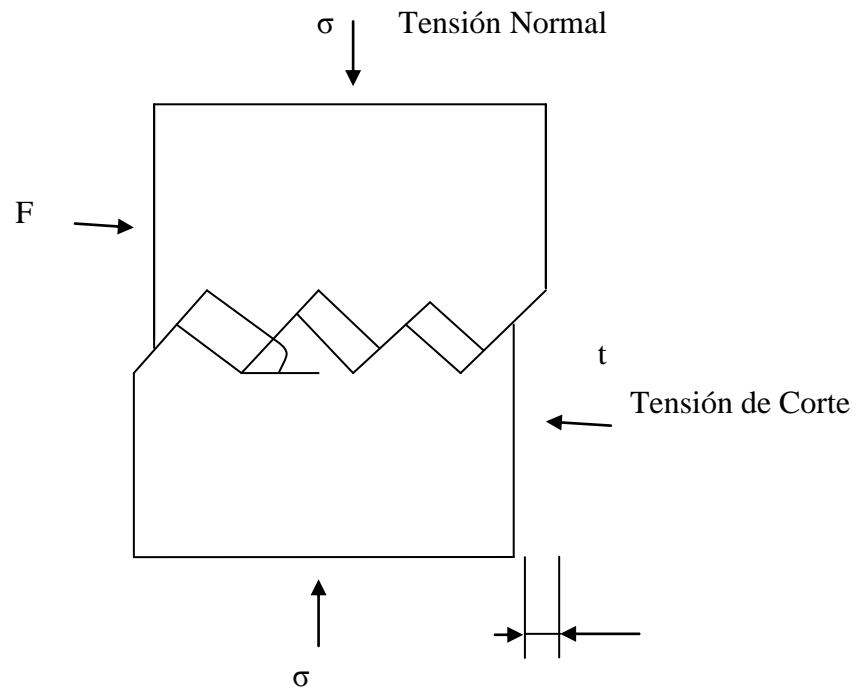


Figura 18 Junta Rugosa bajo condiciones de corte directo

Según la figura 18, si la discontinuidad no tiene cohesión ( $c=0$ ), se obtiene la siguiente expresión partir de la ecuación de Mohr – Coulumb, (ver ecuación 6)

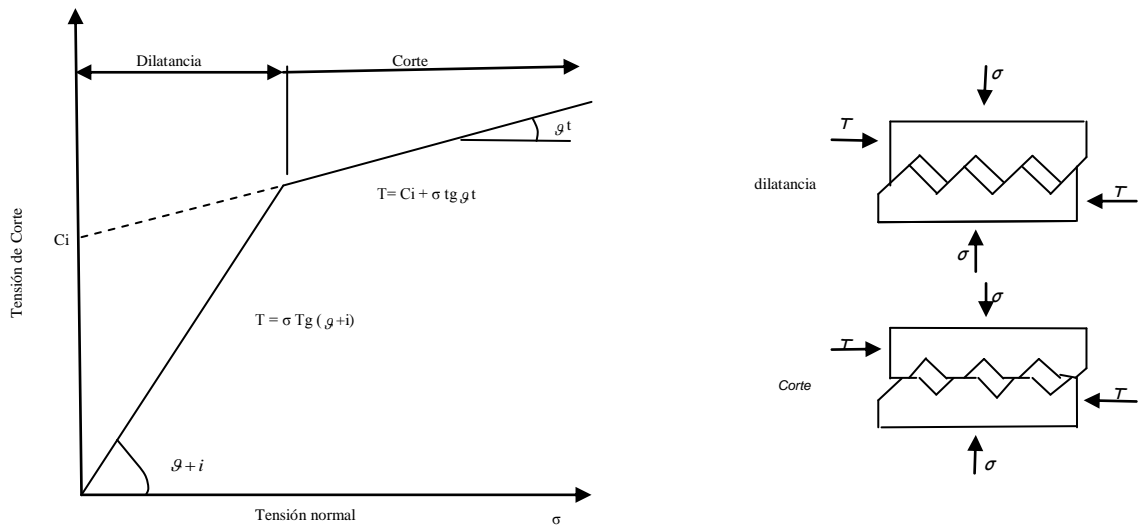


Figura 19 Criterio de rotura de PATTON (1966) para juntas rocosas

$$\tau = \sigma_n \tan g(\phi_b + i) \quad (6)$$

### b.- Criterio de Barton y Choubey.

El criterio de corte de Patton solo pueden ser empleados para valores altos y bajos de las tensiones normales, a pesar que el modelo propuesto por Patton es simple, es mas complicado diagnosticar con este criterio la resistencia al corte en discontinuidades con paredes rugosas.

Barton y Choubey propusieron la siguiente ecuación para casos de discontinuidades rugosas en roca, (ver ecuación 7)

$$\tau_t = \sigma_n \tan \left( \phi_r + JRC \log_{10} \left( \frac{JCS}{\sigma_N} \right) \right) \quad (7)$$

- $\tau_r$  y  $\sigma_n$  son los esfuerzos tangencial y efectivo sobre el plano de la discontinuidad
- $\phi_r$  es el ángulo de rozamiento residual
- JRC es el coeficiente de rugosidad de las paredes de la discontinuidad
- JCS es la resistencia a la compresión simple de las paredes de la discontinuidad

Para estimar el ángulo de rozamiento residual basada en la resistencia al martillo de Smith, se usa la siguiente ecuación

$$\phi_r = (\phi_b - 20) + 20 \left( \frac{r}{R} \right) \quad (8)$$

R: es el valor de rebote con el martillo de Smith en superficies seca sin meteorizar

r : es el valor de rebote con el martillo de Smith en superficies húmedas meteorizadas

### 3.5.3 Criterio de ruptura de Mohr – Coulomb

Este es un criterio lineal que nos permite expresar la resistencia al corte a lo largo de un plano en un estado triaxial de tensiones, como resultado obtenemos la relación entre los esfuerzos normal y tangencial que actúan en el momento que la roca se rompe, mediante la expresión siguiente:

$$\tau = C + \sigma_n \tan g\phi \quad (9)$$

Donde:

$\tau$  y  $\sigma_n$  son las tensiones tangenciales y normales sobre el plano de rotura

$C$  y  $\phi$  son la cohesión y el ángulo de rozamiento de la matriz rocosa

El criterio de Criterio de ruptura de Mohr - Coulomb implica que tiene lugar una fractura por corte al alcanzar la resistencia pico del material.

### 3.5.4 Criterio Generalizado de ruptura de Hoek – Brown

Este es un criterio no lineal para evaluar la matriz rocosa, en donde los autores corrigen dos aspectos de las versiones anteriores del criterio de rotura, (1) la sobreestimación de los esfuerzos al ser evaluados mediante la envolvente de Mohr y (2) la falta de relación en el campo, entre el RMR de Bienaskie y el criterio de rotura, este método propuesto es valido para evaluar la resistencia de la matriz rocosa isotrópica altamente diaclasadas con mas de una familia de discontinuidades, (vero ecuación 10)

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left( m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + S \right)^a \quad (10)$$

Donde

$\sigma_1$  y  $\sigma_3$  son los esfuerzos principales mayor y menor en rotura

$\sigma_{ci}$  es la resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa

$m_b$  es la constante que depende las propiedades de la matriz rocosa, se obtiene mediante la ecuación 19

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right) \quad (11)$$

$$S = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right) \quad (12)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left( e^{-\frac{GSI}{15}} - e^{-\frac{20}{3}} \right) \quad (13)$$

Donde  $m_i$  es el valor del parámetro  $m$  para la roca “intacta” (ver Tabla 6 rangos típicos para  $m_i$  diferentes tipo de roca),  $GSI$  es el índice de resistencia geológica del macizo rocoso (ver tabla 7, y  $D$  es un factor que considera la perturbación que producen en el macizo rocoso el desconfinamiento y las voladuras. Ver figura 20, se presentan algunas guías para evaluar  $D$ .

Ajustando una envolvente lineal a la de Hoek-Brown, como se muestra en grafico 1, es posible determinar valores para la cohesión,  $c$ , y el ángulo de fricción,  $\phi$ , del macizo rocoso, ecuación 14, 15

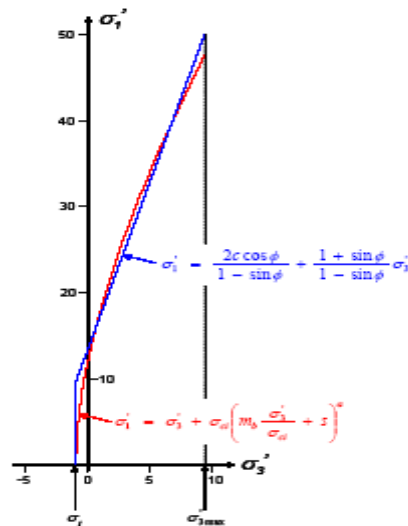


Gráfico 1 Criterio de ajuste de la envolvente lineal a la envolvente de Hoek Brown (Hoek et al 2002)

$$\phi = \sin^{-1} \left( \frac{6am_b(S + m_b\sigma_3)^{a-1}}{2(1+a)(2+a) + 6am_b(S + m_b\sigma_3)^{a-1}} \right) \quad (14)$$

$$c = \frac{(\sigma_{ci}(1+2a)S + (1-a)m_b\sigma_3)(S + m_b\sigma_{3n})^{a-1}}{(1+a)(2+a) \sqrt{1 + \frac{6am_b(S + m_b\sigma_{3n})^{a-1}}{(1+a)(2+a)}}} \quad (15)$$

Donde  $\sigma_{3n} = \frac{\sigma_{3\max}}{\sigma_{ci}}$  y  $\sigma_{3\max}$  corresponde al límite superior del rango de esfuerzos de confinamiento considerado. Hoek et al. (2002) discuten la selección del valor más apropiado para este límite superior. Conocidos  $c$  y  $\phi$  es posible definir la envolvente de Mohr-Coulomb para el macizo rocoso según la ecuación siguiente:

$$\sigma_1 = \frac{2c \cos \phi}{1 - \sin \phi} + \frac{1 + \sin \phi}{1 - \sin \phi} \sigma_3 \quad (16)$$

Tabla 6 Rangos típicos para valores de  $m_i$  para diferentes tipos de roca

Tipo de Roca	Clase	Grupo	Textura			
			Gruesa (> 2mm)	Media (0.6 a 2mm)	Fina (0.2 a 0.6 mm)	Muy Fina (< 0.2 mm)
SEDIMENTARIAS	Clásica		Conglomerado (VER NOTA)	←... Areniscas...→ (17+- 4)	←... Limolitas...→ (7+- 2)	
			←... Brechas...→ (VER NOTA)	←... Grauvacas...→ (18+- 3)	←... Arcillolitas...→ (4+-2)	←... Margas...→ (7+-2)
	No Clásticas	Carbonatos	←... Calizas Cristalinas...→ (12+-3)	←... Calizas Esparíticas...→ (10+- 2)	←... Caliza Micríticas...→ (9+- 2)	
		Evaporitas	←... Yeso...→ (8+-2)		←... Anhidrita...→ (12+-2)	

		Orgánicas	$\langle \dots \text{Creta (Tiza)} \dots \rangle$ (7+-2)
METAMORFICAS	No Foliadas		$\langle \dots \text{Mármol} \dots \rangle$ (9+-3) $\langle \dots \text{Cuarcitas} \dots \rangle$ 20+- 3 $\langle \dots \text{Meta Areniscas} \dots \rangle$ (19+-3)
	Ligeramente foliadas		$\langle \dots \text{Gneis} \dots \rangle$ (28+-5) $\langle \dots \text{Anfibolitas} \dots \rangle$ (26+-6) $\langle \dots \text{Migmatitas} \dots \rangle$ (29+-3)
	Foliadas		$\langle \dots \text{Pizarras} \dots \rangle$ $\langle \dots \text{Filitas} \dots \rangle$ (7+-4)                                  (7+-3) $\langle \dots \text{Esquistos} \dots \rangle$ (12+-3)
IGNEAS	Intrusivas	Claras	$\langle \dots \text{Granitos} \dots \rangle$ $\langle \dots \text{Dioritas} \dots \rangle$ (32+-3)    (25+- 5) $\langle \dots \text{Granodoritas} \dots \rangle$ (29+-3)
		Oscuras	$\langle \dots \text{Noritas} \dots \rangle$ $\langle \dots \text{Gabros} \dots \rangle$ (20 +- 5)    (27+-3) $\langle \dots \text{Doleritas} \dots \rangle$ (15+-5)
	Hipabisales		$\langle \dots \text{Peridotitas} \dots \rangle$ $\langle \dots \text{Diabasas} \dots \rangle$ (25+-5)    (15+-5) $\langle \dots \text{Pórfidos} \dots \rangle$ (20+-5)
	Volcánicas	Lavas	$\langle \dots \text{Riolitas} \dots \rangle$ $\langle \dots \text{Basaltos} \dots \rangle$ $\langle \dots \text{Obsidianas} \dots \rangle$ (25 +-5)                                  (25+-5)                                  (19 + -3) $\langle \dots \text{Dacitas} \dots \rangle$ $\langle \dots \text{Andesitas} \dots \rangle$ (25+-3)    (25+- 5)
		Piroclásticas	$\langle \dots \text{Aglomerados} \dots \rangle$ (19 +- 3) $\langle \dots \text{Tobas} \dots \rangle$ (13+-5) $\langle \dots \text{Brechas} \dots \rangle$ (19+-5)
	NOTA	<p>Los valores entre paréntesis corresponden a estimaciones.            Los valores sin paréntesis se apoyan en ensayos triaxiales.            Los conglomerados y brechas sedimentarias pueden presentar un amplio rango de valores de <math>m_i</math>, dependiendo de la naturaleza del cementante y del grado de cementación. Estos valores pueden variar desde valores similares a una arenisca a valores propios de sedimentos de grano fino (incluso llegando a ser menores que 10).            En el caso de las rocas foliadas los valores de <math>m_1</math> se refieren a la dirección normal a los planos de foliación,</p>	



en la dirección paralela en la foliación los valores se  $m_1$  pueden ser notoriamente diferentes (la falta puede ocurrir según el plano de foliación)




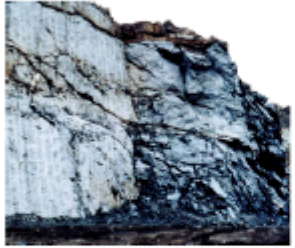

Appearance of rock mass	Description of rock mass	Suggested value of D
	Excellent quality controlled blasting or excavation by Tunnel Boring Machine results in minimal disturbance to the confined rock mass surrounding a tunnel.	D = 0
	Mechanical or hand excavation in poor quality rock masses (no blasting) results in minimal disturbance to the surrounding rock mass.  Where squeezing problems result in significant floor heave, disturbance can be severe unless a temporary invert, as shown in the photograph, is placed.	D = 0  D = 0.5 No invert
	Very poor quality blasting in a hard rock tunnel results in severe local damage, extending 2 or 3 m, in the surrounding rock mass.	D = 0.8
	Small scale blasting in civil engineering slopes results in modest rock mass damage, particularly if controlled blasting is used as shown on the left hand side of the photograph. However, stress relief results in some disturbance.	D = 0.7 Good blasting  D = 1.0 Poor blasting
	Very large open pit mine slopes suffer significant disturbance due to heavy production blasting and also due to stress relief from overburden removal.  In some softer rocks excavation can be carried out by ripping and dozing and the degree of damage to the slopes is less.	D = 1.0 Production blasting  D = 0.7 Mechanical excavation

Figura 20 Guías para evaluar el parámetro D (Tomado de Practical Rock Engineering, Evert Hoek 2006)

Tabla 7 Carta para evaluar índice geológico (GSI), en macizos rocosos fracturados

<b>INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA MACIZOS ROCOSOS FRACTURADOS</b> (Marinos & Hoek (2000)) Estime el valor típico de <i>GSI</i> considerando el tipo de roca, la estructura del macizo rocoso, y la condición de las discontinuidades. NO trate de ser demasiado preciso. De hecho, el considerar $33 \leq GSI \leq 37$ es más realista que considerar $GSI = 35$ . <u>Note que esta tabla NO es aplicable a problemas con control estructural.</u> Si hay estructuras desfavorablemente orientadas, ellas controlarán el comportamiento del macizo rocoso. En aquellos casos en que la resistencia al corte de las estructuras podría ser afectada por la humedad, deberá considerarse la eventual presencia de agua. Esto puede hacerse "desplazando hacia la derecha" el rango estimado para <i>GSI</i> . La presión del agua no se considera al evaluar el rango de <i>GSI</i> ; ya que la misma se incorpora posteriormente en los análisis geotécnicos, los que se desarrollan considerando esfuerzos efectivos.		CONDICION DE LAS ESTRUCTURAS				
ESTRUCTURA DEL MACIZO		MUY BUENA Muy rugosas, cajas frescas o no intemperizadas	BUENA Rugosas, cajas ligeramente intemperizadas y algo oxidadas.	REGULAR Lisas, cajas moderadamente intemperizadas y algo alteradas	MALA Pulidas, cajas meteorizadas, con pátinas o con rellenos y/o fragmentos angulosos	MUY MALA Pulidas, cajas muy meteorizadas, con pátinas o con rellenos de arcilla blanda
		DISMINUYE LA CALIDAD →				
	<b>INTACTA o MASIVA</b> Probetas de roca intacta. Macizos masivos o con pocas y muy espaciadas estructuras.	90			N/A	N/A
	<b>BLOCOSA</b> Macizos con 3 sets de estructuras, que definen bloques cúbicos, bien trabados entre sí.	80			50	40
	<b>MUY BLOCOSA</b> Macizos con 4 sets de estructuras, o más, que definen bloques angulosos y trabados, pero que están parcialmente perturbados.	70				30
	<b>BLOCOSA VETEADA</b> Macizos plegados y con bloques angulosos formados por la intersección de muchas estructuras. Los planos de estratificación y/o esquistosidad son persistentes.	60				20
	<b>DESINTEGRADA</b> Macizo fuertemente fracturado, con una mezcla de bloques angulosos y redondeados, pobremente trabados.					10
	<b>LAMINADA / CIZALLADA</b> Macizo con planos débiles (cizalle y/o esquistosidad), muy poco espaciados entre si y que no definen bloques.	N/A	N/A			
DISMINUYE TRABAZON ENTRE BLOQUES		DISMINUYE TRABAZON ENTRE BLOQUES				
DISMINUYE TRABAZON ENTRE BLOQUES		DISMINUYE TRABAZON ENTRE BLOQUES				

### **3.5.5 Estado Tensional**

El conocimiento del estado tensional de los macizos rocosos es fundamental en el diseño de obras en ingeniería de minas, ingeniería civil y últimamente en la explotación de pozos de petróleo y gas, utilizando técnicas de fracturamiento hidráulico (Hernán Gavilanes. Introducción a la Ingeniería de Túneles).

En la ejecución de toda obra subterránea los esfuerzos naturales son perturbados y redistribuidos generando deformaciones en las paredes y techos de túneles, zonas plastificadas y hasta rotura o explosión brusca de rocas, por lo que es importante conocer el estado de tensiones aplicando métodos cuantitativos y cualitativos para tener una mejor comprensión y aplicación de los criterios de rotura y de los modelos geomecánicos, a emplear en el diseño de obras subterráneas-

#### **3.5.5.1 Tensiones Naturales e inducidas**

Los materiales geológicos en su estado natural contienen tensiones naturales como consecuencia de su peso, confinamiento y su historia geológica. El comportamiento heterogéneo, discontinuo e isotrópico, hace que el estado de esfuerzos en el interior de un macizo rocoso, pueda variar de un lugar a otro de forma importante.

Las tensiones pueden variar desde cero o aproximarse a un valor de la comprensión de la roca dentro del macizo, dependiendo de su ubicación y características estructurales y litológicas. El estado tensional del macizo rocoso puede agruparse dentro de dos grupos; estados tensionales naturales y estados tensionales inducidos.

### 3.5.5.2 Tensiones Naturales

Son las tensiones que se presentan antes que el macizo rocoso sea perturbado, es decir en ausencia de cualquier obra subterránea. Dentro de las tensiones naturales podemos tener:

### 3.5.5.3 Tensiones del Tipo Gravitatorio

Se produce como consecuencia de la fuerza de la gravedad y en sentido vertical, como se muestra en la figura 21, en la ecuación 17 la tensión está representada por la letra  $\sigma_v$ , que resulta como consecuencia de la columna del peso de material aplicado en una determinada área y queda en la siguiente ecuación:

$$\sigma_v = \int_0^z \rho_g dz \quad (17)$$

$$\sigma_v = \rho g z \quad (18)$$

$$\sigma_v = \gamma z \quad (19)$$

$\rho = \text{densidad}$

$\gamma = \text{peso específico}$

$g = \text{gravedad}$

$z = \text{profundidad}$

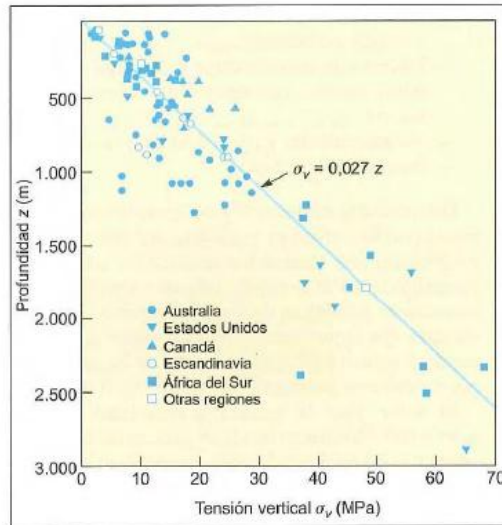


Figura 21 Variaciones de la Tensión vertical con la profundidad (Hoek y Brown, 1980)

En la ecuación 17, 18 y 19 nos indica que con la profundidad se incrementa la tensión vertical en el interior del macizo rocoso, pero esto no siempre se cumple, bajo ciertas condiciones estructurales y litológicas particulares, como por ejemplo en un anticlinal seguido por un sinclinal como se muestra en la figura 22, en donde la tensión vertical puede variar a lo largo de la línea AA' desde 0 (debajo de la anticlinal), hasta valores de  $0.6 \gamma z$  (bajo el sinclinal):

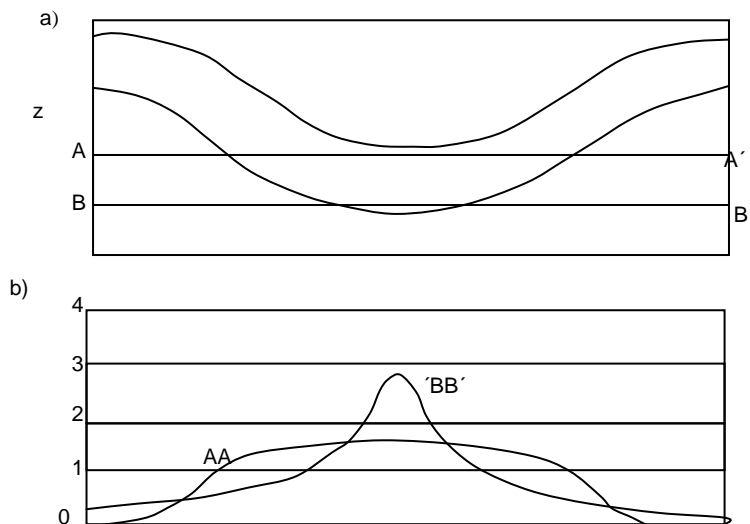


Figura 22 Influencia de los plegamientos en la tensión vertical (Goddman 1989)

Para el caso de la tensión horizontal  $\sigma_h$ , su componente es determinado a través de relación de esteticidad, (ver ecuación 20).

$$\sigma_h = \frac{\nu}{1-\nu} \sigma_v \quad (20)$$

$\nu$  : Es el coeficiente de Poisson y varía entre 0.15 – 0.35

#### **3.5.5.4 Tensiones de origen tectónico**

Estas tensiones deben su origen al movimiento de las placas litosféricas, teniendo cierta información geológica, es posible estimar su orientación y su magnitud, esto dependerá en gran medida de la información disponible.

#### **3.5.5.5 Tensiones de Origen Térmico Residual**

Son producidas por el calentamiento y enfriamiento de la roca, mediante mecanismos de expansión y contracción del material rocoso, es decir las tensiones residuales son producidas por la exposición de macizo rocoso en la superficie del terreno a los diferentes agentes de meteorización, lo cual genera relajación de las tensiones, quedando estas aprisionadas (residuales)

#### **3.5.5.6 Tensiones inducidas**

Son tensiones generadas por excavaciones en una obra subterránea; antes de la excavación las tensiones se encuentran en equilibrio y cuando se escavan en la roca ocurre una pérdida del equilibrio de los esfuerzos naturales. La obtención del equilibrio de las tensiones, dependerá de la capacidad del macizo rocoso a acomodarse y de la resistencia del material.

### 3.6 Clasificación del Macizo Rocosó

#### 3.6.1 Rock Quality Design – RQD

El Índice de designación de la calidad de roca RQD, fue desarrollado por Deere en 1967 y nos da información sobre una estimación cuantitativa de la calidad de la roca para testigos de perforación, el RQD es definido como el porcentaje de core de roca intacto mayores a 10 cm sobre el total de la roca (ver ecuación 21), el correcto procedimiento para medir la longitudes de lo cores de roca mayores a 10 cm se ilustra en la figura 23 (Rock Mass Clasificación Hoek 2006).

$$RQD = \left( \frac{\sum \text{Fragmentos de longitud} \geq 10 \text{ cm}}{\text{Longitud total de tramo}} \right) \times 100 \quad (21)$$

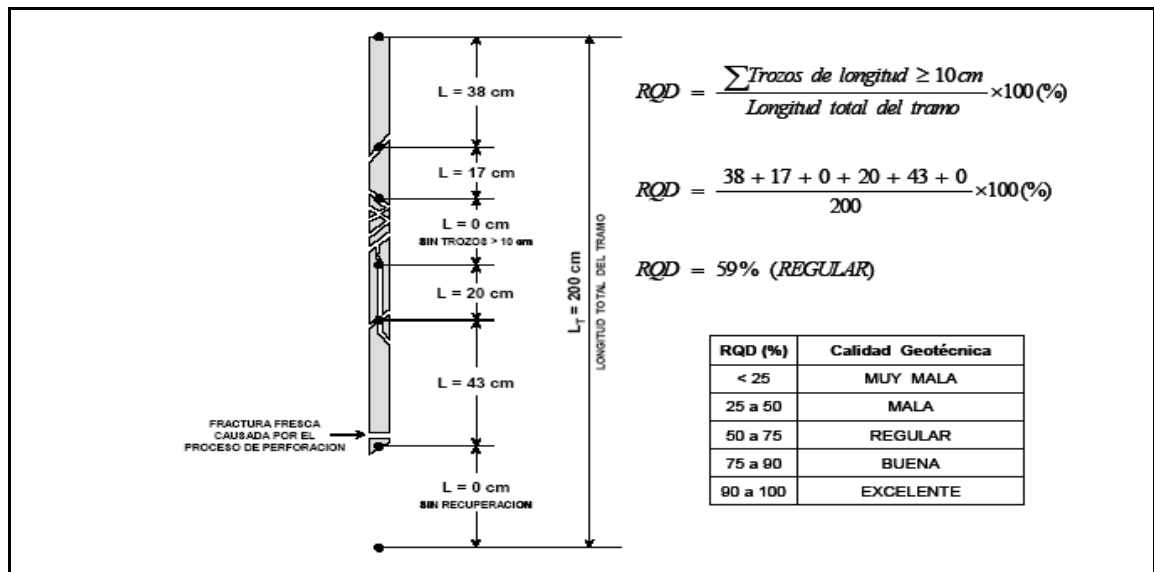


Figura 23 Procedimiento para medir y calcular el índice RQD para designar la calidad del macizo rocoso (Deere 1988)

Palmstrom en 1982, sugiere un método para hallar el RQD cuando no se tiene core de roca disponible, se aplica en superficies rocosas expuestas en donde las discontinuidades son observables, en este caso el RQD se estima a partir del número de discontinuidades por

unidad de volumen ( $J_v$ ), a lo largo de tres direcciones determinadas según indica la ecuación 22

$$RQD = 115 - 3.3J_v \quad (22)$$

Donde  $J_v$  es la cantidad de fracturas por  $m^3$ . Los valores extremos de  $J_v$  según las restricciones de RQD, corresponden a  $J_v < 4.5$  para  $RQD = 100$  y  $J_v > 35$  para  $RQD = 0$ .

### 3.6.2 Índice Q de Barton

Se describe el índice Q de calidad de roca (Tunnelling Quality Index), desarrollado por Barton et al, en 1974 con modificaciones menores de Grimstad & Barton en 1993. El método de clasificación de rocas de Barton et al. (1974), se desarrolló para estimar la fortificación de túneles en función del índice Q de calidad geotécnica, definido por la ecuación 23.

$$Q = \left( \frac{RQD}{J_n} \right) \times \left( \frac{J_r}{J_a} \right) \times \left( \frac{J_w}{SRF} \right) \quad (23)$$

Donde el primer cociente corresponde a una estimación del tamaño de los bloques que conforman el macizo rocoso, el segundo cociente corresponde a una estimación de la resistencia al corte entre los bloques, y el tercer cociente representa lo que Barton et al.(1974), denominan esfuerzos “activos”. Los parámetros que definen estos cocientes son:

**RQD (Rock Quality Designation):** 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). El cálculo del RQD del macizo rocoso se



determina en base al levantamiento geotécnico, de los testigos de sondajes geotécnicos, como el porcentaje de la suma de los largo de los tramos de testigos mayores a 10 cm de largo, respecto al largo de un tramo perforado, tal como se menciona en el apartado 3.6.1. Debe tenerse en consideración que los intervalos de 5 puntos para RQD son suficientemente precisos (por ejemplo: 100, 95, 90, etc.) y si el RQD es menor o igual a 10, entonces debe se asignarse al RQD el valor 10. Cuando no se disponga de testigos de sondaje, el RQD puede ser calculado como el promedio de tres medidas ortogonales (por ejemplo dos medidas perpendiculares en una caja y la tercera ortogonal en la frente), o estimado del número de discontinuidades por unidad de volumen  $J_v$  mediante la relación propuesto por Palmström (Barton et al., 1974), para macizos rocosos libres de arcilla ver ecuación 22

$J_n$ : Es un coeficiente asociado al número de sets de estructuras 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). El coeficiente  $J_n$  se calcula según la forma que se indica en la Tabla 8, teniendo presente en el caso de intersecciones de túneles el valor de  $J_n$  debe multiplicarse por 3 y en el caso de portales de túneles el valor  $J_n$  debe multiplicarse por 2.

$J_r$  : es un coeficiente asociado a la rugosidad de las estructuras presentes en el macizo rocoso (Joint Roughness Number), que puede variar de 0,5 (estructuras planas y pulidas) a 5 (estructuras poco persistentes espaciadas a mas de 3 m). Se calcula en función de la rugosidad de las estructuras más débiles. Si éstas estan favorablemente orientadas, entonces deberá escogerse el set más débil de todas las estructuras defavorablemete orientadas para evaluar  $J_r$ . El valor de  $J_r$  debe calcularse como se indica en la tabla 9 teniendo presente que:

a) Si el espaciamiento de las estructuras del set considerado es mayor a 3 m, debe sumarse 1 al valor de  $J_r$ .

b) En caso de estructuras planas y pulidas que presenten lineamientos, podrá considerarse que  $J_r$  es igual a 0,5 solo si los lineamientos son favorables al desplazamiento.

Tabla 8 Valores del coeficiente  $J_n$

Caso	Condición	$J_n$
A	Macizos rocosos masivos, sin o con muy pocas estructuras.	0,5 a 1
B	Macizo rocoso con un único set de estructuras.	2
C	Macizo rocoso con un set de estructuras más estructuras aleatorias	3
D	Macizo rocoso con dos sets de estructuras	4
E	Macizo rocoso con dos sets de estructuras más estructuras aleatorias	6
F	Macizo con tres sets de estructuras	9
G	Macizo con tres sets de estructuras más estructuras aleatorias	12
H	Macizo rocoso con cuatro o más sets de estructuras, con muchas estructuras aleatorias, con bloques cúbicos etc.	15
J	Macizo rocoso totalmente desintegrado, similar a un suelo granular	20

Tabla 9 Valores del coeficiente  $J_r$

Caso	Condición	$J_r$
a)	Hay contacto entre las paredes de las estructuras	
b)	Desplazamientos de corte, menores de 10 cm producen contacto entre las paredes de las estructura	
A	Estructuras discontinuas o que presentan puentes de roca	4
B	Estructuras onduladas y rugosas (o irregulares)	3
C	Estructuras onduladas y lisas	2
D	Estructuras onduladas y pulidas	1,5
E	Estructuras planas y rugosas	1,5
F	Estructuras planas y lisas	1
G	Estructuras planas y pulidas	0,5
c)	Los desplazamientos de corte, no producen contacto entre las paredes de las	

estructuras		
H	Estructuras con rellenos arcillosos de espesor suficiente como para impedir el contacto entre las cajas de las estructuras	1
I	Estructuras con rellenos de roca molida y/o materiales granulares de espesor suficiente como para impedir el contacto entre las cajas e las estructuras	1

$J_a$  : 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 arcilla). Se calcula en función de la alteración de las estructuras más débiles, es decir de las que están más favorablemente orientadas al deslizamiento. El valor de  $J_a$  se calcula usando la tabla 10.

$J_w$ : es un coeficiente asociado a la condición de agua en las estructuras presentes en el macizo rocoso (Joint Water Reduction Factor), que puede variar de 0,05 (flujo notorio de agua, permanente o que no decae en el tiempo) a 1 (estructuras secas o con flujos mínimos de agua). El valor de  $J_w$  se calcula de acuerdo a la Tabla 11.

Tabla 10 Valores del coeficiente  $J_a$

Caso	Condición	$\varphi_{jres}$	$J_a$
a) Hay contacto entre las paredes de las estructuras			
A	Estructuras bien trabadas y selladas con rellenos duros, impermeables, y que no se ablandan (e.g. cuarzo, epidota, etc.).		0,75
B	Estructuras con paredes no alteradas, que solo presentan pátinas.	25° a 35°	1
C	Estructuras con paredes ligeramente alteradas. Pátinas de materiales que no se ablandan y libres de finos: arenas, roca molida, etc.	25°-30°	2
D	Estructuras con pátinas limo arenosas, con poco contenido de arcillas, que no se ablandan.	20°-25°	3
E	Estructuras con pátinas de minerales arcillosos de baja fricción y que se ablandan (e.g. caolinita, micas, etc.). Estructuras con pátinas de clorita, talco yeso, grafito, etc. Estructuras con pequeñas cantidades de arcillas	8°-16°	4

	expansivas (pátinas discontinuas, de 1 a 2 mm de potencia).		
b) Desplazamiento de corte menores que 10 cm producen contacto entre las paredes de las estructuras			
F	Estructuras con rellenos de arena y/o roca molida, libres de arcilla.	25°- 30°	4
G	Estructuras con rellenos de arcillas muy preconsolidadas, que no se ablandan (rellenos continuos, con espesores < 5 mm).	16°- 24°	6
H	Estructuras con rellenos de arcillas algo a poco preconsolidadas, que se ablandan (rellenos continuos, con espesores < 5 mm).	12°- 16°	8
J	Estructuras con rellenos de arcillas expansivas (e.g. montmorillonita, rellenos continuos, con espesores < 5 mm). El valor de $J_a$ depende del contenido de arcillas expansivas, de la exposición al agua, etc.	6°- 12°	8 a 12
c) Los desplazamientos de corte no producen contacto entre las paredes de las estructuras			
K	Estructuras con rellenos de roca desintegrada o brechizada y de arcillas muy preconsolidadas, que no se ablandan	6°- 24°	6
L	Estructuras con rellenos de roca desintegrada o brechizada y de arcillas algo a poco preconsolidadas, que se ablandan	6°-24	8
M	Estructuras con rellenos de roca desintegrada o brechizada y de arcillas expansivas (e.g. montmorillonita, rellenos continuos). El valor de $J_a$ depende del contenido de arcillas expansivas, de la exposición al agua, etc.	6°- 24°	8 a 12
N	Estructuras con rellenos de salbanda limosa o arenosa con poco contenido de arcilla que no se ablandan		5
O	Estructuras con rellenos potentes de arcillas muy preconsolidadas, que no se ablandan.	6°- 24°	10
P	Estructuras con rellenos potentes de arcillas algo a poco preconsolidadas, que se ablandan.	6°- 24°	13
R	Estructuras con rellenos potentes de arcillas expansivas (e.g. montmorillonita). El valor de $J_a$ depende del contenido de arcillas expansivas, de la exposición al agua, etc.	6°- 24°	13 a 20

Tabla 11 Valores del coeficiente  $J_w$ 

Caso	Condición	Pw (MPa)	Jw
A	Túneles secos o con infiltraciones menores (e.g. 5 lt/min localmente o solo en algunos sectores.	< 0,1	1
B	Infiltración y presiones moderadas, que ocasionalmente causan el lavado del relleno de las estructuras	0,1 a 0,25	0,66
C	Infiltraciones y presiones importantes en roca competente con estructuras sin relleno.	0,25 a 1,0	0,5
D	Infiltración y presiones importantes que causan lavado de los rellenos de las estructuras.	0,25 a 1,0	0,33
E	Infiltraciones muy importantes o agua a presión gatillada por la tronadura pero que decae en el tiempo.	> 1,0	0,1 a 0,2
F	Infiltración excepcionalmente altas o agua a presión continúa sin decaer en el tiempo	> 1,0	0,05 a 0,1

**SRF:** Es un coeficiente asociado al posible efecto de las condiciones de esfuerzo en el macizo rocoso (Stress Reduction Factor), que puede variar de 0,05 (concentraciones importantes de esfuerzos en roca competente) a 20 (condiciones favorables a la ocurrencia de estallidos de roca). El factor SRF se calcula de la forma que se indica en Tabla 12.

Tabla 12 Valores del Coeficiente SRF

Caso	Condición	SRF
a) Zonas débiles intersectan la excavación subterránea, lo que puede causar aflojamiento (loosening) del terreno cuando el túnel sea excavado.		
A	Aparecen múltiples zonas débiles que contienen salbanda arcillosa o roca químicamente desintegrada, roca circundante muy sueltas (cualquier profundidad)	10
B	Zonas débiles aisladas con arcilla o roca químicamente descompuesta (profundidad menor o igual a 50 m)	5
C	Zonas débiles aisladas con arcilla o roca químicamente descompuesta (profundidad mayor a 50 m)	2,5

D	Múltiples zonas de cizalle, con roca suelta en su periferia, en un macizo rocoso competente y libre de arcillas (cualquier profundidad)			7,5
E	Zonas de cizalle aisladas, en un macizo rocoso competente y libre de arcillas (profundidad menor o igual a 50 m)			5
F	Zonas de cizalle aisladas, en un macizo rocoso competente y libre de arcillas (profundidad mayor a 50 m)			2,5
G	Macizo rocoso muy fracturado, con estructuras abiertas sueltas que definen bloques en forma de cubos (cualquier profundidad)			5
b) Macizos rocosos competentes con problemas de concentración de esfuerzos		<i>UCS/S<sub>1</sub></i>	<i>TS/S<sub>1</sub></i>	<i>SRF</i>
H	Estado tensional de baja magnitud, próximo a la superficie, fracturas abiertas.	>200	<0,01	2,5
J	Estado tensional de moderada magnitud, condición de esfuerzos favorables	10-200	0,01-0,3	1,0
K	Estado tensional de alta magnitud, estructuras bien trabadas (usualmente favorables para la estabilidad, aunque puede presentar problemas en las paredes del túnel)	5-10	0,3-0,4	0,5-2,0
L	Macizo rocoso masivo que presenta lajamientos moderados una hora después del desarrollo de la excavación subterránea.	3-5	0,5-0,65	5-50
M	Macizo rocoso masivo que presenta lajamientos e incluso estallidos de roca poco después del desarrollo de la excavación subterránea.	2-3	0,65-1	50-200
N	Macizo rocoso masivo que sufren notorios estallidos de roca y deformaciones inmediatas después del desarrollo de la excavación subterránea.	<2	>1	200-400
c) Macizos rocosos que fluyen plásticamente bajo altas presiones (squeezing rock).				
O	El flujo plástico genera presiones moderadas.		1-5	5-10
P	El flujo plástico genera presiones importantes.		>5	10-20
d) Macizos rocosos expansivos (swelling rock), expansión o hinchamiento debido a reacciones químicas causadas por el agua.				
Q	El hinchamiento genera presiones moderadas.			5-10
R	El hinchamiento genera presiones importante.			10-15

El factor SRF puede considerarse como una medida de:

- a) La presión causada por el material suelto, en el caso de un túnel que atraviesa una zona de cizalle o un macizo arcilloso y de mala calidad geotécnica.
- b) La concentración de esfuerzos que se produce en la periferia de túneles excavados en macizos rocosos competentes.
- c) Las presiones asociadas al flujo plástico (squeezing) o al hinchamiento (swelling) que encuentran túneles que cruzan macizos arcillosos poco competentes bajo un estado de tensión importante, o macizos rocosos arcillosos y expansivos.

Se debe tener presente que:

- d) Los valores de SRF deben reducirse en un 25% a 50% si las zonas de cizalle relevantes solo influencia el túnel pero no lo intersectan.
- e) Si el estado tensional es muy anisotrópico entonces:
- f) Si  $5 \leq S1/S3 \leq 10$  disminuya en un 20% los valores de la resistencia en compresión uniaxial y la resistencia en compresión de la roca intacta, UCS y TS, usados para evaluar SRF.
- g) Si  $10 < S1/S3$  disminuya en un 40% los valores de la resistencia en compresión uniaxial y la resistencia en tracción de la roca intacta, UCS y TS, usados para evaluar SRF.
- h) La base de datos del método incluye pocos casos en que la profundidad del techo del túnel respecto a la superficie del terreno es menor que el ancho del túnel. Si este es el caso entonces SRF debe incrementarse de 2,5 a 5 (ver tabla 12, caso H )

El uso del índice Q, permite calificar la calidad geotécnica de los macizos rocosos en una escala logarítmica, que varía de 0,001 a 1.000, y considera nueve clases:

- Macizos de calidad Excepcionalmente Mala ( $Q \leq 0,01$ )
- Macizos de calidad Extremadamente Mala ( $0,01 < Q \leq 0,1$ )
- Macizos de calidad Muy Mala ( $0,1 < Q \leq 1$ )
- Macizos de calidad Mala ( $1 < Q \leq 4$ )
- Macizos de calidad Regular ( $4 < Q \leq 10$ )
- Macizos de calidad Buena ( $10 < Q \leq 40$ )
- Macizos de calidad Muy Buena ( $40 < Q \leq 100$ )
- Macizos de calidad Extremadamente Buena ( $100 < Q \leq 400$ )
- Macizos de calidad Excepcionalmente Buena ( $Q > 400$ )

Para relacionar el valor del Índice Q con la fortificación requerida para asegurar la estabilidad de un desarrollo subterráneo, Barton et al. (1974) definieron un parámetro adicional que llamaron Dimensión Equivalente de la Excavación  $D_e$ . Este se obtiene empleando la ecuación 24

$$D_E = \frac{\text{Diametro} - \text{Alto}(m)}{ESR} \quad (24)$$

Donde, ESR corresponde al la Razón de soporte (Excavation Support Ratio), cuyo valor relaciona el uso de la excavación y el nivel de seguridad requerido al sistema de soporte para mantener la estabilidad de la excavación. En la Tabla 13 se muestran los valores recomendados para ESR actualizados por Grimstad & Barton (1993).



Tabla 13 Valores de ESR

Caso	Tipo de desarrollo subterráneo	ESR
A	Labores mineras temporales	2 – 5
B	Labores mineras permanentes, túneles para la conducción de agua (excluyendo túneles de presión), túneles piloto, cruzados y cabeceras de grandes excavaciones.	1,6 – 2
C	Cavernas de almacenaje, plantas de tratamiento de agua, autopistas y ferrovías menores, túneles de acceso.	1,2 – 1,3
D	Centrales eléctricas, autopistas y ferrovías mayores, recintos de defensa civil, portales, intersecciones.	0,9 – 1,1
E	Centrales nucleares, estaciones ferroviarias, recintos públicos y deportivos, fabricas, túneles principales con cañerías de combustibles.	0,5 – 0,8

La dimensión equivalente  $D_e$  y el valor de  $Q$ , permiten definir la fortificación recomendada mediante el gráfico de estimación de soporte de Grimstand & Barton 1993, (ver figura 24)

Barton entrega además información adicional referida a recomendaciones de largo de pernos (ver ecuación 25), máximo extensión del tramo sin fortificar y la presión de soporte al techo.

El largo de los pernos puede ser estimado por la relación siguiente:

$$L = \frac{2 + 0.15B}{ESR} \quad (25)$$

Donde  $L$  es el largo de los pernos y  $B$  es el ancho de la labor.

La máxima extensión recomendada del tramo sin fortificar esta dada por:

$$\text{Maximo} - \text{Span}(\text{Sin} - \text{Soporte}) = 2ESRQ^{0.4} \quad (26)$$

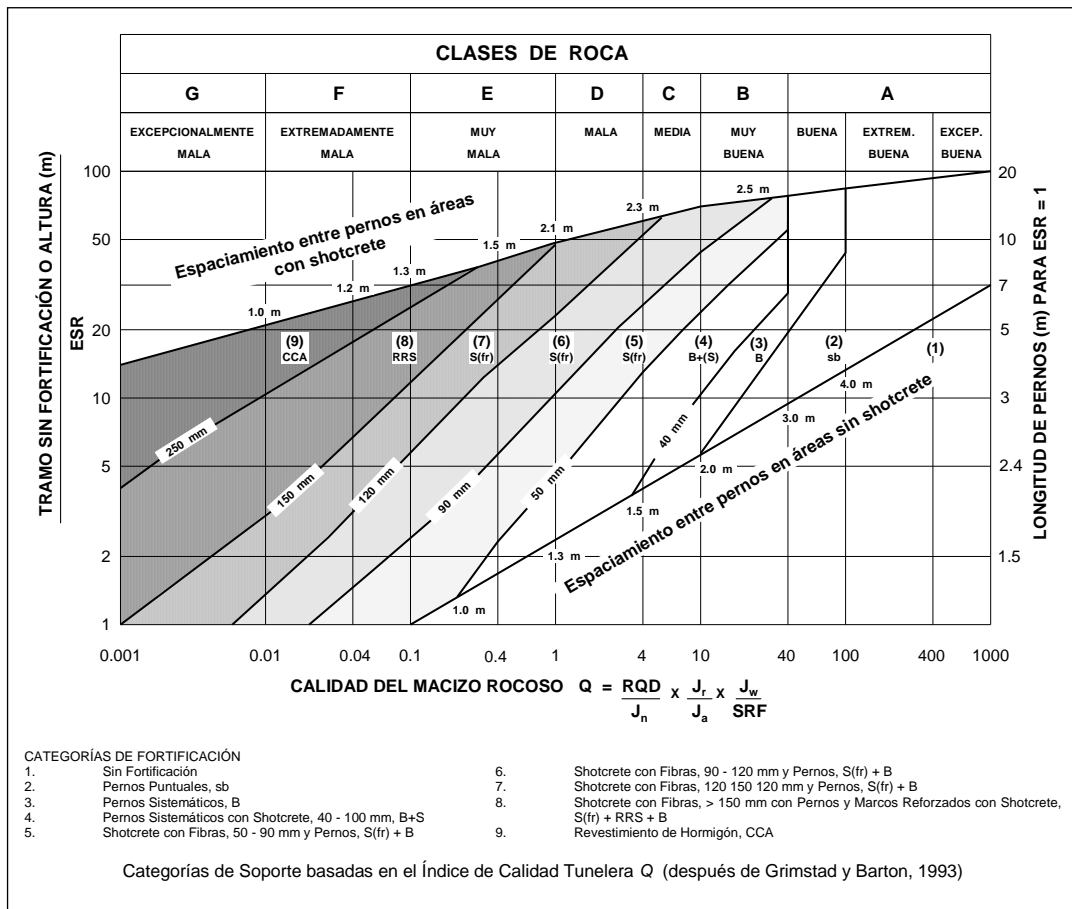


Figura 24 Grafico de estimación de soporte según Grimstad & Barton (1993)

La presión permanente de soporte al techo esta dado por:

$$Pr oof = \frac{2(J_n)^{1/2} (J_r)^{-1} (Q)^{-1/3}}{3} \quad (27)$$

### 3.6.3 Geological Streng Index GSI

La resistencia de un macizo rocoso depende tanto de las propiedades de la roca intacta, como también de los grados de libertad de deslizamiento y la rotación entre las partes que la conforman. Estos grados de libertad están controlados por la forma geométrica de los trozos de roca intacta, así como por las condiciones en que se encuentran las superficies de contacto. Así un macizo rocoso compuesto por trozos angulares, limitados por superficies rugosas limpias, es mucho más resistente que un macizo con trozos redondeados rodeado por material alterado y meteorizado.

El índice de resistencia geología GSI, fue desarrollado para evaluar la resistencia del macizo rocoso mediante este criterio desarrollado por Hoek desde 1994. Este índice de calidad geotécnica se determina en base a dos parámetros que definen la resistencia y la deformabilidad de los macizos rocosos.

**RMS** es la “estructura del macizo rocoso”, definida en términos de blocosidad y grado de trabazón.

**JC** es la condición de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso

La evaluación del GSI se hace por comparación de lo observado en terreno con una cartilla de condiciones típicas (ver figura 25), este puede variar de 0 a 100, lo que permite definir 5 clases de macizos rocosos:

- Macizos de calidad Muy Mala, Clase V, GSI de 0 a 20.
- Macizos de calidad Mala, Clase IV, GSI de 20 a 40.

- Macizos de calidad Regular, Clase III, GSI de 40 a 60.
- Macizos de calidad Buena, Clase II, GSI de 60 a 80.
- Macizos de calidad Muy Buena, Clase I, GSI de 80 a 100.

Respecto al uso del índice GSI para la caracterización geotécnica del macizo rocoso es conveniente indicar lo siguiente:

- a) No es aplicable a aquellos casos en que el comportamiento del macizo rocoso presenta un claro control estructural.
- b) No considera la resistencia a la compresión uniaxial de la roca.
- c) No considera el espaciamiento entre las estructuras, ya que éste está implícitamente incluido al evaluar la blocosidad del macizo rocoso.
- d) El índice GSI debe definirse en un rango y no como un valor específico.
- e) El índice GSI puede estimarse en base al índice Q (Barton, et al., 1974), asumiendo que el macizo rocoso esta seco y el estado tensional es moderado, con lo que los parámetros  $J_w$  y SRF serian igual a 1. El valor resultante del índice Q' se relaciona con el índice GSI de la siguiente forma:

$$GSI = 9LnQ + 44 \quad (28)$$


<p><b>INDICE GEOLOGICO DE RESISTENCIA</b></p> <p>De los códigos de letra que describen la estructura del macizo rocoso y la condición de las discontinuidades, seleccione el cuadro apropiado en esta tabla. Estime el valor típico del Índice Geológico de Resistencia, <b>GSI</b>, de los contornos que muestra la tabla. No trate de obtener un mayor grado de precisión. Indicar un rango de valores para <b>GSI</b>, por ejemplo de 36 a 42, es más realista que indicar un único valor, por ejemplo 38.</p>		<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p> <p><b>MUY BUENA</b> Superficies rugosas y de cajas frescas (sin señal de intemperización o alteración)</p> <p><b>BUENA</b> Superficies rugosas, cajas levemente alteradas y/o alteradas, con películas de óxido de hierro</p> <p><b>REGULAR</b> Superficies lisas, cajas moderadamente alteradas y/o alteradas</p> <p><b>MALA</b> Superficies lisas y cizalladas o desmenuzadas alteradas, con rellenos de fragmentos granulares y/o arcillosos firmes</p> <p><b>MUY MALA</b> Superficies lisas y cizalladas, cajas muy alteradas y/o alteradas, con rellenos arcillosos blandos</p> <p>EMPEORA LA CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES </p>										
<p><b>ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO</b></p>		<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>										
<p><b>INTACTO O MASIVO (INTACT OR MASSIVE)</b> MACIZO ROCOSO MASIVO <i>IN SITU</i> O ESPECIMENES DE ROCA INTACTA, CON ESCASAS DISCONTINUIDADES AMPLIAMENTE ESPACIADAS</p>		<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>										
<p><b>FRACTURADO EN BLOQUES (BLOCKY)</b> MACIZO ROCOSO CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA BIEN TRABADOS, DE FORMA CÚBICA Y DEFINIDOS POR TRES SETS DE ESTRUCTURAS, ORTOGONALES ENTRE SÍ</p>		<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>										
<p><b>FUERTEMENTE FRACTURADO EN BLOQUES (VERY BLOCKY)</b> MACIZO ROCOSO ALGO PERTURBADO, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA TRABADOS, DE VARIAS CARAS ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR CUATRO O MAS SETS DE ESTRUCTURAS</p>		<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>										
<p><b>FRACTURADO Y PERTURBADO (BLOCKY / DISTURBED)</b> MACIZO ROCOSO PLEGADO Y/O AFECTADO POR FALLAS, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA DE VARIAS CARAS ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR LA INTERSECCION DE NUMEROSOS SETS DE ESTRUCTURAS</p>		<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>										
<p><b>DESINTEGRADO (DISINTEGRATED)</b> MACIZO ROCOSO MUY FRACTURADO Y QUEBRADO, CONFORMADO POR UN CONJUNTO POBREMENTE TRABADO DE BLOQUES Y TROZOS DE ROCA ANGULOSOS Y TAMBIÉN REDONDEADOS</p>		<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>										
<p><b>FOLIADO-LAMINADO-CIZALLADO (FOLIATED/LAMINATED/SHEARED)</b> ROCAS DEBILES CON CIZALLE TECTONICO Y PRESENCIA DE FOLIACIONES O LAMINACIONES FINAS, ESQUISTOCIDADES POCO ESPACIADAS QUE PREDOMINAN SOBRE OTROS JUEGOS DE DISCONTINUIDADES, RESULTANDO UNA COMPLETA AUSENCIA DE BLOQUES</p>		<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>										
<p><b>ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>						
							<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>
							<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>
							<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>
							<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>
							<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>	<p><b>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDAD</b></p>

Figura 25 Cartilla de determinación del índice GSI (Hoek & BRow, 1997)

### 3.6.4 Rock Mas Rating RMR

El método de clasificación de Bieniawski (1973) se desarrolló para estimar la fortificación de túneles en función del índice **RMR** de calidad geotécnica, definido como la suma de los puntajes que se asignan a cinco parámetros que representan la condición del macizo rocoso (los puntajes que se indican se refieren a la versión actual del método, Bieniawski (1989)) (ver tabla 14-15)

- La resistencia a compresión simple del material
- El RQD (Rock Quality Designation)
- El espaciamiento de las discontinuidades
- El estado de las discontinuidades
- La presencia de agua
- La orientación de las discontinuidades

**Resistencia a la compresión simple.**- Tiene una valoración máxima de 15 puntos, y puede utilizarse como criterio el resultado del Ensayo de Resistencia a Compresión Simple o bien el Ensayo de Carga Puntual (Point Load (si UCS < 1 MPa) a 15 (si UCS > 250 MPa). (ver tabla 15)

**RQD.**- Es la designación de la calidad de la roca definida por Deere et al. (1967), y el puntaje asociado a la misma puede variar de 3 (si RQD < 25%) a 20 (si  $90 < RQD \leq 100$ ).

**Separación entre las discontinuidades (s).**-Es el espaciamiento entre las estructuras, y el puntaje asociado al mismo puede variar de 5 (si  $s < 60$  mm) a 20 (si  $s > 2$  m).

**Estado de las discontinuidades.**- **JC** es la condición de las estructuras, y el puntaje asociado a la misma puede variar de 0 (en el

caso de estructuras continuas y abiertas más de 5 mm, o con rellenos arcillosos blandos de potencia mayor a 5 mm) a 30 (en el caso de estructuras discontinuas, muy rugosas, cerradas y sin alteración de su roca de caja). El estado de las diaclasas se descompone en otros cinco parámetros: persistencia, apertura, rugosidad, relleno y alteración de la junta.

**Presencia de aguas.**-*WC* es la 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 125 lt/min en un tramo de túnel de 10 m de longitud, o donde la presión del agua excede el 50% del esfuerzo principal mayor) a 15 (en el caso de estructuras completamente secas).

**Orientación de las discontinuidades.**- Este parámetro tiene una valoración negativa, y oscila para túneles entre 0 y -12 puntos. En función del buzamiento de la familia de diaclasas y de su rumbo, en relación con el eje del túnel (paralelo o perpendicular), se establece una clasificación de la discontinuidad en cinco tipos: desde Muy Favorable hasta Muy Desfavorable.

El uso del índice **RMR** permite calificar la calidad geotécnica de los macizos rocosos en una escala que varía desde 0 a 100, y considera 5 clases:

- Macizos de calidad MUY MALA (Clase V,  $0 \leq RMR \leq 20$ ).
- Macizos de calidad MALA (Clase IV,  $20 < RMR \leq 40$ ).
- Macizos de calidad REGULAR (Clase III,  $40 < RMR \leq 60$ ).
- Macizos de calidad BUENA (Clase II,  $60 < RMR \leq 80$ ).
- Macizos de calidad MUY BUENA (Clase I,  $80 < RMR \leq 100$ ).

CARGA SOBRE EL SOSTENIMIENTO	PARAMETROS m Y s de HOEK Y BROWN	
$P = \frac{100 - RMR}{100} \cdot \gamma \cdot b$	$m = m_i e^{\frac{RMR-100}{28}}$	$m = m_i e^{\frac{RMR-100}{14}}$
	$s = e^{\frac{RMR-100}{9}}$	$s = e^{\frac{RMR-100}{6}}$
P: carga sobre el sostenimiento γ: peso específico de la roca B: anchura del túnel	Roca escavada mecánicamente      Roca escavada mediante voladura m, s: Parámetros del criterio de rotura de Hoek & Brown <sup>(4)</sup> m <sub>i</sub> : Parámetro m de la roca intacta, obtenido en laboratorio	
MODULO DE DEFORMACIÓN	CORRELACIÓN CON LA CLASIFICACIÓN DE BARTON	
$E_m = 2 RMR - 100 \text{ (para } RMR > 55)$	$RMR = 9.0 \ln Q + 44 \text{ (Según Bieniawski, 1976)}$	
$E_m = 10^{\frac{RMR-10}{40}} \text{ (para } RMR < 85)$	$RMR = 10.5 \ln Q + 42 \text{ (Según Abad 1983)}$	
	$RMR = 9.0 \ln Q + 44 \text{ (Según Rutledge, 1978)}$	
Em: Modulo de deformación en GPa	Según diversos autores <sup>(1) (2)</sup>	

Figure 26 Sostenimiento, módulos de deformación y correlación del Q, con el RMR

**Tiempo de estabilidad:** En el grafico 2, se observa el tiempo máximo de estabilidad de excavación sin sostener, en función de la calidad de la roca (RMR) y del vano existente (Formalmente anchura del túnel)

Tabla 14 Clasificación geomecánica del Bienawski

CLASE	I	II	III	IV	V
CALIDAD	Muy Buena	Buena	Mediana	mala	Muy Mal
RMR	81-100	61-80	41-60	21-40	0-20
TIEMPO DE ESTABILIDAD Y LONGITUD DE VANO	20 años 15 metros	01 años 10 metros	1 semana 5 metro	10 horas 2.5 metros	30 minutos 1 metro
COHESION (MPa)	>0.4	0.3 – 0.4	0.2 – 0.3	0.1 – 0.2	<0.1
ROZAMIENTO	>45°	35 – 45°	25 – 35°	15-25°	<15



Tabla 15 Clasificación geomecánica de Bieniawski (1979), parámetros de clasificación

1	RESISTENCIA A LA ROCA SANA (MPa)	Ensayo carga puntual	>10	4-10	2-4	1-2	-		
		Compr. simple	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	< 1
	VALORACIÓN		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD %		90-100	75-90	50-75	25-50	< 25		
		VALORACIÓN	20	17	13	8	3		
3	SEPARACION DISCONTINUIDADES		>2 m	0.6 - 2	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	<0.06m		
		VALORACIÓN	20	15	10	8	5		
4	ESTADO DIACLASAS		Muy rugosas Discontinuas Borde sano y duro	Ligeramente rugosas e < 1 mm Borde duro	Ligeramente rugosas e < 1mm Bordes blandos	Rellenos e < 5 mm Abiertas Continuas	Rellenos Blandos e < 5mm Continuas		
		VALORACIÓN	30	25	20	10	0		
5	PRESENCIA DE AGUA	Caudal en 10m túnel	Nulo	< 1 0l/min	10 - 25 1/min	25 - 125/ min	> 125 1/min		
		$\sigma_w / \sigma_3$	0	0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Estado	Seco	Ligeram. húmedo	Húmedo	Goteado	Fluyendo		
		VALORACIÓN	15	10	7	4	0		

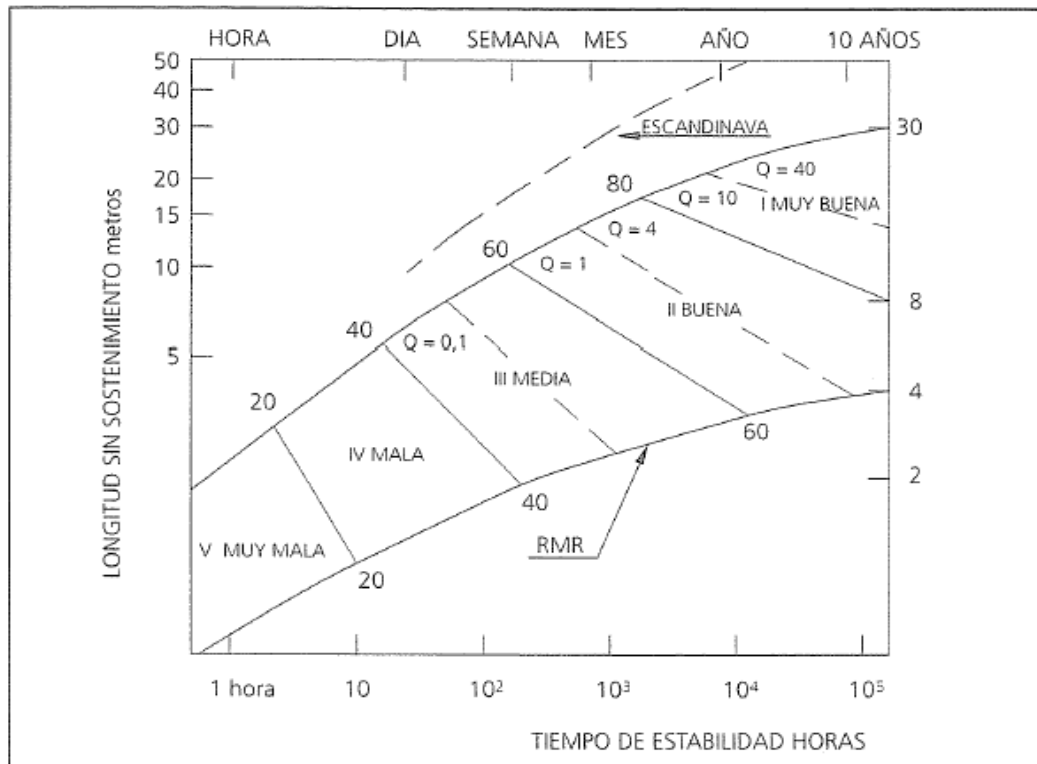


Gráfico 2 Tiempo de estabilidad según Bieniawski

Tabla 16 Guía para valorar el estado de las discontinuidades (según Bieniawski)

PARAMETRO	VALORACIÓN				
LONGITUD DE LA DISCONTINUIDAD (PERSISTENCIA)	< 1 m	1- 3 m	3 – 10 m	10 – 20m	>20m
	6	4	2	1	0
APERTURA	Nada	<0.1 mm	0.1 – 1.0 mm	1 – 5 mm	>5 mm
	6	5	3	1	0
RUGOSIDAD	Muy Rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave
	6	5	3	1	0
RELLENO	Ninguno	Relleno Duro	Relleno Duro	Relleno Blando	Relleno Blando
	6	< 5 mm	> 5mm	< 5 mm	> 5mm
	6	4	2	2	0
ALTERACIÓN	Inalterado	Ligeramente Alterado	Moderadamente alterado	Muy Alterado	Descompuesto
	6	5	3	1	0

Tabla 17 Clasificación geomecánica de Bieniawski, orientación de las discontinuidades

DIRECCIÓN PERPENDICULAR AL EJE DEL TÚNEL				DIRECCIÓN PARALELA AL EJE DEL TUNEL		CUALQUIER DIRECCIÓN
EXC A FAVOR DE BUZAMIENTO		EXC A FAVOR DE BUZAMIENTO		Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento
Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento	Buzamiento
45° - 90°	20° - 45°	45° - 20°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	0° - 20°
Muy favorable	Favorable	Medio	Desfavorable	Medio	Muy Favorable	Desfavorable

Tabla 18 Clasificación geomecánica de Bieniawski, corrección por orientación de las discontinuidades

DIRECCIÓN Y BUZAMIENTO		MUY FAVORABLE	FAVORABLE	MEDIO	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE
VALORACIÓN PARA	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentación	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Tabla 19 Necesidades de sostenimiento (según Bienawski)

RMR	EXCAVACIÓN	BULONADO	GUTINADO	CERCHAS
>81	Sección completa Avances de 3m	Algún Bulón ocasional	Innecesario	No
61- 80	Sección completa Avances de 1 - 1.5m	Bulonado local En bóveda L=2-3m, S 2- 2.5m	5 cm en bóveda eventualmente mallazo	No
41-60	Avance y destroza Avances de 1.5 - 3m	Bulonado Sistemático L= 3-4m, S =1.5 - 2m	5-10 cm en bóveda, 3 cm bastiales mallazo en bóveda	No
21-40	Avance y destroza Avances de 1 - 1.5m	Bulonado sistematico l= 4-5m S= 1-1.5m	10-15 cm bóveda, 10cm en bastiales mallazo sistematico	Ligeras s = 1.5 m
< 20	Fases múltiples Avances 0.5 - 1m	Bulón Sistemático (Incluso en Solera) L= 5-6m, S= 1-1.5 m	15-20 cm bóveda, 15 cm bastiales y 5 cm, frente Mallazo sistematico	Pesadas, cerradas S= 0.75 m

### 3.7 Análisis estructural de cuñas

Consiste en identificar posibles cuñas y su relación con la estabilidad de las labores subterráneas, a partir de las discontinuidades y otras estructuras que estarían afectando el desarrollo del túnel, con esta información se identifican las diferentes familias que presentan el macizo rocoso mediante un análisis estereográfico para lo cual puede emplearse el software Rock Science Dips, el segundo paso consiste en analizar el comportamiento y formación de cuñas para lo cual se puede emplear el software Unwedge de RockScience, este análisis lo trataremos en el capítulo de discusiones como análisis cinemático.

### 3.7.1 Análisis de cuñas probables

Una vez definidos los sistemas de discontinuidades, se procede a identificar las cuñas máximas que se podrían formar en la excavación del túnel. En esta parte, el análisis de cuñas se lleva a cabo mediante la aplicación de cálculo de bloque crítico en túneles, para identificar la geometría, localización y factor de seguridad de las máximas cuñas probables, para estimar las cuñas de roca de mayor tamaño que se pueden presentar, además se calcula el volumen y peso de las cuñas identificadas previamente.

### 3.7.2 Fallas por cuñas

En este tipo de rotura puede ocurrir por la existencia de tres familias de discontinuidades asociado con las paredes y el techo del túnel, cuya orientación, espaciado y continuidad determinan la forma y volumen de las cuñas (ver grafico 3). La condición que hace posible el deslizamiento es por gravedad o que la cuña se deslice por la cara de su plano o por la intersección de dos plano, la probabilidad que caiga la cuña depende la inclinación del plano o que la línea de intersección sea mayor que el ángulo de fricción  $\phi$ , (ver figura 27).

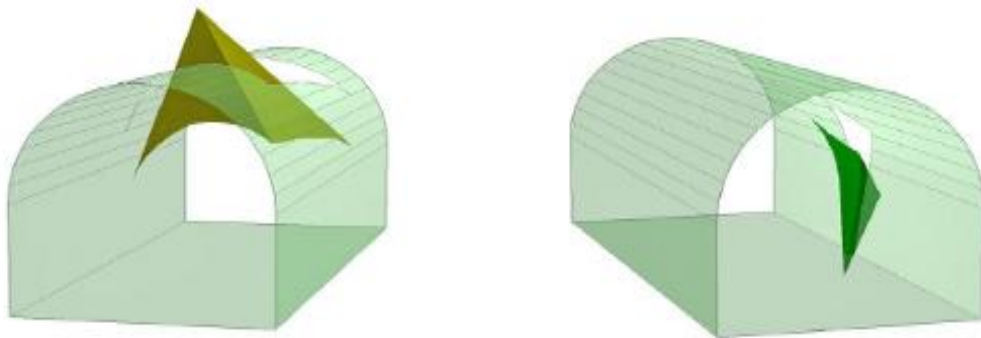


Figura 27 Formación de cuñas en techo y pared (tomado de Practical Rock Engineering – Evert Hoek 2006)

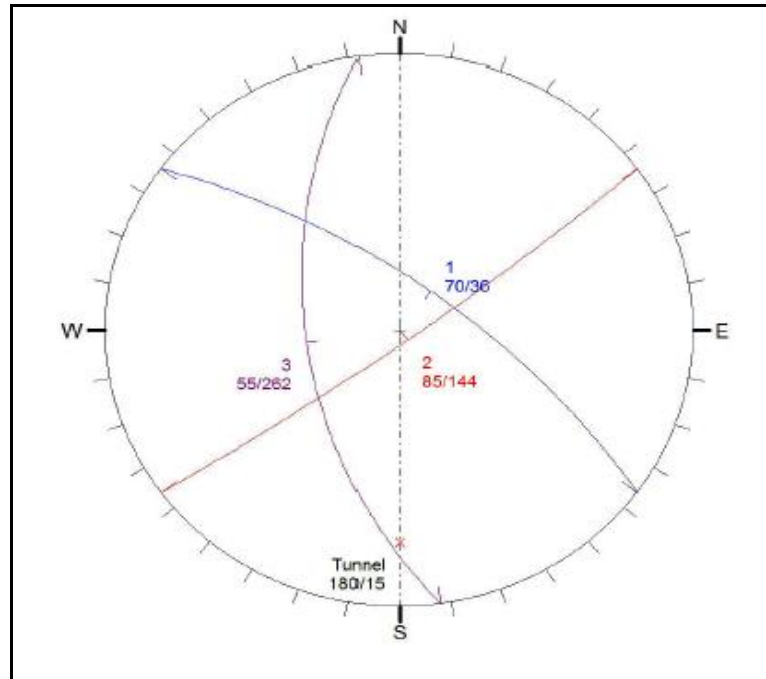


Grafico 3 Proyección estereográfica de tres set de discontinuidades y el eje de un túnel, en donde se puede observar la formación de cuñas

## **CAPITULO IV**

### **CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA GEOTÉCNICA DEL TÚNEL**

#### **4.1 Mapeo Geológico**

El mapeo geológico se elaboró a partir del logueo geológico-geotécnico y del mapeo superficial en las inmediaciones del eje del túnel, hubieron zonas que estuvieron cubiertas por material de desmonte o cuaternario lo cual dificultó la identificación de la litología. (Ver figura 28 –Tabla 22 )

Además se ha integrado la data de pozos cercanos al eje del túnel que corresponden a taladros exploratorios que fueron desarrollados con fines geológicos. Pudiendo identificar rocas calizas, varios tipos de mármol, skarn e intrusivo en las inmediaciones del eje del túnel. (Ver figura 31-ubicación de sondajes Exploratorios),

#### **4.2 Geología del Túnel**

Se han reconocido rocas estratificadas, cuyas edades fluctúan entre el Cretácico medio a superior y rocas intrusivas que corresponden principalmente al tipo monzonitas, cuyas edades se ubican en el terciario, estas rocas intrusivas se presentan en forma de diques y llegan a aproximarse a la parte central del piso del túnel (ver gráfico 4 y figura 28 )

Desde la progresiva 0+000 (Entrada del tunel) hasta la progresiva 0+585 m, tenemos la presencia de calizas puras de color plomo claro, con estratos de hasta 5 metros de espesor, en donde se puede observar una típica topografía kársticas del Jumasha Medio, seguido por una secuencia marcadora de margas delgadas intercalada con bancos de calizas de color negro, geomorfológicamente se representa por una depresión en la parte central, a lo largo de todo su recorrido, la cual hace que se diferencie del resto de rocas y divide al Jumasha medio del superior.

Desde la progresiva 0+585 a 0+792, tenemos Mármol Gris, Mármol Diopsida y Mármol Café y mármol blanco, con contenidos bajos de sulfuros como la pirita, la cual se puede ver en el mármol blanco y diopsida

Desde la progresiva 0+792 a 0+893, se tiene el skarn con granates rosas, cafés y granates verdes que son parte del Endoskarn y Exoskarn, generado por el emplazamiento de diques en profundidad, con contenidos de sulfuros como la pirita, calcopirita y molibdenita

Progresiva 0+893 hasta 1+018, retoma el mármol y sus variantes mencionadas líneas arriba.

Desde la progresiva 1+018m (Entrada del tunel) hasta la progresiva 2+706 m, se tiene rocas margosas, lutaceas con calizas azuladas de 1 metro de potencia y deleznable de la Formación Jumasha superior, las cuales están por debajo de las lutitas de la Formación Celendin.

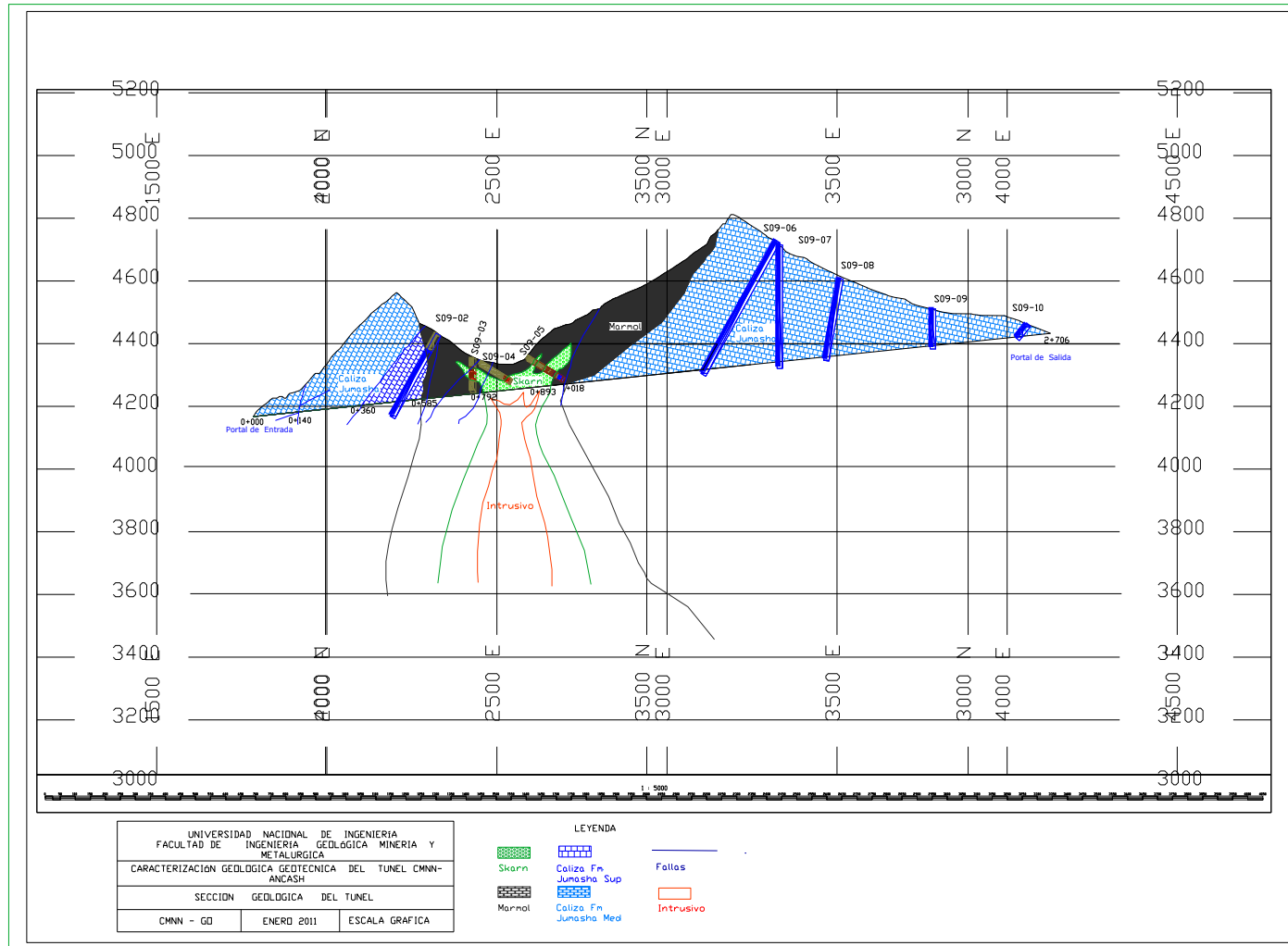


Grafico 4 Sección Geológica a lo largo del eje del túnel



### 4.3 Mapeo Geotécnico

El mapeo geotécnico de la zona de influencia del eje del túnel, se realizó a partir del logueo de los sondajes que se desarrollaron (ver tabla 21 ), de la orientación de las estructuras con cámara acústica/ sonora o escáner ATV/OTV (ver tabla 22-23 ), y del mapeo superficial y fotogramétrico de las zonas que fueron posibles mapear (Ver tabla 24-25), como se puede ver en el plano de la figura 28 y la tabla 20, en donde se muestra algunos parámetros como la alteración, frecuencia de fracturamiento y resistencia de la roca

Progresiva	Roca	Alteración	Resistencia	RQD	Frecuencia de Fracturamiento
0+00 - 0+585	Caliza	W1	R2-R3	88%	2
0+585 - 0+792	Mármol	W2	R2-R3	40%	9
0+792 - 0+893	Skarn	W2	R2-R3	50%	10
0+893 - 1+1018	Mármol	W2	R2-R3	40%	17
1+1018 - 2 + 706	Caliza	W1-W2	R3-R4	85%	4

Tabla 20: Se muestran la alteración, resistencia, RQD, ff según tipo de roca

Cabe resaltar que en el presente informe no se puede mostrar toda la información mapeo geotécnico obtenido por diferentes métodos, a solicitud de la empresa por ser confidencial

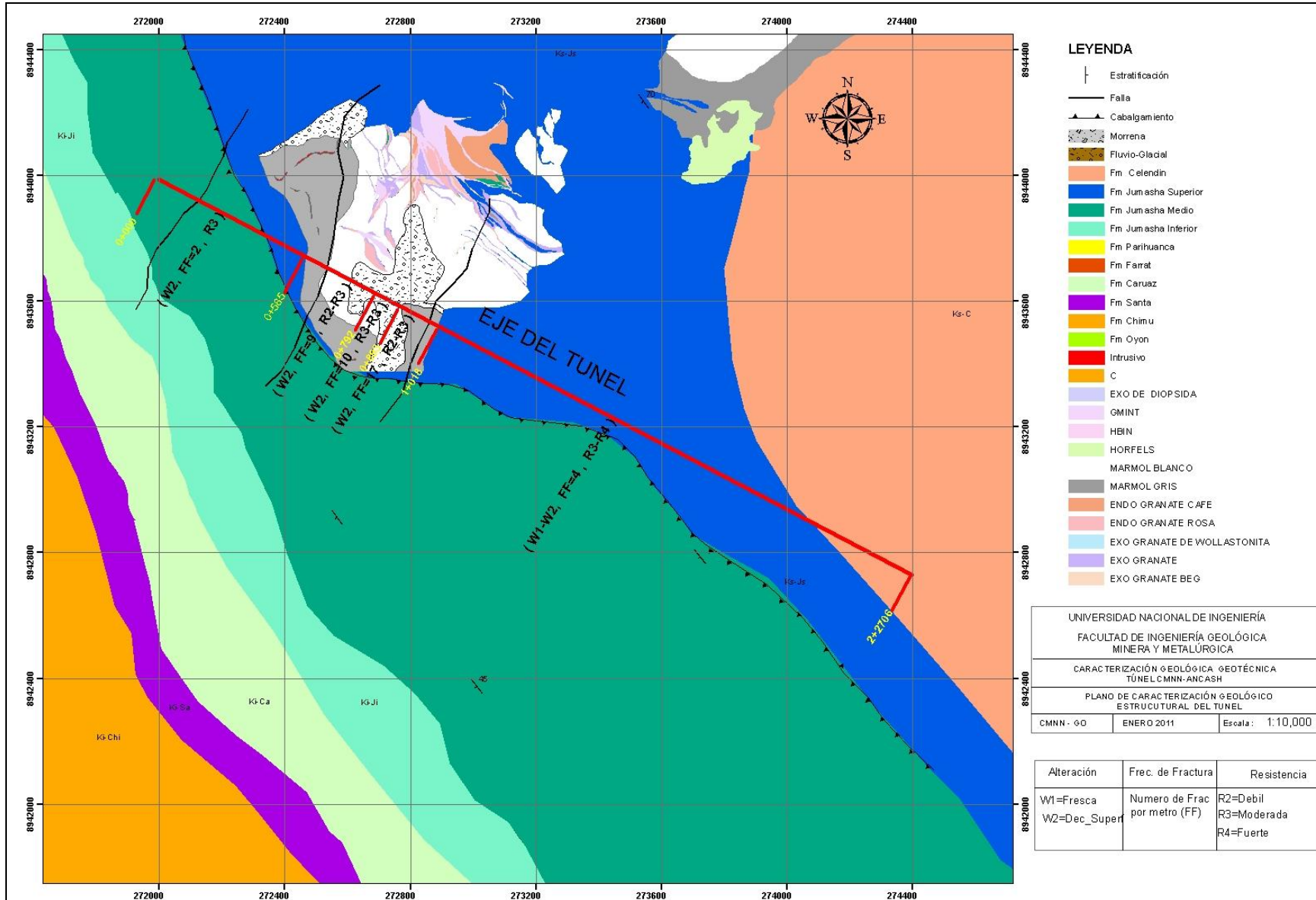


Figura 28.- Plano de caracterización geológica – geotécnico del Túnel

LEVANTAMIENTO GEOTÉCNICO DE TALADROS																										
Proyecto Tunnel																										
Taladro: ST09 - 10			Largo: 60 Azimut: 300°* Inclinación: 50°*			C. N: 2789,085 C. E: 4298,216 Cota: 4454,266			Diámetro HQ: 60m Diámetro NQ:			Perforación						Fecha:								
												Inicio: 20-Dic			Término: 21/12/2009			Logeado por:								
Profundidad			Recuperación		Litología	Humedad	Unidad Geotécnica	Mantenimiento	IRS estimado	RQD			Fracturas				Q de Barton						GSI			
desde (m)	Hasta (m)	Avance (m)	(m)	%						medidas (cm)	total (cm)	%	num.	vet.b.	total	ff	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'	Jw		SRF	Q	Clase
0.00	2.30	2.30			Relleno																					
2.30	45.20	42.90	42.20	98.4	Caliza	H	C	W1	R3-R4	20-48-21-20-38-74-677..	3264	76	34	3	37	0.9	76	9	1.5	3	4.22	1	2.5	1.69	VI	B/F(50-60)
45.20	48.10	2.90	2.90	100.0	Caliza	H	C	W1	R3-R4	38-30-13-144-17	242	83	4	2	6	2.1	83	6	1.5	3	6.92	1	2.5	2.77	VI	B/F(50-60)
48.10	49.00	0.90	0.80	88.9	Caliza	Sa	C	W1	R3-R4	0	0	20	0	20	22.2	10	12	1.5	4	0.31	1	2.5	0.13	VI	VB/P(30-40)	
49.00	60.00	11.00	11.00	100.0	Caliza	Sa	C	W1	R3-R4	23-28-86-31-87-105...	1008	92	10	4	14	1.3	94	6	1.5	3	7.83	1	2.5	3.13	VI	B/F(50-60)

DISCONTINUIDADES												
Tipo	Desde	Hasta	Espeor	Angulo respecto al eje	Rumbo	Manteo	Rugosidad	Planaridad	Humedad	Relleno	Dureza relleno	Espaciamiento (cm)
	(m)	(m)	(cm)									
SZ	3.39	3.83					P-L		H		R3	
SZ	5.17	5.47					P-L		H		R3	
SZ	5.56	5.73					P-L		H	oxidos y arcillas	R3	
ZF	5.91	6.92	33						H	oxidos y arcillas	R1	
ZF	14.0	14.1	6.0	80			Rugoso		H	arcilla y oxido	R3	
ZF	14.2	14.45	22.0	60			P-L		H	arcilla y oxido	R1	
SZ	16.98			60			P-R		H	arcilla y oxido	R3	
ZF	17.62	18.97	135.0	30					H	arcilla, oxido y Ca.	R1	
ZF	22.21	22.29	8.0	80			Rugoso		H	oxidos y arcillas	R1	
SZ	22.81			30			Liso		H	oxidos y arcillas	R2	
SZ	26.23	26.8	57.0	30					H	oxidos y arcillas	R3	
SZ	34.28	35.06							H	Caliza fracturada	R3	
SZ	48	49	100.0						H	arcillas y oxido	R0	

TIPO DE ESTRUCTURA	
JS	Juego de Diaclasas
SJ	Diaclasa Simple
B	Estratificación
CT	Contacto
FT	Falla
CF	Contacto Fallado
BZ	Zona Ruptura
SZ	Zona Cizallamiento
P	Plegamiento
JP	Diaclasas Plegadas
VT	Vetas
PF	Planos de fisibilidad
MF	Microfracturas
IN	Intercalaciones

Humedad	
Se	Seco
H	Humedo
Sa	Saturado
I	Infiltración
IM	Infiltración Mayor

Tabla 21 Hoja de levantamiento geotécnico de taladros

Nº	Hole ID	Aziuth	Dip	Profundidad (m)	Dirección de Buz Aparente	Buz Aparente	Dirección de Buz Real	Buz Real	Rank_Ap	Rank_Real	Este	Norte	Cota
34	ST09-09	330	-65	25.89	86.75	43.31	145.35	43.30	1	1	273980.835	8942978.07	4485.37
35	ST09-09	330	-65	26.12	77.43	18.60	125.41	18.54	1	1	273980.837	8942978.07	4485.13
36	ST09-09	330	-65	26.66	341.40	32.56	42.50	32.24	2	2	273980.84	8942978.08	4484.59
37	ST09-09	330	-65	27.12	266.75	40.00	329.54	40.03	1	1	273980.843	8942978.08	4484.13
38	ST09-09	330	-65	27.76	42.45	16.72	109.08	16.41	1	1	273980.847	8942978.08	4483.49
39	ST09-09	330	-65	28.17	321.27	65.56	30.32	65.22	1	1	273980.849	8942978.08	4483.09
40	ST09-09	330	-65	28.71	69.09	49.25	126.84	49.11	1	1	273980.852	8942978.08	4482.55
41	ST09-09	330	-65	29.09	152.43	52.33	205.41	52.67	1	1	273980.854	8942978.09	4482.17
42	ST09-09	330	-65	29.79	88.16	38.82	150.34	38.81	1	1	273980.859	8942978.09	4481.47
43	ST09-09	330	-65	30.15	242.04	61.67	306.13	61.86	1	1	273980.862	8942978.09	4481.11
44	ST09-09	330	-65	30.77	302.38	59.82	7.49	59.62	1	1	273980.868	8942978.1	4480.49
45	ST09-09	330	-65	31.61	80.86	53.62	154.16	53.54	1	1	273980.878	8942978.11	4479.65
46	ST09-09	330	-65	32.50	190.22	35.56	257.19	36.08	1	1	273980.888	8942978.12	4478.75
47	ST09-09	330	-65	33.09	191.14	34.09	253.77	34.51	1	1	273980.894	8942978.13	4478.17
48	ST09-09	330	-65	33.45	145.33	46.20	209.57	46.51	1	1	273980.898	8942978.13	4477.81
49	ST09-09	330	-65	34.29	126.20	13.78	194.88	14.05	1	1	273980.907	8942978.14	4476.97
50	ST09-09	330	-65	35.02	331.50	51.62	39.64	51.14	2	2	273980.915	8942978.15	4476.23
51	ST09-09	330	-65	35.38	346.69	44.15	56.03	43.56	3	3	273980.919	8942978.15	4475.87
52	ST09-09	330	-65	35.76	4.30	29.11	72.22	28.47	3	3	273980.923	8942978.16	4475.49
53	ST09-09	330	-65	35.85	334.35	57.86	38.75	57.30	1	1	273980.924	8942978.16	4475.41
54	ST09-09	330	-65	36.81	330.18	56.10	14.90	55.68	1	1	273980.935	8942978.17	4474.45
55	ST09-09	330	-65	37.12	105.42	50.41	165.47	50.56	1	1	273980.938	8942978.18	4474.15
56	ST09-09	330	-65	38.97	325.61	31.44	11.77	30.81	1	1	273980.959	8942978.2	4472.29
57	ST09-09	330	-65	39.63	167.92	52.98	213.48	53.90	1	1	273980.966	8942978.21	4471.63
58	ST09-09	330	-65	41.06	175.08	51.56	218.20	52.54	1	1	273980.984	8942978.23	4470.21
59	ST09-09	330	-65	41.44	182.34	56.86	228.82	57.83	1	1	273980.988	8942978.23	4469.83
60	ST09-09	330	-65	42.06	259.25	34.54	303.03	34.74	1	1	273980.997	8942978.24	4469.21
61	ST09-09	330	-65	43.03	20.82	30.12	65.99	29.18	2	2	273981.009	8942978.26	4468.23
62	ST09-09	330	-65	44.08	250.33	25.96	288.65	26.36	1	1	273981.023	8942978.28	4467.19
63	ST09-09	330	-65	46.01	4.56	33.61	48.45	32.47	1	1	273981.048	8942978.31	4465.25
64	ST09-09	330	-65	47.75	82.39	31.61	126.14	31.47	1	1	273981.071	8942978.34	4463.51
65	ST09-09	330	-65	48.44	152.43	14.52	192.84	15.66	1	1	273981.079	8942978.35	4462.83
66	ST09-09	330	-65	49.81	7.02	29.58	46.05	28.35	2	2	273981.097	8942978.38	4461.45

Tabla 22 Hoja de Mapeo de las discontinuidades con cámara acústica/óptica, tomado del sondaje ST09-09 desde 25 hasta 49 metros

Nº	Hole ID	Azimuth	Dip	Profundidad (m)	Dirección de Buz Aparente	Buz Aparente	Dirección de Buz Real	Buz Real	Rank_Ap	Rank_Real	Este	Norte	Cota
67	ST09-09	330	-65	50.25	7.75	11.51	48.29	10.28	1	1	273981.102	8942978.39	4461.01
68	ST09-09	330	-65	51.50	2.77	34.05	37.43	32.79	1	1	273981.113	8942978.41	4459.77
69	ST09-09	330	-65	51.54	16.41	41.06	51.69	39.84	1	1	273981.114	8942978.41	4459.73
70	ST09-09	330	-65	52.03	35.97	50.07	69.87	49.05	1	1	273981.118	8942978.42	4459.23
71	ST09-09	330	-65	53.04	51.46	39.31	82.97	38.52	1	1	273981.127	8942978.44	4458.23
72	ST09-09	330	-65	54.14	359.66	51.93	33.61	50.63	1	1	273981.137	8942978.47	4457.13
73	ST09-09	330	-65	54.81	36.79	31.81	71.28	30.78	2	2	273981.143	8942978.48	4456.45
74	ST09-09	330	-65	54.89	28.21	41.91	62.25	40.76	3	3	273981.144	8942978.48	4456.37
75	ST09-09	330	-65	54.94	69.72	43.95	104.44	43.52	2	2	273981.144	8942978.48	4456.33
76	ST09-09	330	-65	55.54	14.89	64.66	45.82	63.40	1	1	273981.15	8942978.5	4455.74
77	ST09-09	330	-65	56.75	10.67	68.63	35.68	67.36	1	1	273981.161	8942978.52	4454.52
78	ST09-09	330	-65	56.82	34.85	49.87	60.08	48.81	1	1	273981.161	8942978.52	4454.46
79	ST09-09	330	-65	58.45	308.34	41.05	332.30	40.26	2	2	273981.176	8942978.56	4452.82
80	ST09-09	330	-65	58.62	1.28	27.66	27.27	26.35	2	2	273981.177	8942978.56	4452.66
81	ST09-09	330	-65	58.64	35.95	58.46	63.23	57.41	2	2	273981.178	8942978.56	4452.64
82	ST09-09	330	-65	62.70	187.29	48.75	207.07	50.05	1	1	273981.206	8942978.65	4448.58
83	ST09-09	330	-65	63.15	205.68	26.67	225.50	27.88	1	1	273981.209	8942978.66	4448.12
84	ST09-09	330	-65	64.46	28.24	54.00	49.22	52.88	1	1	273981.217	8942978.69	4446.82
85	ST09-09	330	-65	64.50	24.90	57.84	47.68	56.65	2	2	273981.217	8942978.69	4446.78
86	ST09-09	330	-65	64.70	24.46	50.07	46.56	48.88	1	1	273981.218	8942978.69	4446.58
87	ST09-09	330	-65	64.95	19.52	50.44	40.20	49.24	1	1	273981.22	8942978.7	4446.32
88	ST09-09	330	-65	65.37	6.73	50.97	26.71	49.68	1	1	273981.222	8942978.71	4445.9
89	ST09-09	330	-65	65.85	80.27	73.49	100.84	73.28	1	1	273981.225	8942978.72	4445.42
90	ST09-09	330	-65	65.96	196.90	30.27	216.59	31.51	1	1	273981.226	8942978.72	4445.32
91	ST09-09	330	-65	66.43	325.73	71.26	345.54	70.18	1	1	273981.229	8942978.73	4444.84
92	ST09-09	330	-65	67.04	196.10	51.92	216.97	53.19	1	1	273981.232	8942978.74	4444.24
93	ST09-09	330	-65	67.60	153.18	66.82	174.71	67.99	1	1	273981.235	8942978.76	4443.68
94	ST09-09	330	-65	68.86	20.61	63.18	37.91	62.01	1	1	273981.243	8942978.78	4442.42
95	ST09-09	330	-65	70.18	21.55	65.20	38.50	64.01	1	1	273981.251	8942978.81	4441.1
96	ST09-09	330	-65	70.23	25.64	59.49	42.94	58.35	2	2	273981.251	8942978.81	4441.04
97	ST09-09	330	-65	70.95	64.00	65.81	81.41	65.26	1	1	273981.256	8942978.82	4440.32
98	ST09-09	330	-65	71.20	89.23	56.69	108.21	56.69	1	1	273981.257	8942978.83	4440.08
99	ST09-09	330	-65	71.57	210.70	7.87	224.90	9.01	1	1	273981.259	8942978.83	4439.7

Tabla 23 Hoja de Mapeo de las discontinuidades con cámara acústica/óptica, tomado del sondaje ST09-09 desde 50 hasta 71 metros

## REGISTRO DE MAPEO GEOLOGICO SUPERFICIAL

PROYECTO:  
ESTACION: EB11  
ORIENTACION:

PROYECCION:  
NORTE: 8943240  
RUMBO: 110°

REGISTRADO: GO  
ESTE: 273516  
BUZAMIENTO

FECHA: 12 / 10 / 2011  
ELEVACION:  
LONGITUD: 66 m

SISTEMA DE MAPEO

DIST. (m)	LITOLOGIA (3 Letras)	DUREZA (ISRM)	TIPO DE ESTRUCT	ORIENTACION			RELLENOS Por importancia			AGUA	FOR MA	RUGOS	ESPES OR	ESPAC (m)	NUMERA DE ESTRUC	PERSISST. (m)	TERMI N	COMENTARIOS	SECTOR TALUD (2 números)	DOMINIO ESTRUCTURAL (Código 3 letras)
				RUMBO	BUZ.	DIR BUZ	1	2	3											
1	CALIZA	R3	JN		65	175				0	P	2	A	-	1	2	0			
2.2	CALIZA	R3	JN		62	180				1	I	2	B	0.4	4	3	1			
1.3	CALIZA	R2	JN		68	210	Z			0	P	6	B	-	1	3	2			
1	CALIZA	R2	VN		70	211	Z			0	P	6	C	-	1	4	1	Varilla de calcita		
1.5	CALIZA	R3	JN		65	160				2	p	2	B	0-3	3	6	2			
2	CALIZA	R3	JN		80	330				1	p	2	B	-	1	3.5	1			
3.2	CALIZA	R3	BP		72	163				4	p	3	B	-	1	7	2	Plano estratificado		
1.6	CALIZA	R2	JN		65	213				0	P	2	B	-	1	2.5	0			
0.9	CALIZA	R4	JN		54	199				0	C	3	B	-	1	2	2			
1.7	CALIZA	R4	JN		54	289				4	C	3	B	0.5	3	5	1			
1.4	CALIZA	R3	JN		38	326				0	P	6	B	-	1	4	0			
1.9	CALIZA	R2	VN		49	236	Z			0	P	2	B	0.9	2	4.1	1	Venillas de calcita		
1.3	CALIZA	R2	JN		47	229				0	P	2	A	-	1	2	1			
2.1	CALIZA	R3	JN		39	213				0	P	2	A	-	1	3	1			
3.5	CALIZA	R3	BD		70	151				4	U	1	B	-	1	6	2	Plano estratificado		
2.2	CALIZA	R3	JN		57	343				0	P	2	A	-	1	3.3	1			
2.2	CALIZA	R3	JN		65	343				2	P	2	A	-	1	3.4	1			
1.3	CALIZA	R3	JN		51	60				0	P	2	A	-	1	3.4	1			
1.6	CALIZA	R3	JN		58	208				1	P	2	A	-	1	2.1	1			
2.7	CALIZA	R2	JN		45	200				2	P	2	A	-	1	2.2	1			
3.2	CALIZA	R2	BD		77	155				3	P	2	B	-	1	6	2	Plano estratificado		
4.1	CALIZA	R2	VN		60	274	Z			0	P	1	C	-	1	5	0	Venillas de calcita		
3.6	CALIZA	R2	VN		62	255	C			4	I	3	B	1.1	2	4.3	1			
3.3	CALIZA	R2	JN		62	136				0	P	1	B	-	1	2.2	0			
2.1	CALIZA	R2	JN		27	187				0	P	1	B	-	1	1.8	1			
1.9	CALIZA	R2	JN		42	128				0	P	2	B	-	1	2.3	1			
1.1	CALIZA	R1	JN		43	327				0	P	2	B	-	1	3	1			
2.0	CALIZA	R3	JN		79.8	69.6				0	P	1	B	-	1	3.6	1			
3.1	CALIZA	R3	JN		53	189				1	P	2	B	-	1	2.6	1			
2.6	CALIZA	R4	JN		52	57				2	P	2	B	-	1	2.4	1			
2.4	CALIZA	R4	JN		52	62				2	P	2	B	-	1	2	1			

Tabla 24: Registro de mapeo superficial en dirección del eje del túnel

FIG. 1.- REGISTRO DE MAPEO GEOLOGICO SUPERFICIAL

PROYECTO:  
ESTACION:  
ORIENTACION:  
N:

EBE09

PROYECCION:  
NORTE: 8942984  
RUMBO: 112

REGISTRADO  
ESTE: 273970  
BUZAMIENTO

GO

FECHA  
ELEVACION  
LONGITUD 111 m

15/10/11

SISTEMA DE MAPEO

DIST. (m)	LITOLOGIA (3 Letras)	DUREZA (ISRM)	TIPO DE ESTRUCT	ORIENTACION			RELLENOS Por importancia			AG UA	FO RMA	RUGO S	ESPES OR	ESPA C (m)	NUMER A DE ESTRUC	PERSI SST. (m)	TERM IN	COMENTARIOS	SECTOR TALUD (2 números)		DOMINIO ESTRUCTURAL (Código 3 letras)	
				RUM BO	BUZ	DIR BUZ	1	2	3													
4	CALIZA	R3	JN		60	95				2	P	1	B	0.7	5	3	0	Relleno de arcilla				
3	CALIZA	R3	JN		62	113				1	P	2	A	1	2	4.2	1					
5	CALIZA	R3	JN		59	134				1	P	2	B	1.2	4	1.1	1					
6	CALIZA	R4	JN		59	125				1	P	2	B	1.5	5	3	1					
2	CALIZA	R3	JN		70	130	Z			1	I	6	C		2	2	1	Relleno de calcita				
4	CALIZA	RB	VN		72	180				1	P	2	A	0.9	4	2	0					
4.5	CALIZA	R3	JN		59	250				1	P	2	B		1	3	0					
6	CALIZA	R4	JN		58	199				1	p	2	B	0.8	4	3.6	0					
2.1	CALIZA	R3	JN		60	120				1	C	1	B	0.8	2	3.5	0					
2.3	CALIZA	R3	JN		60	169				1	U	3	B		1	8	2	Relleno de arcilla				
3.2	CALIZA	R2	BP		61	130				3	P	2	A	0.7	4	5	1					
2.2	CALIZA	R3	JN		57	40				1	P	2	B	0.7	3	5	1					
2	CALIZA	R3	JN		65	42				1	P	2	B	0.5	3	6	0					
2	CALIZA	R3	JN		51	125	C			2	P	1	B	-	1	5	0					
3	CALIZA	R3	JN		52	259				1	C	3	B	-	1	5	0					
4.1	CALIZA	R3	JN		70	220				1	P	2	B	0.6	5	4.8	1					
2	CALIZA	R3	JN		72	208				1	P	2	B	0.6	2	3.1	1					
4	CALIZA	R3	JN		68	134				1	P	2	A	-	1	3.2	1					
5	CALIZA	R3	JN		68	171	Z			1	U	3	C	-	1	6	2					
2.5	CALIZA	R3	JN		72	200	Z			2	I	2	A	-	1	2.2	2	Venillas de calcita				
5	CALIZA	R3	BD		64	159				4	I	2	A	0.7	5	2.8	1					
5	CALIZA	R3	VN		67	160				4	C	3	A	0.7	5	2.9	1					
4	CALIZA	R1	JN		66	202	C			2	P	2	A	0.65	5	3	1					
3	CALIZA	R1	JN		65	190				1	P	2	A	1	2	3.4	1					
2	CALIZA	R3	JN		70	189				1	C	3	A	-	1	3.6	1					
2	CALIZA	R2	VN		55	195				1	C	1	C	-	1	5	0					
3.2	CALIZA	R2	JN		54	201				1	C	3	C	-	1	5.2	2					
4	CALIZA	R3	JN		56	221				1	C	3	C	0.85	3	6.5	1					
4	CALIZA	R3	JN		50	158				1	P	1	B	-	a	4.6	1					
5	CALIZA	R4	JN		66	205				1	P	1	B	-	1	4.6	0					
5	CALIZA	R4	JN		71	203				1	P	1	B	-	1	4.5	1					

Tabla 25: Registro de mapeo superficial en dirección del eje del túnel

### 4.3.1 Condiciones Hidrogeológicas

Las rocas que atraviesan el túnel presentan conductividades hidráulicas de media a altas para la Formación Jumasha y de baja a media para la Formación Celendin, según se muestra en la tabla 26

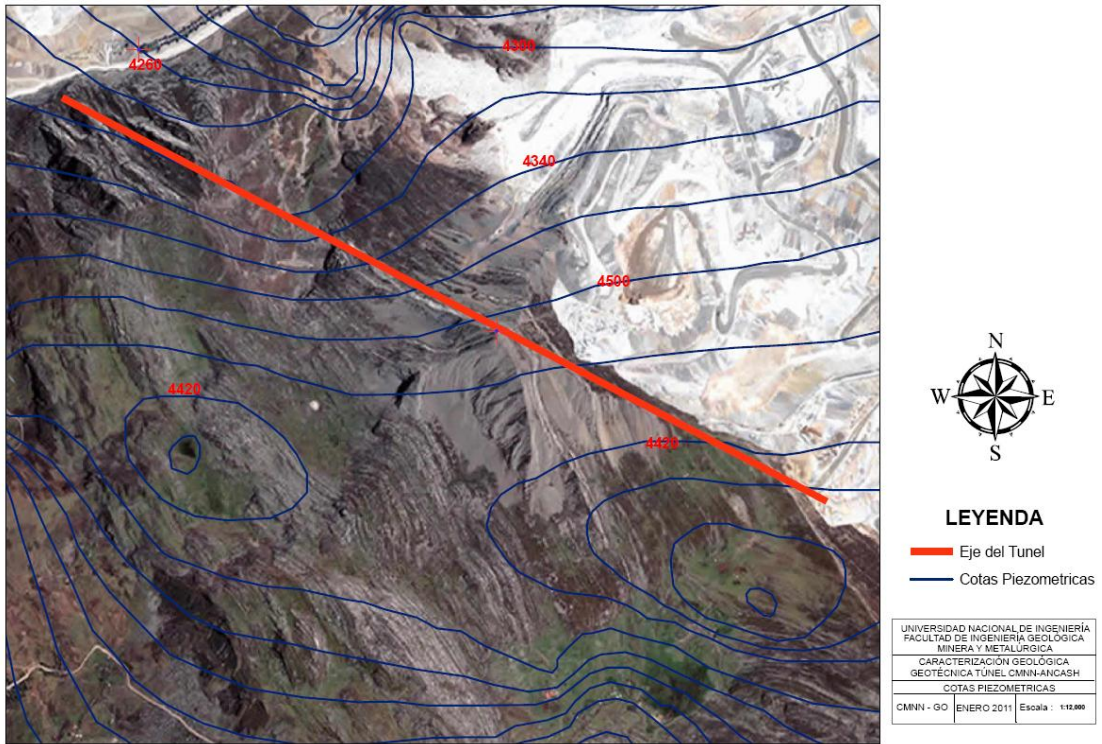
**Tabla 26 Conductividad Hidráulica de las diferentes unidades hidrogeológicas**

Unidad Hidrogeológica	Espesor	K (m/s)
Celendin	0 – 50	$2.2 \cdot 10^{-5}$
	50 -100	$1.0 \cdot 10^{-6}$
	100 - 200	$5.0 \cdot 10^{-7}$
	200 – 300	$5.8 \cdot 10^{-8}$
	> 300	$8.4 \cdot 10^{-9}$
Jumasha Media	0 -50	$2.2 \cdot 10^{-5}$
	50 -100	$5.0 \cdot 10^{-6}$
	100 – 200	$5.0 \cdot 10^{-7}$
	200 – 300	$5.8 \cdot 10^{-8}$
	>300	$8.4 \cdot 10^{-9}$
Metamorfismo de Contacto	Sin Información	

A continuación se muestra las cotas piezométricas relacionadas a los alrededores de la mina (Figura 29 )

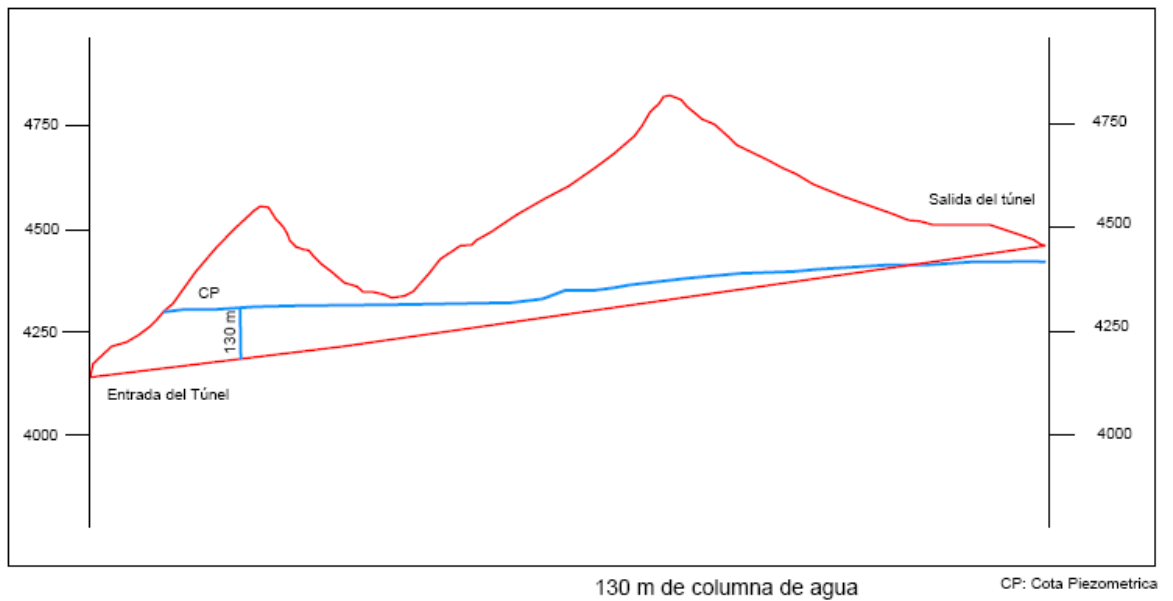


Figura 29 Cotas piezométricas en la zona del túnel en la mina



Desde la salida del túnel en la parte sur-este, el nivel de la napa piezométrica se encontrara a los 300 metros aproximadamente, variando el nivel de la cota piezométrica desde 0 metros hasta los 130 metros de profundidad ver figura 30

Figura 30 Nivel freático en sección del túnel



#### 4.4 Propiedades Mecánicas de la Roca Intacta

Esta data fue analizada estadísticamente, para determinar los valores promedios de sus propiedades mecánicas para la roca intacta, con los que se estimara las propiedades del macizo rocoso.

Como primer paso, se realizó un análisis estadístico de cada uno de los parámetros en la roca intacta, los cuales se presentan en (Tabla 27), a partir de los ensayos disponibles y considerados válidos para el análisis (principalmente en lo referente a la forma de ruptura de las muestras). Teniendo en cuenta los siguientes parámetros.

- N° : Número de resultados válidos de los ensayos de laboratorio.
- Max : Valor Máximo del parámetro.
- Min : Valor Mínimo del parámetro.
- Prom : Valor Medio del parámetro.
- DEst : Desviación Estándar del Parámetro.
- CV : Coeficiente de Variación (DEst/Prom).
- VC : Valor del parámetro considerado característico para fines de análisis.

Como segundo paso, se evaluó la envolvente de falla para la roca intacta a partir del criterio generalizado de falla de Hoek & Brown (Hoek et al, 2002), el cual queda definido por Ecuación 10, discutida en el apartado 3.5

Los valores de  $m_i$  y  $\sigma_{ci}$  se obtiene a partir de los resultados de ensayos triaxiales y del ajuste de la envolvente no lineal de estos valores graficados en el espacio  $\sigma_1'$  y  $\sigma_3'$ . Para esto se realizaron una serie de combinaciones para obtener una distribución de valores para estos parámetros, lo que también se presenta en Tabla 27.

En Tabla 27, se puede observar que el coeficiente de variación para la porosidad y para la absorción presentan mayor variabilidad, un segundo

grupo con una variabilidad menor es el ensayo de compresión triaxial y el parámetro  $m_i$ , el valor alto de la variabilidad tanto para el primer como segundo caso mencionado, se debe posiblemente al poco número de ensayos realizados.

El resultado del ensayo de compresión simple y el del peso unitario, se muestra congruente para cada tipo de roca. Por ejemplo, el peso unitario de la caliza es menor respecto al peso unitario del mármol o skarn (Ver Tabla 27).

La alta variabilidad de la porosidad, se deba posiblemente al número de muestras ensayadas, pero también se le puede atribuir al grado de fracturamiento y al grado de alteración ocurrido en el momento de la interacción del cuerpo intrusivo con la roca, generando que el valor de la porosidad cambie con la dirección del movimiento del fluido, ocasionando que los valores de la porosidad no sean constantes para un mismo tipo de roca.

Tabla 27 Propiedades Mecánicas de la Roca intacta, para el proyecto del túnel  
(Derk -2010)

Litología	Parámetro	$\gamma_{\text{Seca}}$ ( $t/m^3$ )	$\gamma_{\text{Húmeda}}$ ( $t/m^3$ )	n (%)	a (%)	UCS (MPa)	TS (MPa)	$E_i$ (GPa)	$\nu$	$m_i$	$\sigma_{ci}$ (MPa)
Caliza	N°	17	17	17	17	6	7	6	6	3	3
	Max	2,77	2,78	3,90	1,46	67,65	7,99	11,63	0,31	9,03	69,08
	Min	2,24	2,25	0,28	0,10	52,62	5,01	9,19	0,29	5,69	62,83
	Prom	2,69	2,70	1,50	0,56	59,81	6,12	10,36	0,30	6,83	66,92
	DEst	0,12	0,12	0,89	0,33	6,10	1,15	0,96	0,01	1,91	3,55
	CV	0,04	0,05	0,59	0,59	0,10	0,19	0,09	0,03	0,28	0,05
	VC	2,69	2,70	1,50	0,56	59,81	6,12	10,36	0,30	6,83	66,92
Mármol	N°	28	28	28	28	8	9	8	8	3	3

	Max	2,86	2,87	0,93	0,33	86,59	7,53	15,13	0,31	14,80	101,36
	Min	2,73	2,73	0,11	0,04	52,31	3,71	10,41	0,29	14,25	92,68
	Prom	2,77	2,78	0,36	0,13	71,99	5,31	12,21	0,30	14,60	96,90
	DEst	0,03	0,03	0,21	0,08	12,68	1,15	1,57	0,01	0,30	4,35
	CV	0,01	0,01	<b>0,60</b>	<b>0,59</b>	0,18	0,22	0,13	0,03	0,02	0,04
	<b>VC</b>	<b>2,77</b>	<b>2,78</b>	<b>0,36</b>	<b>0,13</b>	<b>71,99</b>	<b>5,31</b>	<b>12,21</b>	<b>0,30</b>	<b>14,60</b>	<b>96,90</b>
Endorskarn	N°	24	24	24	24	5	10	5	5	5	5
	Max	3,22	3,24	15,72	5,83	57,87	6,40	9,55	0,32	25,68	59,27
	Min	2,43	2,57	0,28	0,10	31,20	2,30	6,75	0,30	10,11	39,97
	Prom	2,85	2,92	6,70	2,41	45,50	4,60	8,44	0,31	13,11	51,23
	DEst	0,19	0,17	3,95	1,54	11,82	1,52	1,26	0,01	7,68	8,26
	CV	0,07	0,06	<b>0,59</b>	<b>0,64</b>	<b>0,26</b>	<b>0,33</b>	0,15	0,03	<b>0,59</b>	0,16
	<b>VC</b>	<b>2,85</b>	<b>2,92</b>	<b>6,70</b>	<b>2,41</b>	<b>45,50</b>	<b>4,60</b>	<b>8,44</b>	<b>0,31</b>	<b>13,11</b>	<b>51,23</b>
Exoskarn	N°	15	15	15	15	4	2	4	4	3	3
	Max	3,41	3,42	3,39	1,08	115,57	6,98	14,37	0,32	17,95	137,41
	Min	2,63	2,63	0,31	0,11	60,60	6,50	8,23	0,28	10,82	121,32
	Prom	3,03	3,04	1,20	0,40	86,72	6,74	10,91	0,31	13,20	131,71
	DEst	0,19	0,19	0,95	0,31	23,36	0,34	2,98	0,02	4,11	9,01
	CV	0,06	0,06	<b>0,79</b>	<b>0,79</b>	<b>0,27</b>	0,05	<b>0,27</b>	0,06	<b>0,31</b>	0,07
	<b>VC</b>	<b>3,03</b>	<b>3,04</b>	<b>1,20</b>	<b>0,40</b>	<b>86,72</b>	<b>6,74</b>	<b>10,91</b>	<b>0,31</b>	<b>13,20</b>	<b>131,71</b>

Donde:

$\gamma_{\text{Seco}}$  : Peso Unitario, (ton/m<sup>3</sup>).

$\gamma_{\text{Húmeda}}$  : Peso Unitario, (ton/m<sup>3</sup>).

n : Porosidad, (%).

a : Absorción (%).

- UCS : Resistencia en Compresión no Confinada (Uniaxial).
- TS : Resistencia a la Tracción.
- $E_i$  : Módulo de Deformabilidad.
- $\nu$  : Razón de Poisson.
- $m_i$  : Constante m de la roca intacta (criterio de Falla de Hoek & Brown).
- $\sigma_{ci}$  : Resistencia en Compresión Uniaxial (criterio de Falla de Hoek & Brown).

#### 4.5 Características de las discontinuidades

A continuación se muestra un cuadro con el resumen de las características para cada discontinuidad por sondaje, cabe resaltar que no todas las discontinuidades tienen relleno, en la tabla 28 solo se muestra las que cuentan con algún tipo de relleno o característica en particular que sobresale. La información para este caso solo se tomo de los sondajes (ver ejemplo de logueo de data en la tabla 21), ya que el escaneo no da información respecto al tipo de relleno o humedad, solo no arroja información respecto a la orientación y apertura, el mapeo superficial se tiene poca data y no cubre toda la zona de influencia, los motivos por los cuales no se pudo mapear toda la zona se explicaron en el párrafos anterior.

Tabla 28 Características de las discontinuidades a lo largo del eje del túnel obtenidos del logueo de los sondajes

**Características de las discontinuidades**

Sondaje	Rugosidad	Humedad	Relleno	Dureza del Relleno	Forma	Jn	Ja
ST09-02	Lisa	Saturado	Arcilla Negra /Griz	Ro	Curva	4.9	3.3
ST09-03	Lisa	Saturado / Infiltrado	Arcilla	Ro	Curva	9.6	3.8
ST09-04	Lisa	Saturado	Arcilla	Ro	Ondulada	5.7	3.8
ST09-05	Lisa	Saturado	Arcilla-Oxidos	Ro	Plana	8.4	3.5
ST09-06	Lisa- Rugosa	Infiltrado	Calcita-Arcilla-Oxidos	Ro-R3	Plana ondulada	5.8	2.7
ST09-07	Lisa	Seco	Calcita-Arcilla-Negra	Ro-R1	Plana ondulada	4.1	3
ST09-08	Lisa- Rugosa	Infiltrado	Calcita porosa	R3	Ondulada	4.3	3.2
ST09-10	Rugoso	Humedo	Arcillas - Oxidos	R1-R3	Plana ondulada	8.25	3.2

#### 4.5.1 Orientación de las discontinuidades

La orientación de las discontinuidades fueron hechas de tres maneras 1) Con escáner óptico y/o acústico, obteniéndose la información a lo largo del todo el sondaje de perforación, en 7 de los 9 sondajes perforados en dirección de la línea del eje del túnel (Ver tabla 22-23) 2) Con mapeo fotogramétrico, que consiste en determinar su orientación a partir de foto aérea, (usando un software para determinar su orientación (Dip, Dip Direction ) 3) Mapeo geotécnico de superficie a lo largo de la zona de influencia del túnel (Ver tabla 24-25), este mapeo se realizó solo en las zonas accesibles, ya que hay zonas que están cubiertas por material de las operaciones mineras o la topografía no lo permite, a continuación se muestra el plano de ubicación de los datos tomados en campo (ver figura 31).

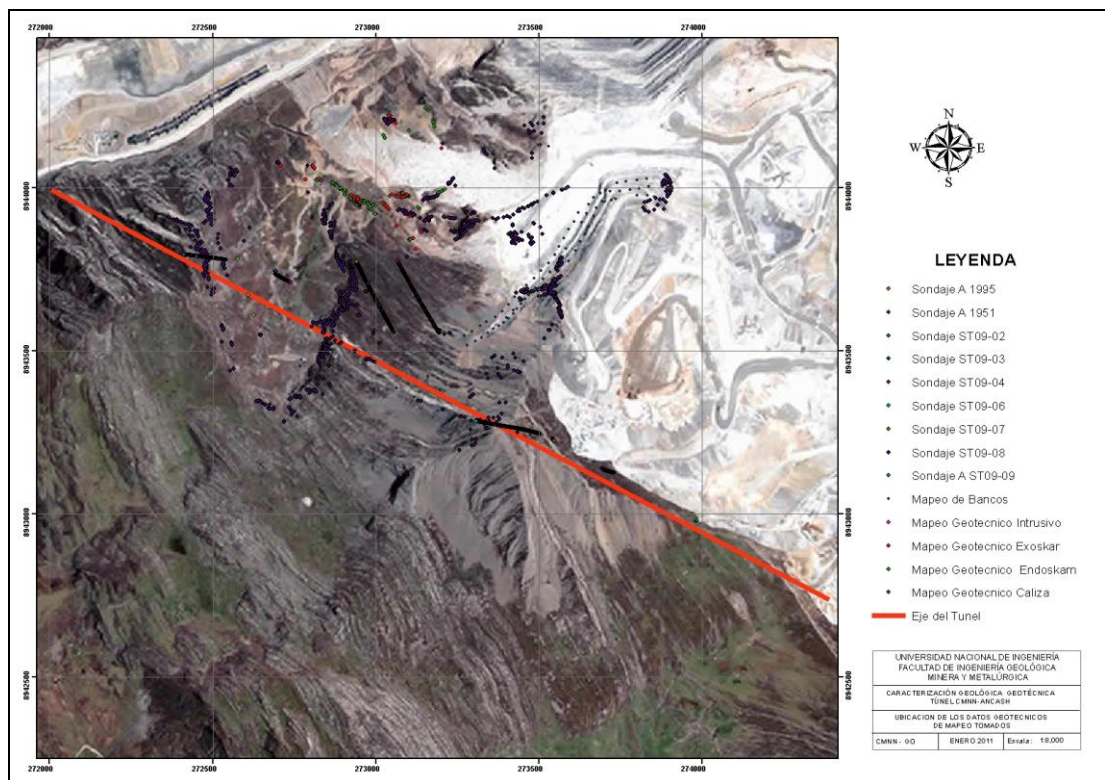


Figura 31 Ubicación de los sondajes escaneados mediante cámara acústica / óptica y del mapeo geotécnico fotogramétrico, a lo largo del eje del túnel

Se han escaneado 7 pozos de los 9, a lo largo del eje del túnel con el objetivo de caracterizar las discontinuidades en las paredes del sondaje de perforación. Es importante considerar que estas estructuras mapeadas fueron caracterizadas como ranks del 1 al 4 (Ver anexo sobre metodología de escaneo). Las discontinuidades caracterizadas como rank 3 y 4, tienen una mayor apertura que las otras, en general la apertura para estos ranks son mayores a 1 cm, y podrían generar un fallamiento a través de ellas mismas.

Se observa además que las estructuras más gruesas, mayores a 5 cm de espesor, se encuentran principalmente en los primeros 15 m y solo algunas aparecen en profundidades mayores.

Asimismo las estructuras caracterizadas como rank 3, de entre 1 cm y 5 cm de espesor, aparecen también en menor medida en los primeros 10 m. El resto de las estructuras, ranks 1 y 2, no presentan condensaciones anómalas dentro de un mismo rango y se presentan bien distribuidas a lo largo de la profundidad del pozo. La tabla 29 muestra en resumen de la orientación de los planos representativos para cada familia de discontinuidades obtenidos según proyecciones estereográficas en el software Dips, la data empleada fue la obtenida mediante el escaneo de los sondajes a lo largo del eje del túnel.

Tabla 29 Discontinuidades de los pozos escaneados

SONDAJE	FAMILIA	DIP	DIP_DIR	RANK1	RANK2	RANK3	RANK4
ST09-02	S1	81	242	311	36	8	7
	S2	85	265				
	S3	76	287				
	S4	82	328				
	S5	75	78				
	S6	30	95				
	S7	45	212				
ST09-03	S1	49	203	401	87	30	4
ST09-04	S1	47	222	524	74	22	3
	S2	77	295				
	S3	57	310				
	S4	46	338				
ST09-06	S1	47	216	1179	86	7	4
ST09-07	S1	51	216	556	39	11	1
ST09-08	S1	46	217	289	23	2	0
	S2	11	99				
ST09-09	S1	53	216	127	22	6	0
	S2	74	339				
	S3	54	38				
	S4	29	64				

En la tabla 29, se puede observar las características de orientación de la familias de discontinuidades escaneadas mediante cámara acústica y sonora, agrupados por Rank (Ver clasificación de la estructura según espesor ver anexo al final del informe ), en donde el ángulo de buzamiento varía entre 29 a 81 y el rumbo del buzamiento en sentido azimutal va desde 64 hasta 339

#### 4.5.2 Proyecciones estereográficas de las discontinuidades

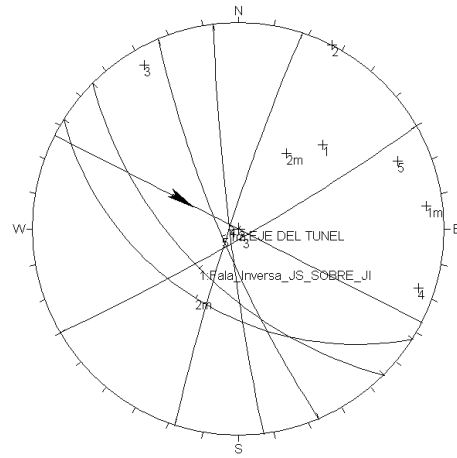
Como se menciona en el inicio del informe y el ítem 4.6 , el túnel fue dividido en 8 zonas según la clasificación geomecánica del Q de Barton (Ver tabla 30 –Grafico 6).El análisis de las proyecciones estereográficas de las discontinuidades se realizó para cada una de estas 8 zonas mencionadas, cabe resaltar que existe dos zonas en las cuales no se tiene información de las discontinuidades ya que la



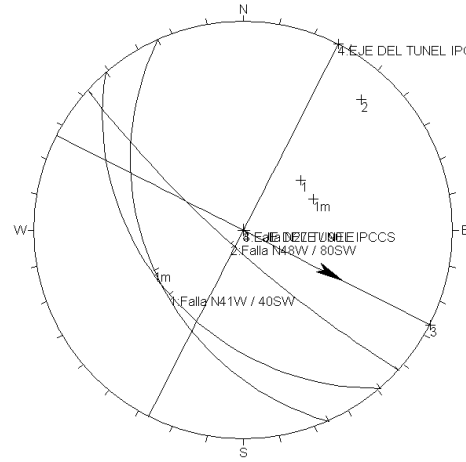
topografía no lo permite y la presencia de material producto de las operaciones mineras tapan el macizo rocoso, estas son la zona 1 y zona 4.

Según el análisis de las proyecciones estereográficas (ver figura 32), se puede ver que las zonas 2, 3 y 5 presentan condiciones estructurales suficientes como para formar potenciales cuñas, como se puede ver mas adelante en el apartado de análisis cinemático, estas condiciones se dan ya sea por el número y disposición de discontinuidades suficientes como para formar bloques, así como también por la combinación de las discontinuidades y las fallas que afectan a las zonas 2, 3 y 5.

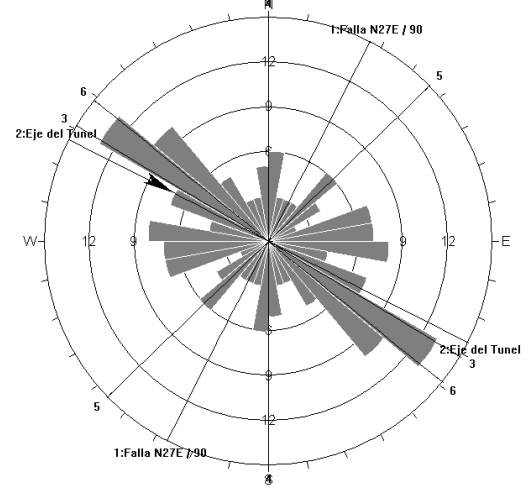
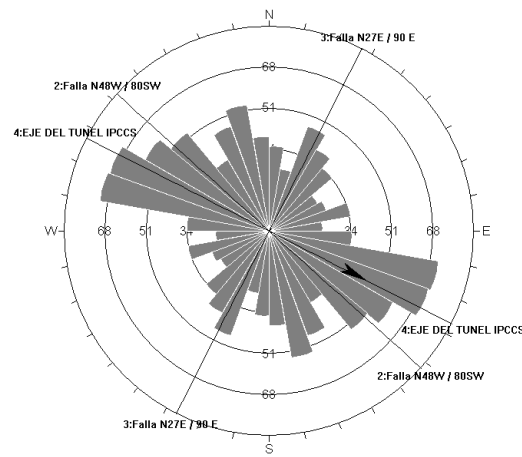
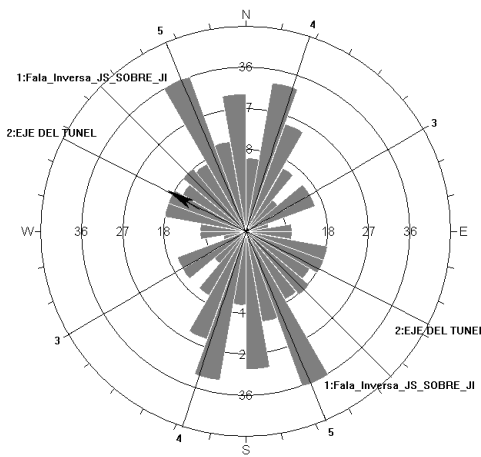
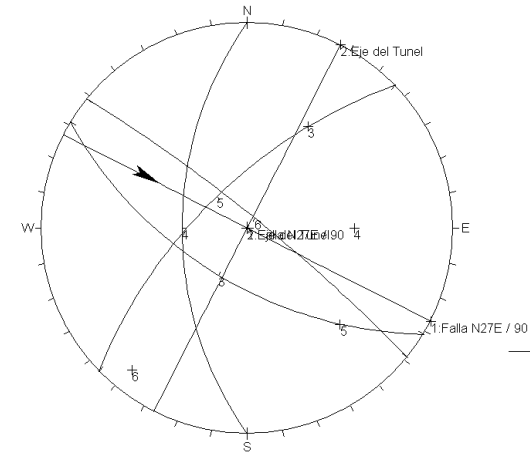
**Progresiva 0+215 a 0+585 / Zona 2**



**Progresiva 0+585 a 0+792 / Zona 3**



**Progresiva 0+893 a 1+018 / Zona 5**



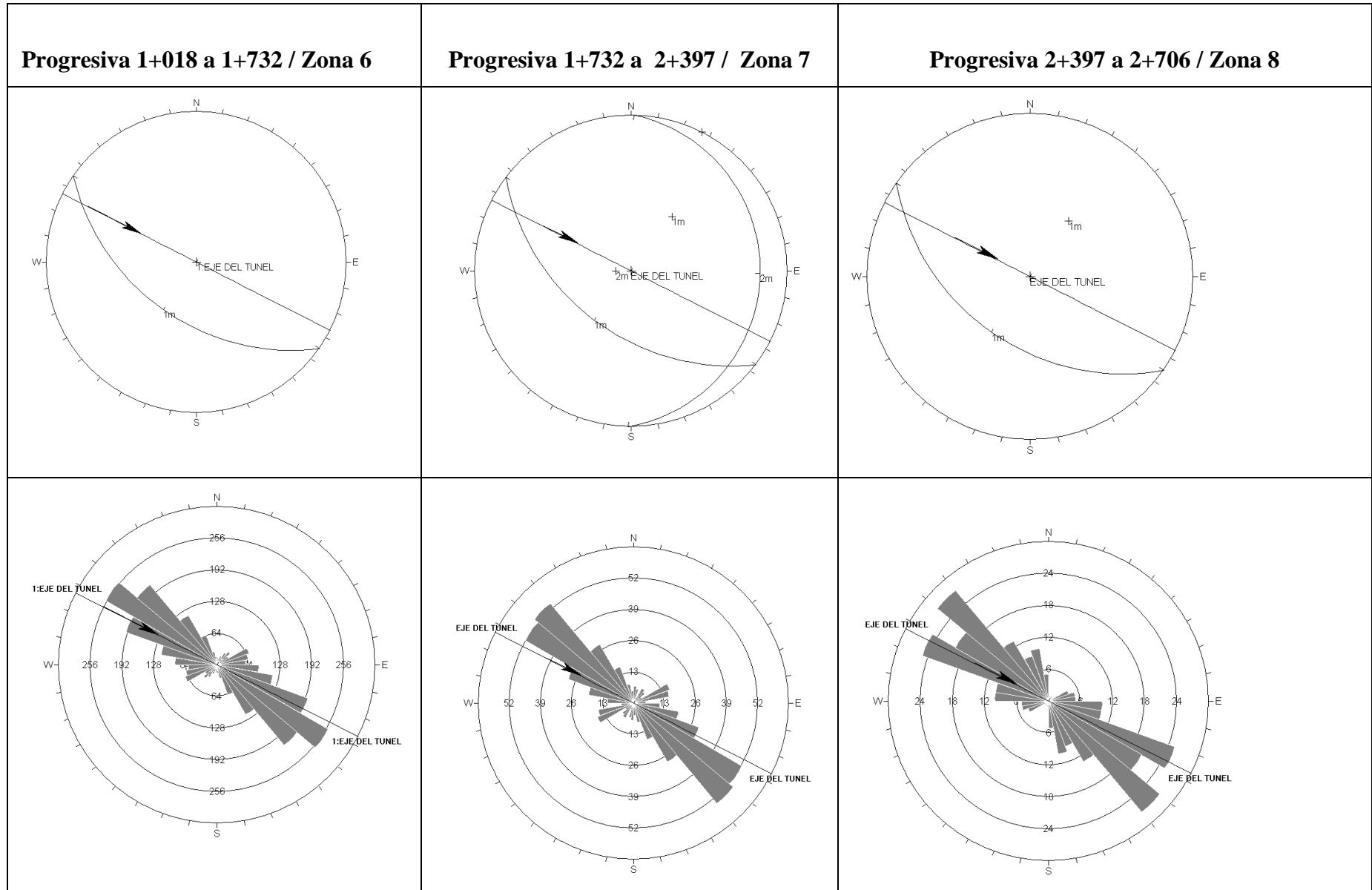


Figura 32 Proyección estereográfica de discontinuidades tomadas de acuerdo a los tramos obtenidos a partir de la clasificación geomecánica del Q de Barton

### 4.5.3 Caracterización de las fallas

La estructura más importante del sector, corresponde a una falla inversa de sobre escurrimiento, que sobrepone las calizas de Jumasha Medio sobre calizas y margas de Jumasha Superior, invirtiendo la secuencia y permitiendo el afloramiento de Jumasha Media y corta en la progresiva 0+360 al eje del tunel, Esta falla de rumbo N / NW y buzamiento aproximado de 60° al SW, forma parte de un sistema de sobre escurrimientos que afecta principalmente a la Formación Jumasha en distintos sectores del distrito. (Ver figura 28 )

El segundo sistema estructural del área corresponde a 3 fallas importantes de alto ángulo (Fallas de relajación ) que siguen la dirección de las quebradas principales, como la quebrada que esta en la misma dirección del eje del tajo de la mina de dirección SW y quebrada Usupallares de orientación aproximada N-S y que está relacionada a intrusivos cuarzo-monzoníticos tabulares de pequeño tamaño que han producido metamorfismo de contacto tipo skarn, cortando perpendicularmente al eje del túnel en las progresivas 0+140, 0+593 y 0+973 (Ver figura 28 –Grafico 5 )

Por ultimo se tiene dos fallas inversas de poco alcance cuya orientación 40/229 y 80/222 que cortan al eje del túnel en las progresivas 0+690 -0+780 ver sección

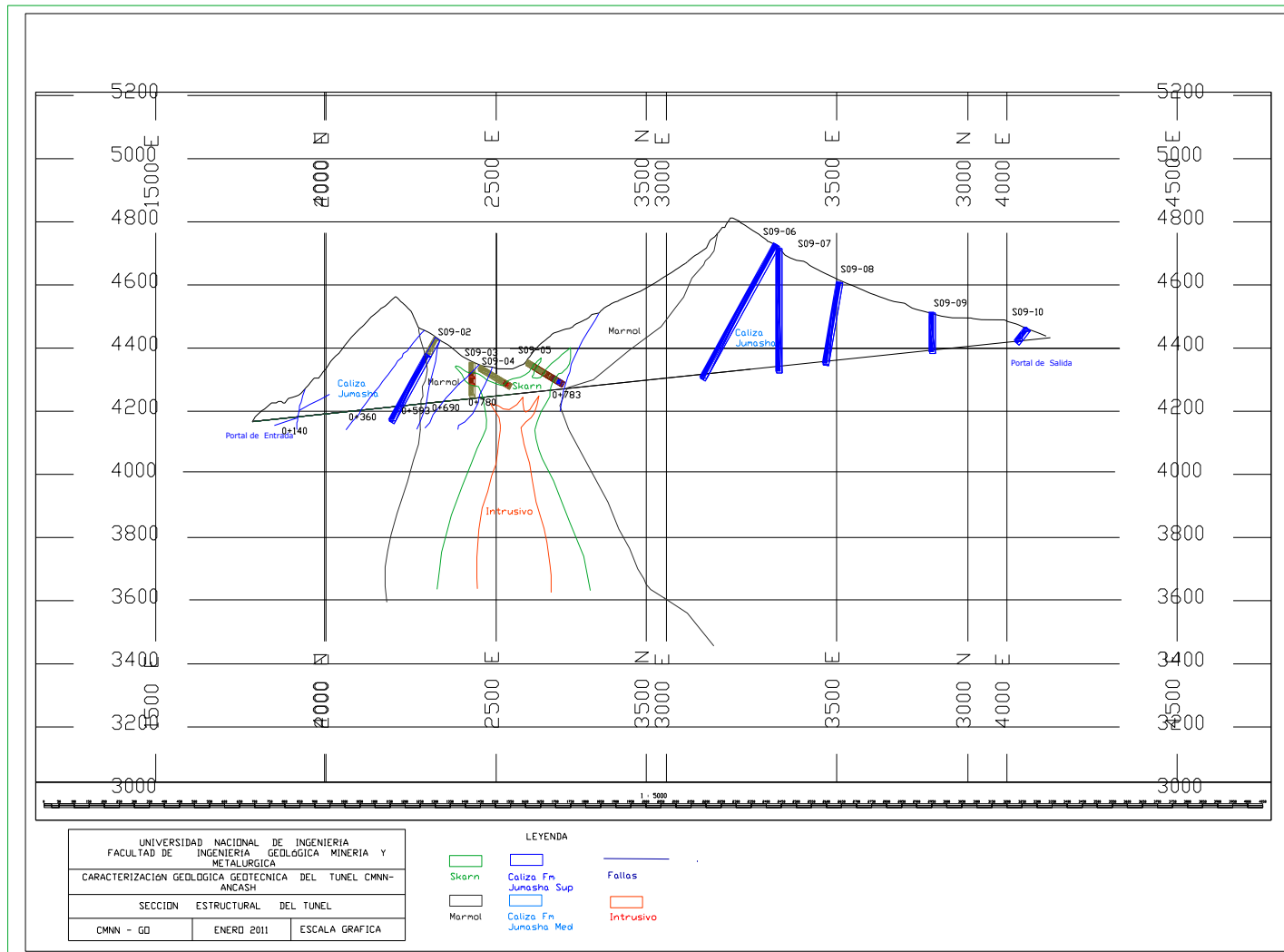


Grafico 5 En la sección de fallas que afectan al eje del túnel

#### 4.6 Sectorización del eje del túnel

Se realizó la sectorización del túnel según la clasificación de índice Q de Barton para el túnel, dividiéndose en 8 zonas como se puede ver en el gráfico 6 – Tabla 30, esta clasificación se realizó en base a información obtenida de los 9 sondeos de perforación a lo largo del eje del túnel (ver figura 31). La clasificación del Q de Barton se realizó según ecuación 23 que se discutió en el capítulo 3.

Para el caso de la clasificación RMR, esta se obtuvo mediante la relación propuesta por Barton, adaptada para la minería.

$$RMR = 15Log + 50 \qquad \text{Ecuación 29}$$

Mediante la Ecuación 29, se obtuvo el índice RMR para los rangos de calidades definidos para el índice Q. Posteriormente se estimó el índice geológico de resistencia GSI a partir del RMR, considerando una disminución de 5 puntos del RMR (asumiendo una condición seca, Hoek (1997)), lo anterior permitió obtener el rango de GSI asociado a la calidad geotécnica de cada clase de Q. La razón de la utilización del GSI es que permite la obtención de los parámetros de resistencia en función del esfuerzo de confinamiento ( $\sigma_3$ ) y por ende de la profundidad, utilizando el criterio de falla de Hoek & Brown (2002) para macizo rocoso. (Ver capítulo 3).

A continuación se muestra tabla 30 y más adelante la sección en el gráfico 6 con los resultados para la zonificación según Q y RMR.

Tabla 30 Resumen de la clasificación según RMR-Q de Barton

Zona	Q	RMR	Calidad Según RMR	Calidad según GSI
ZONA1	1-8	50-63 (Clase II-III)	Regular-Buena	45-58
ZONA2	1-20	50-69 (Clase III-II)	Regular-Buena	45-64
ZONA3	1-8	50-63 (Clase II-III)	Regular-Buena	44-58
ZONA4	0-1-8	35-63 (Clase III-IV)	Mala-Regular	30-58
ZONA5	0.1-4	35-59 (Clase III-IV)	Mala-Regular	30-54
ZONA6	1-10	50-65 (Clase II-III)	Regular-Buena	45-60
ZONA7	5-30	60-72 (Clase II)	Buena	55-67
ZONA8	0.4-10	44-65 (Clase II-III)	Regular-Buena	39-60

Zona1: Progresiva 0+000 a 0+215, está caracterizada por presentar valores de índice Q de Barton de 1-8, el cual nos indica que el macizo rocoso es de calidad mala a regular. Los valores del GSI están en un rango de 45 a 58. Cabe resaltar que en esta zona la litología que predomina es las calizas de la Formación Jumasha., presenta una falla de alto angulo que corta al eje del túnel en la progresiva 0+140 de manera casi perpendicular

Zona2: Progresiva 0+215 a 0+585 metros. Está caracterizada por presentar valores de índice Q de Barton de 1-20, el cual nos indica que el macizo rocoso es de calidad mala a regular hasta buena. Los valores del GSI están en un rango de 45 a 64. Cabe resaltar que en esta zona la litología que predomina es las calizas de la Formación Jumasha.

En cuanto a las características y propiedades de las discontinuidades tenemos dos sistemas de discontinuidades con orientaciones preferentes: 85/263, 47/212, la abertura esta en promedio de 0.5mm, y el espaciamiento de las mismas están en el rango de 0.2 a 0.5m.

En este tramo presenta una falla inversa que cruza el eje del túnel en la progresiva 0+360, con una orientación de 60/225, esta falla es el cabalgamiento Jumasha Medio que sube sobre Jumasha superior y que se puede ver a nivel regional.

Zona3: Progresiva 0+585 a 0+792 metros. Está caracterizada por presentar valores de índice Q de Barton de 1-8, el cual nos indica que el macizo rocoso es de calidad mala a regular. Los valores del GSI están en un rango de 45 a 58. Cabe resaltar que en esta zona la litología que predomina es la roca tipo mármol y sus variantes.

En cuanto a las características y propiedades de las discontinuidades tenemos 1 sistemas de discontinuidades con orientaciones preferentes: 40/246, la abertura esta en promedio de 0.5mm, y el espaciamiento de las mismas están en el rango de 0.1 a 0.20m.

En este tramo presenta 1 falla de rumbo que cruza el eje del túnel, de manera perpendicular con orientaciones de 90 /227 en la progresiva 0+593 y dos fallas inversas de orientación 40/229 y 80/222 en las progresivas 0+690 -0+780

En la zona4: Abarca desde 792 hasta los 893 metros. Está caracterizada por presentar valores de índice Q de Barton de 0.1-8, el cual nos indica que el macizo rocoso es de calidad muy mala, mala a regular. Los valores del GSI están en un rango de 30 a 58. Cabe resaltar que en esta zona la litología que predomina es la roca tipo Skarn.

Zona5: Progresiva 0+893 a 1+018. Está caracterizada por presentar valores de índice Q de Barton de 0.1-4, el cual nos indica que el macizo rocoso es de calidad mala a muy mala. Los valores del GSI están en un rango de 30 a 54. Cabe resaltar que en esta zona la litología que predomina es la roca tipo mármol y sus variantes.



En cuanto a las características y propiedades de las discontinuidades tenemos 2 sistemas de discontinuidades con orientaciones preferentes: 56/240, 68/352, la abertura esta en promedio de 0.5mm, y el espaciamiento de las mismas están en el rango de 0.1 a 0.20m.

En este tramo presenta 1 falla de rumbo que cruza el eje del túnel, de manera perpendicular con orientaciones de 90 /297, en la progresiva 0+973

Zona 6: Progresiva 1+018 a 1+732 metros. Está caracterizada por presentar valores de índice Q de Barton de 1-10, el cual nos indica que el macizo rocoso es de calidad mala a regular . Los valores del GSI están en un rango de 45 a 60. Cabe resaltar que en esta zona la litología que predomina es la caliza margosa.

En cuanto a las características y propiedades de las discontinuidades tenemos 1 sistemas de discontinuidades con orientaciones preferentes: 48/215, la abertura esta en promedio de 0.5mm, y el espaciamiento de las mismas están en el rango de 0.1 a 0.15m.

Zona7: Progresivas 1+732 a 2+397 metros. Está caracterizada por presentar valores de índice Q de Barton de 5-30, el cual nos indica que el macizo rocoso es de calidad de regular a buena. Los valores del GSI están en un rango de 55 a 67. Cabe resaltar que en esta zona la litología que predomina es la caliza margosa.

En cuanto a las características y propiedades de las discontinuidades tenemos 2 sistemas de discontinuidades con orientaciones preferentes: 47/217 y 11/91, la abertura esta en promedio de 0.5mm, y el espaciamiento de las mismas están en el rango de 0.1 a 0.21m.

Zona8: Progresiva 2+397 hasta los 2+706 metros. Está caracterizada por presentar valores de índice Q de Barton de 0.4-10, el cual nos indica que el macizo rocoso es de calidad de muy mala, mala hasta regular. Los valores

del GSI están en un rango de 39 a 60. Cabe resaltar que en esta zona la litología que predomina es la caliza.

En cuanto a las características y propiedades de las discontinuidades tenemos 1 sistemas de discontinuidades con orientaciones preferentes: 45/215, la abertura esta en promedio de 0.5mm, y el espaciamiento de las mismas están en el rango de 0.1 a 0.26m.

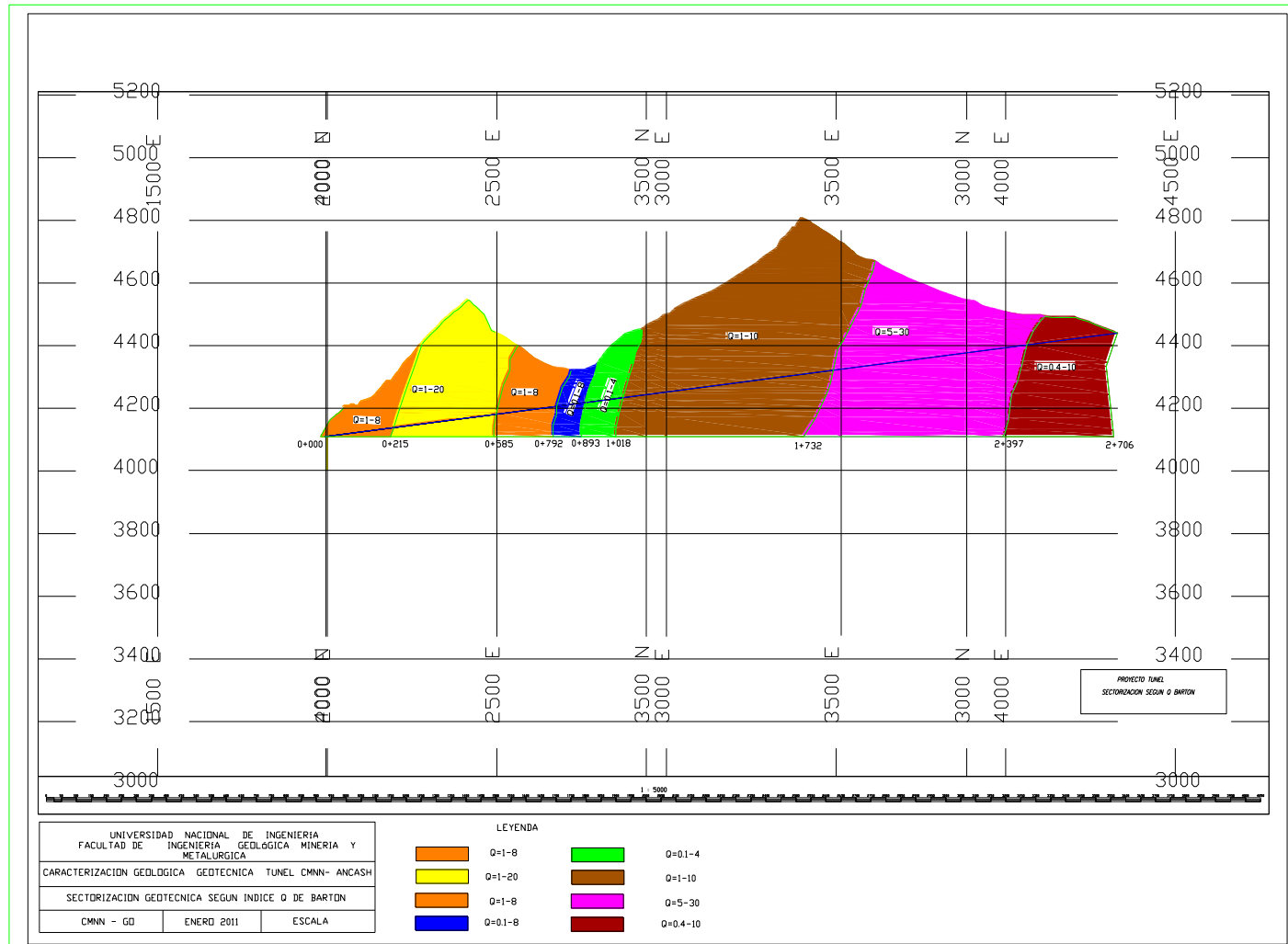


Grafico 6 En la sección, se muestra la sectorización según la clasificación geomecánica de índice Q de Barton

#### **4.7 Análisis Cinemático**

El análisis cinemático tiene por finalidad determinar las probables cuñas que se pueden encontrar en el techo o las paredes laterales del túnel, al momento de empezar con la excavación del mismo. Este análisis cinemático se determina mediante un análisis de las proyecciones estereográficas de los planos y polos representativos de cada familia.

En excavaciones subterráneas las cuñas se determinan mediante la intersección de tres planos representativos de las discontinuidades, formando una especie de triángulo en la red estereográfica o por la combinación de dos familias y una falla, 2 fallas y una familia de discontinuidades o por la combinación de tres fallas. (ver capítulo 3)

El caso del túnel el análisis se hizo a partir de las 8 zonas encontradas durante la sectorización. Las zonas que presentan cuñas potenciales son la zona 2, 3 y la zona 5, ver tabla 31

Tabla 31 Sistema o familia de discontinuidades en las zonas 2,3 y 5, favorables a la formación de cuñas

Zona	Sistema o Familia	Buzamiento	Dirección de Buzamiento
2	S1	87	82
	S2	81	245
	S3	88	263
	S4	76	288
	Falla	60	225
3	S1	48	218
	S2	32	253
	Falla 1	40	229
	Falla 2	80	222
	Falla 3	90	227
5	S1	57	222
	S2	52	264
	S3	67	317
	S4	68	349
	Falla	90	297

## Zona 2

Progresiva 0+215 a 0+585 metros, presenta tres familias principales con orientaciones preferenciales 87/82, 81/245, 88/263, 76/288 a las cuales nombraremos como Familia 1, 2, 3 y 4 respectivamente y una falla de sobre escurrimiento de Jumasha Medio sobre el Jumasha Superior caracterizada con 60/ 225 de orientación, para el análisis de las cuñas tomaremos tres sistemas de discontinuidades o sus combinación con la falla de sobre-escurrimiento de Jumasha medio sobre el superior.

Tabla 32 Análisis de cuñas tomando las familias 1, 2, 3 en la zona 2

PARÁMETROS	CUÑA EN EL TECHO	CUÑA EN LA PARED DERECHA	CUÑA EN LA PARED IZQUIERDA	CUÑA EN EL PISO
FACTOR DE SEGURIDAD	0	794	101	Estable
PESO	0.122 m <sup>3</sup>	0,047 m <sup>3</sup>	0.162 m <sup>3</sup>	0.468 m <sup>3</sup>
ARE OCUPADA	0.38 m <sup>2</sup>	0.19 m <sup>2</sup>	0.44 m <sup>2</sup>	0.77 m <sup>2</sup>
PERNOS / Shotcrete	Shotcrete 2 cm / pernos de 2m	-	-	-
FACTOR DE SEGURIDAD CON SOSTENIMIENTO	126	794	101	Estable

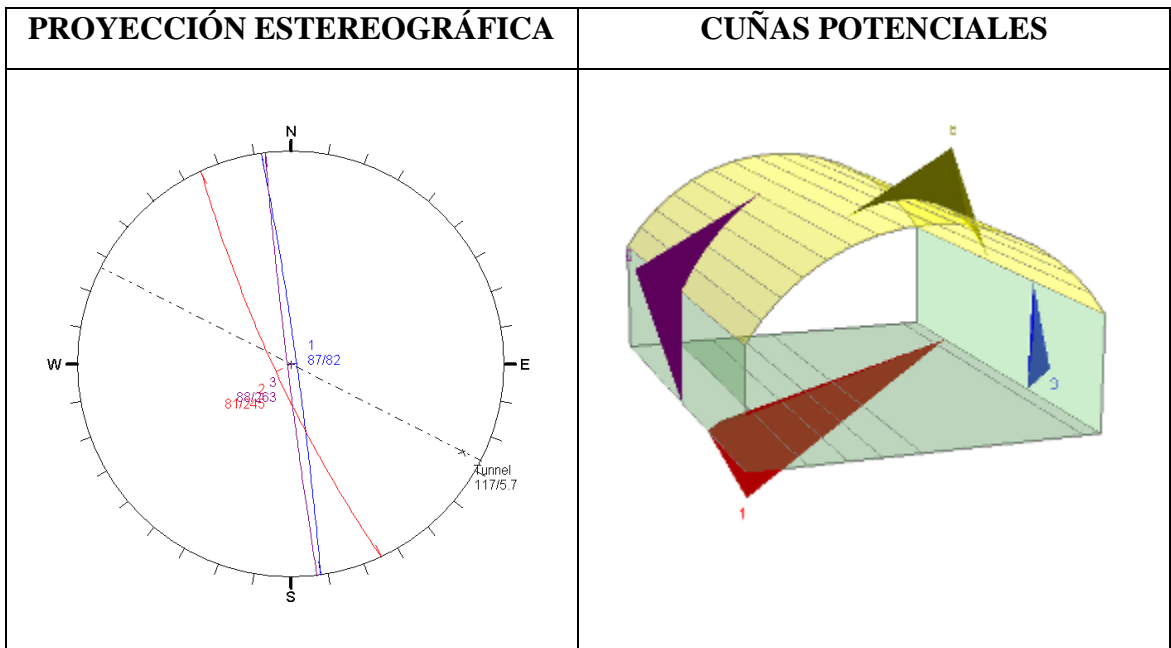


Grafico 7 Proyección estereográfica y sección de la cuña – Familias 1,2,3

Tabla 33 Análisis de cuñas tomando las familias 1, 2 y 4, tomado en la zona 2

PARÁMETROS	CUÑA EN EL TECHO	CUÑA EN LA PARED DERECHA	CUÑA EN LA PARED IZQUIERDA	CUÑA EN EL PISO
FACTOR DE SEGURIDAD	0	Estable	0.175	Estable
PESO	5.172 m <sup>3</sup>	159.186 m <sup>3</sup>	151 m <sup>3</sup>	14 m <sup>3</sup>
ARE DE LA CARA	4.11 m <sup>2</sup>	0	0	6.86
PERNOS / Shotcrete	2.5 m / 5cm	-	Shotcrete de 5cm	-
FACTOR DE SEGURIDAD CON SOSTENIMIENTO	12.9	159.186	Estable	Estable

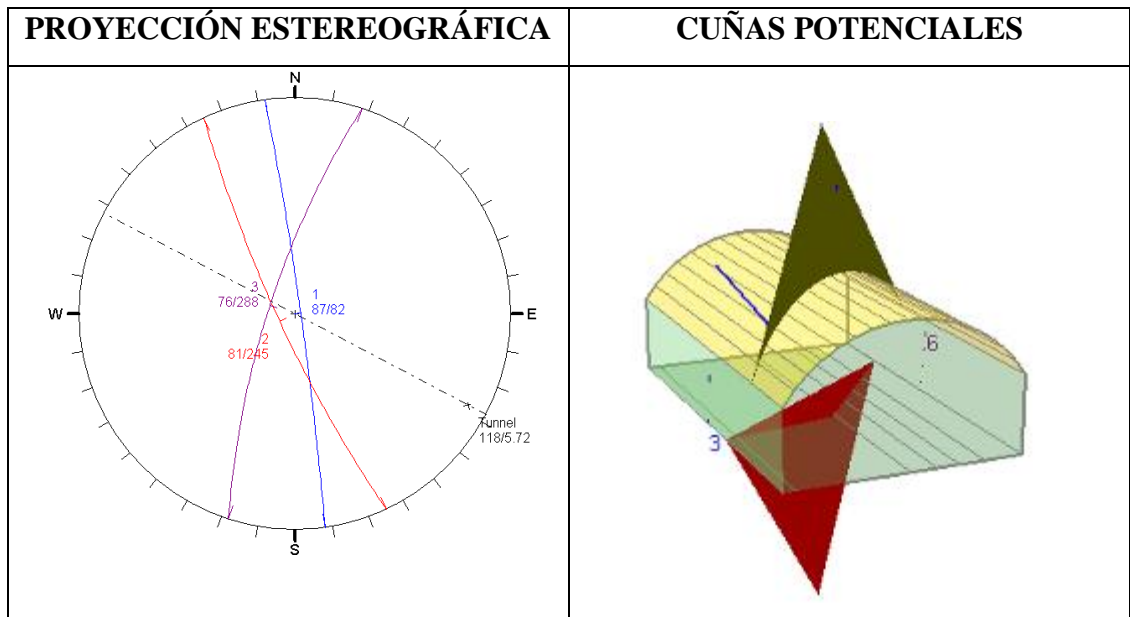


Grafico 8 Proyección estereográfica y sección de la cuña – Familias 1,2,4 en la zona2

Tabla 34 Análisis de cuñas tomando las familias 2,3,4 tomado en la zona 2

PARÁMETROS	CUÑA EN EL TECHO	CUÑA EN LA PARED DERECHA	CUÑA EN LA PARED IZQUIERDA	CUÑA EN EL PISO
FACTOR DE SEGURIDAD	9.263	0.175	Estable	Estable
PESO	11.525 m <sup>3</sup>	149.930 m <sup>3</sup>	156.693 m <sup>3</sup>	21.134 m <sup>3</sup>
ARE DE LA CARA	5.20 m <sup>2</sup>	000	0	6.83
PERNOS	Shotcrete 2 m	Shotcrete 2cm	-	-
FACTOR DE SEGURIDAD CON SOSTENIMIENTO	9.607	Estable	Estable	Estable

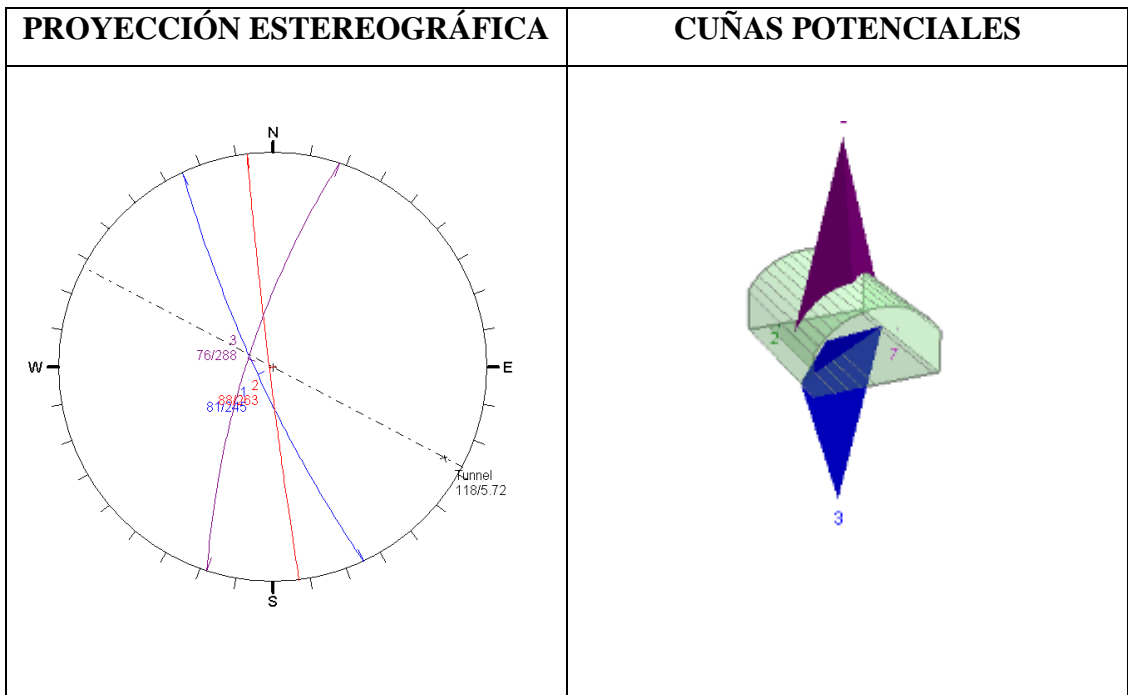


Gráfico 9 Proyección estereográfica y sección de la cuña – Familias 2,3,4 en la zona2



Tabla 35 Análisis de cuñas tomando las familias 2,3 y falla, en la zona 2

PARÁMETROS	CUÑA EN EL TECHO	CUÑA EN LA PARED DERECHA	CUÑA EN LA PARED IZQUIERDA	CUÑA EN EL PISO
FACTOR DE SEGURIDAD	13.017	0.406	Estable	Estable
PESO	38.017 m <sup>3</sup>	40.917	Estable	54.48 m <sup>3</sup>
ARE DE LA CARA	10.38 m <sup>2</sup>	0	Estable	13.18 m <sup>2</sup>
PERNOS / SHOTCRETE	PERNOS 3m	SHOTCRETE 2CM	Estable	
FACTOR DE SEGURIDAD CON SOSTENIMIENTO	13.054	ESTABLE	Estable	Estable

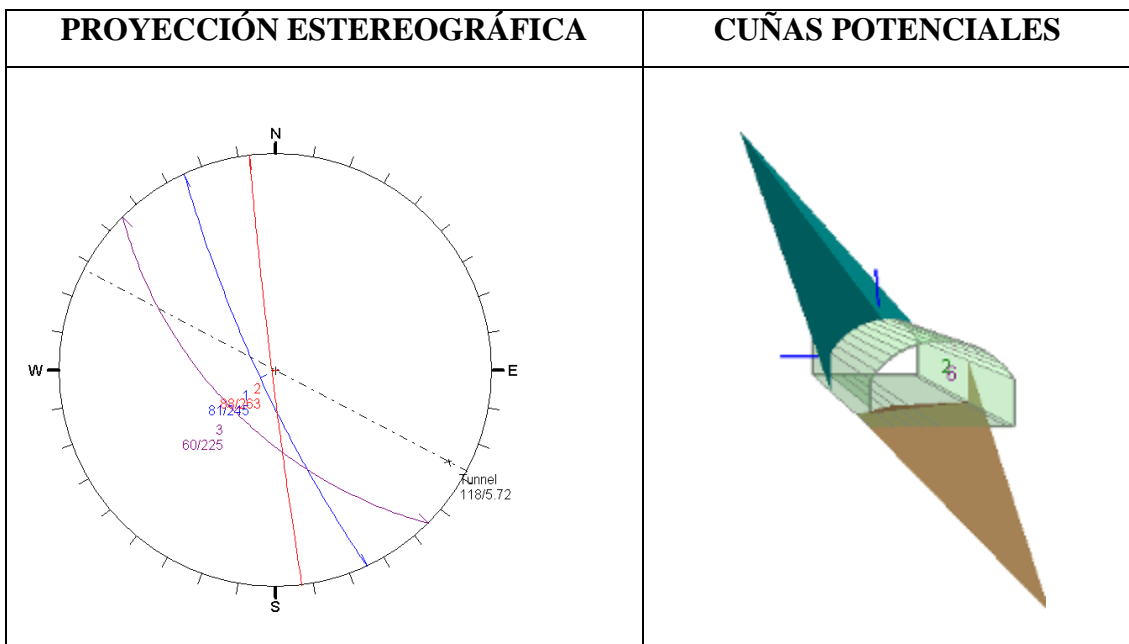


Grafico 10 Proyección estereográfica y sección de la cuña – Familias 2,3 y falla, en la zona2

Tabla 36 Análisis de cuñas tomando las familias 3,4 y falla, en la zona 2

PARÁMETROS	CUÑA EN EL TECHO	CUÑA EN LA PARED DERECHA	CUÑA EN LA PARED IZQUIERDA	CUÑA EN EL PISO
FACTOR DE SEGURIDAD	7.331	65,756	46.153	Estable
PESO	7.171 m <sup>3</sup>	0.083 m <sup>2</sup>	0.084 m <sup>2</sup>	20.013 m <sup>2</sup>
ÁREA DE LA CARA	6.21 m <sup>2</sup>	0.48 m <sup>2</sup>	0.48 m <sup>2</sup>	10.20 m <sup>2</sup>
PERNOS	2.5 m	2.5 m	2.5m	2.5m
FACTOR DE SEGURIDAD CON SOSTENIMIENTO	8.3	65,756	46.153	Estable

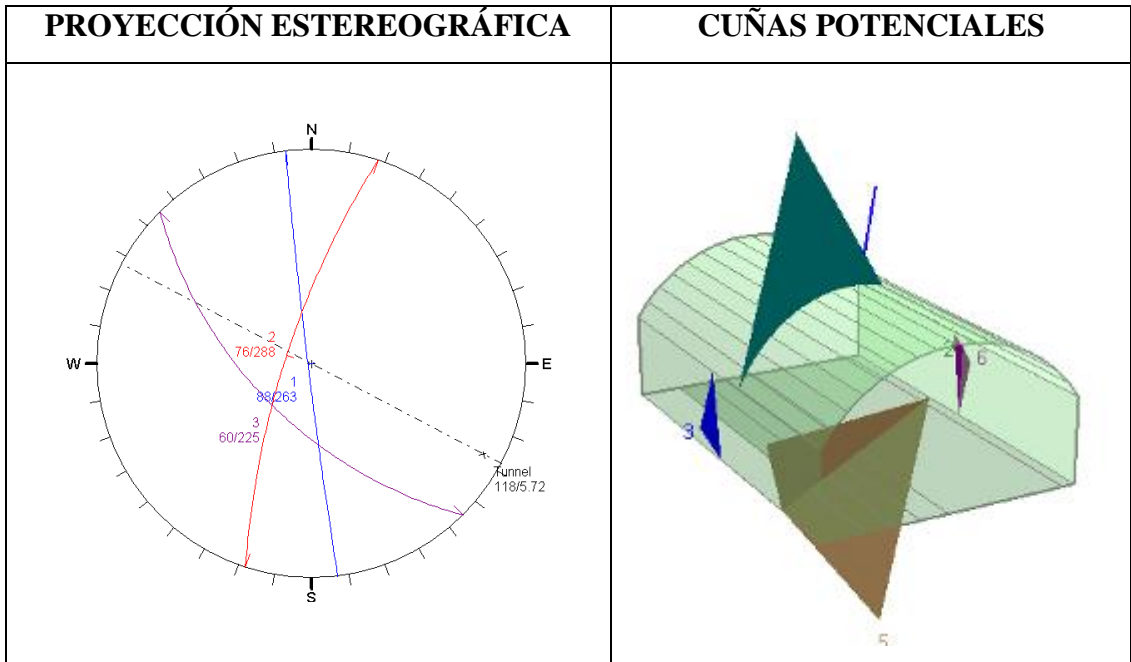


Grafico 11 Proyección estereográfica y sección de la cuña – Familias 3,4 y falla, en la zona2

Según los resultados observados, la mayoría de la cuñas para las zona 2 presentan valores altos para el factor de seguridad, salvo dos cuñas que se forman en el techo para las combinaciones de familias (1,2,3) (ver tabla 32, grafico 7)y (1,2,4), (ver tabla 33, grafico 8).

La cuña formada por las la familia de discontinuidades 1,2,y 3, presenta un factor de seguridad de cero sin sostenimiento y con sostenimiento (Pernos de 2 metro y Shotcrete 2 cm ), el factor de seguridad mejora a 126, superior el mínimo requerido en condiciones estáticas, cabe resaltar que el bloque de cuña esta formado por planos infinitos, por lo que el riesgo en la practica es menor (ver tabla 32 y el grafico 7).

Cuña formada por las la familia de discontinuidades 1,2,y 4, presenta un factor de seguridad de cero sin sostenimiento y con sostenimiento (Pernos de 2.5 metro y Shotcrete 5 cm ), el factor de seguridad mejora a 12.9, al igual que el anterior es superior al mínimo FS para condiciones estáticas.

Se tiene dos cuñas dos cuñas mas formadas en la pared, que están formado por planos que van al infinito, igual que el anterior se propone sostenimiento pero para este caso solo es necesario el shotcrete, esta medida es por precaución, (ver tabla 33 y el grafico 8)

### **Zona 3**

Progresivas 0+585 a 0+792, presenta dos familias principales con orientaciones preferenciales 48/218, 32/253, a las cuales nombraremos como Familia 1 y 2 respectivamente, tres fallas orientadas con 40/229, 80/222, 90/227, que cortan al eje del túnel.

Tabla 37 Análisis de cuñas tomando las familias 1,2 y falla 2 80/222, en la zona 3

PARÁMETROS	CUÑA EN EL TECHO IZQUIERDO	CUÑA EL TECHO DERECHO	CUÑA EN LA PARED DERECHA	CUÑA LA PARED DERECHA
FACTOR DE SEGURIDAD	18.7	40.6336	37.4	29
PESO	1.115 m <sup>3</sup>	1.311 m <sup>3</sup>	0.186 m <sup>a</sup>	0.186 m <sup>3</sup>
ARE DE LA CARA	4.04 m <sup>2</sup>	4.92 m <sup>2</sup>	1,76 m <sup>2</sup>	1.676 m <sup>2</sup>
PERNOS	0.5	0.5	0.5	0.5
FACTOR DE SEGURIDAD CON SOSTENIMIENTO	18.7	40.6336	37.4	29

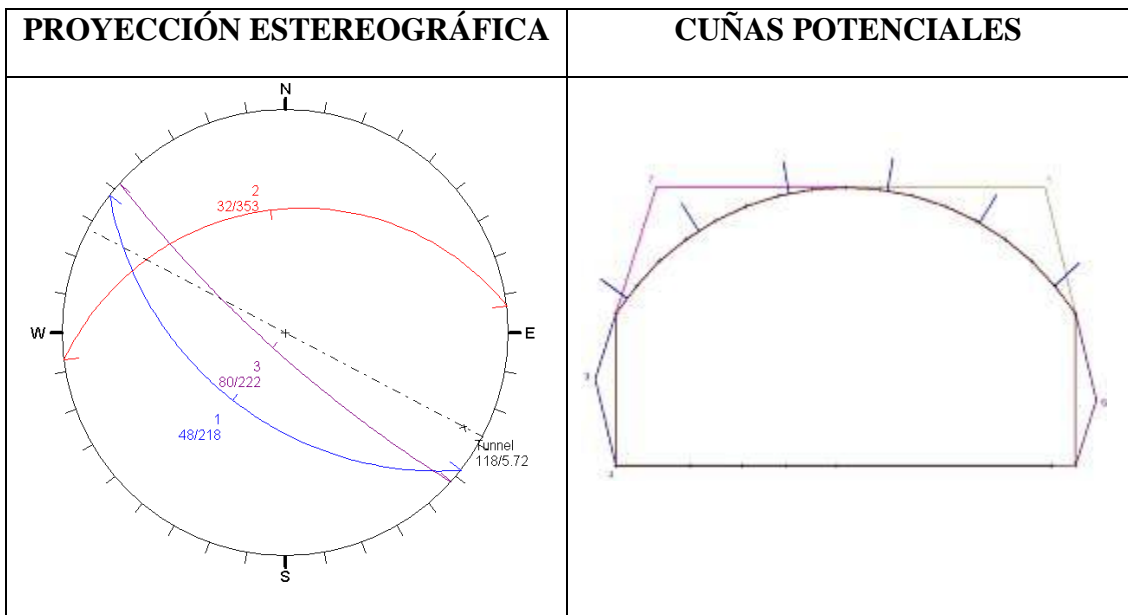


Grafico 12 Proyección estereográfica y sección de la cuña – Familias 1,2 y falla 2 80/222, en la zona 3

Tabla 38 Análisis de cuñas tomando las familias 1,2 y falla 3- 90/297, en la zona 3

PARÁMETROS	CUÑA EN EL TECHO	CUÑA EN EL PISO	CUÑA EN LA PARED DERECHA	CUÑA EN LA PARED IZQUIERDA
<b>FACTOR DE SEGURIDAD</b>	4.311	Estable	43.09	19.8
<b>PESO</b>	1.7 m <sup>3</sup>	17.4 m <sup>3</sup>	0.334 m <sup>3</sup>	0.8 m <sup>3</sup>
<b>ARE DE LA CARA</b>	5.39 m <sup>2</sup>	21.36 m <sup>2</sup>	2.02 m <sup>2</sup>	3.85 m <sup>2</sup>
<b>PERNOS</b>	1 m	-	-	-
<b>FACTOR DE SEGURIDAD CON SOSTENIMIENTO</b>	10.6	Estable	43.09	19.8

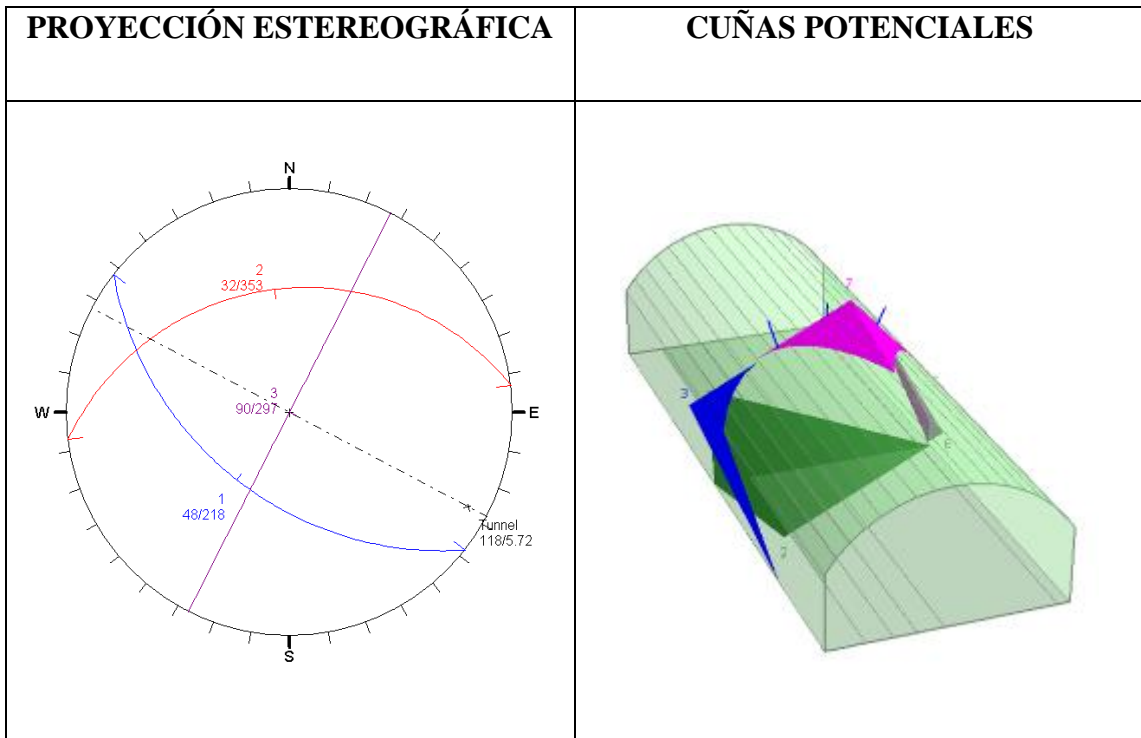


Grafico 13 Proyección estereográfica y sección de la cuña – Familias 1,2 y falla 3 - 90/227, en la zona 3

Tabla 39 Análisis de cuñas tomando las fallas 1,2 y 3, en la zona 3

PARÁMETROS	CUÑA EN EL TECHO	CUÑA EN EL PISO	CUÑA EN LA PARED DERECHA	CUÑA EN LA PARED IZQUIERDA
FACTOR DE SEGURIDAD	9.4	Estable	412	45
PESO	2.2 m <sup>3</sup>	22.3 m <sup>3</sup>	0.15 m <sup>3</sup>	0.19 m <sup>3</sup>
ARE DE LA CARA	5.7 m <sup>2</sup>	22.4 m <sup>2</sup>	1.3 m <sup>2</sup>	1.57 m <sup>2</sup>
PERNOS	1m	-	-	-
FACTOR DE SEGURIDAD CON SOSTENIMIENTO	10.7	-	-	-

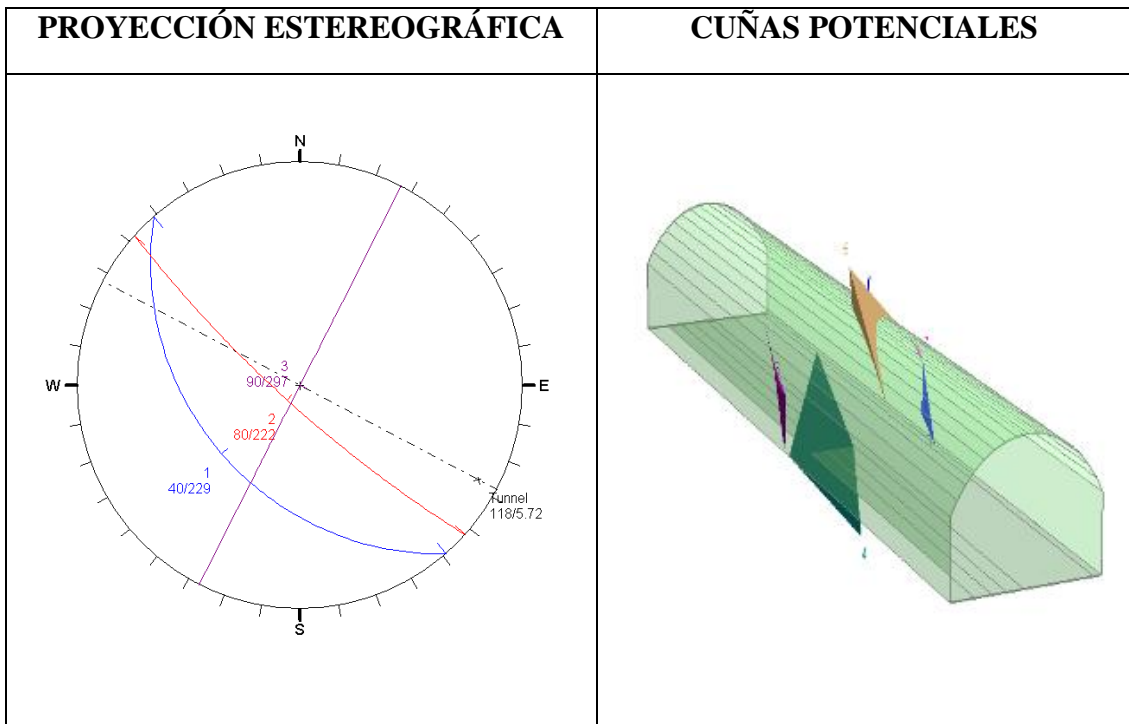


Grafico 14 Proyección estereográfica y sección de la cuña – fallas 1,2 y 3, en al zona 3

Según los resultados observados, la mayoría de la cuñas para las zona 3 presentan valores altos para el factor de seguridad, salvo la cuña que se forman en el techo para las combinaciones de familias (1,2 y la falla 3).

Cuña formada por las la familia de discontinuidades 1,2 y falla, presenta un factor de seguridad de 4.3 sin sostenimiento y con sostenimiento (Pernos de 1 metro), el factor de seguridad mejora a 10.6. Aun así, el  $FS = 4.3$  es alto respecto al minino exigido en condiciones estáticas, (ver tabla 38 y el gráfico 13).

### **ZONA 5**

Progresivas 0+893 a 1+018 metros, presenta cuatro familias principales con orientaciones preferenciales 57/222, 52/264, 67/317, 68/349 a las cuales nombraremos como Familia 1, 2, 3, 4 respectivamente y una falla que corta de manera perpendicular al eje del túnel con orientación 90/297.

Tabla 40 Análisis de cuñas tomado las fallas tomando las familias 1,2 y 4, en la zona 5

PARÁMETROS	CUÑA EN EL TECHO	CUÑA EN EL PISO	CUÑA EN LA PARED DERECHA	CUÑA EN LA PARED IZQUIERDA
Factor de seguridad	3.502	Estable	No presenta	No presenta
Peso	153.4 m <sup>3</sup>	195.3 m <sup>3</sup>	No presenta	No presenta
Are de la cara	26.35 m <sup>2</sup>	28.6 m <sup>2</sup>	No presenta	No presenta
Pernos/ Shotcrete	2.5m / 10 cm	-	No presenta	No presenta
Factor de Seguridad con sostenimiento	4	Estable	No presenta	No presenta

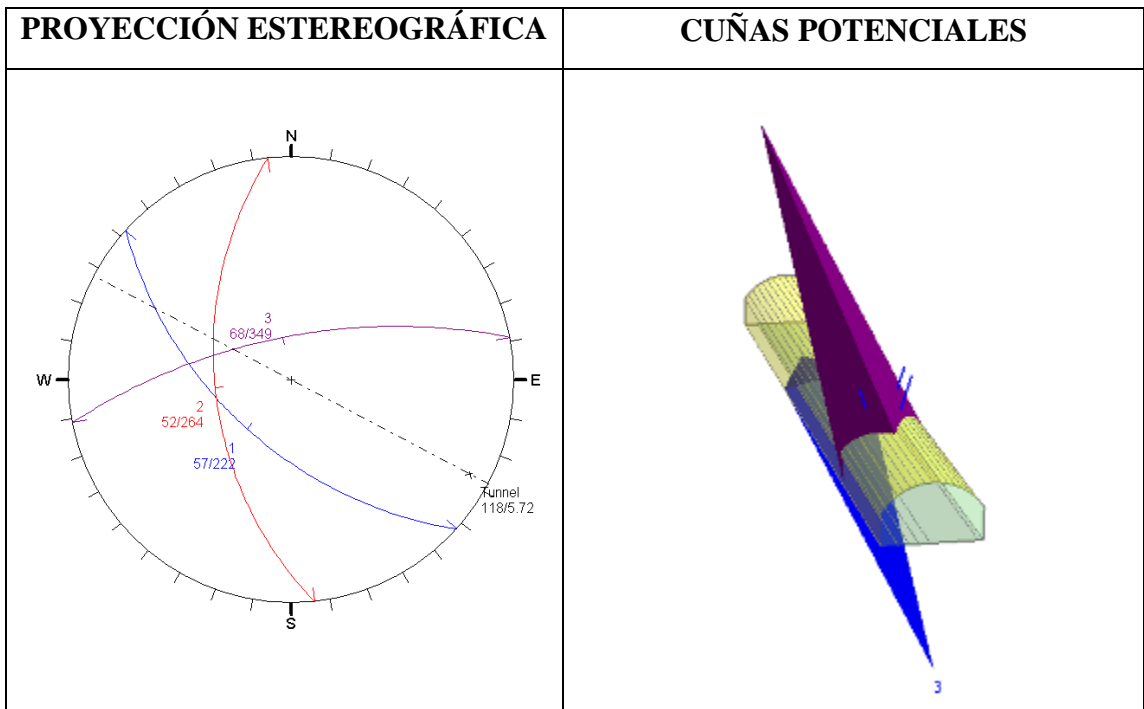


Grafico 15 Proyección estereográfica y sección de la cuña – familias 1,2 y 4, en la zona 5



Tabla 41 Análisis de cuñas tomando las familias de discontinuidades 1,2 y la falla, en la zona 5

PARÁMETROS	CUÑA EN EL TECHO	CUÑA EN EL PISO	CUÑA EN LA PARED DERECHA	CUÑA EN LA PARED IZQUIERDA
FACTOR DE SEGURIDAD	4.2422	Estable	No presenta	No presenta
PESO	40.371 m <sup>3</sup>	46.8 m <sup>3</sup>	No presenta	No presenta
ARE DE LA CARA	13.92 m <sup>2</sup>	17.6 m <sup>2</sup>	No presenta	No presenta
PERNOS	3m		No presenta	No presenta
FACTOR DE SEGURIDAD CON SOSTENIMIENTO	4.91	Estable	No presenta	No presenta

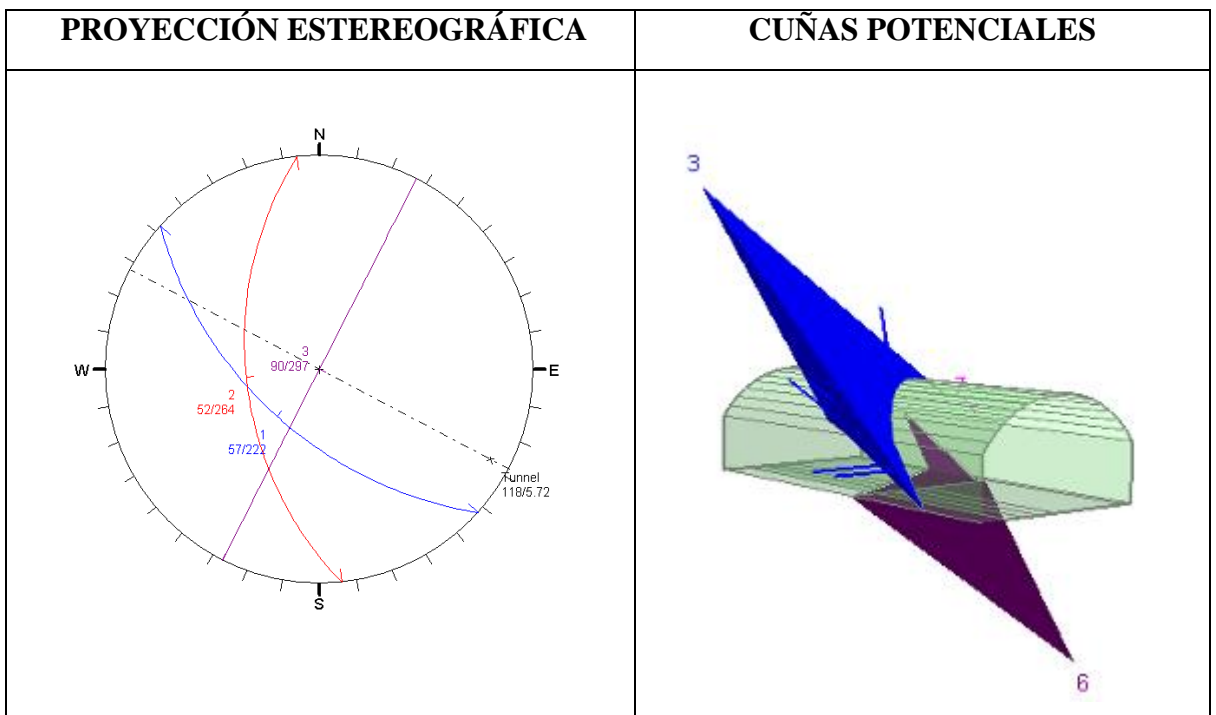


Gráfico 16 Proyección estereográfica y sección de la cuña – familias 1,2 y falla, en la zona 5

Tabla 42 Análisis de cuñas tomado las familias de discontinuidades 2,3 y falla, en la zona 5

PARÁMETROS	CUÑA EN EL TECHO	CUÑA EN EL PISO	CUÑA EN LA PARED DERECHA	CUÑA EN LA PARED IZQUIERDA
FACTOR DE SEGURIDAD	20.2	estable	61.4	48.7
PESO	0.34 m <sup>3</sup>	4.6 m <sup>3</sup>	1.14 m <sup>3</sup>	0.25 m <sup>3</sup>
ARE DE LA CARA	1.12 m <sup>2</sup>	5.41 m <sup>2</sup>	0.57 m <sup>2</sup>	0.75 m <sup>2</sup>
PERNOS	1.5m			
FACTOR DE SEGURIDAD CON SOSTENIMIENTO	42		-	-

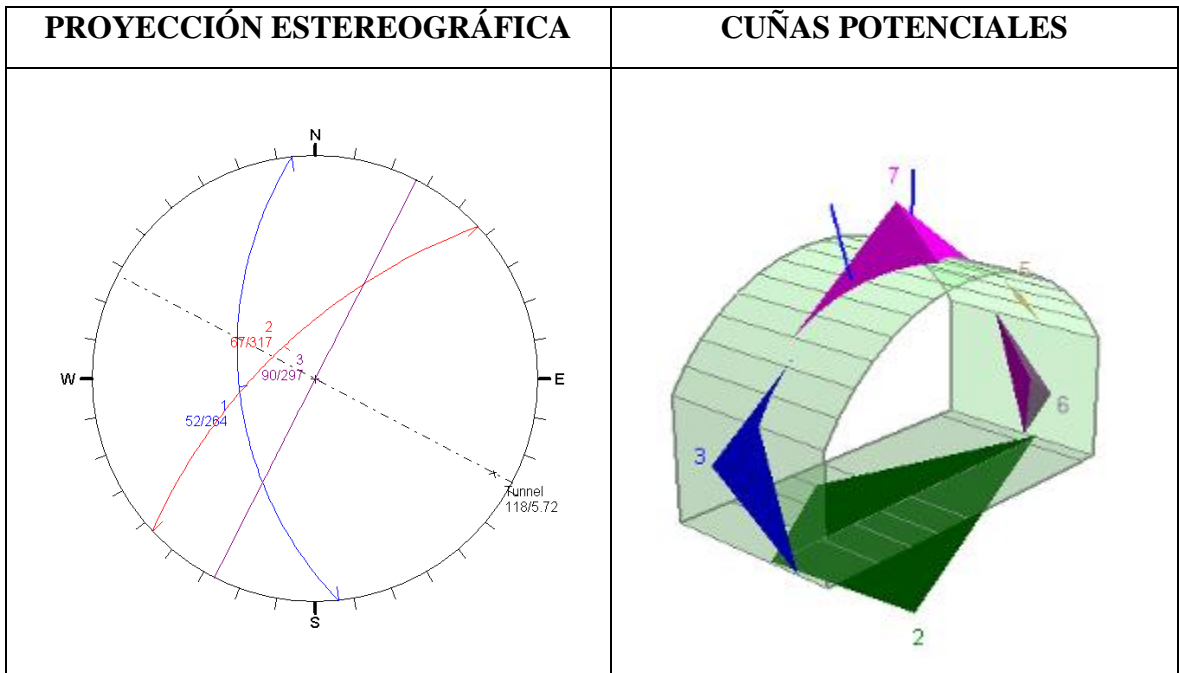


Grafico 17 Proyección estereográfica y sección de la cuña – familias 2,3 y falla, en la zona 5

Tabla 43 Análisis de cuñas tomado de las familias de discontinuidades 3,4 y falla, en la zona 5

PARÁMETROS	CUÑA EN EL TECHO	CUÑA EN EL PISO	CUÑA EN LA PARED DERECHA	CUÑA EN LA PARED IZQUIERDA
FACTOR DE SEGURIDAD	5.3	estable	Estable	Estable
PESO	10.6 m <sup>3</sup>	16 m <sup>3</sup>	Estable	Estable
ARE DE LA CARA	5.16 m <sup>2</sup>	7.2 m <sup>2</sup>	Estable	Estable
PERNOS	3m		Estable	Estable
FACTOR DE SEGURIDAD CON SOSTENIMIENTO	5.9		Estable	Estable

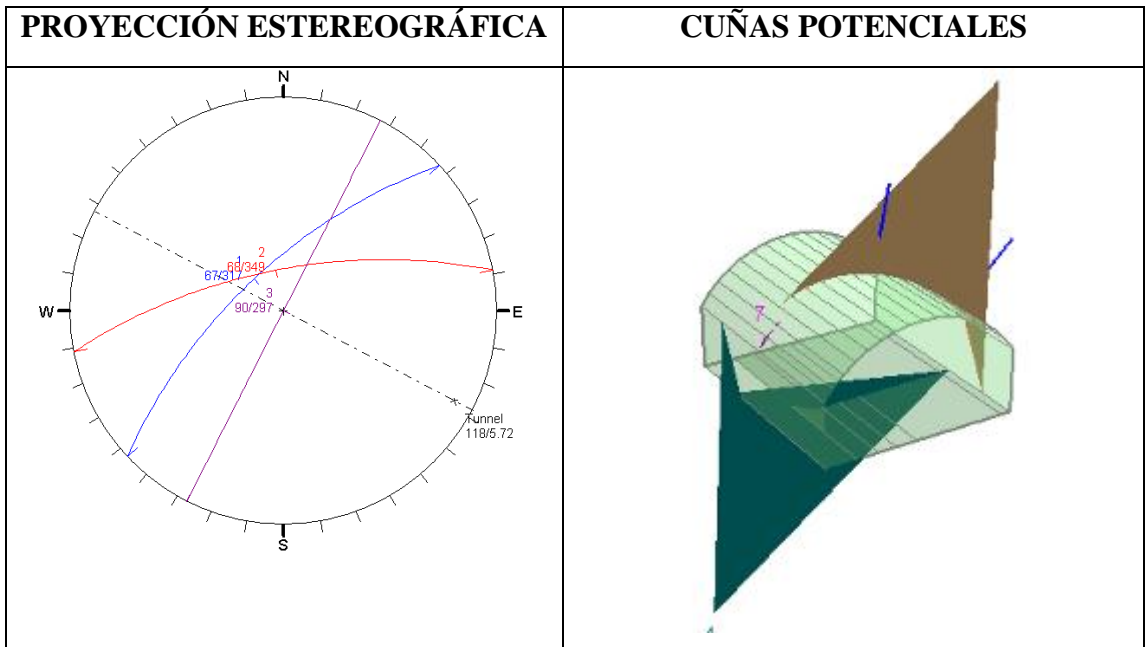


Grafico 18 Proyección estereográfica y sección de la cuña – familias3, 4 y falla en la zona 5

Según los resultados observados, la mayoría de la cuñas para las zona 5 presentan valores altos para el factor de seguridad, salvo la cuña que se forman en el techo para las combinaciones de familias (1,2 y 4).

Cuña formada por las la familia de discontinuidades 1,2,y 4, presenta un factor de seguridad de 3.5 sin sostenimiento y con sostenimiento (Pernos de 2.5 metro y shotcrete de 10 cm), el factor de seguridad mejora a 4. Aun así el factor de seguridad de 3.5 es superior al FS mínimo requerido en condiciones estáticas, (ver tabla 40 y el gráfico 15).

Tabla 44 Resumen de los bloques mas críticos, que se generan con un factor menor a 1.5, en condiciones estáticas, a lo largo de eje del túnel

Sector	Sitio	Modo	Factor de seguridad	Factor de seguridad con soporte	Peso (t)	Volumen (m3)	Tipo de sostenimiento	Familias
2	Techo	Caída del techo	0	126	0.329	0.122	Shotcrete de 2cm Pernos de 2m	S1- S2- S3
2	Techo	Caída del techo	0	12.9	13.96	5.172	Shotcrete de 5cm Pernos de 2.5m	S1- S2- S4
2	Pared Izq.	Deslizamiento	0.17	Estable	407.7	151	Shotcrete 5cm	S1- S2- S4
2	Pared Derch.	Deslizamiento	0.17	Estable	404.8	149.93	Shotcrete 2cm	S2- S3- S4
2	Pared Derch.	Deslizamiento	0.40	Estable	110.5	40.917	Shotcrete 2cm	S2- S3- Falla

En la tabla 44, se presentan un resumen de los bloques más críticos a lo largo del eje del túnel, con factores de seguridad menores a 1.5, en condiciones estáticas, de los cuales dos bloques tienen un factor de seguridad igual a cero, estos mejoran su condición de riesgo de caída con shotcrete y pernos de según indica la tabla 44.

Para el caso de los bloques generados en las paredes con FS menor a 1.5, y mayor a cero, estos se forman por planos al infinito, los cuales mejoran su condición con shotcrete

En general, se presenta el resumen de todo lo analizado anteriormente, en el cual se presenta todos los parámetros geomecánicos del macizo rocoso que son de utilidad para la construcción y así como también para el sostenimiento respectivo. (Gráfico 19).

El gráfico 19 es el resultado final de la caracterización geológica geotécnica, en donde se puede ver el registro geológico, análisis cinemático, características geotécnicas, características geomecánicas y sostenimiento.

La sección geológica, revela que al inicio y salida se tiene rocas calizas de la Formación Jumasha, en la parte central se tiene el skarn, mármol y rocas intrusivas en forma de diques.

El análisis cinemático revela las condiciones de formación cuña para las zonas 2,3 y 5, como se puede ver el gráfico 19.

Las características geológicas y geotécnicas, nos indican una calidad de roca de regular a mala hasta muy mala según el índice Q, siendo necesario el uso de pernos y shotcrete para el sostenimiento.

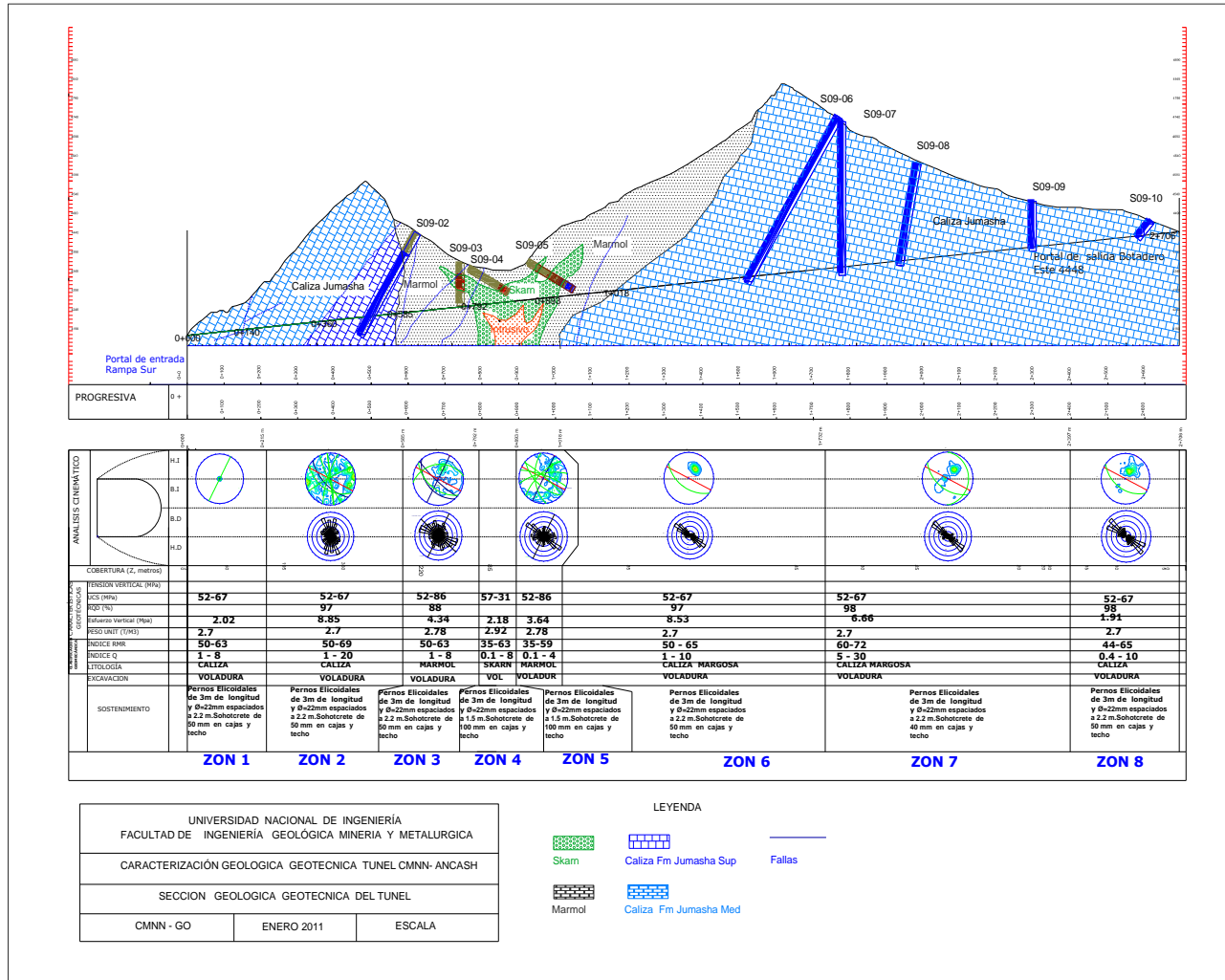


Gráfico 19 Sección del túnel, se muestra un resumen de la sectorización, geología, propiedades de la roca a lo largo del túnel

## CONCLUSIONES

- La sectorización del túnel se realizó en base a la calidad del macizo rocoso, según el índice de clasificación geomecánica del Q de Barton, dividiendo al túnel en 8 zonas, las cuales presentan calidades rocosas que van desde muy mala hasta buena, situándose la calidad de la roca en promedio en regular – mala, presentando la calidad de roca muy mala en la parte central del túnel, los índices Q varían desde 0.1 hasta 30, observándose los valores altos en las rocas calizas margosas, en la salida del túnel ver capítulo 4 sobre discusiones.
- El túnel será excavado en cuatro tipos de roca. Desde el portal de entrada, progresiva 0+000 hasta 0+585, se tiene caliza de la Formación Jumasha Medio y Jumasha Superior, desde la progresiva 0+585 a 0+792 se tiene un tramo de mármol, desde la progresiva 0+792 a 0+893 se tiene el Skarn, desde la progresiva 0+893 a 1+018 se tiene mármol y finalmente de 1+018 a 2+706 calizas y calizas arcillosas.
- De acuerdo con el análisis cinemático que se realizó a lo largo del eje del túnel propuesto, algunos tramos presentan potenciales cuñas de acuerdo al análisis, sin embargo estas cuñas que se generan presentan factor de seguridad mayores a 1,5 (Valor mínimo en condiciones estáticas), pero cabe señalar que la zona 2 presenta 4 cuñas críticas con factor de seguridad menor a 1.5, de las cuales dos están formadas por planos que van al infinito siendo el área de la cara 0, pero las dos restantes si presentan un riesgo más alto, las cuales se describen en el párrafo siguiente:

La primera cuña de 0.32 toneladas de peso mejora su FS con shotcrete de 2 cm de espesor y pernos de 2 metros, de 0 a 126

La segunda cuña de 13.96 toneladas de peso, con shotcrete 5 cm de espesor y pernos de 2,5 mejora su factor de seguridad de 0 a 12.9

También se observa, que para las otras dos zonas presentan factores de seguridad mayores a tres, es decir mas que el doble del mínimo exigido en condiciones estáticas, en general los factores de seguridad bajos se corrigen con sostenimiento de pernos

- El análisis estereográfico nos permitió encontrar una familia de discontinuidades común, que se repite en todos los tramos sectorizados del eje del túnel , la cual estaría controlado por la estratificación de las calizas de la Formación Jumasha. Caracterizado por una orientación promedio de 48/214
- Desde la progresiva 0+200 hasta los 1+000, se pudo encontrar 3 set de discontinuidades, de rumbo SW/NW, estas familias de discontinuidades estarían asociados a sistemas de fallas de la mina que se desarrollan paralelos a los valles y posiblemente a la intrusión de diques en la zona.
- La zona de estudio, presenta 3 fallas principales de alto ángulo asociados, al sistema que se desarrollan paralelas al valle, las cuales cortan al túnel de manera casi perpendicular, 1 Falla de sobre-escurrimiento del Jumasha medio sobre el Jumasha superior, que se observa a nivel regional y que corta al túnel en forma oblicua y dos fallas inversas de poco alcance que atraviesan el eje del túnel
- Para el análisis cinemático, solo hay tres zonas con condiciones y número de familias apropiadas, para que se puedan generar potenciales cuñas, estos son los tramos 215-585, 585-792, 893-1018, zonas 2,3 y 5 respectivamente.



- El mármol y Skarn, fueron generados por diques, cuya fuente es un intrusivo que se encuentra en profundidad, presentando mármol blanco, mármol diopsido, mármol pardo y mármol negro. Para el caso del Skarn se tiene el endoskarn en contacto con el intrusivo presentando granates rosa y cafés y el exoskarn hacia la parte externa, en donde se puede ver granates verdes.
- Los valores de los ensayos de las propiedades mecánicas de la roca, según el análisis estadístico en los 4 tipos de roca presenta alta variabilidad para la porosidad y absorción, para el skarn presenta alta variabilidad en ensayo UCS y para la variable  $\mu$  presenta alta variabilidad en la caliza y skarn, esto se debe posiblemente al poco número de ensayos realizados.
- La orientación de la estratificación es muy desfavorable con respecto a la orientación del eje del túnel, desde la progresiva 1+0018 hasta la progresiva 2+700, siendo esta paralela al eje del túnel

## RECOMENDACIONES

- El análisis cinemático, da como resultado la presencia de potenciales cuñas entre la progresiva 0+200 y 1+000, si bien es cierto que la mayoría de cuñas presentan un factor de seguridad alto, se recomienda el seguimiento al momento de la excavación del túnel en la zona 2 , por presentar bloques o cuñas que tienen factor de seguridad muy bajo, además se debe seguir con las recomendaciones de sostenimiento según el cuadro del capítulo de discusiones.

En este mismo sector también se tiene cuñas formados por planos que van al infinito, las cuales tienen una área de cara a la excavación cero, no presentando algún riesgo de caída, pero igual se recomienda shotcrete según tabla 44.

- Se debe perforar dos taladros de 300 m para mejorar la información geológica geotécnica. Uno entre los 1200 metros hasta los 1700 con orientación Sur Este, en donde se tiene poca información geológica geotécnica y el otro en la entrada del túnel, con orientación Sur Este, en donde al igual que el anterior se tiene deficiencia de información.
- Se debe enviar 15 ensayos para mejorar los valores de la base de datos de las propiedades de físicas de la roca, especialmente ensayos de compresión triaxial, ensayos de tracción directa, UCS, porosidad y absorción, para mejorar el modelo de falla según Hoek y Brown.

- Se recomienda revisar la data de orientación de estructuras, obtenidas por escaneo óptico acústico, para los taladros ST 09 -08 Y ST09-09, por presentar orientaciones de rumbo y buzamiento con dispersión simétrica, al momento de plotear los polos en la red estereográfica, no observándose la dispersión que debería tener ver figura de proyección estereográfica para el tramo 1732 – 2397.
- Por la presencia de la falla inversa de Jumasha superior, que sube sobre Jumasha inferior, se recomienda que al momento de atravesar esta falla, se realice mediciones de esfuerzos en la paredes del túnel, para poder monitorear la redistribución de los esfuerzos que puedan ocurrir como consecuencia de la excavación

## **REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS**

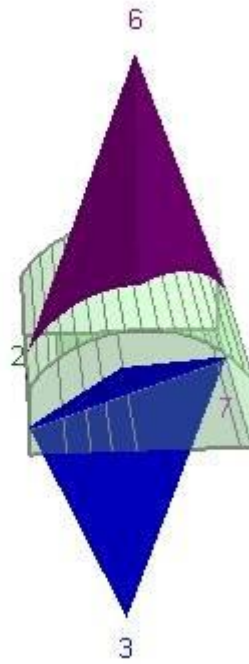
- 1) Bieniawski, Z. 1974. Geomechanics classification of rock masses and its application in tunneling. Proc. Third International Congress on Rock Mechanics, ISRM, Denver. Vol.11 A, 1974, p.27-32
- 2) Barton, N., Lien, R. y Lunde, J. 1974. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. Rock Mechanics Vol.6, N°4, pp 183-236
- 3) Brady B.H.G. & Brown E.T., 1985-2004 "Rock Mechanics for Underground Mining" George Allen & Unwin – London.
- 4) Brown E.T., 1981 "Rock Characterization Testing and Monitoring" ISRM Suggested Methods – Commission on Testing Methods, International Society for Rock Mechanics (ISRM).
- 5) Engineering Properties of Rock – Lianyang Zhang 2000.
- 6) Experimental rock Mechanics Kiyoo Mogi - 2007
- 7) Geoconsult (2000)- Manual de túneles y obras subterráneas.
- 8) Gonzáles Vallejo (2002)-Ingeniería Geológica.
- 9) Hoek, E. and Brown, E.T. 1980 "Excavaciones subterráneas en roca" Mc Graw-Hill 112-121.
- 10) Informe técnico interno Mina NN.
- 11) Ingeniería Geotécnica. Vol. I. Santiago.  
EVERT HOEK, CARLOS CARRANZA-TORRES, BRENT CORKUM, 2002,  
Hoek-Brown failure criterion – 2002 edition.
- 12) Practical Rock Engineering – Evert Hoek 2007.
- 13) Sociedad Geológica del Perú -Boletín # 10.

**ANEXOS**

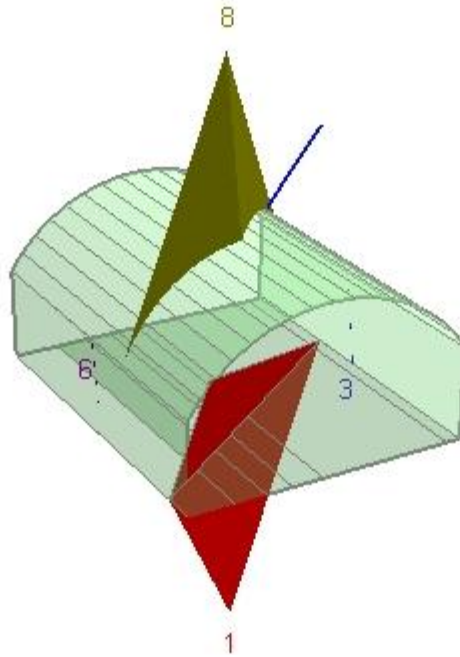
- Vista de las cuña, del análisis cinemático para los tramos mencionados
- Formato de levantamiento Geotécnico de logueo
- Método de Orientación de Estructuras y Trayectoria de Sondajes con Escáner Óptico Acústico

Vista de algunas cuñas , del análisis cinemático para los tramos mencionados

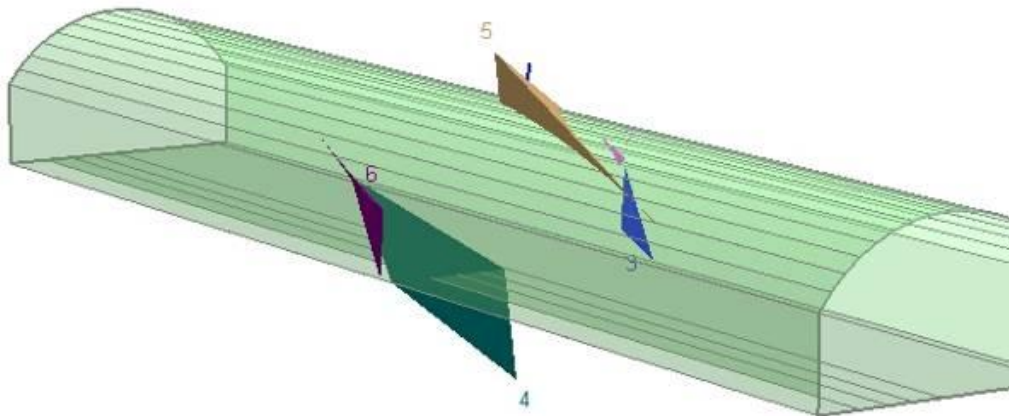
Vista en perspectiva de la cuña formado por los planos 2,3,4, en el tramo 215 - 585



Vista en perspectiva de la cuña formado por los planos 1, 2,4, en el tramo 215 - 585



Vista en perspectiva, formación de cuña por la combinación de las fallas 1, 2, 3 , en el tramo 585 - 792



Perspective \*

Levantamiento Geotécnico de taladros

LEVANTAMIENTO GEOTÉCNICO DE TALADROS																																
Taladro: ST09 - 09			Largo: 130 m Azimut: Inclinación: 90°				C. N: 2978,004 C. E: 3980,707 Cota: 4511,25				Diámetro HQ: 130 m Diámetro NQ:				Perforación Inicio: 17-Dic      Término: 19-12-2009						Fecha: Logeado por:											
Profundidad			Recuperación		Litología	Humedad	Unidad Geotécnica	Módulo de Elasticidad	IRS estimado	ROD			Fracturas				Q de Barton						GSI	P(UCS)	P(ROD)	P(s)	P(JC)	P(WC)	RMR <sub>B</sub>	Observac.		
desde (m)	Hasta (m)	Avance (m)	(m)	%						medidas (cm)	total (cm)	%	num.	vel.b.	total	f	RQD	J <sub>h</sub>	J <sub>r</sub>	J <sub>a</sub>	C <sub>i</sub>	J <sub>w</sub>									SRF	Q
0,00	2,10					H																										
2,10	15,80	13,70	12,85	93,80	Caliza	H	C	W2	R3	19-14-14-15-30-31-11..	1217	88,8	19	3	22	1,6	89	4	3	3	22	1	2,5	8,9	V	B/G(60-70)	5	18	12	17	10	62
15,80	30,70	14,90	14,64	98,26	Caliza	H	C	W2	R3	39-54-105-76-220-44..	1463	98,2	15	0	15	1,0	98	4	3	3	25	1	2,5	9,8	V	B/G(60-70)	5	20	14	18	10	67
30,70	45,65	14,95	14,45	96,66	Caliza	Sa	C	W1	R3	161-42-299-50-33-34..	1367	91,4	10	2	12	0,8	91	4	3	3	23	1	2,5	9	V	B/G(60-70)	5	19	15	19	7	65
45,65	60,60	14,95	14,55	97,32	Caliza	Sa	C	W1	R3	10-202-136-123-42-25..	1430	95,7	15	3	18	1,2	96	4	3	3	24	1	1	24	IV	B/G(60-70)	5	19	13	19	7	63
60,60	75,20	14,60	14,35	98,29	Caliza	I	C	W1	R3	147-73-58-57-164-54..	1273	87,2	16	4	20	1,4	87	4	3	3	22	1	1	22	IV	B/G(60-70)	5	17	12	19	4	57
75,20	89,80	14,60	13,82	94,66	Caliza	I	C	W2	R3	92-35-33-94-12-40-48..	1205	82,5	20	3	23	1,6	82	6	3	3	14	1	1	14	IV	B/G(55-65)	5	16	11	19	4	55
89,80	101,50	11,70	11,44	97,78	Caliza	I	C	W2	R3	19-54-47-14-10-30-93..	1043	89,1	21	2	23	2,0	89	4	3	3	22	1	1	22	IV	B/G(55-65)	5	18	11	19	4	57
101,50	110,70	9,20	8,84	96,09	Caliza	I	C	W2	R3	124-18-60-59-120-31..	821	89,2	10	0	10	1,1	89	4	2	3	15	1	1	15	IV	B/G(55-65)	5	18	14	17	4	58
110,70	130,00	19,30	18,83	97,56	Caliza	I	C	W1	R3	27-190-66-14-16-114..	1872	97,0	13	2	15	0,8	97	4	2	3	16	1	1	16	IV	B/G(60-70)	5	19	15	16	4	59

Indice SRF no considera efecto del desarrollo del rajo Usu Pallares

DISCONTINUIDADES												
Tipo	Desde (m)	Hasta (m)	Espeor (cm)	Ángulo respecto al eje	Rumbo	Manteo	Rugosidad	Planaridad	Humedad	Relleno	Durezarrelleno	Españamiento (cm)
VT	20,33	20,37	4	45						Calcita		
SJ	21,65				N10°E	17°E						
FT	23,06	23,09	3	90								
FT	26,45	26,49	4	90								
SJ	35,38				N34°W	43°NE						
SJ	35,76				N18°W	28°E						
FT	36,97	37,01	4	35								
VT	39,07	39,08	1,0	45						Ca		
VT	42,4	42,38	1,0	45						Ca		
VT	54,13	54,14	1	45						Ca		
SJ	54,89				N28°W	41°E						
VT	56,17	56,27	10,0	45						Ca		
FT	65,85	66,0	15,0									
SZ	81,15	81,45	30,0	45								
SJ	83,16				N7°E	72°E						
FT	83,56	83,61	5,0	90								
SJ	85,52				N48°W	57°SW						
SZ	86,24	86,37	13									
SZ	86,6	86,7	10,0	45								
SZ	87,56	88,1	54,0									
SZ	91,08	91,20	12	80								
SZ	93,38	93,5	12,0	30								
VT	98,85	98,87	2,0	50						Ca		
SZ	105,37	105,84	47,0	45								
VT	113,93	113,94	1,0	45						Ca		

TIPO DE ESTRUCTURA

JS	Juego de Diaclasas
SJ	Diaclasa Simple
B	Estratificación
CT	Contacto
FT	Falla
CF	Contacto Fallado
BZ	Zona Ruptura
SZ	Zona Cizallamiento
P	Plegamiento
JP	Diaclasas Plegadas
VT	Vetas
PF	Planos de fisibilidad
MF	Microfracturas
IN	Intercalaciones

Humedad

Se	Seco
H	Humedo
Sa	Saturado
I	Infiltración
IM	Intrusión Ma



### **Método de Orientación de Estructuras y Trayectoria de Sondajes con Escáner Óptico Acústico**

A continuación, se describe en forma general la metodología involucrada, para realizar geofísica de pozos y en forma específica, las características de los métodos y las herramientas utilizadas, para el registro del pozo ST09 - 08, en base al cual se ha realizado el siguiente informe.

Un perfil de geofísica de pozos consiste en el registro continuo de mediciones realizadas por una sonda en un pozo. La sonda contiene sensores que responden a las variaciones de propiedades físicas de las formaciones rocosas perforadas. Wellfield Services Ltda., dispone de una variedad de sondas para registrar diferentes propiedades físicas.

El peso de la sonda es sostenido por un cable eléctrico coaxial, con armadura de acero. Las señales eléctricas que contienen la información enviada por la sonda viajan a través del conductor central de este cable. El cable coaxial de ¼" utilizado permite alcanzar profundidades de hasta 1000 m.

Un winche montado en la unidad de registro, controla el movimiento de la sonda dentro del pozo. El winche es energizado por un generador eléctrico y se dispone de controles para controlar con precisión la velocidad de ascenso o descenso del instrumento.

Para determinar la profundidad de la sonda, se mide la cantidad de cable enrollado o desenrollado desde el tambor del winche. Para esto, el cable pasa por una polea de diámetro preciso (10 cm). Esta polea está conectada con un codificador óptico que produce una serie de pulsos electrónicos.

Estos son interpretados por el sistema de control de profundidad y tiene una precisión milimétrica.

La referencia de profundidad se ajusta a cero, colocando el punto de referencia de la sonda en el datum de referencia en superficie al nivel del suelo. El sistema de control de profundidad, sigue todos los movimientos de la polea de medida; a partir de esa referencia. Permite conocer la ubicación de la sonda en el pozo en forma continua, a medida que se enrolla o desenrolla el cable de registro.

## **Métodos Utilizados**

### **Televisor Acústico de Pozos (TAP)**

Las herramientas acústicas de imágenes comprenden de un transductor que opera a una alta frecuencia en el modo pulso eco, lo cual permite la adquisición simultánea de la amplitud y del tiempo de traslado entre el transductor y las paredes del sondaje. El scanner gira rápidamente, y un pulso percutor se transmite desde un magnetómetro con compuerta de flujo cada vez que el transductor pasa por el norte magnético. El pulso sincroniza el comienzo de la adquisición digital, de tal manera que un barrido representa un reconocimiento de 360 grados de las paredes del pozo, proporcionando una cobertura total. La imagen del tiempo de tránsito representa una calibración ultra sensible del pozo en 360° donde la amplitud de la onda reflejada es proporcional a la intensidad de la señal emitida (constante) y a la Reflectividad acústica de la formación en el sondaje.

El coeficiente medio de reflectividad del volumen de las paredes del pozo con el cual interactúa la energía acústica, es una función del diámetro, de la densidad y de las propiedades elásticas de la roca. La curvatura del espejo permite enfocar el rayo en un rango dado de diámetros de pozo. Esto proporciona una mejor resolución para el reconocimiento de las paredes del pozo.

Durante la adquisición de datos, al centralizar la herramienta, el rayo se refleja de vuelta hacia el transductor en una dirección perpendicular. Un último desarrollo en tecnología de visores televisivos acústicos, incluye el enfoque del rayo para mejorar la resolución, aún en sondajes de gran diámetro, o en perforaciones donde la centralización precisa de la herramienta es difícil de obtener.

Se requiere de un fluido dentro del pozo para lograr el acoplamiento acústico necesario para transmitir el rayo ultrasónico. Los fluidos pueden ser ópticamente opacos, aunque las partículas en suspensión en el fluido pueden reducir e interferir la señal entre el sensor y las paredes del pozo, (ej. aguas turbias con contenido de arcillas suspendidas). Las imágenes (Figura 33) pueden ser obtenidas en pozos de diamantina ó de RC, sin embargo, las paredes más suaves obtenidas de un sondaje perforado con diamantina producirán una imagen de mayor calidad.

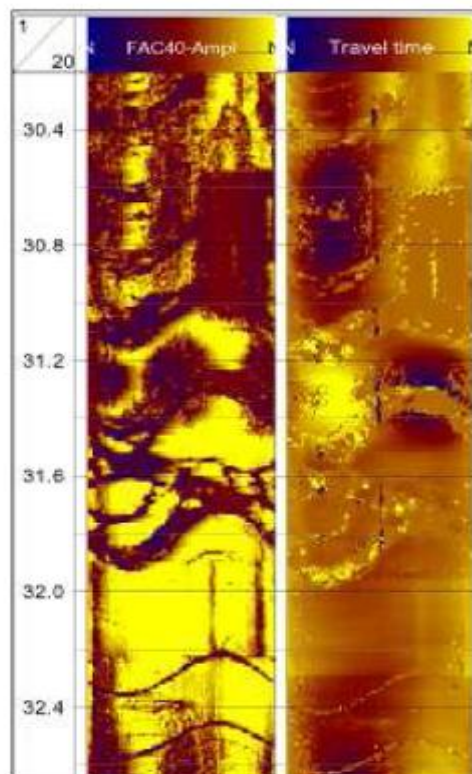


Figura 33: Ejemplo Grafico de registro de Cámara acústicas (ATV)

### Televisor Óptico de Pozos (TOP)

La última generación de herramientas ópticas de adquisición de imágenes, usa la proyección de la imagen de la pared del pozo sobre espejos cónicos o hiperbólicos.

Este es un refinamiento en la técnica de inspección por vídeo, y consiste en el registro de la imagen de una cámara de vídeo de alta resolución enfocada sobre dicho espejo. El espejo está perpendicular a las paredes del pozo, las cuales son iluminadas por una fuente cilíndrica generadora de luz blanca. La imagen proyectada sobre el espejo es procesada digitalmente para generar una imagen de la pared del pozo. Los datos son grabados en formato digital y la orientación de la imagen se ejecuta en tiempo real, permitiendo un buen control por parte del operador.

Los visores televisivos ópticos entregan imágenes de igual o mejor resolución que el visor televisivo acústico. Este último es definida por el operador y puede llegar hasta 720 píxeles por 360° (azimutal) y hasta 0.5 mm vertical, dependiendo de la profundidad o del tiempo de muestreo.

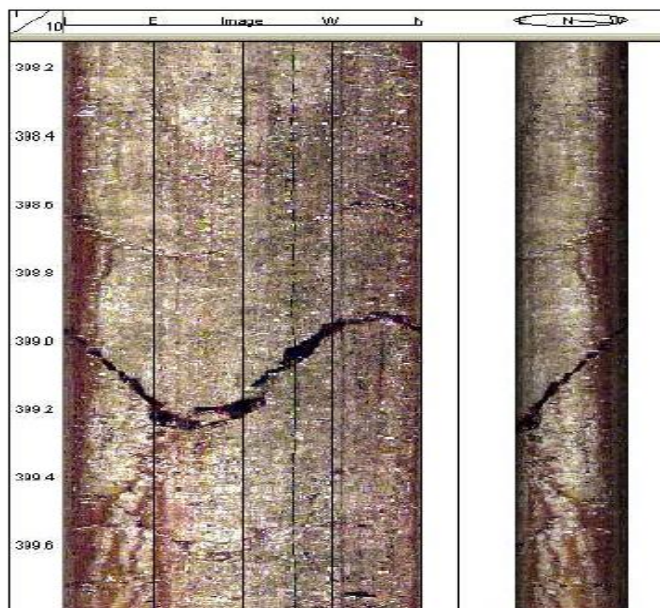


Figura 34 : Ejemplo grafico de televisor óptico (OTV)

Los visores televisivos ópticos, como también el TOP incluyen un sistema completo de orientación, consistente en un magnetómetro de precisión de 3 ejes, y 2 acelerómetros, permitiendo de esta manera la obtención de una exacta desviación en el pozo, y datos de orientación durante la misma toma de registro. Sistemas más elementales, necesitan de mediciones separadas de trayectoria en el pozo para entregar datos de orientación del pozo.

Una limitación de las técnicas ópticas es la de no registrar información sobre el diámetro del sondaje. Esto puede ser compensado mediante el uso de un registro separado con un calibre mecánico. Este puede tomarse durante la bajada inicial de inspección.

### **Procesamiento de Datos Orientación y clasificación de estructuras**

El procesamiento de datos de un visor televisivo u óptico, se ejecuta con paquetes de software especializados que permiten mejorar la imagen, la clasificación y selección de atributos, cálculo de parámetros relevantes, configuración de datos y la impresión de informes. Wellfield Services Ltda. usa varios paquetes de software para estos fines.

La esencia del proceso de interpretación es: la selección de atributos y el proceso de clasificación. La selección de atributos consiste en el reconocimiento interactivo de estructuras en las imágenes obtenidas. El intérprete es ayudado por el software en un ajuste de formas sinusoidales sobre los atributos de la imagen. Los atributos son entonces clasificados de acuerdo al ranking del sistema y se acumulan en un informe para un reproceso posterior.

En forma similar a la descripción de testigos y de registros, es importante mantener un método sistemático. WSL ha entrenado un grupo de procesadores de datos que son expertos en este software y método.

Parámetros de gran utilidad; tales como la Frecuencia de Fractura, Índice de Fortaleza, diámetro del pozo, secciones del sondaje, estereogramas, y planos que pueden ser computarizados.

El control de calidad de todo el proceso es una parte importante en el resultado final. Un método de control de calidad de propiedad de WSL ha sido desarrollado según la Norma ISO 9001:2000 y es aplicado en todos los registros procesados.

Durante la interpretación pueden ejecutarse análisis estadísticos con estereogramas o mapas, o bien, usar los datos interpretados independientemente mediante el software DIPS u otros.

Se entiende por abertura al espesor relativo que se identifica a lo largo del sondaje, éste es reconocido en el TAP por las variaciones de densidad y en el TOP, por la variación de tonos entre la roca de caja con respecto al relleno de la estructura.

El relleno antes mencionado usualmente se relaciona con las estructuras mayores (Rank 3, 4). En los Rank 1 y 2 (Tabla 45) el relleno no es observado debido a que las aberturas de las estructuras son menores, pero lo suficientemente notorias como para realizar su identificación en los registros.

Tabla 45 : Nomenclatura para la clasificación de estructuras, en registros de televisor Acústico / Óptico

Rank	Color	Código	Amplitud	Tiempo de Tránsito	Estructuras (Espesor)
0	Gris	●	Continua, fina	No visible	Vetillas.
1	Azul	●	No continua, fina	No visible	Muy finas, menores a 1 cm.
2	Verde	●	Continua, fina	No visible	Finas, menores a 1 cm.
3	Naranja	●	Continua, fina o moderadamente gruesa	Visible	Espesor moderado (entre 1 y 5 cm). Buena conductividad hidráulica.
4	Rojo	●	Continua, gruesa, claramente visible, algunas veces interconectadas	Visible, gruesa.	Gruesas (mayor a 5 cm), Buena conductividad hidráulica, pueden ser abiertas.

## Diagrama de Herramientas

### Televisor Acústico de Pozo (TAP / ATV)

#### **Características:**

La más alta resolución del mercado

#### **Mediciones:**

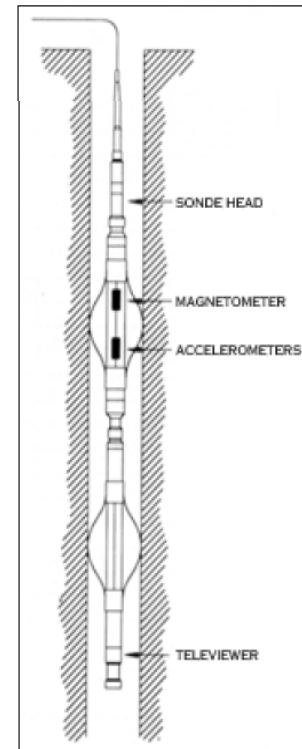
Tiempo de Tránsito  
Amplitud de onda

#### **Aplicaciones:**

Aguas/Ingeniería/Minerales  
Indicación de fractura  
Identificación de Texturas  
Strength index  
Deformación

#### **Condiciones de operación:**

Tipos de pozo:  
Pozo abierto, relleno de agua  
Centralización: Mínimo 2 (esencial)



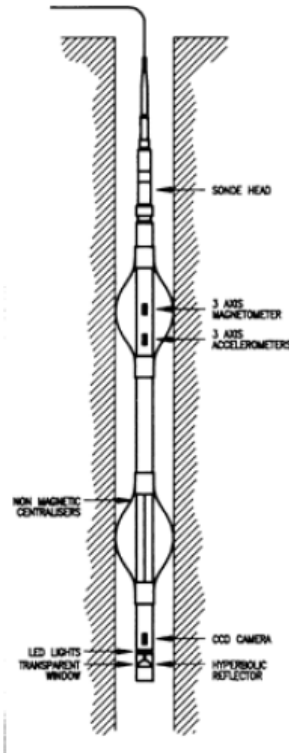
#### **Especificaciones**

Diámetro	: 45 mm
Longitud	: 1.98 m (incluyendo opción Gamma Natural)
Peso	: 10 Kg.
Construcción	: Titanio con aislación eléctrica de secciones de verticalidad.
Rango T°	: -20° C a 70° C
Presión máx.	: 20 MPa
Frec. Transductor	: 1.5 MHz (standard), 0.5 MHz y 3 MHz
Rango Rot. Transd.	: 10/15/20 rev/seg
Ganancia Down-Hole	: variable 0 a 80 dB con opción de ganancia automática.
Orientación Transductor	: 3 Magnetómetros y acelerómetros.



## Diagrama de Herramientas

### Televisor Óptico de Pozo (TOP / OTV)



#### Descripción

La sonda de visor televisivo óptico proporciona una imagen continua, detallada y orientada de las paredes de la perforación, utilizando un sistema óptico de obtención de imágenes único. La imagen se puede interpretar rápidamente, utilizando datos del módulo de orientación integral, para obtener un análisis completo de características, incluyendo la inclinación, dirección, frecuencia y apertura de la fractura.

La sonda TOP posee características técnicas únicas que le permiten tomar registros a velocidades de 20 a 60 imágenes/min logrando al mismo tiempo una resolución de 1 mm, aún en longitudes de cable de hasta 2000 m. (3560 pies).

#### Especificaciones

Diámetro	: 52 mm
Longitud	: 1.63 m
Resolución (radial)	: 720 pixeles/360° máximo
Resolución vertical	: 1 mm mínimo
Tipo de sensor	: CMOS Image Sensor de 1280 x 1024 pixeles
Orientación	: Cualquiera
Iluminación	: Iluminación LED "blanca" interna de alto poder interno y alta eficiencia.