



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA

APLICACIÓN DE LA TECNOLOGÍA MEASUREMENT WHILE DRILLING EN TÚNELES

TESIS PARA OPTAR AL TÍTULO DE GEÓLOGA

DIXIE RIVERA BERNAL

PROFESORA GUÍA:
SOFÍA REBOLLEDO LEMUS

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
BJORN STUGE NJORN
SERGIO SEPÚLVEDA VALENZUELA

SANTIAGO DE CHILE
JULIO 2012

RESUMEN

La gran expansión económica, el fuerte crecimiento industrial en el ámbito minero y energético que ha tenido Chile en el último tiempo junto con su accidentada orografía, ha generado la necesidad de incrementar las construcciones subterráneas. En este sentido, son cada vez más las inversiones que se realizan en ellas para mejorar tanto la eficiencia de la producción como la seguridad del personal.

En el presente trabajo de título se evalúa una nueva herramienta para mejorar el rendimiento y seguridad en la excavación de túneles, denominado sistema Measurement While Drilling (MWD). El estudio contempla el análisis de dos proyectos, los túneles Strindheim y Loren (Noruega), construidos bajo la metodología del MWD y el Túnel de Desvío Río Blanco construido en Chile bajo la metodología tradicional. En los tres casos se utilizó el método de excavación Perforación y Tronadura.

El sistema MWD es un método que recoge de manera automática parámetros de perforación para una inmediata interpretación de la dureza y homogeneidad de la roca por delante de la frente del túnel. Los dos parámetros fundamentales son la tasa de penetración y la presión de torque, cuyas mediciones son normalizadas para remover las influencias externas en su comportamiento y asegurar que sus variaciones sean representativas a los cambios en las condiciones del macizo rocoso.

Los resultados obtenidos muestran que el monitoreo durante la perforación presenta buena capacidad de prever las condiciones de la roca por delante de la frente, ya que los mapas generados por el sistema MWD exhiben resultados correlacionables con la geología encontrada durante la excavación. Se expone también la habilidad que tiene el método en ajustarse a cualquier tipo de terreno debido a su previa calibración de acuerdo al tipo de roca que se espera encontrar, además de los escasos recursos y los bajos costos que se requieren para su ejecución, siendo la adquisición de la máquina perforadora (Jumbo) el costo más elevado para su implementación.

Finalmente, se concluye que el sistema MWD es una herramienta complementaria que entrega al geólogo información relevante para mejorar la toma de decisiones y reducir las incertidumbres sobre las condiciones de la roca debido a que presenta una buena capacidad de predecir las propiedades de ésta. Esto, en combinación con la rápida y fácil evaluación junto con los bajos costos operacionales proporciona una herramienta útil y de gran potencial para las excavaciones subterráneas.

AGRADECIMIENTOS

Dirán que todo este tiempo vivido en la universidad es demasiado tiempo para reflexionar. Y es cierto. Pero no es demasiado tiempo para dejar de cumplir las metas, los propósitos y los sueños que vamos creando. Generación tras generación nacen nuevos geólogos y esta no es la excepción, nací yo. Sin embargo, este triunfo no es sólo mío, sino de todas aquellas personas que participaron de alguna forma en mi crecimiento interior. Doy gracias a la vida por haberme entregado una familia como la mía, quien siempre ha estado y estará caminando junto a mí por toda la eternidad, su presencia terrenal como espiritual es el pilar principal de mi existencia.

Agradezco también a mi familia universitaria, con quienes he forjado una amistad de hermandad, cuyos consejos y su apoyo incondicional han hecho de mí un Ser íntegro. Y es aquí donde quiero citar unas palabras de Maharishi que dicen: “El Ser goza, ha gozado y siempre gozará la condición de su pureza absoluta. Disfruta de una condición que no conoce cambios, el estado de la vida eterna” Con ustedes aprendí a disfrutar de la vida desde los detalles más simples, donde el valor completo de la vida se transforma más allá de lo que la mente humana pueda imaginar. Tengo que mencionar que este aprendizaje, de gozar la vida, comenzó en el colegio, donde junto con mis grandes amigos de la vida, comenzamos un camino llamado IV CRECIENTE... y esa amistad ha ido creciendo con el tiempo. Esta es una familia de aquellas que sin importar cuanto tiempo pase, cuantos hechos sucedan, SIEMPRE estaremos unidos, porque esa unión se formó bajo la inocencia, bajo la pureza misma de la lealtad, gracias a ustedes (Caro, Fer, Alvaríño, Gonzo, Atom, Danitzo, Nachula, Chanchi, Gorilise, Mondaca).

Por último, y no menos importante, quiero agradecer el apoyo que me brindó Skava durante todo el trayecto de esta tesis junto con Bever Control quienes fueron los gestores principales para que se realizara este trabajo y en particular quisiera darle las gracias a Einar Gloersen, quien sin conocerme tuvo la gentileza de dedicarme el tiempo necesario para que fuera posible mi comprensión en el tema. Sin importar la distancia física que hay entre nosotros siempre recibí una respuesta a mis inquietudes.

Con estas sencillas, pero profundas palabras voy terminando este capítulo, y sin otro preámbulo les deseo la mejor opción de la vida, SER FELIZ... ya que la expansión de la felicidad lleva consigo el crecimiento de la inteligencia, del poder, de la creatividad y de todo lo que pueda considerarse de importancia en la vida (Maharishi, 1981).

ÍNDICE GENERAL

RESUMEN	1
AGRADECIMIENTOS	2
1 INTRODUCCIÓN	1
1.1 GENERALIDADES.....	1
1.2 OBJETIVOS	2
1.2.1 <i>Objetivo principal</i>	2
1.2.2 <i>Objetivos específicos</i>	2
1.3 METODOLOGÍA DE TRABAJO	2
2 TÚNELES	2
2.1 INVESTIGACIÓN PRELIMINAR A LA CONSTRUCCIÓN DE UN TÚNEL.....	3
2.2 CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO	5
2.3 MÉTODO DE CONSTRUCCIÓN	10
2.3.1 <i>Método de construcción mediante Perforación y Tronadura (P&T)</i>	10
2.3.2 <i>Equipo de perforación</i>	12
3 MEASUREMENT WHILE DRILLING.....	14
3.1 GENERALIDADES.....	14
3.1.1 <i>Monitoreo de perforación</i>	14
3.1.2 <i>Características del sistema MWD</i>	16
3.2 PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y FUERZA DE PERFORACIÓN	17
3.3 BEVER TEAM 3.....	18
3.4 METODOLOGÍA USADA PARA LA CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO	18
3.4.1 <i>Normalización de los parámetros de perforación</i>	18
3.4.2 <i>Variación de los parámetros de perforación versus el largo de perforación</i>	21
3.4.3 <i>Estimación de la dureza de la roca</i>	21
3.4.4 <i>Estimación de fracturas (homogeneidad)</i>	21
4 APLICACIONES DEL MÉTODO MWD	25
4.1 ANÁLISIS DE LOS DATOS DISPONIBLES	25
4.1.1 <i>Túnel Strindheim, Trondheim, Noruega</i>	25
4.1.2 <i>Túnel Loren, Oslo, Noruega</i>	44
5 TÚNEL CONSTRUIDO SIN EL MÉTODO MWD	47
5.1 TÚNEL DE DESVÍO RÍO BLANCO, LOS ANDES, CHILE.....	47
5.1.1 <i>Ubicación y vías de acceso</i>	47
5.1.2 <i>Características generales del túnel</i>	48
5.1.3 <i>Características geológicas de la zona</i>	49
5.1.4 <i>Características geológicas del Túnel de Desvío Río Blanco (TDRB)</i>	53

5.1.5	<i>Estudio geológico-geotécnico previos a la construcción del túnel</i>	56
5.1.6	<i>Sondajes</i>	57
5.1.7	<i>Clasificación geotécnica del macizo rocoso</i>	59
6	COSTOS	74
6.1	COSTOS DEL SISTEMA MWD.....	74
6.1.1	<i>Costos de inversión del sistema MWD</i>	74
6.1.2	<i>Costos operacionales y de mantención</i>	74
6.2	COSTOS DE UN PROYECTO SIN UTILIZAR EL MWD	78
6.2.1	<i>Costos del proyecto Túnel de Desvío Río Blanco</i>	78
7	DISCUSIONES.....	79
8	CONCLUSIONES	82
9	REFERENCIAS	83

ÍNDICE DE TABLA

TABLA 1: VALORES DE ESR.....	9
TABLA 2: TIPOS DE PERFORACIONES REALIZADAS EN EL Pk 1052.	27
TABLA 3: TIPOS DE PERFORACIONES REALIZADAS EN EL Pk 1037.	27
TABLA 4: TIPOS DE PERFORACIONES REALIZADAS EN EL Pk 1018.	27
TABLA 5: TIPOS DE PERFORACIONES REALIZADAS EN EL Pk 1003.	27
TABLA 6: PROPIEDADES MECÁNICAS DE DISTINTO TIPO DE ROCA ENCONTRADAS EN EL TÚNEL LOREN.	45
TABLA 7: RANGO DE CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN Q DE BARTON.	54
TABLA 8: PORCENTAJE DE LA CALIDAD DE LA ANDESITA DEL SECTOR NORTE CON RESPECTO AL ÍNDICE Q.....	54
TABLA 9: CALIDAD DE LA ANDESITA DEL SECTOR NORTE SEGÚN Q DE BARTON.....	54
TABLA 10: SISTEMAS ESTRUCTURALES GENERALES DE LA AND SECTOR NORTE.	56
TABLA 11: ESTIMACIÓN GEOTÉCNICA DE LOS SECTORES ESTRUCTURALES 5 Y 6.	57
TABLA 12: PORCENTAJE DE LA CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO MOSTRADO POR EL SONDAJE DDH-4600.	59
TABLA 13: CALIDAD DE LA ROCA ESTIMADA PARA EL TDRB.	60
TABLA 14: CALIDAD DE LA ROCA MAPEADA EN EL TDRB.	60
TABLA 15: COMPARACIÓN CALIDAD GEOTÉCNICA ESTIMA VS REAL POR TRAMOS. EN AMARILLO SE DESTACAN LOS SECTORES DONDE LA ESTIMACIÓN NO CONCUERDA CON LA REAL.	61
TABLA 16: AVANCE DIARIO REAL VS PROGRAMADO.....	62
TABLA 17: COSTOS DEL PRIMER AÑO PARA UN PROYECTO CON 1 USUARIO Y 1 JUMBO CUANDO EL USUARIO NO ES DUEÑO DE ÉSTE.	75
TABLA 18: COSTOS A PARTIR DEL SEGUNDO AÑO PARA UN PROYECTO CON 1 USUARIO Y 1 JUMBO CUANDO EL USUARIO NO ES DUEÑO DE ÉSTE.	75
TABLA 19: COSTOS DEL PRIMER AÑO PARA UN PROYECTO CON 3 USUARIOS Y 2 JUMBOS CUANDO EL USUARIO NO ES DUEÑO DE ÉSTE.	76
TABLA 20: COSTOS A PARTIR DEL SEGUNDO AÑO PARA UN PROYECTO CON 3 USUARIOS Y 2 JUMBOS CUANDO EL USUARIO NO ES DUEÑO DE ÉSTE.	76
TABLA 21: COSTOS DEL PRIMER AÑO PARA UN PROYECTO CON 1 USUARIO Y 1 JUMBO CUANDO EL USUARIO ES DUEÑO DE ÉSTE.....	76
TABLA 22: COSTOS A PARTIR DEL SEGUNDO AÑO PARA UN PROYECTO CON 1 USUARIO Y 1 JUMBO CUANDO EL USUARIO ES DUEÑO DE ÉSTE.....	77
TABLA 23: COSTOS DEL PRIMER AÑO PARA UN PROYECTO CON 3 USUARIOS Y 2 JUMBOS CUANDO EL USUARIO ES DUEÑO DE ÉSTE.	77

TABLA 24: COSTOS A PARTIR DEL SEGUNDO AÑO PARA UN PROYECTO CON 3 USUARIOS Y 2 JUMBOS CUANDO EL USUARIO ES DUEÑO DE ÉSTE.....	77
TABLA 25: COSTOS DEL MWD PARA EL PROYECTO TDRB.....	79
TABLA 26: COSTOS DEL MWD PARA LOS 4 AÑOS DEL PROYECTO TDRB CONSIDERANDO 4 O 5 PERFORACIONES POR FRENTE.....	82

ÍNDICE DE FIGURA

FIGURA 1: VALORIZACIÓN DE LOS PARÁMETROS RMR. IMAGEN OBTENIDA DE MIRANDA (2003).....	6
FIGURA 2: EFECTO DEL RUMBO Y MANTEO DE LAS DISCONTINUIDADES EN UN TÚNEL. IMAGEN OBTENIDA DE MIRANDA (2003).....	7
FIGURA 3: ESTIMACIÓN DE LOS PARÁMETROS DE Q DE BARTON. IMAGEN OBTENIDA DE MIRANDA (2003).....	8
FIGURA 4: ESTIMACIÓN DE LAS CATEGORÍAS DE SOPORTE SEGÚN EL SISTEMA Q.....	9
FIGURA 5: CICLO PARA LA CONSTRUCCIÓN DE UN TÚNEL. IMAGEN OBTENIDA DE GUZMÁN (2009).....	11
FIGURA 6: ESQUEMA DE UN JUMBO, EN SU EXTREMO IZQUIERDO SE ENCUENTRA EL MARTILLO HIDRÁULICO. IMAGEN OBTENIDA DE ADUVIRE ET AL (1997).....	12
FIGURA 7: ACCIONES BÁSICAS EN LA PERFORACIÓN ROTOPERCUSIVA, IMAGEN OBTENIDA DE ADUVIRE ET AL (1997).	12
FIGURA 8: ESQUEMA DE UNA PERFORADORA DE ROTOPERCUSIÓN. IMAGEN OBTENIDA DE THURO (1997).	13
FIGURA 9: ESQUEMA DE SONDAJES EXPLORATORIOS POR DELANTE DE LA FRENTE DE UN TÚNEL. IMAGEN OBTENIDA DE STEFANUSSEN (2009).....	13
FIGURA 10: FOTOGRAFÍA DE LOS SENSORES QUE REGISTRAN LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN. (A): IMAGEN GENERAL DEL JUMBO Y LA UBICACIÓN DE LOS SENSORES. (B): IMAGEN AMPLIFICADA DE LOS SENSORES. IMAGEN OBTENIDA DE AMV (2012).	15
FIGURA 11: ESQUEMA DE LOS DISTINTOS TIPOS DE PERFORACIONES REALIZADOS EN LA FRENTE DE UN TÚNEL.	16
FIGURA 12: TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA CON RESPECTO AL LARGO DE LA PERFORACIÓN. IMAGEN OBTENIDA DE BEVER CONTROL (2011).	20
FIGURA 13: PRESIÓN DE TORQUE NORMALIZADA CON RESPECTO AL LARGO DE LA PERFORACIÓN. IMAGEN OBTENIDA DE BEVER CONTROL (2011).	20
FIGURA 14: RMS DE LA TASA DE PENETRACIÓN VS DISTANCIA DE PERFORACIÓN. IMAGEN OBTENIDA DE BEVER CONTROL (2011).....	22
FIGURA 15: RMS DE LA PRESIÓN DE TORQUE VS DISTANCIA DE PERFORACIÓN. IMAGEN OBTENIDA DE BEVER CONTROL (2011).....	23
FIGURA 16: MAPA EN 3D DE LA TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA DE LAS DISTINTAS PERFORACIONES DE UNA FRENTE. IZQUIERDA: VISTA FRONTAL. CENTRO: VISTA LATERAL. DERECHA: VISTA TRASERA.	23
FIGURA 17: MAPA EN 3D DE LA PRESIÓN DE TORQUE NORMALIZADA DE LAS DISTINTAS PERFORACIONES DE UNA FRENTE. IZQUIERDA: VISTA FRONTAL. CENTRO: VISTA LATERAL. DERECHA: VISTA TRASERA.	24

FIGURA 18: DIAGRAMA DE SUPERFICIE DE UN TÚNEL ENTREGADO POR EL MWD. IMAGEN OBTENIDA DE BEVER CONTROL (2011).....	25
FIGURA 19: DIAGRAMA DEL CONTORNO DE UN TÚNEL ENTREGADO POR EL MWD. IMAGEN OBTENIDA DE BEVER CONTROL (2011).....	25
FIGURA 20: MAPA DE UBICACIÓN DE LA CIUDAD DE TRONDHEIM, NORUEGA. IMAGEN OBTENIDA DE NORWAY- MAP.	26
FIGURA 21: MAPA DE LA DUREZA DE LA ROCA DE TODA LA SECCIÓN (Pk 1040-1000). LOS NÚMEROS INDICAN LAS PERFORACIONES QUE SERÁN ANALIZADAS.....	28
FIGURA 22: GRÁFICO DE LA TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA DE LA PERFORACIÓN 1.	29
FIGURA 23: GRÁFICO DE LA TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA DE LA PERFORACIÓN 2.....	29
FIGURA 24: GRÁFICO DE LA TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA DE LA PERFORACIÓN 3.....	30
FIGURA 25: GRÁFICO DE LA TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA DE LA PERFORACIÓN 4.....	30
FIGURA 26 : (A): MAPA GEOLÓGICO DEL TÚNEL STRINDHEIM ENTRE LOS Pk 1040-1000. (B): MAPA DE DUREZA REALIZADO POR LA TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA (%), LÍNEA PUNTEADA BLANCA INDICA INTERPRETACIÓN DE LOS DATOS.....	31
FIGURA 27: MAPA DE LA HOMOGENEIDAD/FRACTURAMIENTO DE LA ROCA DE TODA LA SECCIÓN (Pk 1040-1000) REALIZADO POR EL RMS DE LA TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA. LOS NÚMEROS INDICAN LAS PERFORACIONES QUE SERÁN ANALIZADAS.....	32
FIGURA 28: GRÁFICO DEL RMS DE LA TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA DE LA PERFORACIÓN 1.	33
FIGURA 29: GRÁFICO DEL RMS DE LA TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA DE LA PERFORACIÓN 2.	34
FIGURA 30: GRÁFICO DEL RMS DE LA TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA DE LA PERFORACIÓN 3.	34
FIGURA 31: (A): MAPA GEOLÓGICO DEL TÚNEL STRINDHEIM ENTRE LOS Pk 1040-1000. (B): MAPA DE HOMOGENEIDAD/FRACTURAMIENTO REALIZADO POR EL RMS DE LA TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA (%), LÍNEA PUNTEADA BLANCA Y AZUL INDICAN ZONAS DE INTERPRETACIÓN DE MENOR Y MAYOR HOMOGENEIDAD DE LA ROCA RESPECTIVAMENTE.	35
FIGURA 32: (A): MAPA DE DUREZA REALIZADO POR LA TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA (%). (B): MAPA DE LA HOMOGENEIDAD/FRACTURAMIENTO REALIZADO POR EL RMS DE LA TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA (%).	36
FIGURA 33: MAPA DE LA HOMOGENEIDAD/FRACTURAMIENTO DE LA ROCA DE TODA LA SECCIÓN (Pk 1040-1000) REALIZADO POR EL RMS DE LA PRESIÓN DE TORQUE NORMALIZADA. LOS NÚMEROS INDICAN LAS PERFORACIONES QUE SERÁN ANALIZADAS.....	37
FIGURA 34: GRÁFICO DEL RMS DE LA PRESIÓN DE TORQUE NORMALIZADA DE LA PERFORACIÓN 1.	37
FIGURA 35: GRÁFICO DEL RMS DE LA PRESIÓN DE TORQUE NORMALIZADA DE LA PERFORACIÓN 2.	38

FIGURA 36: GRÁFICO DEL RMS DE LA PRESIÓN DE TORQUE NORMALIZADA DE LA PERFORACIÓN 3.	38
FIGURA 37: (A): MAPA GEOLÓGICO DEL TÚNEL STRINDHEIM ENTRE LOS Pk 1040-1000. (B): MAPA DE HOMOGENEIDAD/FRACTURAMIENTO REALIZADO POR EL RMS DE LA PRESIÓN DE TORQUE NORMALIZADA (%), LÍNEA PUNTEADA BLANCA Y CELESTE INDICAN ZONA DE INTERPRETACIÓN DE MENOR Y MAYOR HOMOGENEIDAD DE LA ROCA.	39
FIGURA 38: (A): MAPA REALIZADO POR EL RMS DE LA TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA. (B): MAPA REALIZADO POR EL RMS DE LA PRESIÓN DE TORQUE NORMALIZADA.	40
FIGURA 39: MAPA DE LA HOMOGENEIDAD/FRACTURAMIENTO DE LA ROCA DE TODA LA SECCIÓN (Pk 1040-1000) REALIZADO POR LA PRESIÓN DE TORQUE NORMALIZADA. LOS NÚMEROS INDICAN LAS PERFORACIONES QUE SERÁN ANALIZADAS.	41
FIGURA 40: GRÁFICO DE LA PRESIÓN DE TORQUE NORMALIZADA DE LA PERFORACIÓN 1.	41
FIGURA 41: GRÁFICO DE LA PRESIÓN DE TORQUE NORMALIZADA DE LA PERFORACIÓN 2.	42
FIGURA 42: GRÁFICO DE LA PRESIÓN DE TORQUE NORMALIZADA DE LA PERFORACIÓN 3.	42
FIGURA 43: (A): MAPA GEOLÓGICO DEL TÚNEL STRINDHEIM ENTRE LOS Pk 1040-1000. (B): MAPA DE HOMOGENEIDAD/FRACTURAMIENTO REALIZADO POR LA PRESIÓN DE TORQUE NORMALIZADA (%), LÍNEA PUNTEADA BLANCA Y CELESTE INDICAN ZONAS CON MENOR Y MAYOR HOMOGENEIDAD DE LA ROCA RESPECTIVAMENTE.	43
FIGURA 44: GEOLOGÍA DE LA REGIÓN DE OSLO CON LA POSICIÓN DEL TÚNEL LOREN. IMAGEN OBTENIDA DE (GJERSTAD, 2010).	44
FIGURA 45: (A): MAPA GEOLÓGICO DEL TÚNEL LOREN ENTRE EL Pk 1350 Y Pk 1310. (B): MAPA DE DUREZA REALIZADO POR LA TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA (%) DEL TÚNEL LOREN, LÍNEAS PUNTEADAS BLANCAS Y AMARILLAS INDICAN ZONAS CON MENOR Y MAYOR DUREZA RESPECTIVAMENTE.	45
FIGURA 46: FIGURA (A): MAPA GEOLÓGICO DEL TÚNEL LOREN ENTRE LOS Pk 1350-1310. FIGURA (B): DIAGRAMA DE SUPERFICIE DE LA HOMOGENEIDAD/FRACTURAMIENTO REALIZADO POR EL RMS DE LA TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA (%), LÍNEAS PUNTEADAS BLANCAS INDICAN ZONAS CON MENOR HOMOGENEIDAD DE LA ROCA.	46
FIGURA 47: (A): DIAGRAMA DE SUPERFICIE DE LA DUREZA DE LA ROCA REALIZADO POR LA TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA. (B): DIAGRAMA DE SUPERFICIE DE LA HOMOGENEIDAD DE LA ROCA REALIZADO POR LA TASA DE PENETRACIÓN NORMALIZADA.....	47
FIGURA 48: MAPA DE UBICACIÓN Y VÍAS DE ACCESO AL TÚNEL. SE INDICA LAS RUTAS PRINCIPALES EN AMARILLO Y EL TRAZADO DEL TÚNEL EN ROJO. TRAZADO SOBRE IMAGEN GOOGLE EARTH, 2011.....	48
FIGURA 49: PLANO GENERAL DE UBICACIÓN DEL TÚNEL DE DESVÍO. EN ROJO SE MUESTRA EL TÚNEL DE DESVÍO PROYECTADO Y EL TRAZADO AMARILLO ILUSTRAS EL TÚNEL DE DESVÍO EXISTENTE. IMAGEN OBTENIDA DE CODELCO CHILE (2008).....	49
FIGURA 50: MAPA GEOLÓGICO DE LA ZONA DE ESTUDIO (CUADRADO NEGRO), EN AMARILLO SE MUESTRA LA TRAZA DEL TÚNEL IMAGEN OBTENIDA DE FOCK (2005). LEYENDA EN LA PÁGINA SIGUIENTE (FIGURA 51).	50

FIGURA 51: CONTINUACIÓN DE LA FIGURA 50. LEYENDA MAPA GEOLÓGICO DE LA ZONA DE ESTUDIO. IMAGEN OBTENIDA DE FOCK (2005).....	51
FIGURA 52: MAPA GEOLÓGICO DE LA ZONA, INDICANDO LA UBICACIÓN DE FALLAS Y SISTEMAS ESTRUCTURALES PRINCIPALES. ZF-RBLBSB: ZONA E FALLA RÍO BLANCO-LOS BRONCES-SIERRA BELLA. EN EL CUADRADO NEGRO SE MUESTRA EL ÁREA DE ESTUDIO JUNTO CON EL TRAZADO DEL TÚNEL EN AMARILLO. IMAGEN OBTENIDA DE PIQUER (2010).....	52
FIGURA 53: CONTINUACIÓN DE LA FIGURA 52. LEYENDA MAPA GEOLÓGICO DE LA ZONA DE ESTUDIO. IMAGEN OBTENIDA DE CANALES (2010).....	53
FIGURA 54: UBICACIÓN DEL SONDAJE DDH-4600. IMAGEN OBTENIDA DE (GALLARDO, 2010).	58
FIGURA 55: INTERPRETACIÓN DE FALLA OBTENIDA DEL SONDAJE DDH-4600 (GALLARDO, 2010).....	59
FIGURA 56: GRÁFICO DE COMPARACIÓN ENTRE LOS METROS DE AVANCES DIARIOS REALES VS PROGRAMADOS.	62
FIGURA 57: FOTOGRAFÍA DE DESPRENDIMIENTO DE BLOQUES EN EL TECHO (Pk 5354).....	92
FIGURA 58: FOTOGRAFÍA DE FALLA DE DIP/DIPDIR: 75/50 Y RELLENO DE ARCILLA Y SALVANDA EN LA FRENTE DEL Pk 5352.	93
FIGURA 59: FOTOGRAFÍA DE FALLA DE DIP/DIPDIR: 70/45 EN CAJA DERECHA EN EL Pk 5343.....	93
FIGURA 60: FOTOGRAFÍA DE FALLA DE DIP/DIPDIR: 55/141 EN LA FRENTE DEL Pk 5297.	94
FIGURA 61: SOBRE EXCAVACIÓN DE LA SECCIÓN RESULTANTE EN EL Pk 5240.....	95
FIGURA 62: SOBRE EXCAVACIÓN DE LA SECCIÓN 5235.	96
FIGURA 63: SOBRE EXCAVACIÓN DE LA SECCIÓN 5230.....	96
FIGURA 64: FOTOGRAFÍA DE PARED SW FRACTURADA DEL Pk 5189.	97
FIGURA 65: SOBRE EXCAVACIÓN DE LA SECCIÓN 5167.....	98
FIGURA 66: SOBRE EXCAVACIÓN DE LA SECCIÓN 5150.....	98
FIGURA 67: SOBRE EXCAVACIÓN DE LA SECCIÓN 5139.....	99

1 INTRODUCCIÓN

1.1 Generalidades

El importante crecimiento demográfico y el desarrollo de la actividad económica en el mundo, han determinado el uso de espacios subterráneos para infraestructura pública, energía y minería. En el último tiempo, con el fin de aumentar la eficiencia en el desarrollo y estabilidad de los proyectos, se ha invertido en tecnología, la cual se ha vuelto una herramienta indispensable tanto para la Geología como para la Ingeniería, en especial aquella implementada en la construcción de túneles y excavaciones subterráneas.

El territorio chileno está compuesto, aproximadamente, por un 70% de montañas y cerros. Las principales actividades económicas se desarrollan mayoritariamente en el territorio que se extiende a lo largo de la Cordillera de los Andes y la Cordillera de la Costa. Cuenta con una vasta red vial de túneles, según la Dirección de Vialidad del Ministerio de Obras Públicas dentro de la red Vial Básica Nacional, existen en operación 23 túneles, con una longitud total de 22.091 m. Por otra parte, el fuerte desarrollo minero del país, ha exigido una cantidad considerable de túneles.

En la construcción de un túnel, comenzar con una investigación de las condiciones del terreno es esencial para aproximarse a las condiciones geológicas del macizo rocoso, cuyo resultado ayudará a estimar los métodos de excavación, tipo de soporte que se necesita, un programa de tiempo y costos aproximados de la excavación. Lo anterior permite reducir los riesgos de encontrar condiciones desconocidas, ya que los métodos de excavación de un túnel dependen fundamentalmente del tipo de terreno a perforar. Uno de los requerimientos más importantes para realizar una adecuada investigación es la caracterización de la geometría estructural del macizo rocoso (Shunnesson, 1996), es decir, conocer la cantidad de discontinuidades, fallas, fracturas y orientación de ellas.

Poder predecir el comportamiento de un macizo rocoso y adelantarse a los eventuales problemas que surgen durante la construcción de un túnel son algunos de los propósitos de las investigaciones geológicas relacionadas con excavaciones subterráneas (Norwegian Tunnelling Society, 2010). Una solución ideal para este problema es la implementación de un sistema que pueda monitorear y registrar el rendimiento de la perforación e interpretar los parámetros de perforación en cualquier tipo de perforación (perforación por sondajes, tiros, fortificación, etc) durante la construcción del túnel, tales como la tasa de perforación, presión de torque, presión de percusión y presión de agua, entre otros. Para determinar las propiedades de la roca y las estructuras geológicas oportunamente.

Uno de los sistemas diseñados con tal propósito se llama “Measurement While Drilling (MWD)” y en la actualidad existen pocos países que usan este tipo de tecnología, debido al costo de inversión que implica incorporar este tipo de método en los equipos de perforación, ya que se requiere de equipos nuevos cuyo valor supera los 600 millones de pesos (año de referencia, 2011). Uno de los países que se ha dedicado a mejorar las técnicas de mediciones durante la perforación en excavaciones subterráneas es Noruega, que ha incorporado dentro de los diseños de perforación el MWD. En países desarrollados, tales como Suiza, Suecia, Francia entre otros (<http://www.slb.com>) se ha utilizado durante años esta metodología, mientras que en Sudamérica recién se está importando para aumentar la eficiencia en las excavaciones. Cabe destacar que el

monitoreo de los parámetros de perforación es una técnica que se utiliza dentro de la geotecnia, perforaciones geológicas, petroleras y mineras, hace varias décadas. Su uso comercial en túneles no es muy extenso debido a que está poco estudiado (Shunnesson, 1997).

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo principal

Evaluar las ventajas de usar la tecnología Measurement While Drilling (MWD) en la construcción de túneles con respecto a la metodología tradicional.

1.2.2 Objetivos específicos

- Definir la calidad y cantidad de información que se habría logrado a partir del uso del sistema MWD en caso particular de estudio.
- Cuantificar y estimar cualitativamente la ventaja de disponer de la información anticipada entregada por el sistema MWD para la excavación.

1.3 Metodología de trabajo

El trabajo consiste fundamentalmente en actividades de gabinete, con un periodo de recopilación inicial de información.

A continuación se indican las actividades desarrolladas:

- Revisión del material bibliográfico, recopilación de información sobre el ciclo de trabajo en la construcción de túneles mediante perforación y tronadura.
- Revisión y familiarización con el sistema MWD.
- Determinar la falta de información que se tiene al no mantener un registro constante de los parámetros de perforación para realizar una evaluación cualitativa y cuantitativa de los beneficios/costos que conlleva la implementación del sistema MWD, identificando la eficiencia de la excavación que se podría haber logrado.
- Identificar los beneficios que el sistema MWD puede entregar al trabajo de los geólogos durante la construcción de túneles.

2 TÚNELES

Túnel se define como un paso subterráneo abierto artificialmente para establecer una comunicación (Real Academia Española); es decir, es una obra subterránea de carácter lineal que tiene como finalidad comunicar dos puntos. Los túneles pueden ser construidos en posición horizontal o inclinada, también pueden tener entrada y salida a la superficie o terminar en otras obras subterráneas por uno o ambos extremos. Por otro lado están los túneles denominados socavones que sólo tiene una salida a superficie y el otro extremo es ciego.

Los túneles se caracterizan principalmente por su ubicación (a través de una montaña, submarino o urbano), terreno en donde se construyen (suelo o roca), geometría y dimensiones (ancho, largo, alto, pendiente que posee, etc.), sección de excavación (circular, rectangular, en herradura, etc.), método de construcción (dependerá principalmente de las condiciones del terreno) y equipamiento (constituido por calzadas o vías de ferrocarril, iluminación, ventilación, etc.), (Abdul, 2009).

La construcción de túneles, como actividad de ingeniería, se divide en dos ramas principalmente: túneles en roca dura y túneles en terrenos blandos (Aduvire et al, 1997).

El objetivo principal de la excavación de túneles en roca dura es atravesar el macizo rocoso mediante la fractura, excavación y extracción de la roca (Aduvire et al, 1997). Para tal objetivo existen distintos métodos de construcción que han ido evolucionando con el tiempo.

Elegir adecuadamente el método de construcción requiere, en primera instancia, de la realización de estudios geológicos-geotécnicos de la zona de interés para conocer con más detalles el terreno a excavar.

2.1 Investigación preliminar a la construcción de un túnel

Para la realización de un proyecto de obra subterránea se debe comenzar con estudios preliminares de la zona donde se quiere construir, en el cual se deberían realizar una serie de estudios geológicos y geotécnicos en la etapa de Ingeniería Básica.

Todas las construcciones subterráneas necesitan de una detallada y extensa investigación antes de su construcción para elegir apropiadamente su trazado, diseño y método de construcción. Estas investigaciones consisten en el estudio geológico del terreno, de sondajes y de túneles de reconocimiento, condiciones de agua subterráneas, etc. Con esta información recolectada, en la etapa de Ingeniería Básica, se emiten planos y documentos que servirán posteriormente al desarrollo de la etapa de Ingeniería de Detalle. Esta última etapa considera una fase inicial de terreno consistente en un levantamiento topográfico de sectores específicos; una validación de la información geológica existente; el mapeo geológico superficial a lo largo del trazado del túnel y la ejecución de nuevas prospecciones geológicas, según lo requerido (Codelfo, 2008). No obstante, no hay que olvidar que las investigaciones continuarán realizándose también durante la construcción.

Posteriormente se realizan estudios geológicos-geotécnicos del sector, donde la información se adquiere de los mapas e informes publicados de toda la zona de estudio y de sectores aledaños. De esta manera se obtiene una información aproximada de depósitos y tipos de roca que se podrán encontrar en la excavación, así como fallas y otros accidentes geológicos que habrá que investigar a fondo.

Otra fuente de información geológica son los registros de perforaciones previas, como pozos, túneles anteriores, canteras y minas, e incluso la inspección de acantilados, lechos de ríos y cualquier otro tipo de excavación.

Todos estos datos son de carácter general y pueden ser insuficientes en determinadas zonas, por lo que se deben complementar con sondajes y galerías de reconocimiento.

Para obtener información más detallada de la geología y del comportamiento geotécnico del sector se deberían realizar sondajes exploratorios ya sea durante la construcción de un túnel o previamente, que permiten reconocer la naturaleza del macizo rocoso, predecir su comportamiento geotécnico, además realizar ensayos in situ para obtener información más precisa de las condiciones reales del terreno.

La cantidad de sondajes exploratorios que se realizan para obtener una información más detallada y precisa sobre las condiciones de la roca, varía para cada proyecto dependiendo principalmente del presupuesto de éste. Los sondajes proporcionan la mayor parte de la información para la evaluación de un proyecto y en última instancia, determinará si el proyecto es factible.

Los sondajes se realizan principalmente en la etapa de exploración y consisten en una perforación vertical cuyo objetivo es obtener muestras de rocas y de ellas extraer información geológica y geotécnica. El tipo de sondaje que se realizan en esta etapa son los sondajes por rotación que son los empleados en roca. Estos sondajes obtienen muestras de roca inalteradas, mediante rotación, empuje vertical y lavado. El muestreador emplea en la punta, un material más duro del que se desea penetrar utilizando, generalmente, una corana de diamantina. La calidad de la roca se puede medir relacionando el número de trozos mayores de 10 cm, con el largo total, obteniendo el Índice de Recuperación o RQD. Otro sistema de perforación es la perforación de aire reverso o circulación inversa.

Perforación diamantina

La perforación diamantina utiliza un cabezal o broca diamantada, que rota en el extremo superior de las barras de perforación. La abertura en el extremo de la broca diamantada permite cortar un testigo sólido de roca que se desplaza hacia arriba en la tubería de perforación y se recupera en superficie. La mayoría de las barras de perforación tienen aproximadamente 3 m de largo, después se atornilla una nueva sección de barra en el extremo superior y así sucesivamente. El cabezal diamantado gira lentamente con suave presión mientras se lubrica con agua para evitar el sobrecalentamiento. La profundidad de perforación se calcula según el número de barras de perforación que se han colocado.

La persona encargada de la perforación debe escuchar la máquina de sondaje con mucho cuidado para evaluar la condición de la perforación en profundidad. Ajustará la velocidad de rotación, la presión y la circulación de agua para diferentes tipos de roca y las condiciones de perforación con el fin de evitar problemas, tales como el atascamiento o recalentamiento del cabezal diamantado. Las rocas muy fracturadas, además del riesgo que las barras se atasquen, pueden dejar escapar el agua, con el consiguiente recalentamiento de la broca. El problema se reduce al mínimo mediante la inyección de "lodo de perforación" (o aserrín u otros materiales) en la perforación para "tapar" las fracturas y evitar la fuga de los fluidos.

Para obtener un testigo de sondaje se requiere gastar mucho tiempo, esfuerzo y dinero, por lo que su estudio y registro debe hacerse con mucho cuidado.

Perforación de aire reverso

La perforación con aire reverso es diferente de la de diamantina, tanto en términos de equipo y toma de muestras. La principal diferencia es que la perforación de aire reverso crea pequeñas astillas de roca en lugar de un testigo sólido. Otras diferencias importantes son en la tasa de penetración y el costo por metro perforado. El aire reverso es mucho más rápido que la perforación diamantina, y también mucho menos costosa.

La perforación con aire reverso requiere de un equipo mucho más grande, además de un compresor de aire de alta capacidad, usualmente montado en un camión. El aire comprimido es inyectado hacia una cámara exterior de un tubo o barra de perforación de doble pared. El aire comprimido regresa por el interior del conducto central de las barras de doble pared y arrastra hasta la superficie los fragmentos de roca (“cuttings”) donde se recuperan. Las astillas o fragmentos de rocas viajan a una velocidad muy alta que es preciso disminuirla utilizando un ciclón. La tubería de retorno dirige el flujo de fragmentos de roca a deslizarse por la pared interior de la cámara del ciclón y luego hacia abajo en espiral hasta la parte inferior del ciclón, perdiendo velocidad en el proceso. La roca molida (cuttings) se recoge continuamente a medida que avanza la perforación y constituyen la muestra del subsuelo. Las barras de perforación para aire reverso son por lo general de 6 m de largo aproximadamente. Cada barra es muy pesada y requiere el uso de una grúa o “winche” para levantarla y colocarla sobre el agujero de perforación.

Una vez realizados los sondajes exploratorios, que por su elevado costo deben ser precisos, y luego del estudio geológico-geotécnico del sector se prosigue con la clasificación del macizo rocoso, elección del método de construcción y posteriormente con su excavación.

2.2 Clasificación del macizo rocoso

La clasificación del macizo rocoso se realiza en varias etapas de la construcción de un túnel. En primer lugar se clasifica con la información obtenida de los estudios geológicos-geotécnicos preliminares, con la información recopilada de los sondajes en la etapa de exploración, etc. para tener una aproximación de la calidad de la roca que se excavará. Luego, si es necesario, se vuelve a clasificar durante la excavación del túnel con la información que se obtiene a través de los sondajes realizados durante su construcción.

El objetivo de la clasificación es principalmente la caracterización de la calidad del macizo rocoso y el diseño del soporte de la roca.

Los sistemas de clasificación más usados en la construcción de túneles son el sistema RMR y el método Q de Barton.

Sistema RMR (Rock Mass Rating)

Este método fue desarrollado por Bieniawski (1972) y permite, de forma sencilla, estimar la calidad del macizo rocoso, mediante la cuantificación de cinco parámetros de fácil medición, los cuales se establecen en terreno de manera rápida y con costos económicos mínimos. El método RMR incluye los siguientes parámetros: resistencia de la roca intacta (UCS), RQD (Rock Quality Designation), espaciamiento de discontinuidades, condición de las discontinuidades, condición

del agua subterránea (Figura 1). Además se le agrega una corrección para túneles que toma en cuenta la orientación de las discontinuidades (Miranda, 2003; Figura 2).

Con el valor del RMR es posible establecer algunas propiedades geotécnicas preliminares del macizo, así como el tiempo de auto-sostenimiento.

PARAMETRO		ESCALA DE VALORES						
Resistencia de la roca inalterada	Resistencia a compresión diametral (kg/cm ²)	Mayor a 80	40 a 80	20 a 40	10 a 20			
	Resistencia a compresión uniaxial (kg/cm ²)	Mayor a 2000	1000 a 2000	500 a 1000	250 a 5000	100 a 250	30 a 100	10 a 30
	Valoración	15	12	7	4	2	1	0
R.Q.D.	Recuperación (%)	90 a 100	75 a 90	50 a 75	25 a 50	Menor a 25		
	Valoración	20	17	13	8	3		
Espaciamiento entre las juntas	(m)	Mayor a 3	1 a 3	0.3 a 1	0.05 a 0.3	Menor a 0.05		
	Valoración	30	25	20	10	5		
Estado de las fracturas		Superficies muy rugosas, sin continuidad sin separación, roca adyacente sana	Superficies algo rugosas separación menor a 1mm, roca adyacente ligeramente meteorizada	Superficies algo rugosas separación menor a 1mm, roca muy meteorizada	Superficies pulidas, relleno menor a 5 mm, fisuras abiertas de 1 a 5 mm, fracturas continuas	Relleno blando con espesor mayor a 5 mm, fisuras abiertas mayores a 5 mm, fisuras continuas		
	Valoración	25	20	12	6	0		
Agua subterráneas	Flujo en 10 m de túnel (lit/min)	Nada	Menor a 10	10 a 25	25 a 125	Mayor a 125		
	Relación entre la presión de agua en la fractura y la tensión principal mayor	0	0 a 0.1	0.1 a 0.2	0.2 a 0.5	Mayor a 0.5		
	Descripción	Totalmente seca	Húmeda	Mojada	Goteos	Flujo		
	Valoración	10	10	7	4	0		

Valoración RMR		100 a 81	80 a 61	60 a 41	40 a 21	Menor a 20
Clasificación Nº		I	II	III	IV	V
Descripción		Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala
Tiempo medio de sostén		10 años para claro de 5m.	6 meses para claro de 4m.	1 semana para claro de 3m.	5 horas para claro de 15 m.	10 minutos para claro de 0.5 m
Parámetros geomecánicos	Cohesión	30 ton/m ²	20 a 30 ton/m ²	15 a 20 ton/m ²	10 a 15 ton/m ²	Menor a 10 ton/m ²
Recomendados	Ang. Fricción	Mayor a 45°	40° a 45°	35° a 40°	30° a 35°	Menor a 30°

Figura 1: Valorización de los parámetros RMR. Imagen obtenida de Miranda (2003).

Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel		Echado de 0-20° Independiente del rumbo
Penetración en el sentido del rumbo		Penetración contra el rumbo		Echado 45°-90°	Echado 20°-45°	
Echado 45°-90°	Echado 20°-45°	Echado 45°-90°	Echado 20°-45°	Echado 45°-90°	Echado 20°-45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable

Figura 2: Efecto del rumbo y manto de las discontinuidades en un túnel. Imagen obtenida de Miranda (2003).

Sistema Q

Fue propuesto por Barton (1974), con el propósito de establecer un índice para determinar la calidad del macizo rocoso en túneles. El sistema Q incluye seis parámetros tales como el índice de calidad de la roca (RQD), número de sistemas de discontinuidades (J_n), rugosidad de las discontinuidades (J_r), alteración de las discontinuidades (J_a), factor de reducción por agua en las discontinuidades (J_w) y el factor de reducción por esfuerzo (SRF), (Figura 3). El valor numérico de Q se obtiene a partir de la siguiente ecuación:

$$Q = (RQD/J_n) * (J_r/J_a) * (J_w/SRF)$$

Donde el primer cociente se refiere al tamaño de los bloques que se forman, el segundo es un indicador de la resistencia entre los bloques y el tercer cociente, denominado esfuerzo efectivo, considera el efecto de las presiones de agua, grados de confinamiento o relajación.

Relacionando el valor de Q a la estabilidad y a los requerimientos de sostenimiento de excavaciones subterráneas, se definió un parámetro adicional denominado Dimensión Equivalente (D_e) de la excavación. Este valor se obtiene de la siguiente forma:

$$D_e = \frac{\text{ancho, diámetro o altura de la excavación (m)}}{\text{Relación de Sostenimiento de la Excavación (ESR)}}$$

El valor ESR está relacionado al uso que se le dará a la excavación y al grado de seguridad que esta demande al sistema de sostenimiento instalado para mantener la estabilidad de la excavación (Tabla 1).

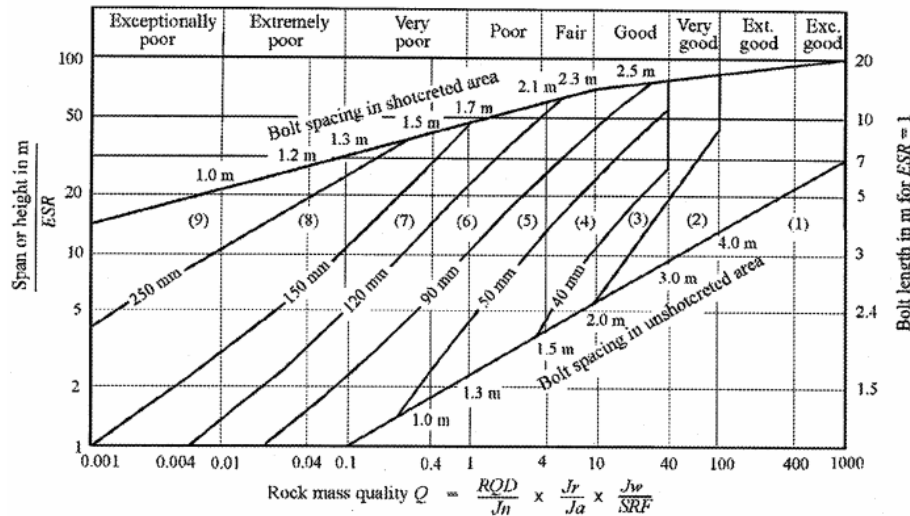
De esta forma con el valor de Q se determina la calidad del macizo rocoso y el sostenimiento que se requiere (Figura 4).

J_n número de familias	valor
Roca masiva	0.5 – 1
Una familia de juntas	2
Id. con otras juntas ocasionales	3
Dos familias de juntas	4
Id. con otras juntas ocasionales	6
Tres familias de juntas	9
Id. con otras juntas ocasionales	12
Cuatro o más familias, roca muy fracturada	15
Roca triturada	20
J_r coeficiente de rugosidad de la junta	valor
Juntas rellenas	1
Juntas limpias	
Discontinuas	4
Onduladas, rugosas	3
Onduladas, lisas	2
Planas, rugosas	1.5
Planas, lisas	1
Lisos o espejos de falla	
Ondulados	1.5
Planos	0.5
J_s coeficiente de alteración de la junta	valor
Juntas de paredes sanas	0.75 – 1
Ligera alteración	2
Alteraciones arcillosas	4
Con detritus arenosos	4
Con detritus arcillosos pre-consolidados	6
Id. Poco consolidados	8
Id. Expanivos	8 – 12
Milonitos de roca y arcilla	6 – 12
Milonitos de arcilla limosa	5
Milonitos arcillosos-gruesos	10 - 20
J_w coeficiente reductor por la presencia de agua	valor
Excavaciones secas o con <5 l/min localmente	1
Afluencia media con lavado de algunas juntas	0.66
Afluencia importante por juntas limpias	0.5
Id. Con lavado de juntas	0.33
Afluencia excepcional inicial, decreciente con el tiempo	0.2 – 0.1
Id. mantenida	0.1 – 0.05
SRF	Valor
Zonas débiles:	
Multitud de zonas débiles o milonitos	10
Zonas débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta (cobertura \square 50 m)	5
Id. con cobertura > 50 m	2.5
Abundantes zonas débiles en roca competente	7.5
Zonas débiles aisladas en roca competente (cobertura \square 50 m)	5
Id. con cobertura > 50 m	2.5
Roca competente	
Pequeña cobertura	2.5
Cobertura media	1
Gran cobertura	0.5 – 2
Terreno fluyente	
Con bajas presiones	5 – 10
Con altas presiones	10 – 20
Terreno expansivo	
Con presión de hinchamiento moderada	5 – 10
Con presión de hinchamiento alta	10 - 15

Figura 3: Estimación de los parámetros de Q de Barton. Imagen obtenida de Miranda (2003).

Tabla 1: Valores de ESR

Categoría de la excavación		ESR
A	Excavaciones mineras temporales	2-5
B	Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas (excluyendo conductos forzados de alta presión), túneles pilotos, galería y socavones para grandes excavaciones.	1,6-2
C	Caverna de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarriles menores, cámaras de equilibrio y túneles de acceso.	1,2-1,3
D	Centrales eléctricas subterráneas, túneles carreteros y ferrocarriles mayores, refugio subterráneo para defenza civil, intersecciones de portales.	0,9-1,1
E	Estaciones subterráneas de energía nuclear, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fábricas, túneles para tuberías principales de gas.	0,5-0,8



REINFORCEMENT CATEGORIES

- | | |
|---|---|
| <ul style="list-style-type: none"> 1) Unsupported 2) Spot bolting 3) Systematic bolting 4) Systematic bolting with 40-100 mm unreinforced shotcrete | <ul style="list-style-type: none"> 5) Fibre reinforced shotcrete, 50 - 90 mm, and bolting 6) Fibre reinforced shotcrete, 90 - 120 mm, and bolting 7) Fibre reinforced shotcrete, 120 - 150 mm, and bolting 8) Fibre reinforced shotcrete, > 150 mm, with reinforced ribs of shotcrete and bolting 9) Cast concrete lining |
|---|---|

Figura 4: Estimación de las categorías de soporte según el sistema Q.

La fortificación del túnel se coloca de acuerdo al diseño realizado con los estudios geológicos-geotécnicos y la clasificación del macizo rocoso y se va modificando según sea necesario.

2.3 Método de construcción

El método de construcción de un túnel depende principalmente de la naturaleza del terreno (Abdul, 2009), es decir, si es en roca o suelo. Los túneles construidos en suelo son normalmente urbanos y los construidos en roca son a través de montañas.

Los túneles construidos en roca son excavados, en su mayoría, por dos procedimientos:

1. Con explosivos (Perforación y Tronadura o P&T)
2. Y de forma mecánica (Tuneladora o TBM, Heard Roder o Rozadoreas entre otras)

2.3.1 Método de construcción mediante Perforación y Tronadura (P&T)

La excavación de túneles mediante explosivos es una técnica que se ha desarrollado durante los últimos 300 años y que ha permitido la construcción de túneles en formaciones rocosas de mayor dureza (Aduvire et al, 1997). La técnica más tradicional de construcción con explosivos y la más utilizada hoy en día es mediante el método de Perforación y Tronadura (P&T) debido a las ventajas que presenta frente a la excavación mecánica por su versatilidad en cuanto al tipo de roca y secciones de la obra, adaptabilidad a otros trabajos, movilidad de los equipos y reducida inversión inicial (Aduvire et al, 1997).

El ciclo básico de la excavación mediante P&T es el siguiente (Figura 5; Guzmán, 2009):

- Perforación
- Carga de explosivos
- Tronadura
- Ventilación
- Acuñadura (acción de desprendimiento de bloques sueltos en techos y paredes)
- Extracción de marina (extracción de los escombros)
- Fortificación
- Revestimiento

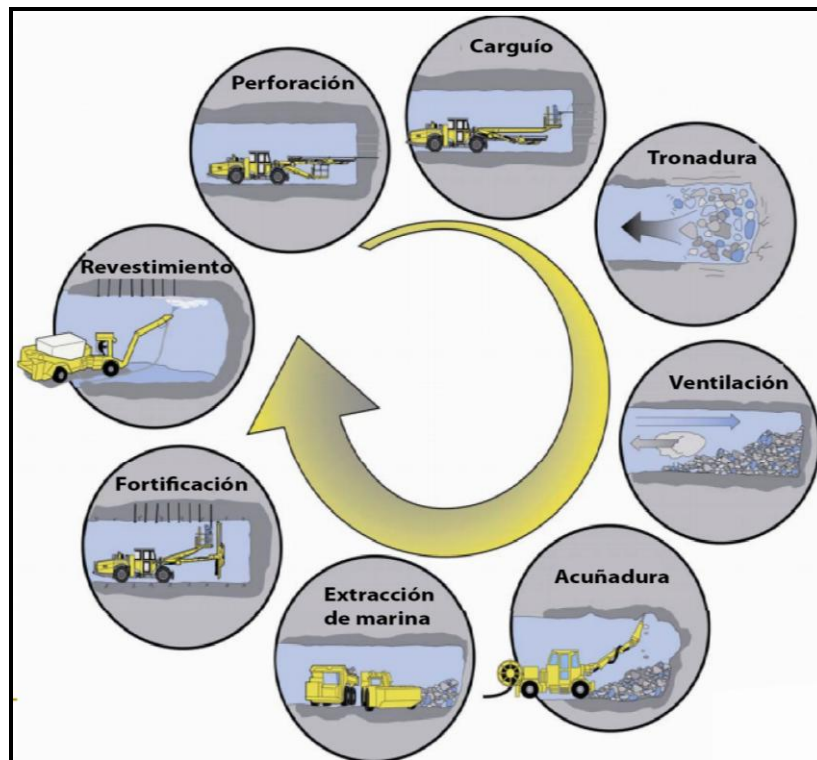


Figura 5: Ciclo para la construcción de un túnel. Imagen obtenida de Guzmán (2009).

Para el caso de terrenos con una intensa inestabilidad, es posible adelantar la etapa de fortificación de la bóveda (sección del túnel) antes de iniciar el retiro de marina, y completar posteriormente la fortificación en las paredes, luego de culminar con el retiro de la marina.

El ciclo de excavación mediante P&T se inicia con la perforación de la frente, la cual se efectúa con una máquina denominada Jumbo, que mediante barras realiza orificios en la roca para alojar los explosivos. Una vez que los explosivos detonan (tronadura), rompen la roca abriendo un espacio para la construcción del túnel. La cantidad de explosivos colocados tiene que ser precisa para lograr que la excavación resultante tenga la sección adecuada sin dañar el contorno de la misma. Posterior a la tronadura se remueven los bloques sueltos tanto en el techo como paredes (acuñadura) para evitar desprendimientos. Los escombros que deja la detonación de los explosivos o tronadura se le denomina marina y es removida mediante camiones especializados para tal trabajo cuyo objetivo es sacar la marina hacia el exterior del túnel (extracción de marina). Cuando se tiene la sección despejada se prosigue a fortificar el sector dependiendo de la calidad de la roca (fortificación) y si es necesario se coloca shotcrete en la sección para asegurar su fortificación (revestimiento). Una vez acabado con este ciclo se sigue con otro de igual manera hasta finalizar con su construcción.

La fortificación del túnel se realiza principalmente en dos etapas: en primera instancia se coloca una fortificación temporal, que es la fortificación mínima para avanzar en la frente y posteriormente se instala la fortificación definitiva que no debe ser más de 25 m atrás de la frente en roca buena a regular calidad y en roca mala a muy mala esta debe colocarse simultáneamente con la fortificación temporal. Los elementos de fortificación consisten en pernos, malla, shotcrete con fibra, marcos, parrillas que se utilizan según sea la calidad de la roca tanto para fortificación temporal como definitiva.

2.3.2 Equipo de perforación

La perforación de los agujeros se realiza mediante un martillo hidráulico colocado sobre el Jumbo (Figura 6). El Jumbo posee una carrocería móvil que tiene dos o más brazos articulados. Cada brazo posee un martillo de perforación o perforadora. El martillo funciona a rotopercusión, es decir, la barrena (barra perforadora) gira continuamente ejerciendo simultáneamente impactos sobre la roca. La perforación a rotopercusión se basa en la combinación de las siguientes acciones (Aduvire et al, 1997; Figura 7):

- **Percusión:** Los impactos producidos por el golpeo del pistón originan ondas de choque que se transmiten a la broca a través de varillajes o barras o directamente sobre ella dependiendo del tipo de martillo.
- **Rotación:** Con este movimiento se hace girar la broca para que los impactos sobre la roca se produzcan en distintas posiciones.
- **Empuje:** Para mantener en contacto la broca con la roca se ejerce un empuje sobre la perforadora.
- **Barrido:** El fluido de barro permite extraer el detrito del fondo de la perforación y enfriar la herramienta de perforación.

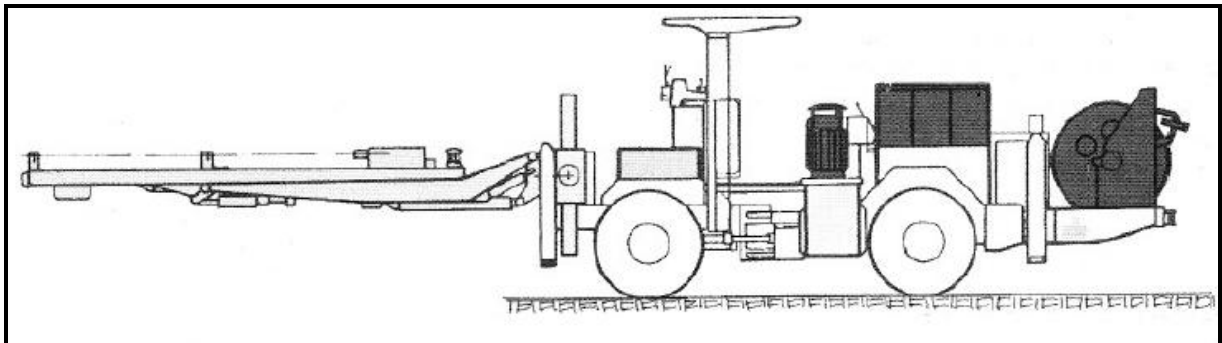


Figura 6: Esquema de un Jumbo, en su extremo izquierdo se encuentra el martillo hidráulico. Imagen obtenida de Aduvire et al (1997).

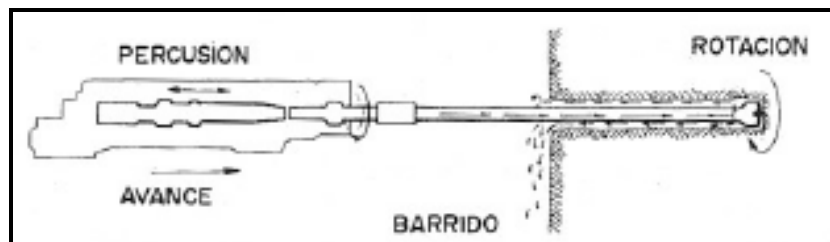


Figura 7: Acciones básicas en la perforación rotopercusiva, imagen obtenida de Aduvire et al (1997).

El martillo consta de cuatro partes elementales. Un martillo perforador o perforadora; un culatín (shank adapter): dispositivo que conecta la barra perforadora con el martillo perforador; una barra

perforadora (drifter rod); un alimentador (drifter feed) y una broca o también llamado bit (Thuro, 1997; Figura 8).

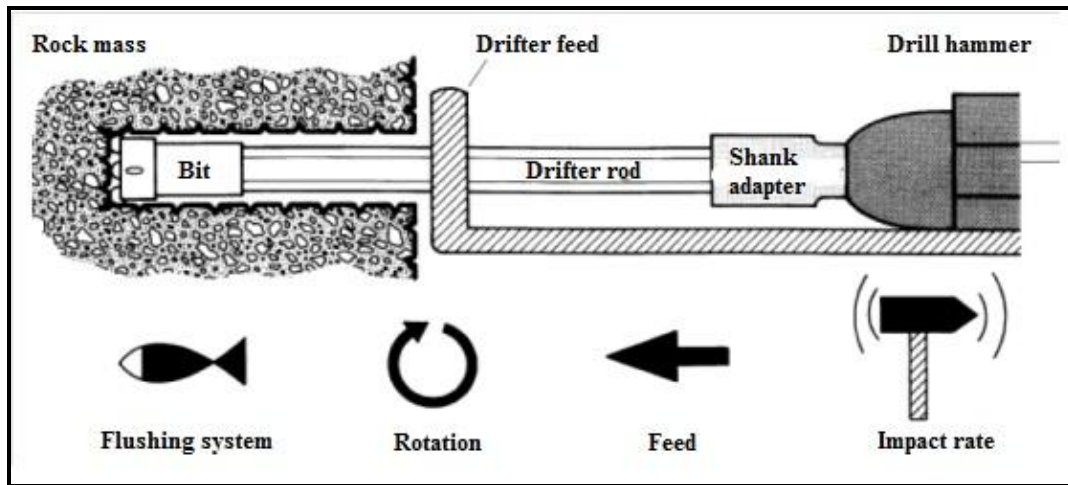


Figura 8: Esquema de una perforadora de rotopercusión. Imagen obtenida de Thuro (1997).

Durante la excavación no se suelen realizar sondajes, solamente se realizan cuando existan condiciones desfavorables, por ejemplo afloramiento de agua, roca muy fracturada, presencia de fallas, etc. Dependiendo de estos factores es la cantidad y tipo de sondaje a realizarse. Además de los sondajes con diamantina y de aire reverso, explicados anteriormente, que se puedan realizar de igual forma por delante de la frente, están las perforaciones realizadas directamente con el taladro de perforación. Mediante este tipo de perforación, que se realizan desde la frente hacia la dirección del túnel, se obtiene de forma manual la tasa de penetración, flujo de agua, velocidad y presión de rotación, etc., del cual se va estimando la calidad de la roca y su espesor aproximado. El objetivo de los sondajes hacia delante de la frente es detectar presencia de agua delante de ella, obtener información sobre el caudal y la presión hidráulica del agua y detectar fallas geológicas o situaciones complicadas (Stefanussen, 2009; Figura 9).

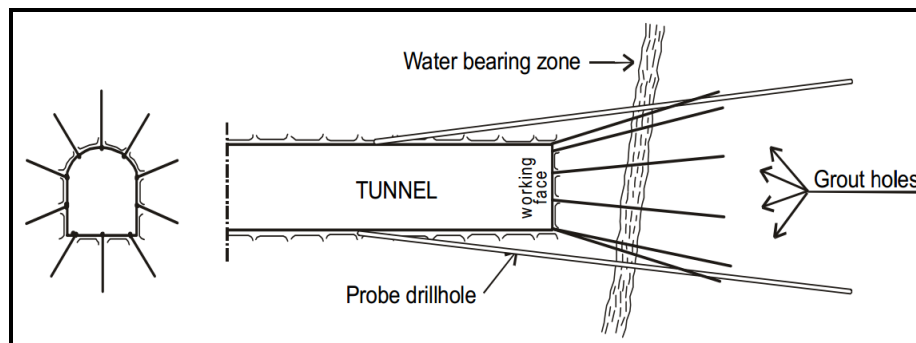


Figura 9: Esquema de sondajes exploratorios por delante de la frente de un túnel. Imagen obtenida de Stefanussen (2009).

Con la información de estos nuevos sondajes, más la información que ya se manejaba se vuelve a clasificar el macizo rocoso si hubo variaciones significativas.

3 MEASUREMENT WHILE DRILLING

3.1 Generalidades

Durante las últimas décadas, los métodos relacionados con la construcción de túneles han sido constantemente estudiados, buscando nuevas técnicas que ayuden a una construcción más segura y eficaz. A pesar de los esfuerzos de llevar a cabo una construcción más controlada, el monitoreo de los parámetros de perforación durante la construcción de un túnel no se ha convertido en un estándar en la industria (Gjerstad, 2010).

El monitoreo de los parámetros de perforación se realiza a través del sistema Measurement While Drilling (MWD) mediante el programa Bever Team 3 de Bever Control, y consiste en el registro automatizado de éstos parámetros que proporcionan información objetiva y consistente de las condiciones del macizo rocoso. Esta información ayudará a prever el comportamiento geotécnico de la roca y permitirá ajustar la excavación y sostenimiento a las condiciones reales del macizo rocoso. Es por esto que el uso de la respuesta de los parámetros de perforación en excavaciones subterráneas se ha convertido en una herramienta útil en la evaluación de las características estructurales del macizo rocoso (Gjerstad, 2010).

Con el fin de estandarizar el método en relación a la fiabilidad de éste y a la sensibilidad que presenta se ha evaluado el proceso de normalización de los parámetros. Los resultados muestran que los parámetros de perforación normalizados tales como la tasa de penetración y la presión de torque responden a cambios en las condiciones de la roca. También se ha encontrado una relación entre la dependencia de la tasa de penetración y la resistencia a la compresión uniaxial (Gjerstad, 2010).

El objetivo de esta sección es verificar la metodología utilizada principalmente en la construcción del Túnel Strindheim (Trondheim, Noruega) y en el Túnel Loren (Oslo, Noruega), en los cuales se utilizó el sistema MWD para caracterizar el macizo rocoso e identificar las potenciales zonas de debilidad.

3.1.1 Monitoreo de perforación

El proceso de monitoreo de perforación ha estado disponible durante las últimas décadas como una herramienta diseñada para evaluar la información sobre las características geológicas por delante de la frente de los túneles (Shunnesson, 1998).

Es sabido que diferentes tipos de roca responden de manera distinta a la perforación. El monitoreo durante la perforación se basa en entender la respuesta de los parámetros de perforación mostrados durante la excavación y en la concepción de la relación entre estos parámetros y las características de la roca. La esencia del monitoreo es explorar las características de la roca in situ de un macizo rocoso y extraer información útil de manera automática de los datos de perforación (Gjerstad, 2010).

Las características geológicas como la dureza de la roca y las fracturas influyen en los parámetros de perforación. Sin embargo, los parámetros más importantes para caracterizar el macizo (tasa de penetración y presión de torque) también responden a variaciones externas como el largo de la perforación. Por lo tanto, para realizar una interpretación adecuada de los datos obtenidos es necesario normalizar estos parámetros.

El monitoreo de estos parámetros se realiza durante la perforación a través de sensores instalados cerca de las válvulas que controlan las presiones hidráulicas que se emiten, situados delante de la cabina del Jumbo donde comienza el martillo (Figura 10), y son los encargados de captar los parámetros de perforación y sus variaciones a medida que se perfora, para luego llevar los registros a los computadores que se encuentran en la cabina de los Jumbos como en las oficinas establecidas para el análisis de los datos.

La cantidad de datos que se tomen va a depender exclusivamente de la cantidad de perforaciones que se realicen y al estar los sensores en el interior del Jumbo, todo tipo de perforación que haga éste será un aporte a la cantidad de información que se tenga finalmente. Es decir, tanto las perforaciones para carguío, sondajes exploratorios de todo tipo realizado con el Jumbo, perforaciones para fortificación, inyección de cemento para evitar el flujo de agua, rellenar fracturas, etc. son un medio de obtención de datos.

Por ejemplo, la metodología de construcción en Noruega consiste en varias perforaciones en las frentes debido a sus normas estrictas de construcción (alrededor de 70 perforaciones por frente), sobre todo tratándose de túneles viales donde éstos tienen que estar completamente secos. La frecuencia de estas perforaciones depende exclusivamente de las condiciones del macizo rocoso, en cuyo caso habrá frentes con más perforaciones que otras y de distintos tipo (ver ejemplo de la Figura 11).

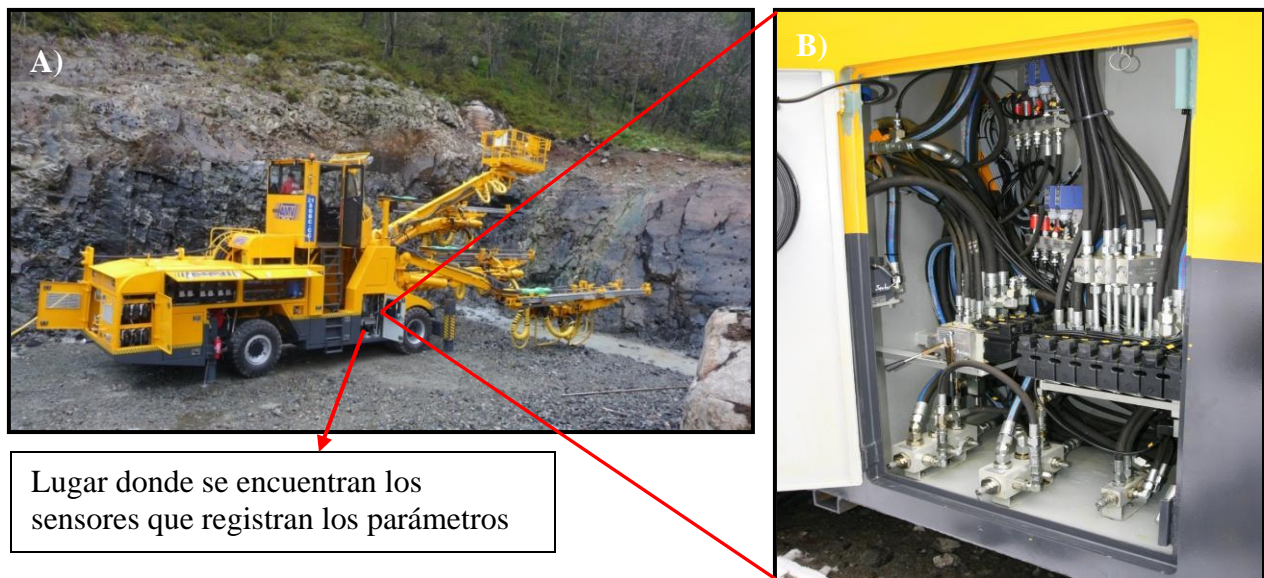
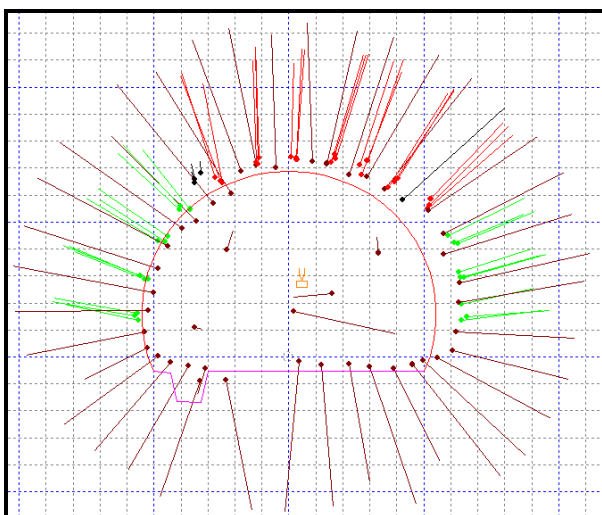


Figura 10: Fotografía de los sensores que registran los parámetros de perforación. (A): imagen general del Jumbo y la ubicación de los sensores. (B): imagen ampliada de los sensores. Imagen obtenida de AMV (2012).



Leyenda	
Tipo de perforación	Color
Perforación para tronadura	■
Inyección estandar	■
Inyección extendida	■
Pernos cortos	■
Pernos largos	■

Figura 11: Esquema de los distintos tipos de perforaciones realizados en la frente de un túnel.

3.1.2 Características del sistema MWD

Con el monitoreo durante la perforación se tiene un control constante sobre la calidad de la roca delante de la frente del túnel, además demuestra una buena capacidad de prever las condiciones de la roca.

El MWD es un sistema computarizado incorporado en los equipos de perforación (Jumbos), por lo que es rápido, práctico y de bajo costo operacional. El hecho que no requiera equipo adicional hace más eficiente la producción en la frente (Shunnesson, 1997). Al estar incorporado en los Jumbos, el sistema MWD se puede utilizar en varios tipos de perforación, tales como en sondajes exploratorios (de alerta temprana), perforación para la preinyección (alerta temprana) y en rondas de tronaduras (documentación incorporada), siendo ésta una ventaja comparativa en cuanto a su multifuncionalidad.

El monitoreo también tiene la capacidad de proporcionar un conocimiento detallado del tiempo empleado en cada actividad y las características de cada una de ellas en un ciclo de perforación. Una información detallada del tiempo de cada actividad en un ciclo de perforación puede ser presentada como una distribución de la producción total y con esto se puede dar cuenta de cómo la capacidad de producción se verá incrementada.

Los datos del MWD al ser recogidos de forma digital pueden ser usados para una evaluación inmediata. Tan pronto como el registro de los datos esté disponible, los resultados pueden ser graficados y evaluados siendo parte esencial en el proceso de la toma de decisiones (Shunnesson, 1998).

El sistema MWD puede ser usado en diversos ambientes geológicos, ya que éste se calibra bajo las condiciones geológicas actuales del proyecto. La base de la cual el MWD comienza a medir varía en cada escenario y se ajusta al tipo de roca que se espera encontrar.

3.2 Parámetros de perforación y fuerza de perforación

Los parámetros recogidos durante la perforación de un macizo rocoso son esenciales para una interpretación in situ de las condiciones de la roca. Existen varios parámetros que pueden ser medidos, pero los más importantes son los siguientes (Shunnesson, 1997):

- Posición de la perforación.
- Profundidad de perforación [distancia].
- Tasa de penetración [distancia/tiempo].
- Presión de torque o presión de rotación [bar].
- Presión de percusión [bar].
- Empuje o presión de avance [bar o KN].
- Presión de agua [bar].
- Flujo de agua [litros/minutos].

Estos parámetros se dividen en dos grupos: un grupo de parámetros dependientes y otro de parámetros independientes (Shunnesson, 1997). Los parámetros independientes o variables de operación, son aquellos que pueden ser controlados directamente por el operador, como por ejemplo el empuje o presión de avance, velocidad de rotación y la presión de percusión. Mientras que los parámetros dependientes, tales como la tasa de penetración y la presión de torque se relacionan con las condiciones del macizo rocoso, por lo que están ligados tanto a los otros parámetros como a las características geológicas de la roca.

No obstante, los dos parámetros más importantes para la caracterización de la roca son la tasa de penetración y la presión de torque (Shunnesson, 1998). La tasa de penetración normalizada es un buen indicador para la dureza de la roca y la presión de torque normalizada, para las fracturas (Gjerstad, 2010).

La tasa de penetración se define como el parámetro más usado para la clasificación de la roca y es la variable de mayor interés en el estudio del MWD (Marcerollo, 2009), ya que es un parámetro fácil de medir y de analizar. Dado que el taladro de perforación penetra con mayor facilidad roca blanda se puede concluir en primera instancia que la tasa de penetración es un indicador de la dureza de la roca. Varios autores tales como Shunnesson (1997), Gjerstad (2010) y Yue (2003) entre otros, coinciden en que éste parámetro junto con la presión de torque son buenos indicadores de las propiedades de la roca, observando que la tasa de penetración decrece con la dureza de ésta. Además muestran que no sólo las condiciones geológicas afectan a estos parámetros, sino también las variables del operador, largo de la perforación, desgaste de la broca, etc. Por esta razón es importante normalizar los parámetros y eliminar las influencias externas. De esta forma, la tasa de penetración normalizada ha sido usada por los autores para identificar límites de minerales, zonas de debilidad, cambios de roca, etc.

Por otra parte la presión de toque también se define como un buen indicador de las propiedades de la roca, pero con menor importancia. El estudio de la presión de torque normalizada indica que

tiene una buena correlación para identificar el fracturamiento de la roca, por lo tanto, es un buen indicador de la homogeneidad de ésta (Marcerollo, 2009).

La fuerza de perforación o perforabilidad es una medida de hasta qué punto la broca puede penetrar en la roca en un período de tiempo determinado. Depende principalmente de las variables de operación (parámetros independientes) y de las características de la roca. Rabia (1985) y Kahraman et al (2003) a través de diversos estudios experimentales han llegado a la conclusión de que la fuerza de perforación se correlaciona bien con la resistencia a la compresión y con la resistencia al impacto de la roca. Dentro de las investigaciones realizadas por Kahramann et al (2003) verificaron que los diferentes ensayos geotécnicos, como la resistencia a la tracción o ensayo brasileño ($r=0.91$), carga puntual ($r=0.87$), el valor del martillo Schmidt ($r=0.90$) y el ensayo de compresión uniaxial ($r=0.91$) muestran una fuerte correlación inversa con la tasa de penetración, es decir, la tasa de penetración disminuye cuando la dureza de la roca aumenta.

Cabe destacar que el MWD es una herramienta de interpretación de datos de la cual se puede inferir cambios en el tipo de roca tanto de dureza como de fracturamiento mediante la tasa de penetración y presión de torque normalizadas (explicadas en las secciones siguientes). No proporciona información sobre el tipo específico de roca, tampoco sobre la orientación de las fallas, sino que ayuda a interpretar la aproximación de una zona de debilidad/estable de roca blanda/dura y/o fracturamiento intenso/débil (homogeneidad), situación que podría ser potencialmente ventajosa para resguardar la seguridad del personal y aumentar la eficiencia de la construcción.

3.3 Bever Team 3

Bever Team 3 es un programa creado por Bever Control, compañía especializada en entregar asesorías en sistemas computacionales para Jumbos en la industria de túneles y minería. Bever Team 3 se usa para la planificación, documentación y la evaluación de los parámetros de perforación y operaciones de perforación en túneles. Dentro de sus funciones principales se destaca la Bever Control MWD con el sistema Measurement While Drilling (monitoreo durante la perforación) que es una aplicación de interpretación geológica. A partir del registro de los parámetros de perforación y la información proporcionada por ellos se puede analizar la dureza y las fracturas del macizo rocoso mediante la representación gráfica y mapas 2D y 3D de los parámetros de perforación. Los mapas 2D y 3D muestran en escala de colores las características de la roca, por ejemplo una zona de roca fracturada se mostrará de color rojo al igual que una zona de roca con dureza baja. La escala de color es modificada por el usuario según estime necesario para dar una mejor interpretación de los datos.

El Bever Control MWD no es un sustituto para el mapeo geológico, sino es una herramienta complementaria de evaluación de la información durante la perforación.

3.4 Metodología usada para la caracterización del macizo rocoso

3.4.1 Normalización de los parámetros de perforación

La normalización de los parámetros de perforación se realiza para estandarizar el método debido a la gran sensibilidad que presenta, puesto que durante la perforación diversas respuestas se

pueden registrar, tales como las propiedades de la roca, variaciones causadas por los cambios en las condiciones de la roca y otras variaciones generadas por los equipos de perforación (Shunnesson, 1998).

Dentro de las variaciones que se producen están las variaciones no sistemáticas y las sistemáticas. Las primeras tienen relación directa con las condiciones de la roca, mientras que las sistemáticas son causadas por los equipos de perforación y el largo de la perforación. La tasa de penetración y la presión de torque dependen en gran medida de la longitud de perforación y de las variaciones sistemáticas (presión de percusión y de avance), por lo que estos patrones tienen que ser identificados para ser eliminados de la toma de datos.

El método de normalización que utiliza Bever Control es el siguiente:

Paso 1:

Encontrar el valor medio de la tasa de penetración promedio de un conjunto de datos de una sección en un tiempo determinado. El valor medio de una sección del túnel se calcula de la siguiente forma:

$$V_{AV} = \frac{1}{n} \sum_{1}^{n} v_{promedio}$$

Donde $V_{promedio}$ es el valor promedio de los datos de una sola perforación y “n” es el número de perforaciones.

El valor medio también se puede obtener de las curvas gráficas para algunas perforaciones seleccionadas y se selecciona un valor para V_{AV} .

Paso 2:

Luego todos los valores de las muestras (V_T) se normalizan. El valor normalizado $\overline{V_T}$ es en porcentaje:

$$\overline{V_T}(\%) = 100 \cdot \frac{V_T - V_{AV}}{V_{AV}}$$

Cuando $V_T = V_{AV}$, el valor de la normalización será $\overline{V_T} = 0\%$. Gráficamente este valor se representa como una línea horizontal sobre la cual se normalizan los datos (Figura 12).

Paso 3:

Finalmente, se debe realizar un filtrado a los valores recientemente normalizados, ya que los datos no presentan las mismas características, por ejemplo hay diferencias entre las distancias de muestreo que no siempre es constante, variaciones que se producen por defectos del equipo de perforación, etc. Para filtrar los “ruidos” de las mediciones se calcula un valor promedio local:

$$\bar{V}_{TAV} = \frac{1}{3} \bullet (\bar{V}_T + \bar{V}_{T-1} + \bar{V}_{T-2})$$

\bar{V}_T es el valor actual normalizado, \bar{V}_{T-1} es el anterior y así sucesivamente.

El resultado es un gráfico de porcentaje con respecto al V_{AV} según el largo de la perforación (Figura 12). Este procedimiento se realiza sobre la tasa de penetración y la presión de torque (Figura 13).

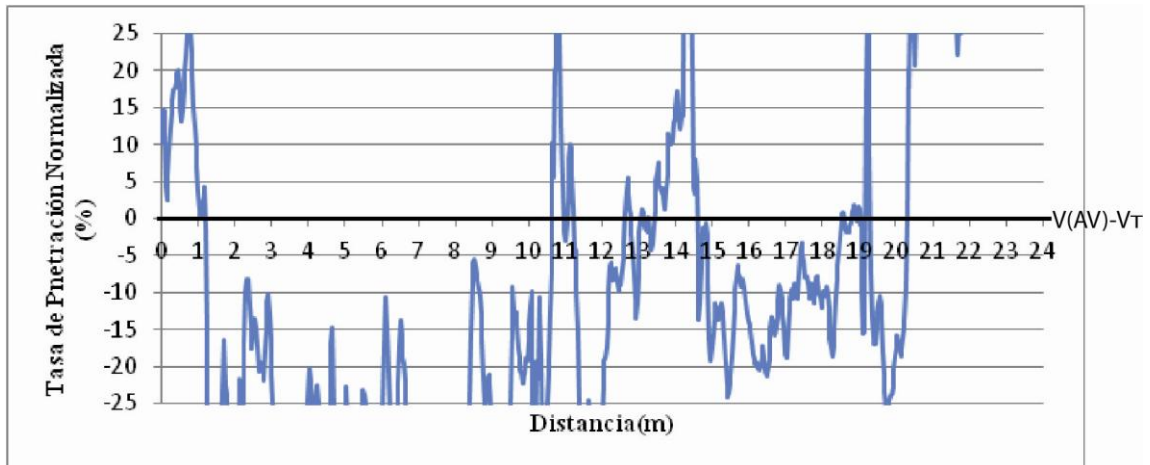


Figura 12: Tasa de penetración normalizada con respecto al largo de la perforación. Imagen obtenida de Bever Control (2011).

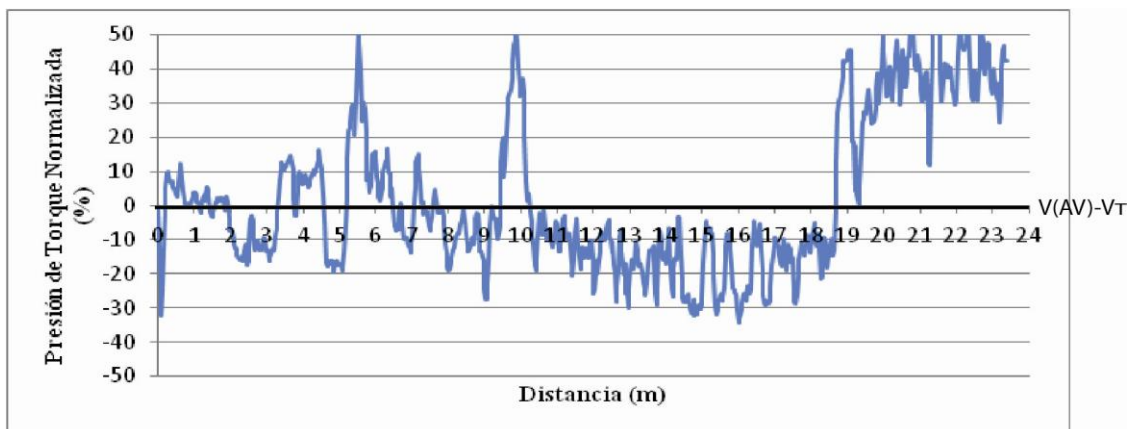


Figura 13: Presión de torque normalizada con respecto al largo de la perforación. Imagen obtenida de Bever Control (2011).

Mediante la normalización se obtiene un gráfico con curvas más definidas y con menos variaciones de los datos. Una vez obtenidos estos gráficos se puede realizar una adecuada interpretación sobre las propiedades de la roca.

Como se observa en las fórmulas descritas, la normalización de los datos se realiza según las condiciones del terreno, es decir, cada proyecto tendrá sus propias características y sus propios

datos de perforaciones que harán que el MWD interprete sobre ellas. Dicho de otra manera, el valor V_{AV} , sobre el cual se normalizan los datos, es propio para cada proyecto y cambia según las condiciones geológicas. Esta característica del MWD es importante dado que la geología no es una limitante para su uso.

3.4.2 Variación de los parámetros de perforación versus el largo de perforación

Como es sabido, existe una fuerte dependencia entre los parámetros de perforación y el largo de la perforación. Para el caso de la tasa de penetración la relación que existe con la longitud de perforación es inversa, es decir, a mayor largo la tasa de penetración disminuye. Esto se debe a diversos factores, entre los más importantes están la pérdida de energía transmitida a través del taladro causada por la unión de los distintos elementos de éste y el desgaste de la broca (Shunnesson, 1998).

Por otro lado, la presión de torque, que es el encargado de asegurar la rotación entre los sucesivos golpes que recibe el bit, aumenta debido al aumento en la fricción entre la barra de perforación y las paredes de la perforación a medida que aumenta el largo de la perforación.

3.4.3 Estimación de la dureza de la roca

La tasa de penetración normalizada entrega mejor respuesta sobre la dureza de la roca que indica la resistencia de la roca para ser perforada (Figura 12).

Una baja tasa de penetración indica una alta dureza de la roca con una fuerte resistencia a la perforación (Shunnesson, 1997), además se requiere una baja presión de torque. Por lo tanto, una baja tasa de penetración y una baja presión de torque indican una roca con dureza alta. Y mientras más débil, blanda y menos resistente sea la roca, la tasa de penetración aumenta.

Dado que el gráfico de la tasa de penetración normalizada entrega valores porcentuales con respecto al promedio de los datos, $\overline{V_T} = 100 \cdot \frac{V_T - V_{AV}}{V_{AV}}$, los valores bajo éste corresponden a rocas con mayor dureza y el resultado se muestra en porcentajes negativos, es decir, mientras más negativo sea el porcentaje mayor dureza tendrá la roca. El mismo análisis se realiza para rocas blandas cuyo porcentaje será positivo.

3.4.4 Estimación de fracturas (homogeneidad)

La frecuencia de las variaciones en la tasa de penetración normalizada y en la presión de torque normalizada son los parámetros principales en respuesta a las fracturas (Bever Control, 2011). No obstante la presión de torque normalizada también se utilizada para analizar el fracturamiento del macizo rocoso. Una alta presión de torque indica la presencia de fracturas en la roca debido al efecto de estancamiento, ya que la broca se traba en las fracturas y la presión requerida para hacerlo rotar es mayor. Por esta razón la tasa de penetración disminuye (Shunnesson, 1997).

Puesto que el gráfico de la presión de torque normalizada entrega valores porcentuales con respecto al promedio de los datos, $\overline{V_T} = 100 \cdot \frac{V_T - V_{AV}}{V_{AV}}$, los valores sobre éste corresponden a

rocas con mayor cantidad de fracturas. El resultado se muestra en porcentajes positivos, es decir, mientras mayor sea el porcentaje más fracturas tendrá la roca. El mismo análisis se realiza para rocas homogéneas (con menor grado de fracturamiento) cuyos porcentajes serán negativos.

La frecuencia de las variaciones de la tasa de penetración normalizada y presión de torque normalizada se estima sobre el valor de la “Raíz Cuadrada Media” (RMS). Esta estimación se realiza de la siguiente manera (Bever Control, 2011):

El valor RMS se basa en las variaciones con respecto a un valor promedio móvil de los valores normalizados. El valor promedio móvil es el mismo que el valor \bar{V}_{TAV} .

El valor RMS en porcentaje se calcula de la siguiente forma:

$$V_{RMS} = \sqrt{\frac{1}{3} (\bar{V}_T - \bar{V}_{TAV})^2 + (\bar{V}_{T-1} - \bar{V}_{TAV})^2 + (\bar{V}_{T-2} - \bar{V}_{TAV})^2}$$

Cabe destacar que \bar{V}_{TAV} es un valor medio móvil, por lo que cambia para cada cálculo de V_{RMS} .

De esta manera se obtiene el porcentaje de desviación de V_{RMS} con respecto a \bar{V}_{TAV} y se grafica. Este método se realiza tanto para la tasa de penetración como la presión de torque normalizada (Figura 14 y Figura 15).

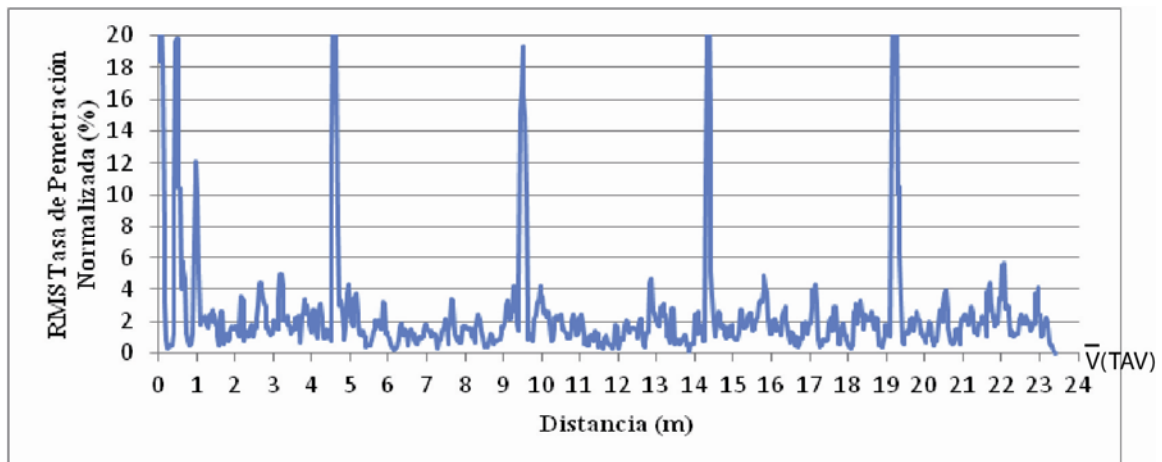


Figura 14: RMS de la tasa de penetración vs distancia de perforación. Imagen obtenida de Bever Control (2011).

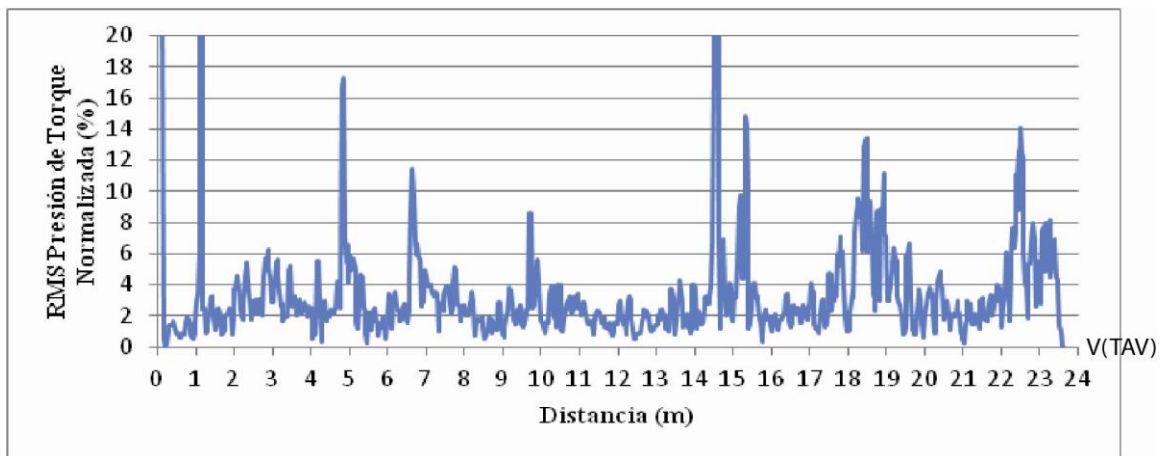


Figura 15: RMS de la presión de torque vs distancia de perforación. Imagen obtenida de Bever Control (2011).

A mayor valor de RMS indica la presencia de roca fracturada.

Es importante destacar que cada gráfico tiene una representación a través de un mapa en escala de colores, indicando a través de ellos las propiedades de la roca. Es decir, cada perforación realizada en la frente del túnel puede ser visualizada mediante un mapa 2D y/o 3D para una rápida y mejor interpretación de los datos.

En particular la tasa de penetración normalizada y la presión de torque normaliza junto con el valor RMS de cada uno presentan estos tipos de mapa, en donde cada color representa el porcentaje de variación de cada parámetro con respecto a su media (Figura 16 y Figura 17). De manera estándar el color rojo es el indicador de una zona de roca más blanda (% tasa de penetración normalizada > 0) o de una zona con fracturas (% presión de torque normalizada > 0), mientras que los colores más morados indican la presencia de roca más dura (% tasa de penetración normalizada < 0) o de roca más homogénea (% presión de torque normalizada < 0).

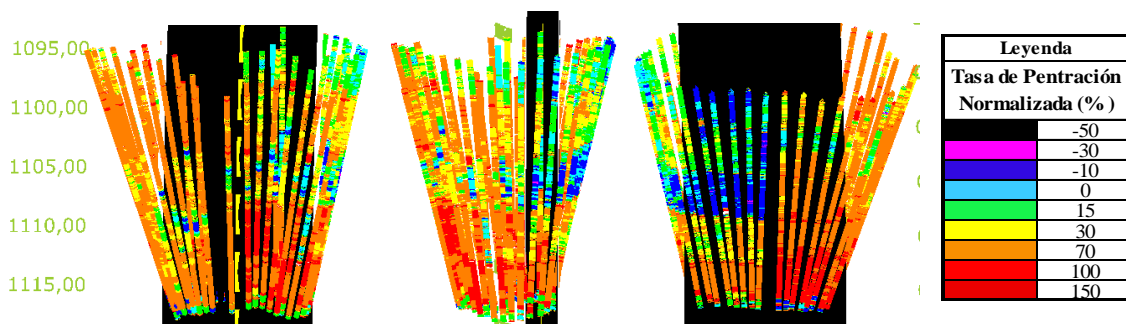


Figura 16: mapa en 3D de la tasa de penetración normalizada de las distintas perforaciones de una frente. Izquierda: vista frontal. Centro: vista lateral. Derecha: vista trasera.

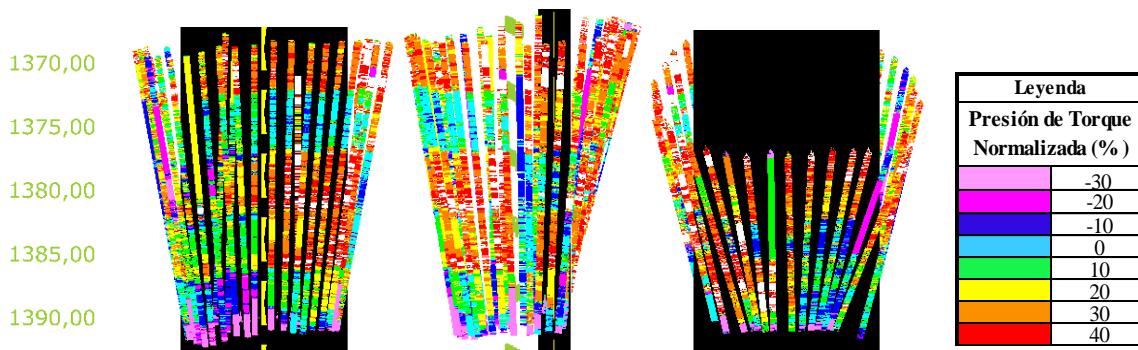


Figura 17: mapa en 3D de la presión de torque normalizada de las distintas perforaciones de una frente. Izquierda: vista frontal. Centro: vista lateral. Derecha: vista trasera.

Para estimar adecuadamente el tipo de roca basado en la dureza y fracturamiento que presenta según la tasa de penetración normalizada y la presión de torque normalizada es necesario calibrar estos parámetros según las condiciones del macizo rocoso en el que se está trabajando. Este procedimiento se efectúa al comienzo de la excavación y luego se va verificando que no haya variaciones significativas durante la construcción del túnel. La calibración se realiza con el objetivo de obtener una buena visualización de las características de la roca mediante la interpretación de los colores de los mapas y que éstos reflejen las condiciones reales del macizo rocoso.

La primera calibración de los parámetros se realiza mediante las perforaciones de tronadura durante los cuales se registran los datos del MWD. Los resultados se comparan con las unidades geológicas y fracturas esperadas. Es decir, con los datos que entrega el MWD de las primeras perforaciones se obtiene una aproximación de la dureza de la roca y se compara con la roca obtenida de la tronadura. Por ejemplo: se perfora y se trona, se recopilan los datos de los parámetros de perforación mediante el MWD y se grafican, generando los mapas con los colores según los datos recogidos. Si el mapa resultante muestra por ejemplo colores azules (rango de roca dura en el caso de análisis de dureza) y la roca que se obtuvo fue efectivamente de dureza alta, pero de acuerdo a la información del proyecto se espera encontrar roca de mayor dureza, entonces a esa caracterización del dato obtenido se le asigna un color de rango de dureza más baja (verde, amarillo, naranja o rojo) para así tener un punto de comparación para las distintas unidades geológicas esperadas durante la construcción del túnel. Este mismo análisis se realiza también para el fracturamiento.

Después de esta primera calibración se realizan otras mediante sondajes exploratorios ajustando los parámetros para que entreguen los mismos resultados que la calibración anterior y así sucesivamente hasta que se esté satisfecho con los colores que se entrega.

Es importante mencionar que el sistema MWD no sólo entrega imágenes 3D de las perforaciones como las mostradas en la Figura 16 y Figura 17, sino también entrega diagrama de superficie del túnel (Figura 18) y del contorno de éste (Figura 19) entre otras.

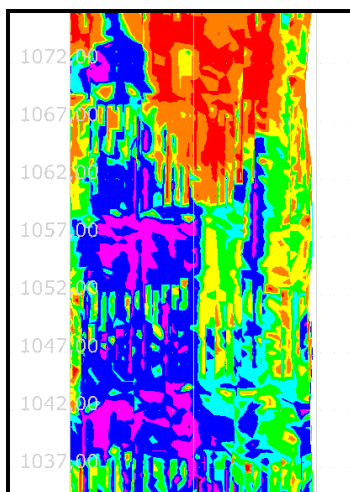


Figura 18: diagrama de superficie de un túnel entregado por el MWD. Imagen obtenida de Bever Control (2011).

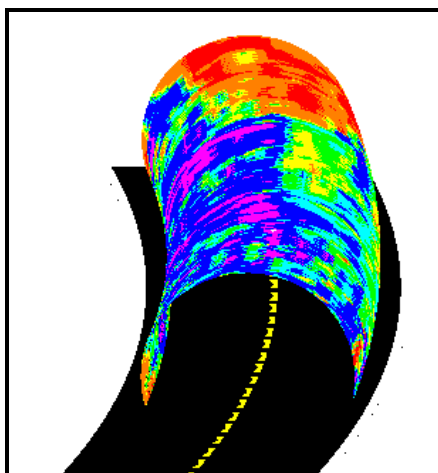


Figura 19: Diagrama del contorno de un túnel entregado por el MWD. Imagen obtenida de Bever Control (2011).

4 APLICACIONES DEL MÉTODO MWD

4.1 Análisis de los datos disponibles

Los datos fueron obtenidos a través de la base de datos de Bever Control para los análisis.

4.1.1 Túnel Strindheim, Trondheim, Noruega

El túnel Stridheim es un túnel vial de una longitud de 2,5 Km construido en la ciudad de Trondheim, Noruega (Figura 20).

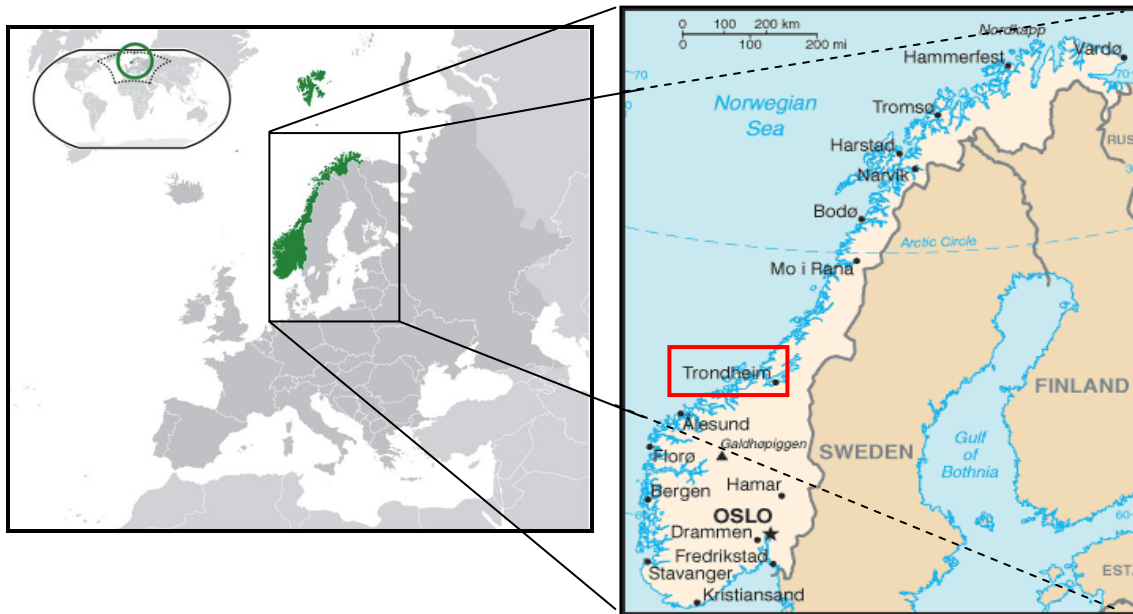


Figura 20: Mapa de ubicación de la ciudad de Trondheim, Noruega. Imagen obtenida de Norway-map.

En la construcción del túnel Strindheim se registraron los parámetros de perforación mediante el sistema MWD. Los datos a analizar van desde el Pk 1040 al Pk1000. El avance del túnel se realizó de forma decreciente con respecto al Pk.

La toma de datos se llevó a cabo mediante varios tipos de perforaciones en la frente del túnel realizados con el Jumbo, tales como perforaciones de inyección, perforaciones para pernos cortos y largos, para tronadura, etc. de 20 m aproximadamente (dependiendo de las condiciones del macizo rocoso). Con los registros recopilados (tasa de penetración, presión de torque, etc.) se representaron mediante un mapa en escala de color la dureza y fracturamiento del macizo para su posterior análisis.

Los Pk se miden en metros, es decir, entre el Pk 1040 y el Pk 1000 existen 40 metros de distancia.

El análisis de estos 40 m consistirá en comparar el mapeo geológico en planta realizado durante la construcción del túnel y los datos recopilados por el MWD para el estudio de dureza y homogeneidad/fracturamiento del macizo rocoso.

Pk 1040-1000

Las mediciones tanto para el análisis de dureza como para el análisis de fracturamiento en esta sección fueron tomadas en cuatro frentes, Pk 1052, Pk 1037, Pk 1018 y Pk 1003. El criterio para decidir el Pk para cada punto de perforaciones depende de las condiciones de la roca. Generalmente las perforaciones entre cada frente se realizaron con un traslape de alrededor de 5 metros.

En el Pk 1052 se realizaron en total 86 perforaciones, en el Pk 1037, 78 perforaciones, en el Pk 1028, 90 perforaciones y en el Pk 1003 se realizaron 72 perforaciones (Tabla 2, Tabla 3, Tabla 4 y Tabla 5, respectivamente).

Tabla 2: Tipos de perforaciones realizadas en el Pk 1052.

Tipo de Perforación	Num. de Perforaciones	Largo Promedio (m)
Inyección extendida	47	23,1
Pernos cortos	39	3,2
Total	86	

Tabla 3: Tipos de perforaciones realizadas en el Pk 1037.

Tipo de Perforación	Num. de Perforaciones	Largo Promedio (m)
Perforación para tronadura sin cargar	22	3,9
Inyección extendida	47	23,2
Pernos largos	9	4,0
Total	78	

Tabla 4: Tipos de perforaciones realizadas en el Pk 1018.

Tipo de Perforación	Num. de perforaciones	Largo promedio (m)
Perforaciones para tronadura	3	2,3
Inyección estandar	1	24,0
Inyección extendida	44	23,0
Pernos cortos	21	3,2
Pernos largos	21	4,2
Total	90	

Tabla 5: Tipos de perforaciones realizadas en el Pk 1003.

Tipo de Perforación	Num. de perforaciones	Largo Promedio (m)
Inyección extendida	46	23,5
Pernos cortos	12	3,3
Pernos largos	14	4,2
Total	72	

Los registros fueron obtenidos gracias a Bever Control quienes facilitaron la base de datos para sus respectivos análisis.

Análisis de dureza

Con la información recopilada de todas las perforaciones realizadas en las frentes se genera un mapa en escala de color de la dureza de toda la sección (Figura 21).

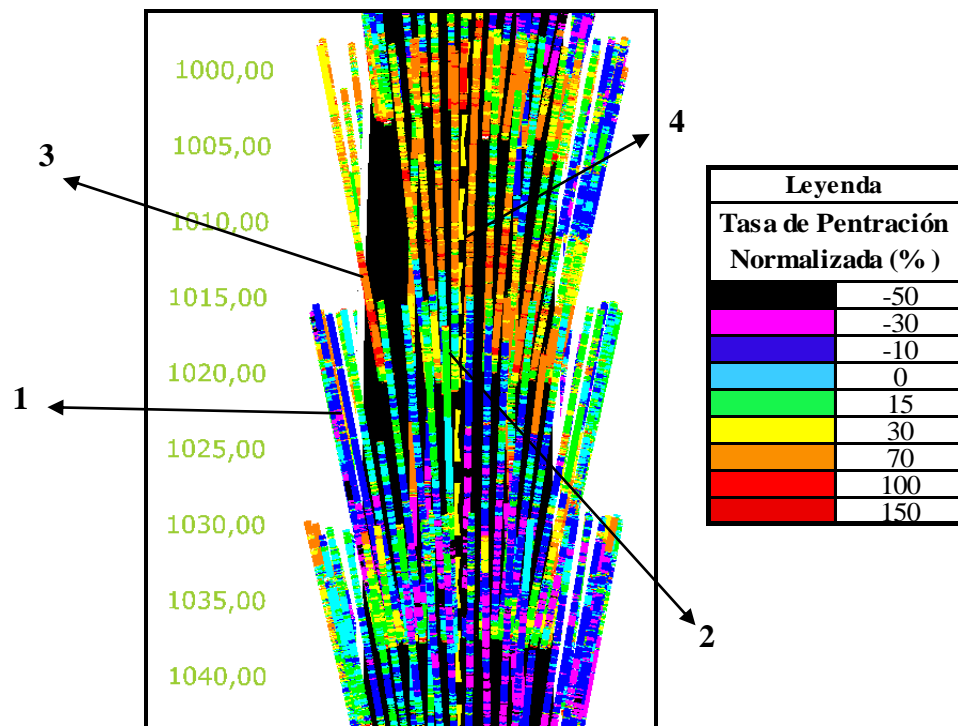


Figura 21: Mapa de la dureza de la roca de toda la sección (Pk 1040-1000). Los números indican las perforaciones que serán analizadas.

Cada perforación entrega los registros de los parámetros de perforación y se representan de forma gráfica. Para analizar la dureza de la roca, en particular, es relevante la tasa de penetración normalizada. Luego estos gráficos se expresan en un mapa en escala de colores según como se explicó en la sección 3.4, siendo el color rojo el representante de la menor dureza y el negro de la roca más dura (Figura 21).

El análisis de dureza se realiza a través del mapa generado (Figura 21) en conjunto con los gráficos de la tasa de penetración normalizada. La primera estimación se realiza mediante la visión general entregada por el mapa y en las zonas conflictivas, poco claras y/o de interés se revisan los gráficos con mayor detención.

A continuación se analizarán cuatro perforaciones, indicadas en la Figura 21, para revisar la variación de la tasa de penetración normalizada con respecto a la dureza de la roca, ver Figura 22, Figura 23, Figura 24, y Figura 25 de las perforaciones 1, 2, 3 y 4 respectivamente.

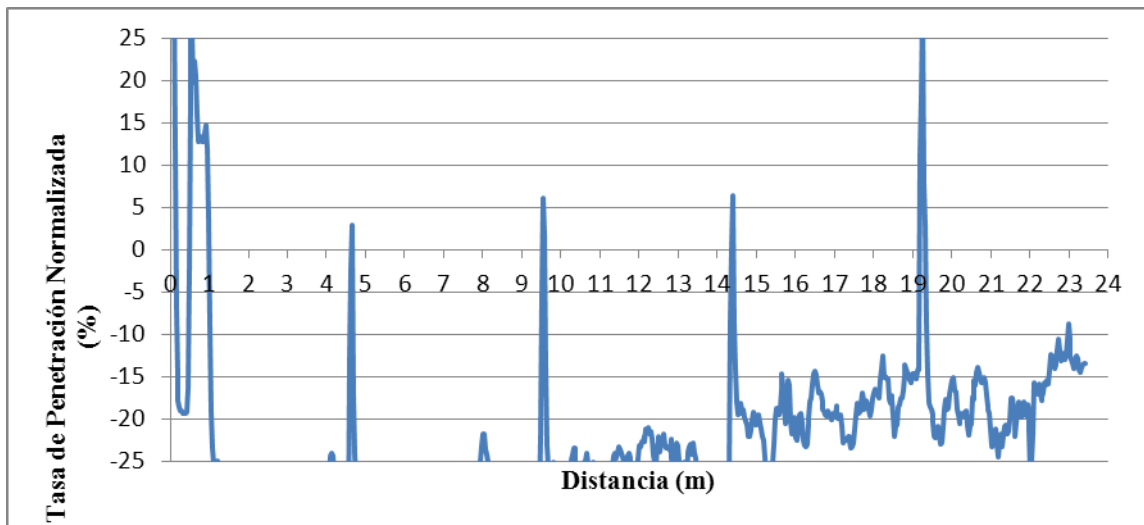


Figura 22: Gráfico de la Tasa de penetración normalizada de la perforación 1.

La Figura 22 muestra que para la perforación 1 la mayoría de los datos de la tasa de penetración normalizada se concentra en valores negativos, por lo que la roca predominante en esta perforación es de dureza alta. El primer metro presenta fluctuaciones de valores positivos, indicando que la perforación comenzó en una roca más débil, luego hubo un cambio en la dureza de ésta, interpretándose como una variación en la dureza de la roca de débil a fuerte, normalizándose en una dureza media al final del sondaje.

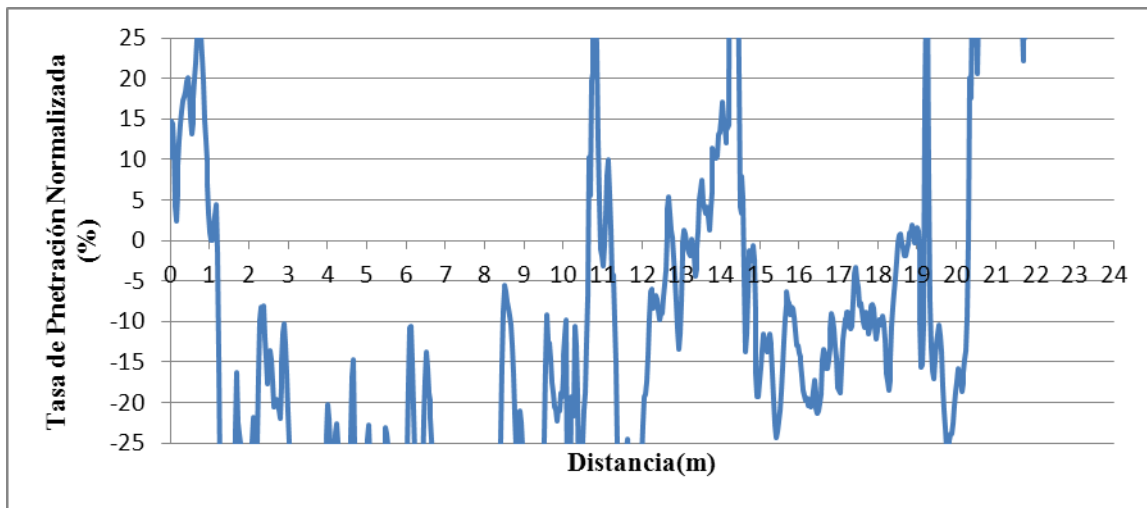


Figura 23: Gráfico de la tasa de penetración normalizada de la perforación 2.

De la Figura 23 se desprende que, para la perforación 2 el primer metro se realizó en roca con dureza baja, posteriormente la dureza de la roca fue aumentando (1-10 m) y en la segunda mitad de la perforación, la roca presentó cambio en su dureza donde mayoritariamente se concentró en valores bajos. De forma general se puede decir que en este sector hay cambio de roca a los 10 m de distancia en la perforación, pasando de una roca dura a una con dureza baja. Es decir, hay una transición de una roca a otra.

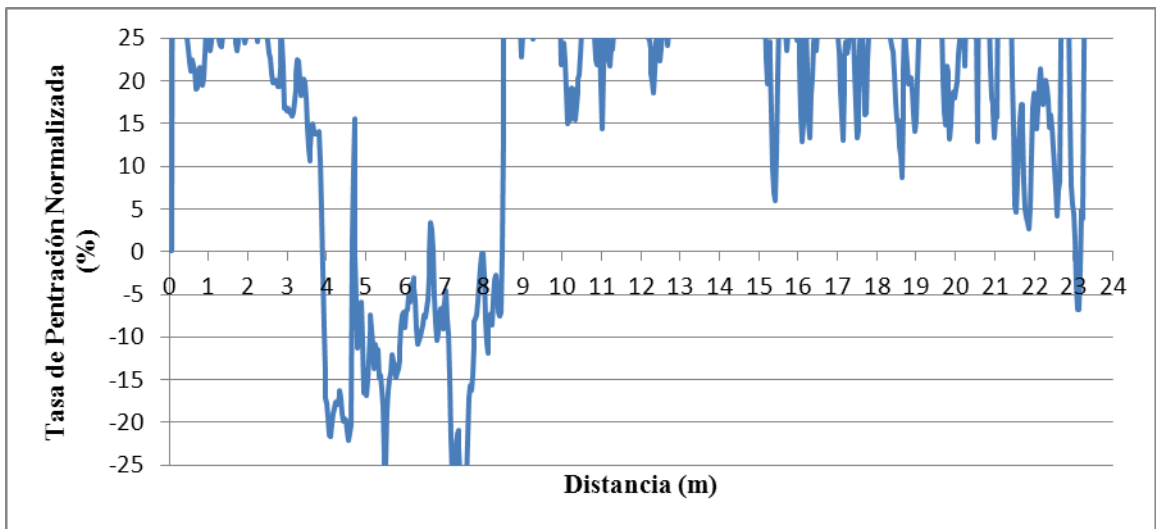


Figura 24: Gráfico de la tasa de penetración normalizada de la perforación 3.

La Figura 24 muestra que en la perforación 3 la tasa de penetración normalizada se centra en valores positivos, lo que implica que la mayoría de la roca presenta dureza baja. Sin embargo, existe una zona entre los 4 y los 8 metros de distancia en la perforación que se muestra con valores negativos, de lo que se puede decir que la perforación atraviesa una franja de roca más dura.

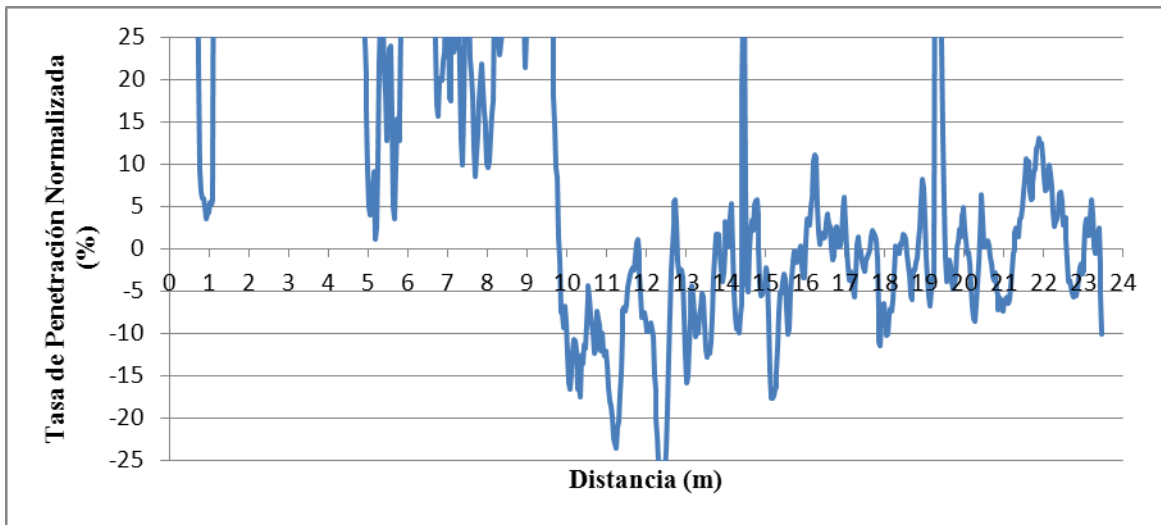


Figura 25: Gráfico de la tasa de penetración normalizada de la perforación 4.

Se desprende de la Figura 25 que la perforación 4 comienza en una roca con dureza baja y luego perfora roca con dureza más alta. Esto indica que hay un cambio en el tipo de roca dado las variaciones que presentó la tasa de penetración normalizada, estabilizándose en valores cercanos a cero.

En la Figura 26 se muestra la comparación de los resultados obtenidos por el MWD con el mapeo geológico realizado durante la construcción del túnel.

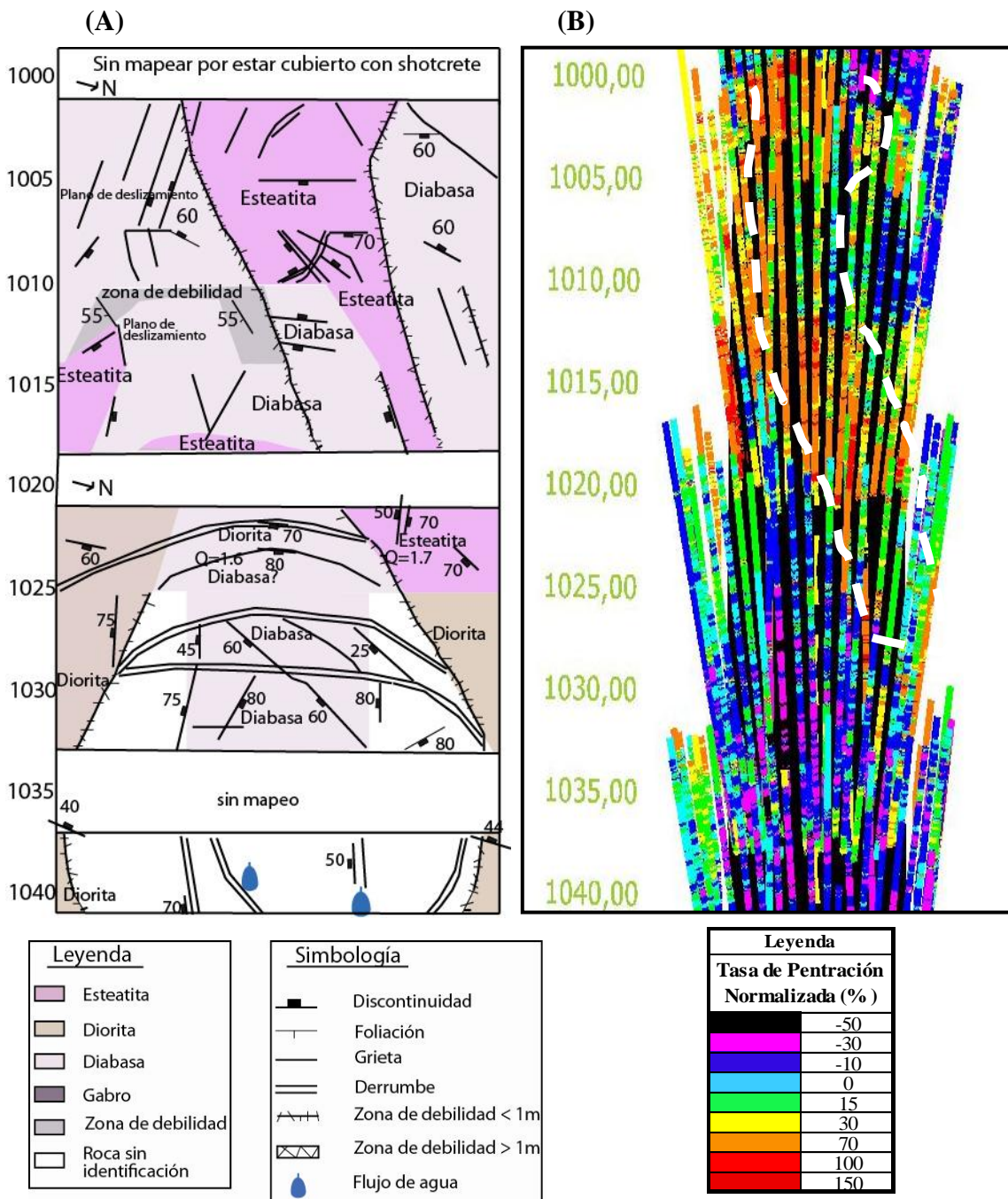


Figura 26 : (A): mapa geológico del túnel Strindheim entre los Pk 1040-1000. (B): mapa de dureza realizado por la tasa de penetración normalizada (%), Línea punteada blanca indica interpretación de los datos.

De la Figura 26 se aprecia que tanto el mapa geológico (Figura 26 A) como el mapa de dureza (Figura 26 B) muestran resultados concordantes.

En los análisis de los gráficos (Figura 22, Figura 23, Figura 24 y Figura 25) se muestran distintas variaciones de la tasa de penetración normalizada con respecto a la dureza de la roca que concuerdan con los tipos de rocas mapeadas en esos sectores. De ello se puede comprobar por ejemplo en la Figura 22 que efectivamente se trata de una roca con dureza alta (diabasa) cuyos

porcentajes de la tasa de penetración normalizada eran inferiores a cero. También se puede apreciar que los cambios que experimentaba la tasa de penetración normalizada mostrando valores más altos en su porcentaje indicaban el acercamiento de una zona de roca con dureza baja (esteatita o también llamado talco), indicada por la zona punteada blanca.

De lo anterior se puede afirmar que los resultados entregados por el MWD son confiables para interpretar lo que viene por el frente, adelantándose a los preparativos que se pudieran necesitar en una eventual emergencia (zona débil que requiera fortificación adicional inmediata, evitar panne en la frente por no tener los elementos de fortificación al alcance, etc.).

Análisis de homogeneidad/fracturamiento

Este análisis se realiza mediante la presión de torque normalizada y principalmente con el valor RMS de la tasa de penetración normalizada y la presión de torque normalizada. Generalmente los análisis se realizan mediante los tres mapas, haciendo una comparación entre ellos, pero depende de cada proyecto los parámetros a utilizarse, según las condiciones geológicas algunos parámetros serán más representativos que otros, pero la calidad de la interpretación será la misma.

Al igual que el análisis de dureza con la información recopilada de las perforaciones realizadas se genera un mapa a escala de color de la homogeneidad/fracturamiento de toda la sección (Figura 27).

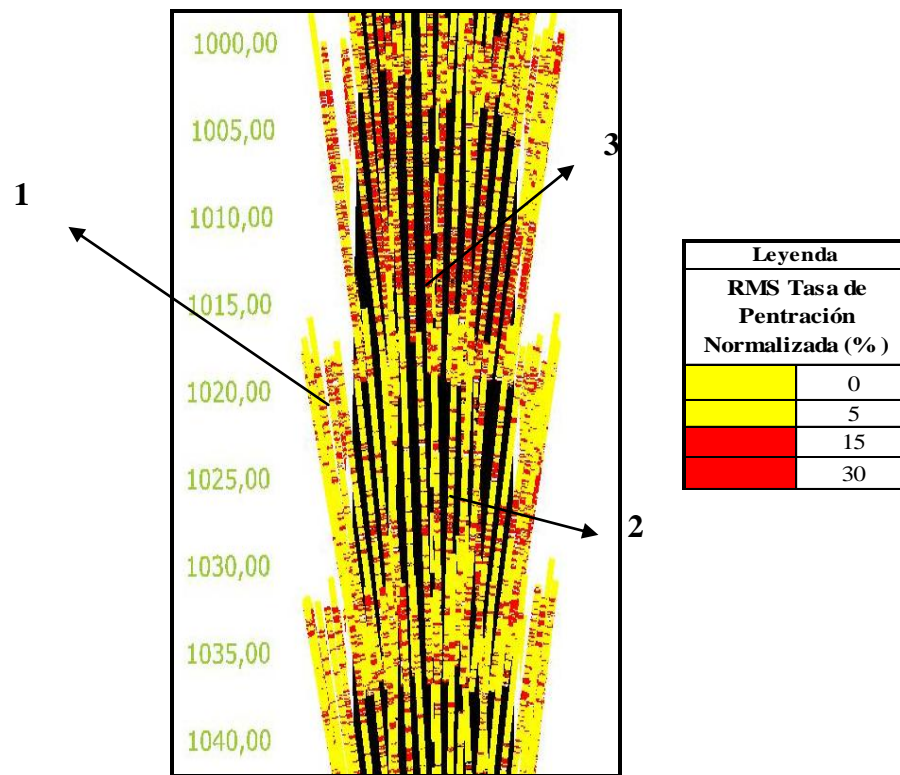


Figura 27: Mapa de la homogeneidad/fracturamiento de la roca de toda la sección (Pk 1040-1000) realizado por el RMS de la tasa de penetración normalizada. Los números indican las perforaciones que serán analizadas.

Cada perforación entrega los registros de los parámetros de perforación y se representan de forma gráfica. Para analizar la homogeneidad de la roca para este proyecto se comenzará con los datos entregados por el valor RMS de la tasa de penetración normalizada (más adelante se mostrarán los otros mapas).

El análisis de homogeneidad/fracturamiento se realiza con la misma metodología que el análisis de dureza, es decir, a través del mapa generado (Figura 27) en conjunto con los gráficos del RMS de la tasa de penetración normalizada.

A continuación se analizarán tres perforaciones, indicadas en la Figura 27, para revisar la variación del RMS de la tasa de penetración normalizada con respecto a la homogeneidad de la roca, Figura 28, Figura 29 y Figura 30 de las perforaciones 1, 2 y 3 respectivamente.

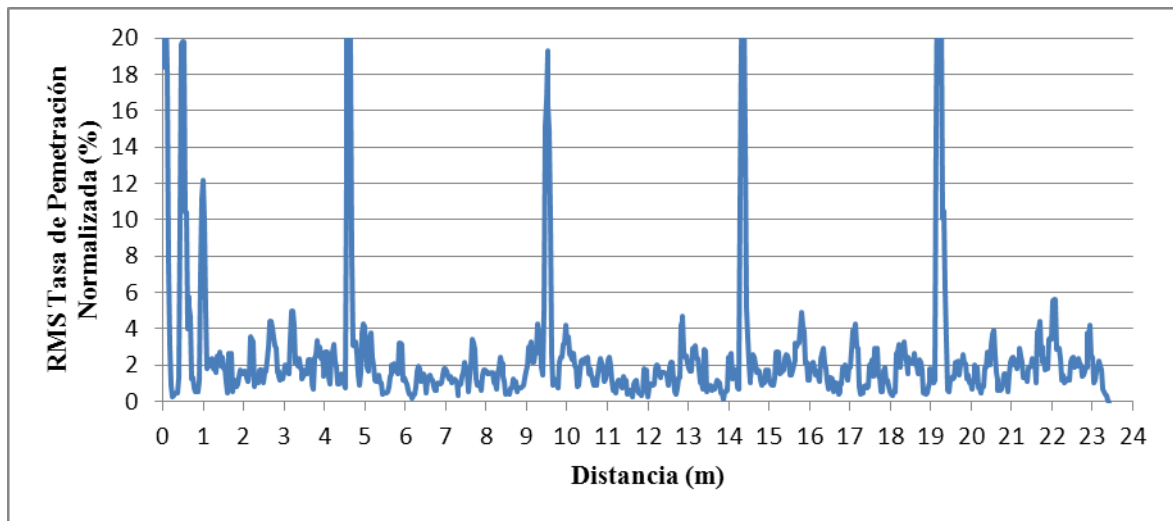


Figura 28: Gráfico del RMS de la tasa de penetración normalizada de la perforación 1.

En la Figura 28 se observa que para la perforación 1 el RMS de la tasa de penetración normalizada no presenta mayores fluctuaciones centrándose en valores bajos, salvo en zonas específicas (1, 5 10, 14 y 19 metros) el valor del RMS muestra un aumento. Por lo tanto, la roca en este sector es bastante homogénea, lo que quiere decir que no presenta fracturamientos importantes.

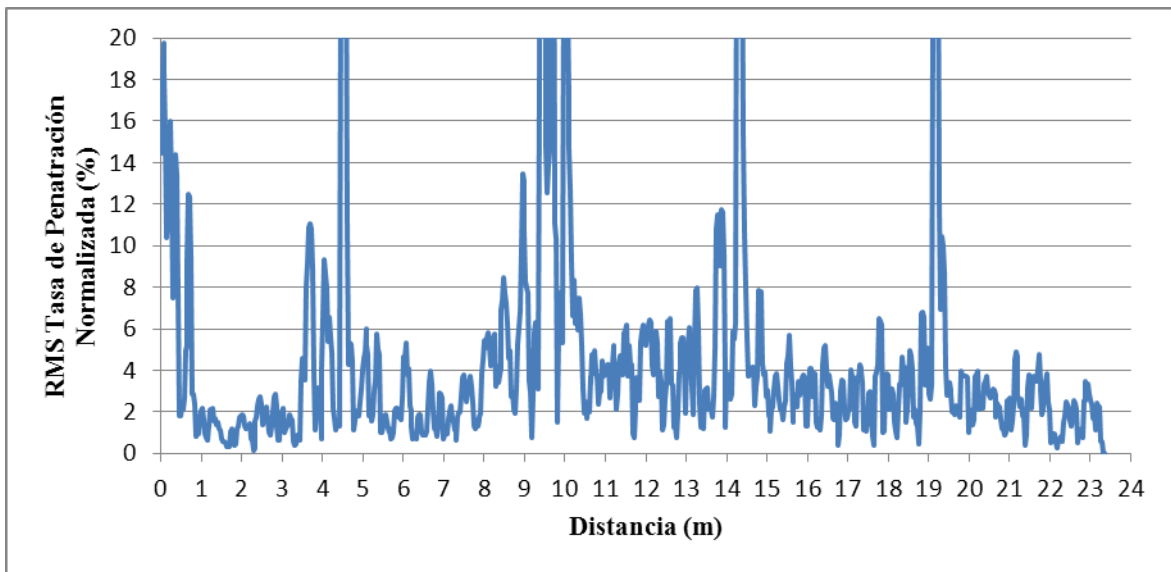


Figura 29: Gráfico del RMS de la tasa de penetración normalizada de la perforación 2.

En la Figura 29 se observa que la perforación 2 presenta mayores fluctuaciones de los valores del RMS de la tasa de penetración normalizada, tendiendo a valores bajos en los porcentajes. Las fluctuaciones que experimenta el RMS indican una pérdida de la homogeneidad de la roca, es decir, su fracturamiento aumenta. Por lo tanto, en este sector se estaría en una zona de transición a una zona de mayor fracturamiento.

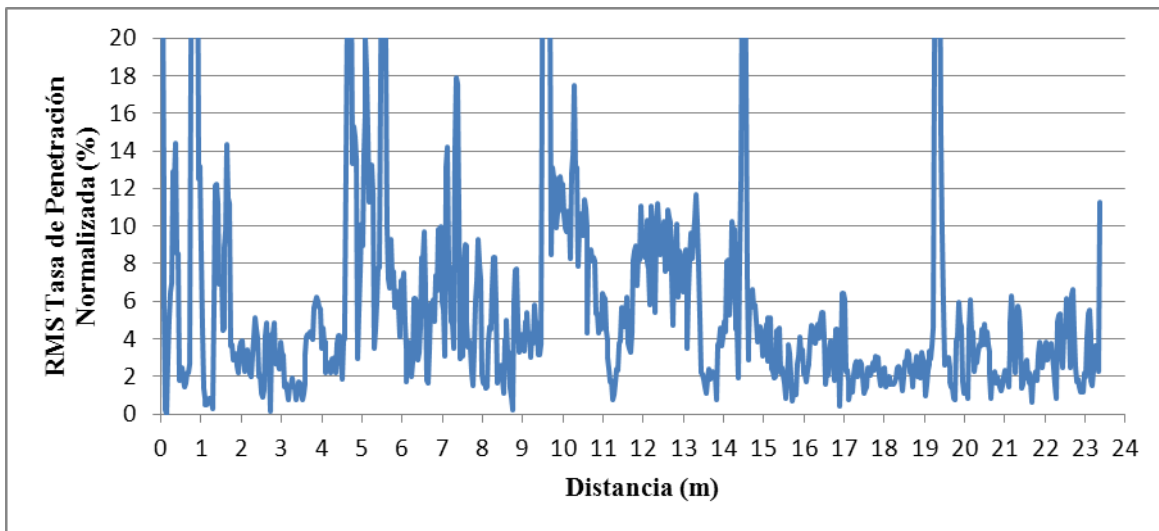


Figura 30: Gráfico del RMS de la tasa de penetración normalizada de la perforación 3.

De la Figura 30 se desprende que las fluctuaciones de los valores del RMS de la tasa de penetración normalizada para la perforación 3 son mayores en comparación a los valores mostrados en el gráfico de la Figura 29, observándose una tendencia a porcentajes más altos. Este fenómeno está indicando un fracturamiento intenso de la roca, en cuyo caso la calidad de ésta sería desfavorable para la estabilidad del macizo rocoso.

En la Figura 31 se muestra la comparación de los resultados obtenidos por el MWD con el mapeo geológico en planta realizado durante la construcción del túnel.

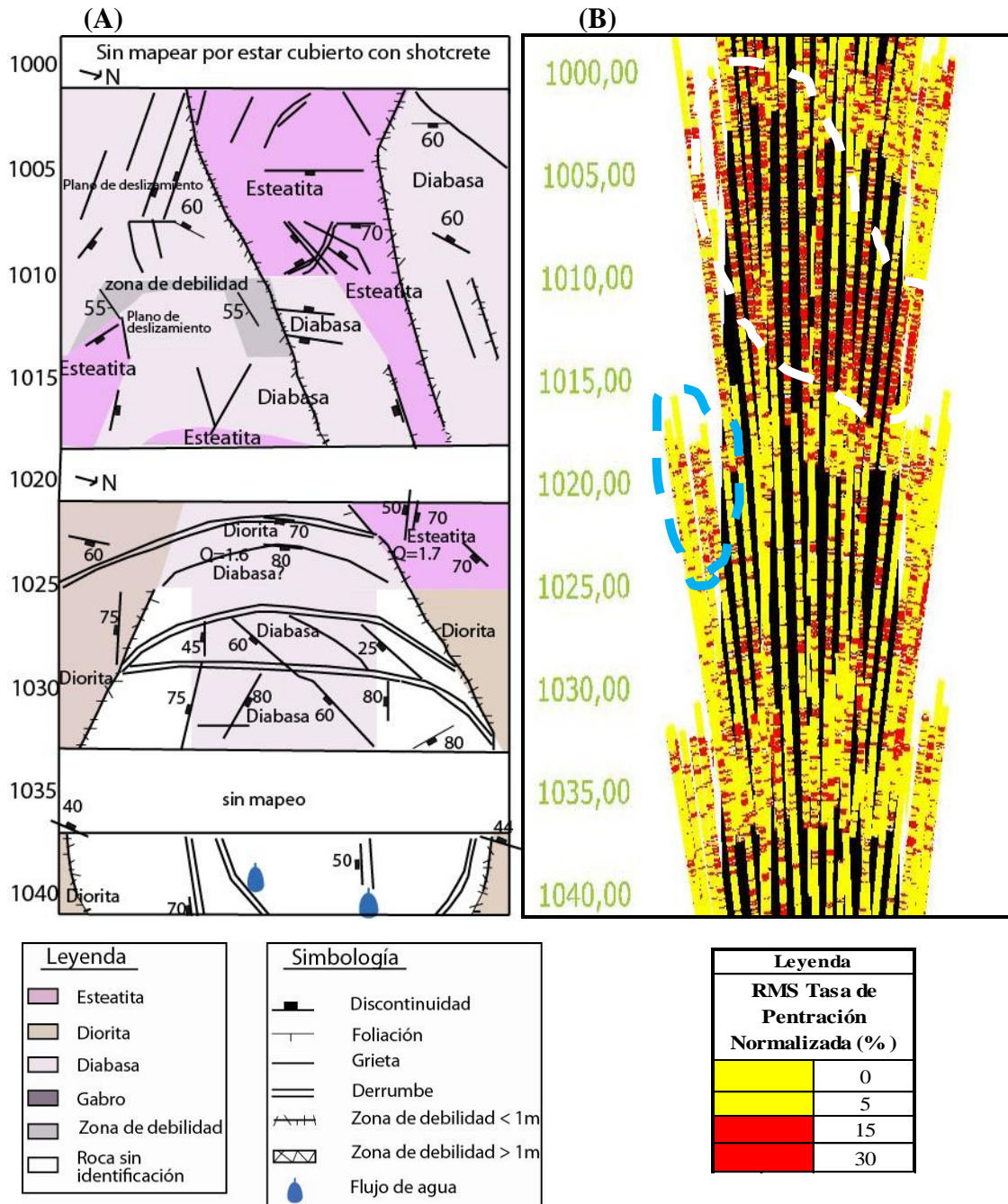


Figura 31: (A): mapa geológico del túnel Strindheim entre los Pk 1040-1000. (B): mapa de homogeneidad/fracturamiento realizado por el RMS de la tasa de penetración normalizada (%), línea punteada blanca y azul indican zonas de interpretación de menor y mayor homogeneidad de la roca respectivamente.

Como se puede apreciar y de acuerdo a los análisis realizados a través de los gráficos (Figura 28, Figura 29 y Figura 30), la Figura 31 B muestra en rojo las zonas con mayor fracturamiento. Entre los 1015 y los 1005 m se observa una franja de color roja, indicada con una línea punteada blanca

(fracturamiento intenso) que concuerda con la franja de de esteatita en la Figura 31 A, en cuyo sector se concentra la mayor cantidad de discontinuidades. En la Figura 29 y Figura 30 se ve que los gráficos presentan fluctuaciones considerables en los valores del RMS indicando el acercamiento de una zona con fracturamiento intenso, cuya representación viene dada por la franja roja mencionada anteriormente. El gráfico de la Figura 29 sería el comienzo de la zona de debilidad (franja roja) y el gráfico de la Figura 30 correspondería a la zona en cuestión. Por otro lado, el gráfico de la Figura 28 muestra escasas fluctuaciones del RMS representándose de color amarillo (sector de la línea punteada celeste) en la Figura 31 B, lo que coincide con lo mapeado en la Figura 31 A en cuyos sectores no se muestran discontinuidades importantes.

Si se compara el mapa de la dureza con el mapa de la homogeneidad se puede apreciar que ambos siguen los mismos patrones, por lo que los resultados de los dos mapas son concordantes y precisos con las condiciones reales del macizo rocoso (Figura 32).

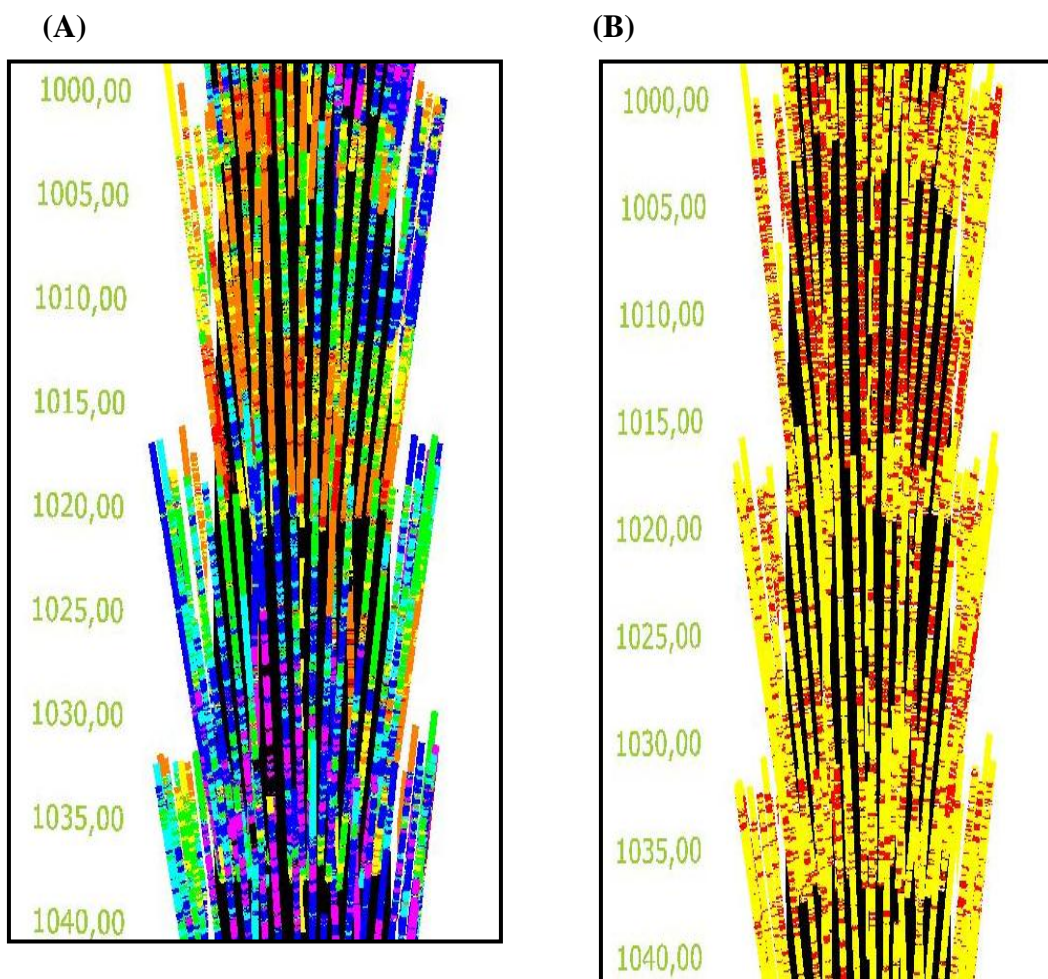


Figura 32: (A): Mapa de dureza realizado por la tasa de penetración normalizada (%). (B): Mapa de la homogeneidad/fracturamiento realizado por el RMS de la tasa de penetración normalizada (%).

Realizando el análisis de homogeneidad/fracturamiento por medio del RMS de la presión de torque normalizada, la Figura 33 muestra el mapa realizado por este parámetro mostrando en color rojo las zonas con más fracturamiento.

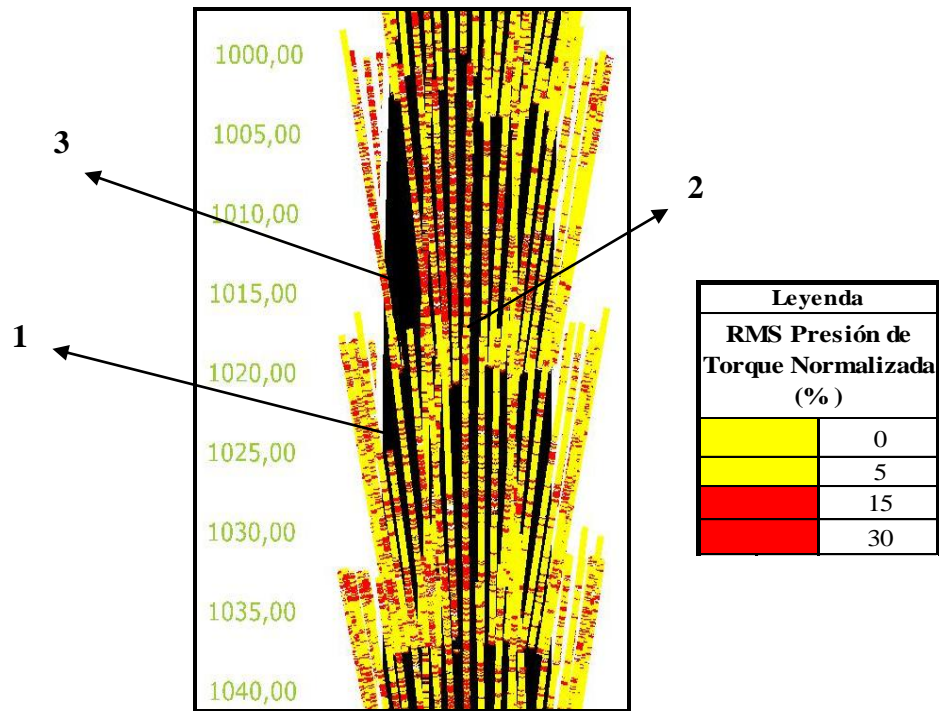


Figura 33: Mapa de la homogeneidad/fracturamiento de la roca de toda la sección (Pk 1040-1000) realizado por el RMS de la presión de torque normalizada. Los números indican las perforaciones que serán analizadas.

A continuación se analizarán tres perforaciones, indicadas en la Figura 33, para revisar la variación del RMS de la presión de torque normalizada con respecto a la homogeneidad de la roca, Figura 34, Figura 35 y Figura 36 de las perforaciones 1, 2 y 3 respectivamente.

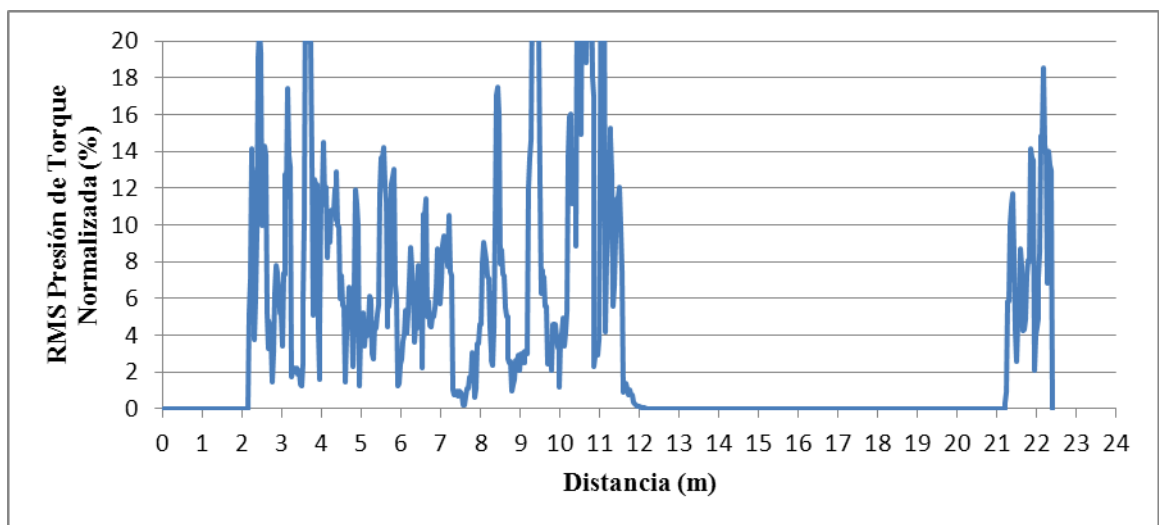


Figura 34: Gráfico del RMS de la presión de torque normalizada de la perforación 1.

Para el gráfico de la Figura 34 se observa que la perforación 1 comienza y termina en una zona con fracturamiento intenso, donde existen fluctuaciones respecto al valor de RMS de la presión

de torque normalizada. Sin embargo, entremedio de ambos eventos se atraviesa una zona de roca homogénea (0% de fluctuación del RMS).

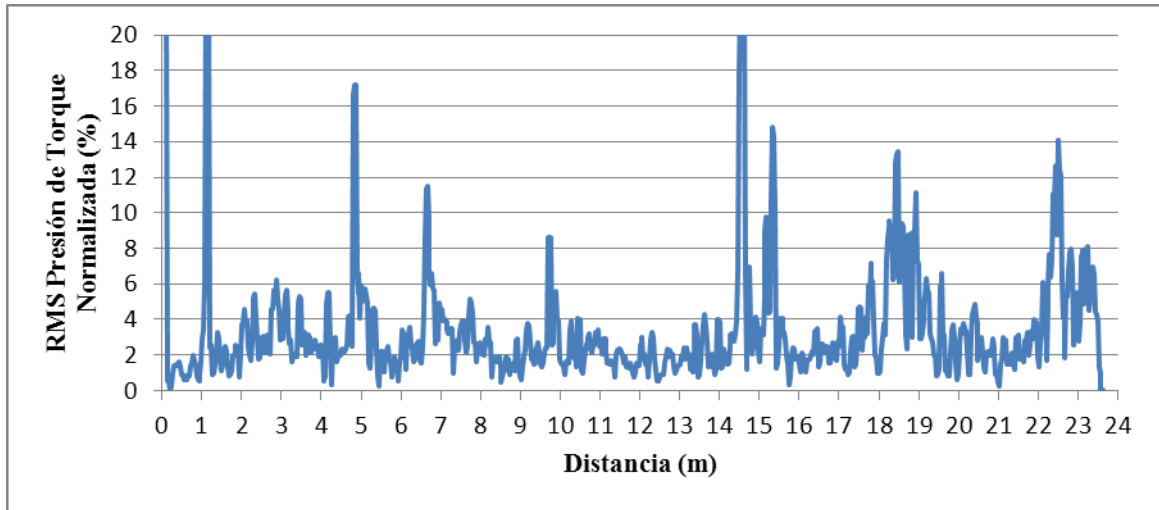


Figura 35: Gráfico del RMS de la presión de torque normalizada de la perforación 2.

La Figura 35 muestra que la perforación 2 presenta mayores fluctuaciones en los valores del RMS de la presión de torque normalizada, cuyos porcentajes se concentran principalmente en valores bajos. Estas respuestas respecto a la homogeneidad de la roca indican un leve fracturamiento de la zona que se va acrecentando a medida que se avanza en la perforación.

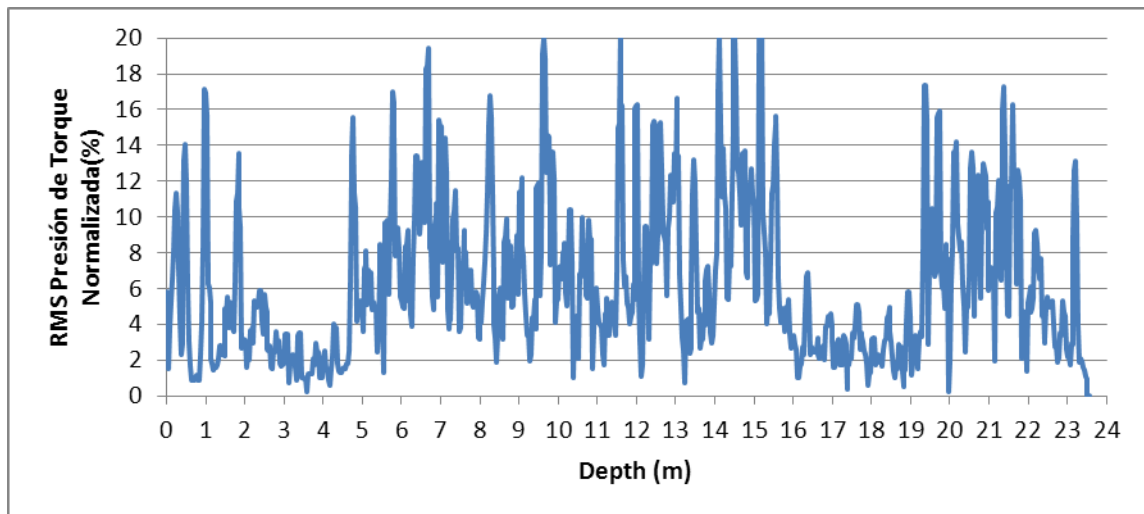


Figura 36: Gráfico del RMS de la presión de torque normalizada de la perforación 3.

En comparación a los otros gráficos mostrados en la Figura 34 y Figura 35, el gráfico de la Figura 36 presenta mayores fluctuaciones de los valores del RMS alcanzando porcentajes elevados (20%). Estas variaciones indican un fracturamiento intenso del sector, desfavoreciendo la calidad de la roca.

En la Figura 37 se muestra la comparación de los resultados obtenidos por el MWD con el mapeo geológico en planta realizado durante la construcción del túnel.

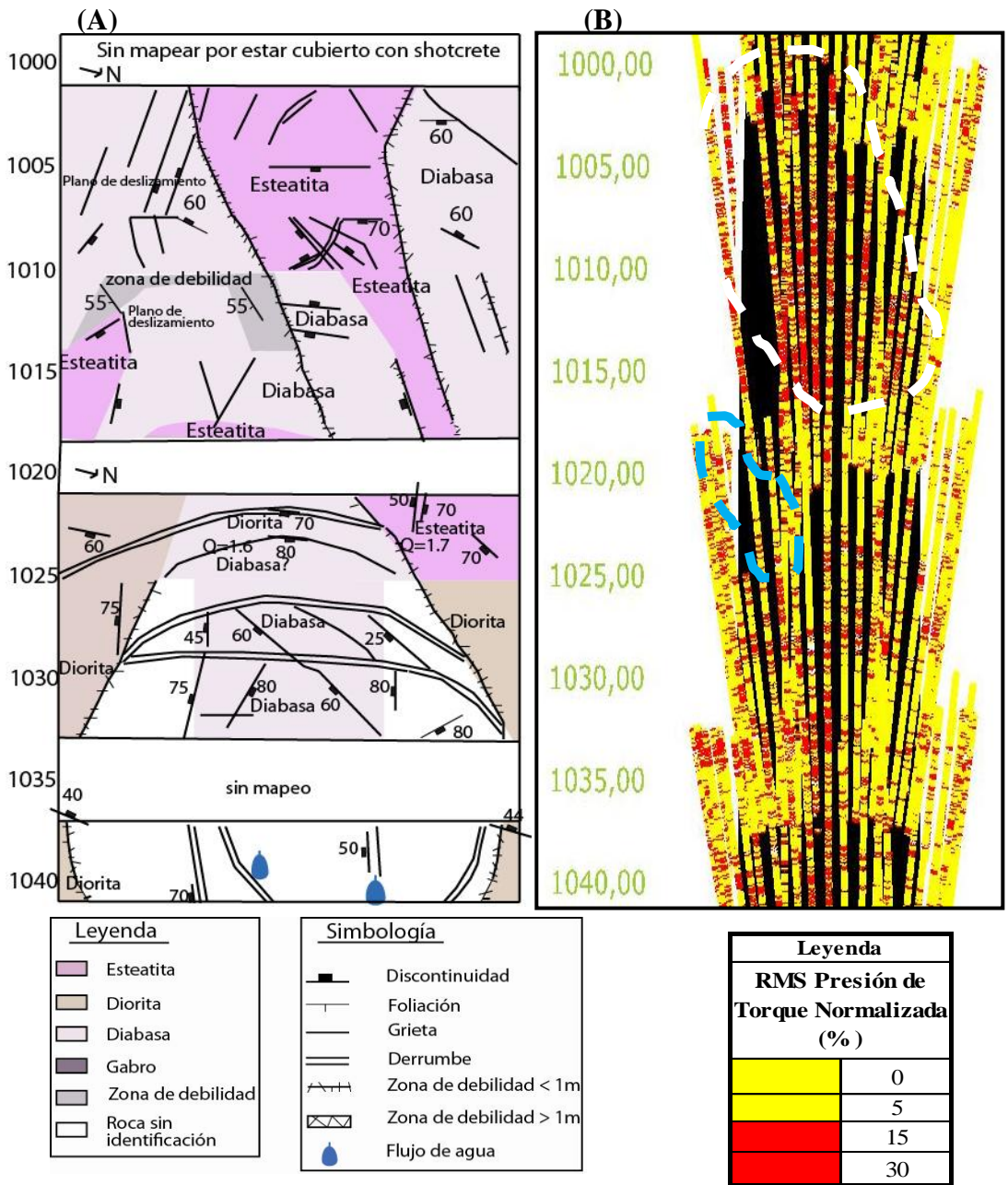


Figura 37: (A): mapa geológico del túnel Strindheim entre los Pk 1040-1000. (B): mapa de homogeneidad/fracturamiento realizado por el RMS de la presión de torque normalizada (%), línea punteada blanca y celeste indican zona de interpretación de menor y mayor homogeneidad de la roca.

Al igual que los resultados mostrados por el RMS de la tasa de penetración normalizada (Figura 31), estos son concordantes con el mapa de la Figura 37 A. Se muestra en color rojo las zonas con mayor fracturamiento y en amarillo las zonas de roca homogénea. Los resultados de los gráficos de la Figura 34, Figura 35 y Figura 36 respaldan la información que entrega el mapa de la Figura 37 B, a mayores fluctuaciones, es decir mayores porcentajes del RMS, menos homogénea es la roca, como por ejemplo el gráfico de la Figura 36 que indica un intenso fracturamiento, es decir, poca homogeneidad de la roca señalado en la franja roja entre los 1015 y 1005 m (zona con línea punteada blanca).

El gráfico de la Figura 35, al presentar menores variaciones del RMS, indica el acercamiento de una zona de debilidad con fracturamiento elevado, que sería el comienzo de la franja roja nombrada anteriormente. Mientras que el gráfico de la Figura 34 indica la presencia de roca más homogénea (zona celeste punteada de la Figura 37 B, lo que concuerda con el mapa de la Figura 37 A en cuyo sector no presenta mayores discontinuidades

Si se comparan los dos mapas, el realizado con el RMS de la tasa de penetración normalizada con el RMS de la presión de torque normalizada, se puede comprobar la similitud entre ellos (Figura 38). Por lo tanto, la información entregada por ambos genera buenos resultados.

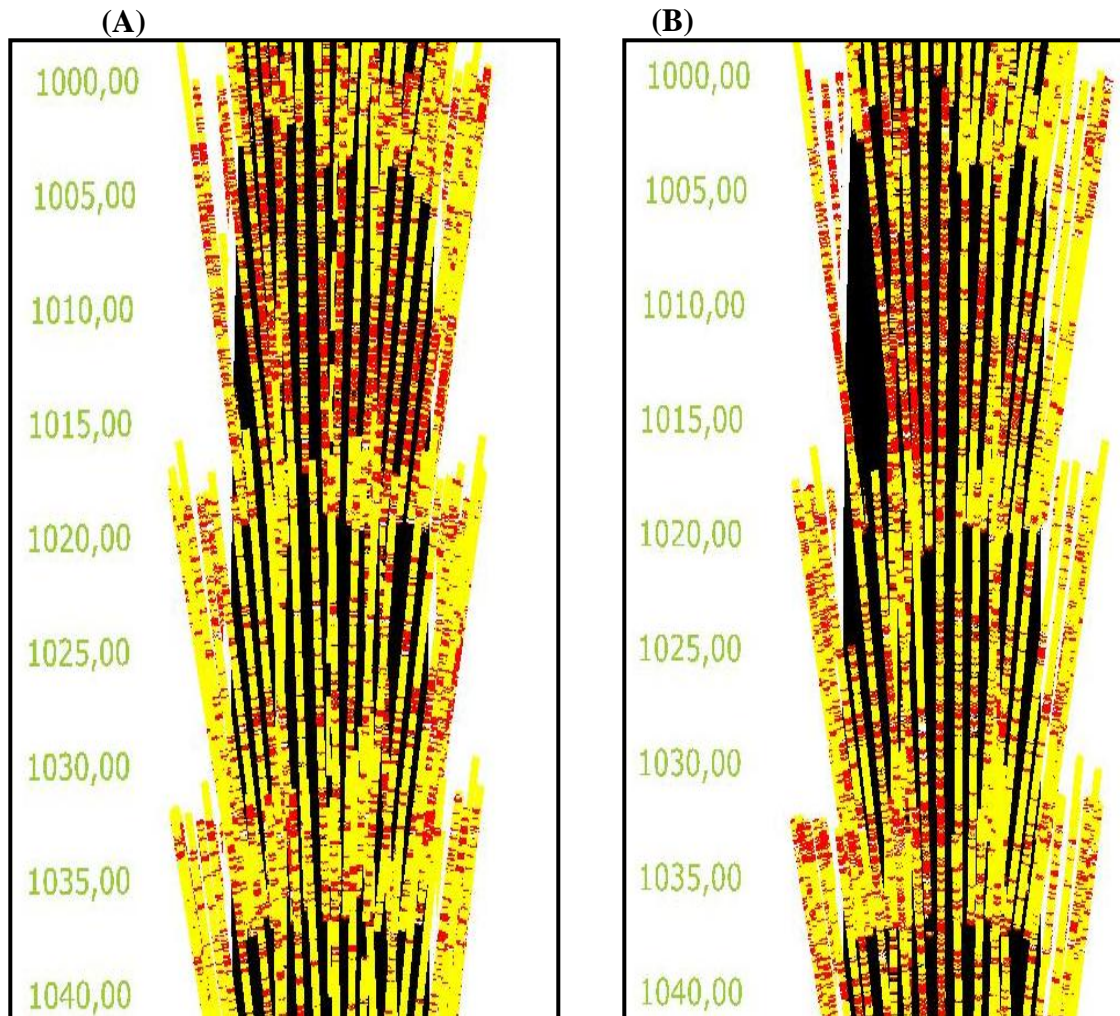


Figura 38: (A): Mapa realizado por el RMS de la tasa de penetración normalizada. (B): Mapa realizado por el RMS de la presión de torque normalizada.

Para el caso del análisis de homogeneidad/fracturamiento mediante la presión de torque normalizada (Figura 39) los resultados no son muy satisfactorios puesto que no entrega una tendencia clara donde se concentran las discontinuidades.

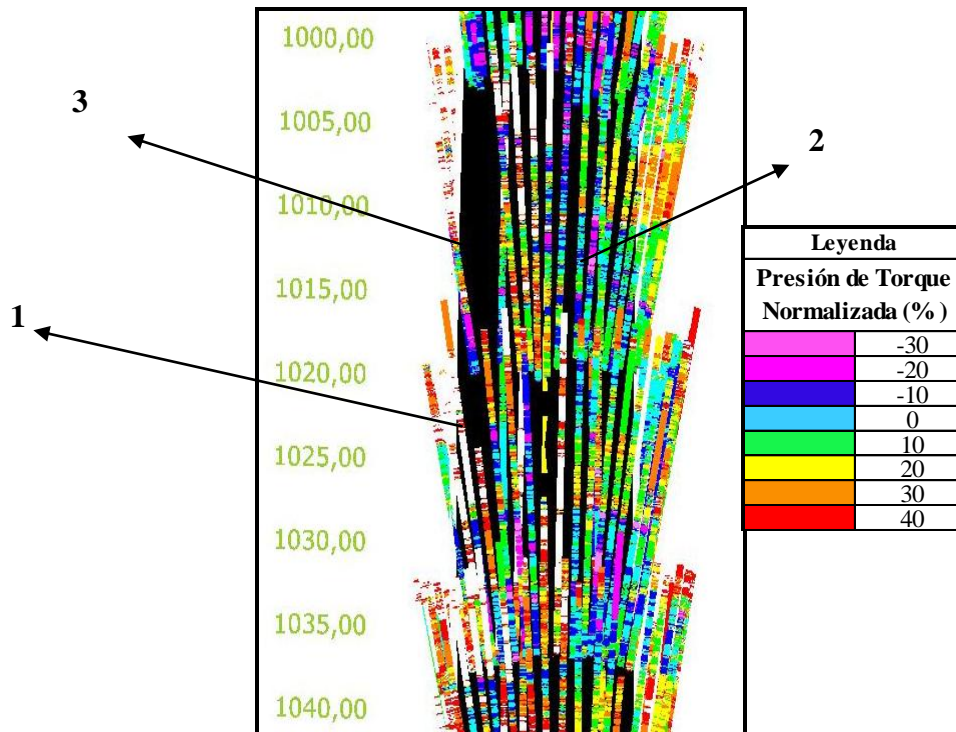


Figura 39: Mapa de la homogeneidad/fracturamiento de la roca de toda la sección (Pk 1040-1000) realizado por la presión de torque normalizada. Los números indican las perforaciones que serán analizadas.

A continuación se analizarán tres perforaciones, indicadas en la Figura 39, de los mismos sectores para revisar la variación de la presión de torque normalizada con respecto al fracturamiento de la roca, Figura 40, Figura 41 y Figura 42 de las perforaciones 1, 2 y 3 respectivamente.

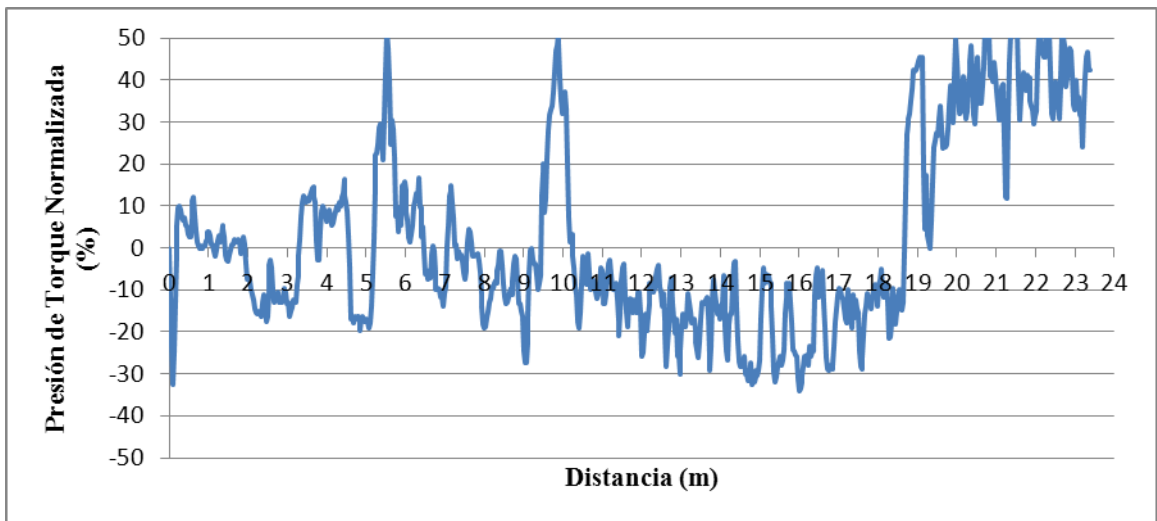


Figura 40: Gráfico de la presión de torque normalizada de la perforación 1.

En la Figura 40 se observa que los valores de la tasa de penetración normalizada de la perforación 1 se concentran principalmente en valores cercanos a cero, mostrando elevaciones considerables

a los 6 y 10 metro aproximadamente de la perforación y al final de ésta. Esto indica que la roca en ese sector no presenta mayores fracturamiento, salvo en las partes mencionadas.

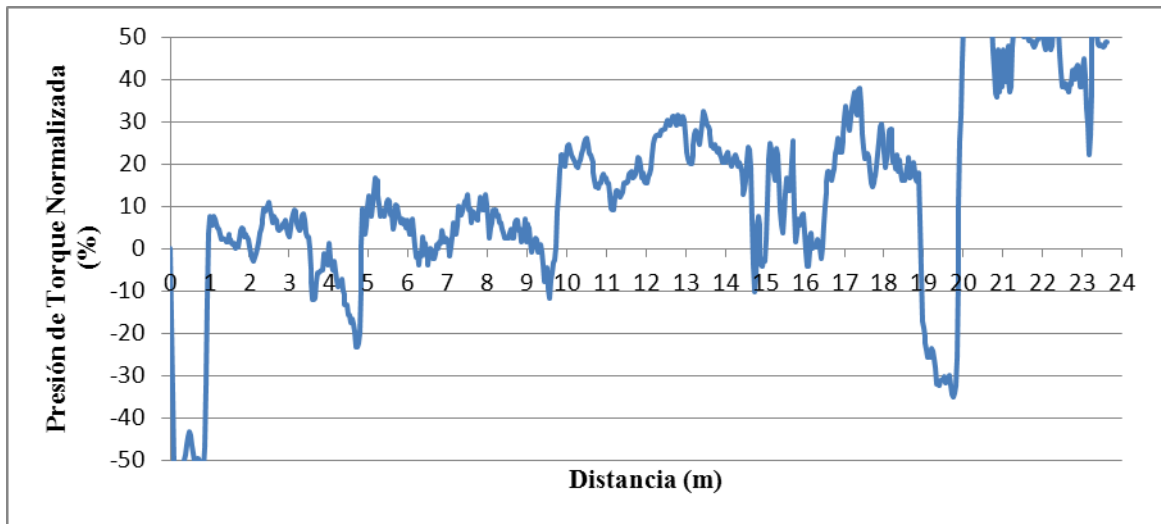


Figura 41: Gráfico de la presión de torque normalizada de la perforación 2.

Los porcentajes de la presión de torque normalizada al comienzo de la perforación 2 mostrados por el gráfico de la Figura 41 son menores a cero (-50%) y al final de ésta son por sobre el 50%, mostrando un paulatino crecimiento de los porcentajes entre estos dos extremos. Este fenómeno indica la aproximación de zona con fracturamiento intenso, cuyos colores representativos comienzan en tonos rosados terminando en rojo.

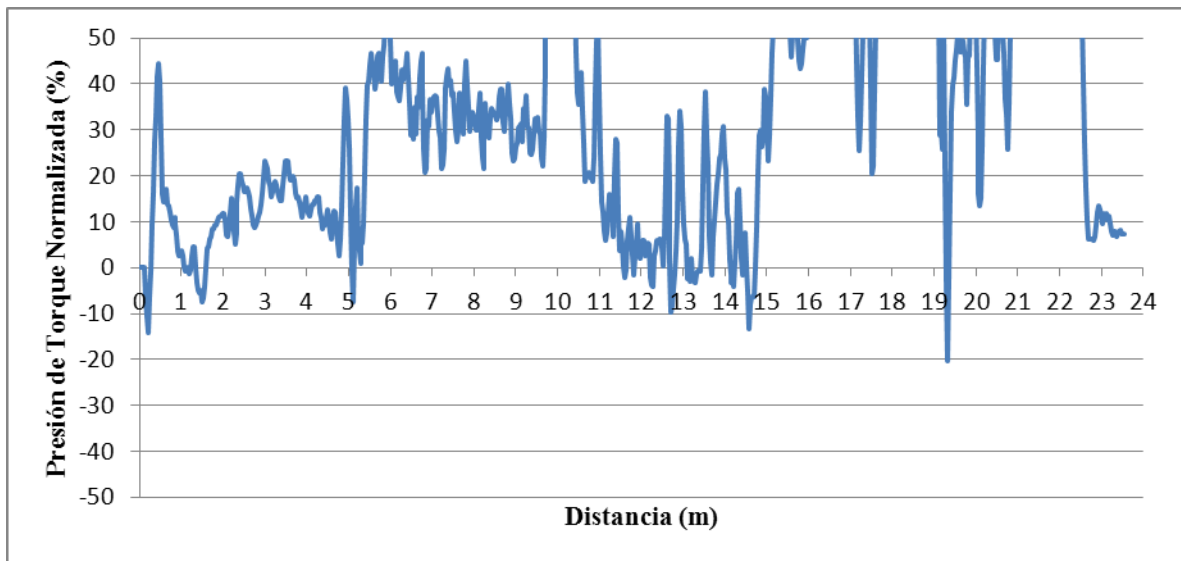


Figura 42: Gráfico de la presión de torque normalizada de la perforación 3.

El gráfico de la Figura 42 muestra que los valores de la presión de torque normalizada de la perforación 3 son mayores a cero alcanzando porcentajes superiores al 50%. El fracturamiento de este sector se más intenso al final de la perforación que al principio, puesto que los porcentajes van en ascenso, pero en general este comportamiento, de la presión de torque normalizada con respecto a la homogeneidad de la roca, indica que se está en presencia de una zona con

fracturamiento intenso, cuyos colores serán representados mayoritariamente por el rojo al final de la perforación, pasando por verde, amarillo y naranja.

En la Figura 43 se muestra la comparación de los resultados obtenidos por el MWD con el mapeo geológico en planta realizado durante la construcción del túnel.

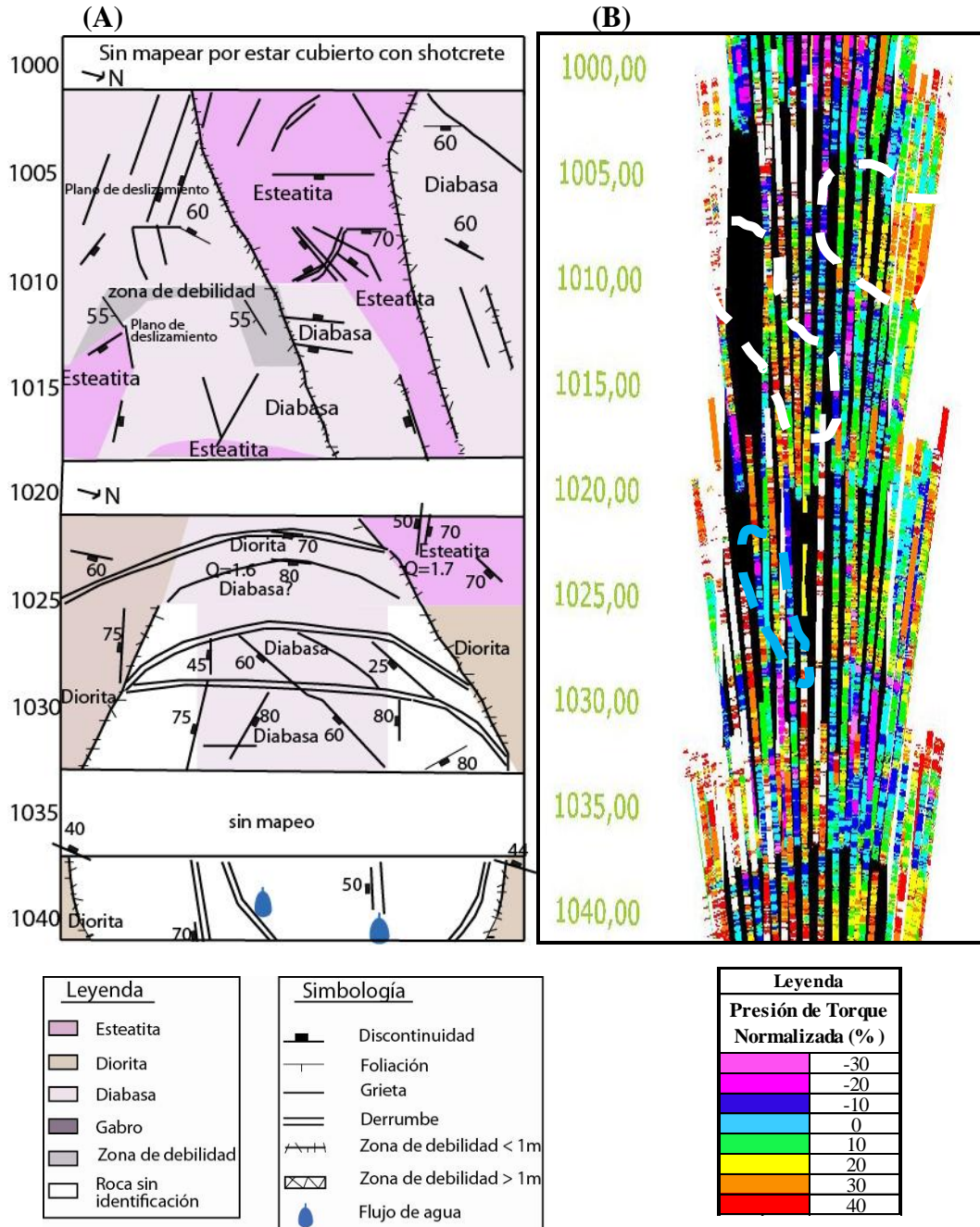


Figura 43: (A): mapa geológico del túnel Strindheim entre los Pk 1040-1000. (B): mapa de homogeneidad/fracturamiento realizado por la presión de torque normalizada (%), línea punteada blanca y celeste indican zonas con menor y mayor homogeneidad de la roca respectivamente.

Como es posible apreciar, el mapa de la Figura 43 B no representa 100% al mapa de la Figura 43 A, siendo los resultados poco certeros. Sin embargo los sectores analizados muestran una correlación. El grafico de la Figura 40 muestra valores de la presión de torque normalizada bajos (zona punteada celeste), siendo un sector de poco fracturamiento lo que concuerda con lo mostrado en el mapa geológico. Los gráficos de la Figura 41 y Figura 42 indican valores más elevados de la presión de torque normalizada señalando una zona con fracturamiento más fuerte (zonas punteadas blancas), lo que se puede apreciar entre los 1025 y 1010 m. del mapa geológico (Figura 43 A).

4.1.2 Túnel Loren, Oslo, Noruega

La geología del túnel Loren está compuesta principalmente por rocas sedimentarias de edad Cámbrico-Silúrico, intruido por diques ígneos del Pérmico datados en 260-280 Ma. (Haug, 2007, Figura 44).

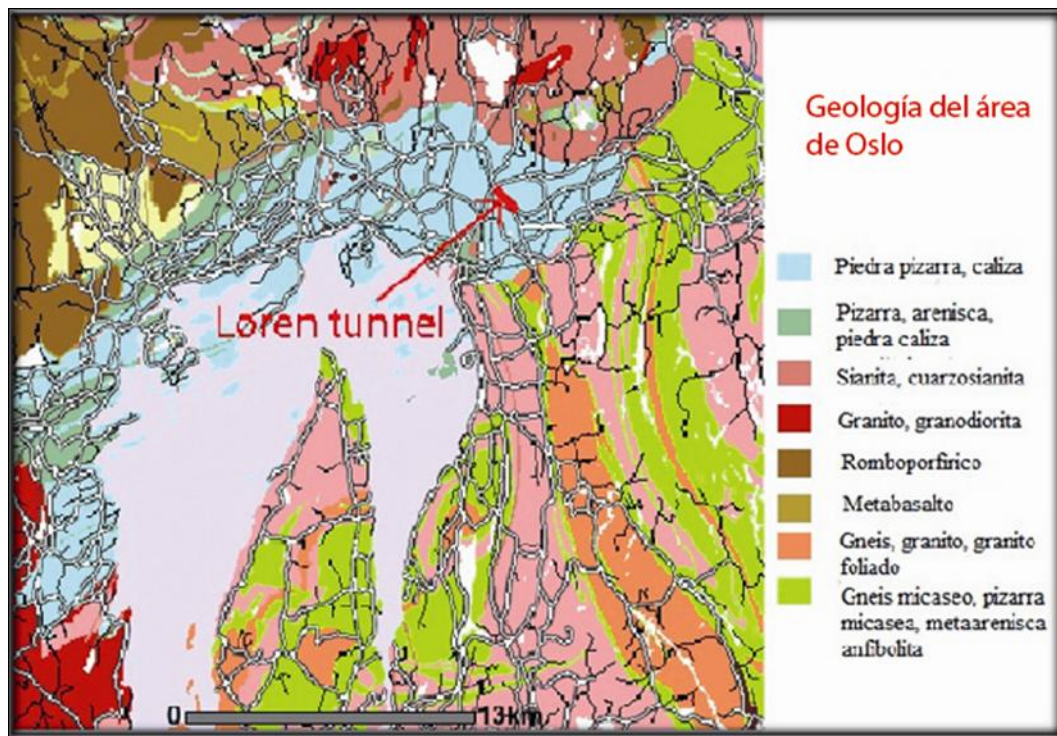


Figura 44: Geología de la región de Oslo con la posición del túnel Loren. Imagen obtenida de (Gjerstad, 2010).

En el proyecto del túnel Loren los datos de las perforaciones fueron tomados automáticamente mediante el sistema MWD (Figura 45). Los datos a analizar van desde el Pk 1310 al Pk 1340 en el túnel de la línea A.

La excavación del túnel comenzó por el noroeste, por lo tanto la dirección de perforación es decreciente.

Análisis de dureza

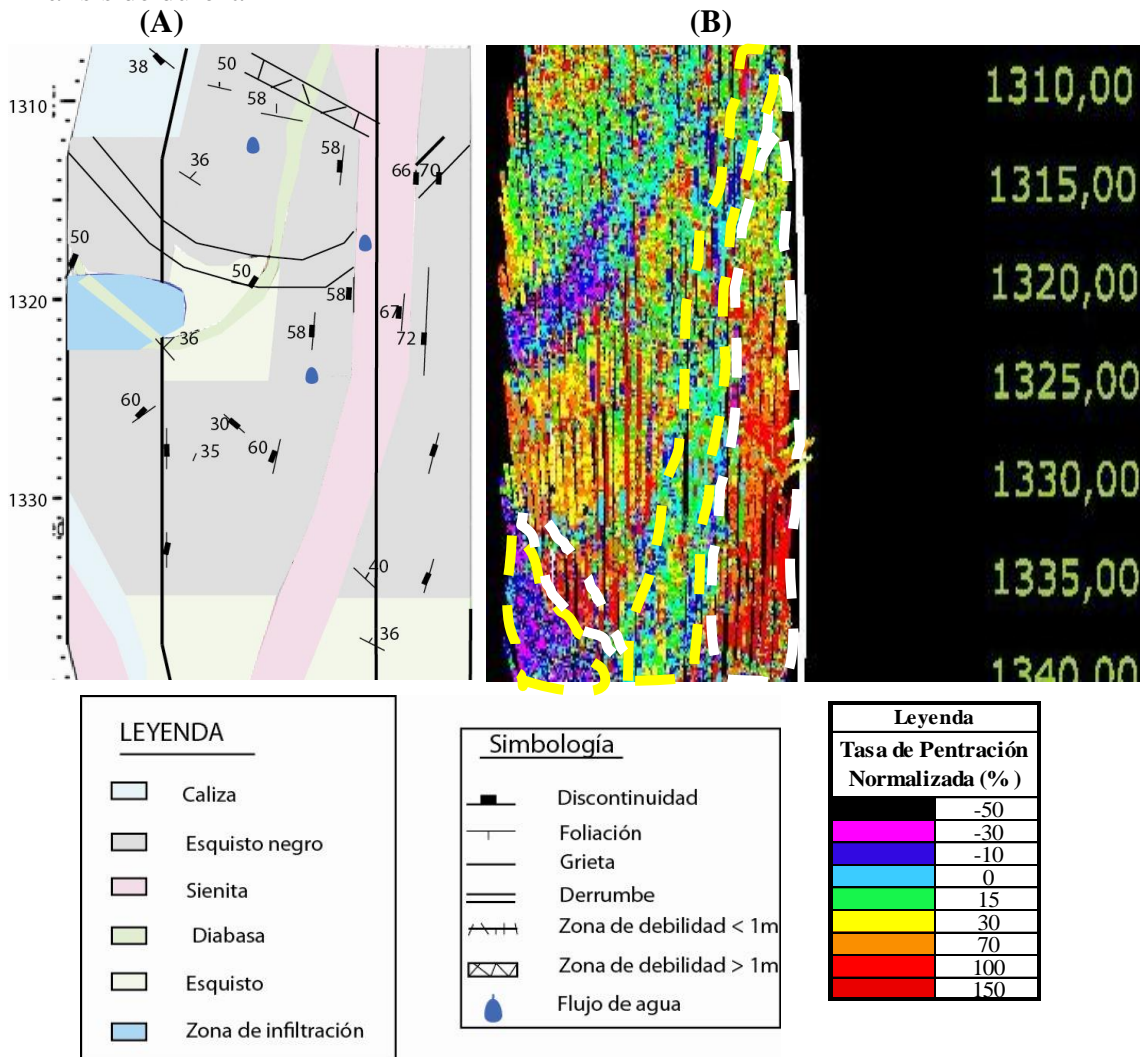


Figura 45: (A): Mapa geológico del túnel Loren entre el Pk 1350 y Pk 1310. (B): mapa de dureza realizado por la tasa de penetración normalizada (%) del túnel Loren, líneas punteadas blancas y amarillas indican zonas con menor y mayor dureza respectivamente.

En la Tabla 6 se muestran los valores medios de la resistencia a la compresión simple de las rocas encontradas en el túnel Loren.

Tabla 6: Propiedades mecánicas de distinto tipo de roca encontradas en el túnel Loren.

Tipo de Roca	Resistencia a la Compresión Simple (Mpa)	Resistencia de la Roca
Diabasa	295	Muy alta
Sienita	179	Alta
Caliza	45	Media
Esquisto	55	Media
Esquisto negro	30	Media

Datos seleccionados de Rahn (1986), Walthan (1999), Gjerstad (2010).

De la Figura 45 se aprecia que tanto el mapa geológico (Figura 45 A) como el mapa de la dureza (Figura 45 B) muestran resultados concordantes. Los colores más rojos, indicados con línea punteada blanca, representan roca con dureza más baja (esquisto), mientras los colores más azules, morados (líneas punteadas amarillas) a rocas con dureza más alta (sienita, diabasa). Esto también se puede comprobar con la Tabla 6 que muestra los valores de la compresión simple y la resistencia de la roca, donde se observa que para rocas con valores de resistencia a la compresión simple altos, la tasa de penetración indica valores porcentuales bajo cero (colores azul, morado)

Al igual que en el proyecto Strindheim, en el túnel Loren los resultados entregados por el MWD son confiables para interpretar lo que viene por el frente, mostrando claramente las zonas con mayor debilidad en cuanto a la dureza.

Análisis de homogeneidad/fracturamiento

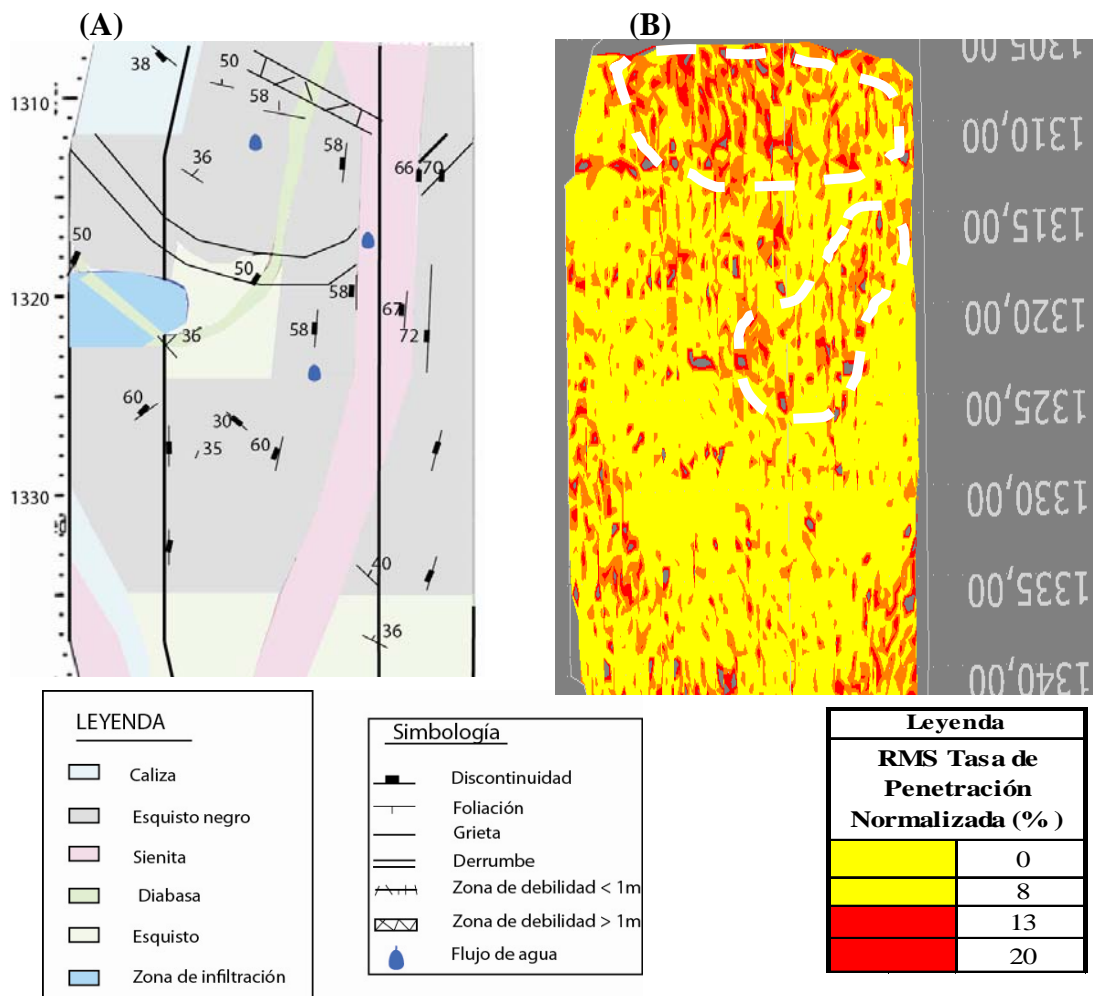


Figura 46: Figura (A): mapa geológico del túnel Loren entre los Pk 1350-1310. Figura (B): diagrama de superficie de la homogeneidad/fracturamiento realizado por el RMS de la tasa de penetración normalizada (%), líneas punteadas blancas indican zonas con menor homogeneidad de la roca.

De la Figura 46 se observa que el diagrama de superficie de la homogeneidad de la roca (Figura 46 B) sigue el mismo patrón que el mapa geológico del túnel Loren (Figura 46 A), donde se puede ver que los valores altos del RMS (colores rojos) muestran los lugares donde hay mayores concentraciones de discontinuidades.

De igual forma si se compara el diagrama de superficie de la dureza de la roca realizado por la tasa de penetración normalizada con el diagrama de superficie de la homogeneidad de esta, se puede observar que ambos siguen los mismos patrones (Figura 47).

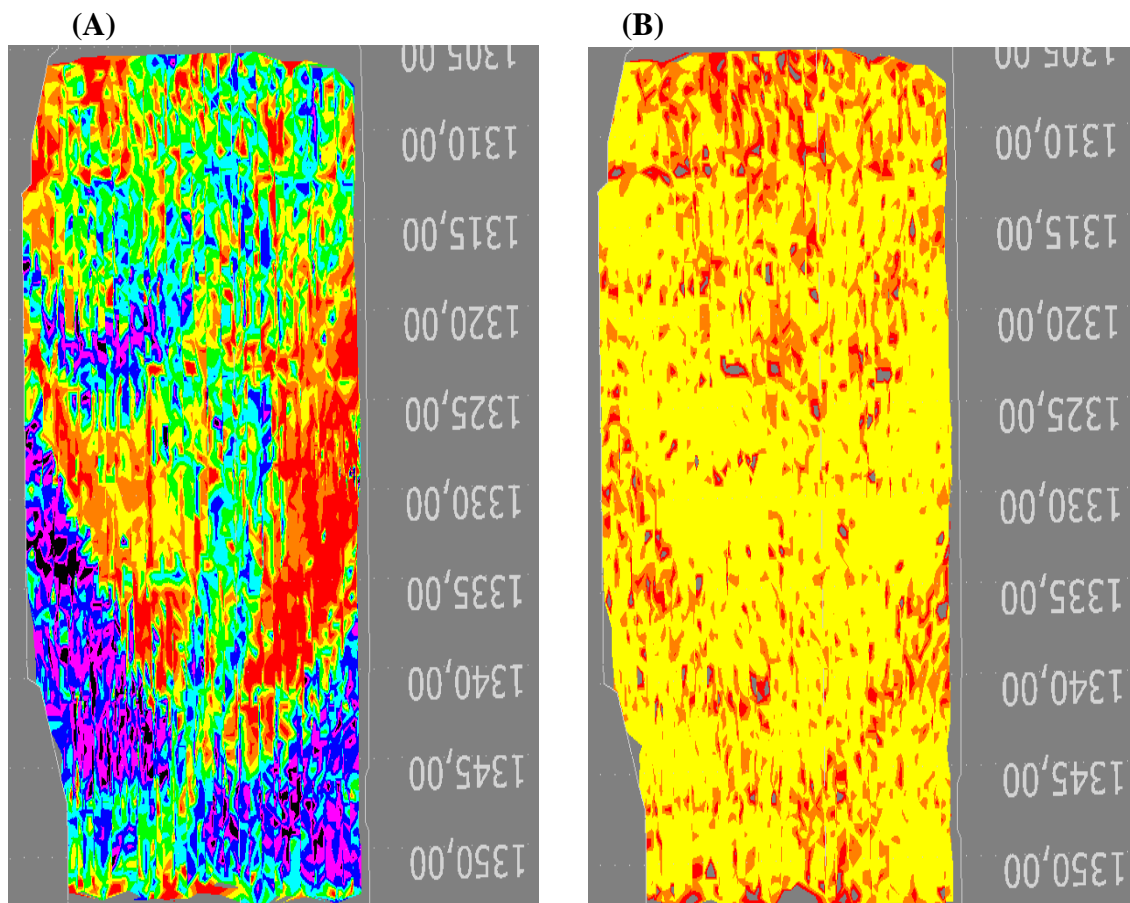


Figura 47: (A): Diagrama de superficie de la dureza de la roca realizado por la tasa de penetración normalizada. (B): Diagrama de superficie de la homogeneidad de la roca realizado por la tasa de penetración normalizada.

5 TÚNEL CONSTRUIDO SIN EL MÉTODO MWD

5.1 Túnel de Desvío Río Blanco, Los Andes, Chile

5.1.1 Ubicación y vías de acceso

El túnel de Desvío Río Blanco se encuentra en la zona central de Chile, en la Provincia de los Andes Región de Valparaíso, a 44 Km al sureste de la ciudad de Los Andes.

Su ubicación geográfica es en los faldeos de un cordón montañoso de la Cordillera de Los Andes (Latitud aproximada 33°7' Sur, Longitud aproximada 70°15' Oeste) y a una altitud aproximada de 3500 m.s.n.m. (Figura 48).

5.1.2 Características generales del túnel

Este túnel se ha construido con la finalidad de evitar la interferencia entre el río Blanco y los Depósitos de Lastre de la Mina Rajo Abierto (Codelco Chile, 2008). El túnel presenta una longitud de 6 Km, presenta una sección transversal de 4 m de ancho y 4,3 m. de altura. Su orientación es principalmente NE, pero en su último tramo se desvía hacia el NNW. En el sector sur cuenta con un túnel de desvío existente (Figura 49).



Figura 48: Mapa de ubicación y vías de acceso al Túnel. Se indica las rutas principales en amarillo y el trazado del túnel en rojo. Trazado sobre imagen Google Earth, 2011.

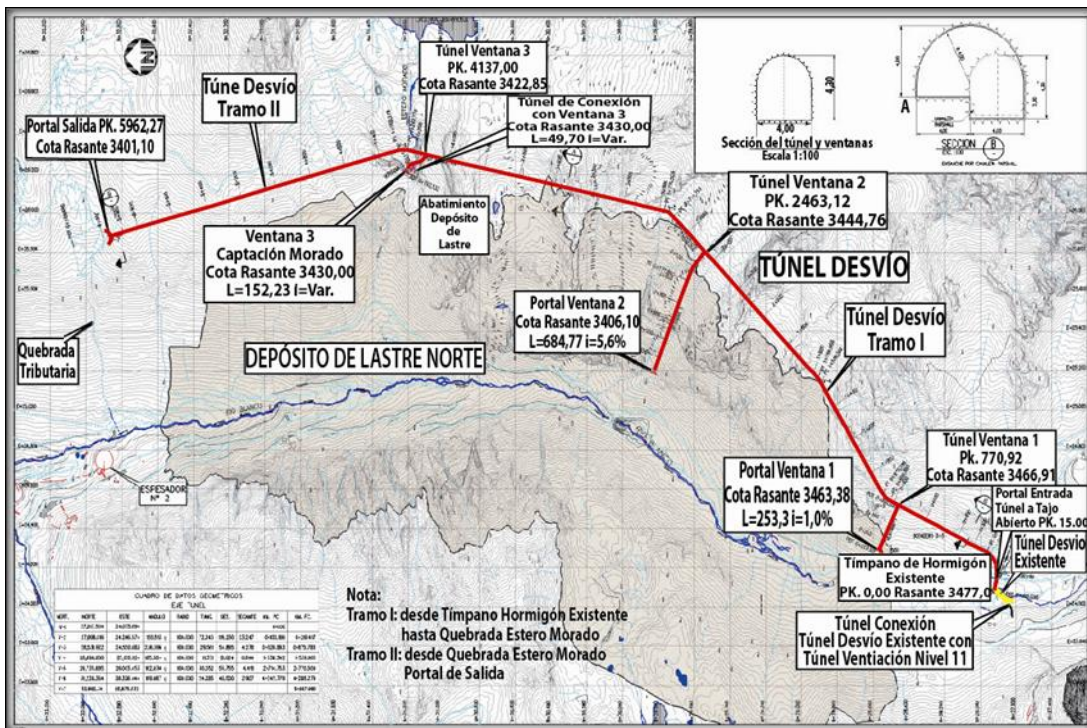


Figura 49: Plano general de ubicación del Túnel de Desvío. En rojo se muestra el túnel de desvío proyectado y el trazado amarillo ilustra el túnel de desvío existente. Imagen obtenida de Codelco Chile (2008).

5.1.3 Características geológicas de la zona

La zona de estudio se encuentra en un ambiente geológico regional que se caracteriza por la presencia dominante de rocas estratificadas volcánicas y volcanoclásticas de las Formaciones Abanico y Farellones, las que son intruidas por plutones del Mioceno de composición principal granodiorítica. La zona también se caracteriza por la presencia de fallas regionales que controlan el ascenso y el emplazamiento de los cuerpos intrusivos. La distribución de estas unidades se muestra en la Figura 50.

El mayor rango estructural de la región lo constituye un sistema de falla de rumbo NE a EW (N45-80°E). Sin embargo, las fallas de mayor importancia en cuanto al control sobre el ascenso y emplazamiento de cuerpos intrusivos, pórfidos y brechas hidrotermales presentan rumbo NNW-NW (N25-50W) (Piquer, 2010). Como se muestra en la Figura 52 se distinguen dos fallas principales con orientación NNW: la zona de la Falla Río Blanco-Los Bronces-Sierra Bella (ZF-RBLBSB) y la Falla Laguna Barroso, ésta última es una falla inversa con vergencia al oeste en el sector oriente de la zona de estudio. También se muestra una falla mayor de orientación E-W, que controla el emplazamiento de un extenso dique de pórfido dacítico.

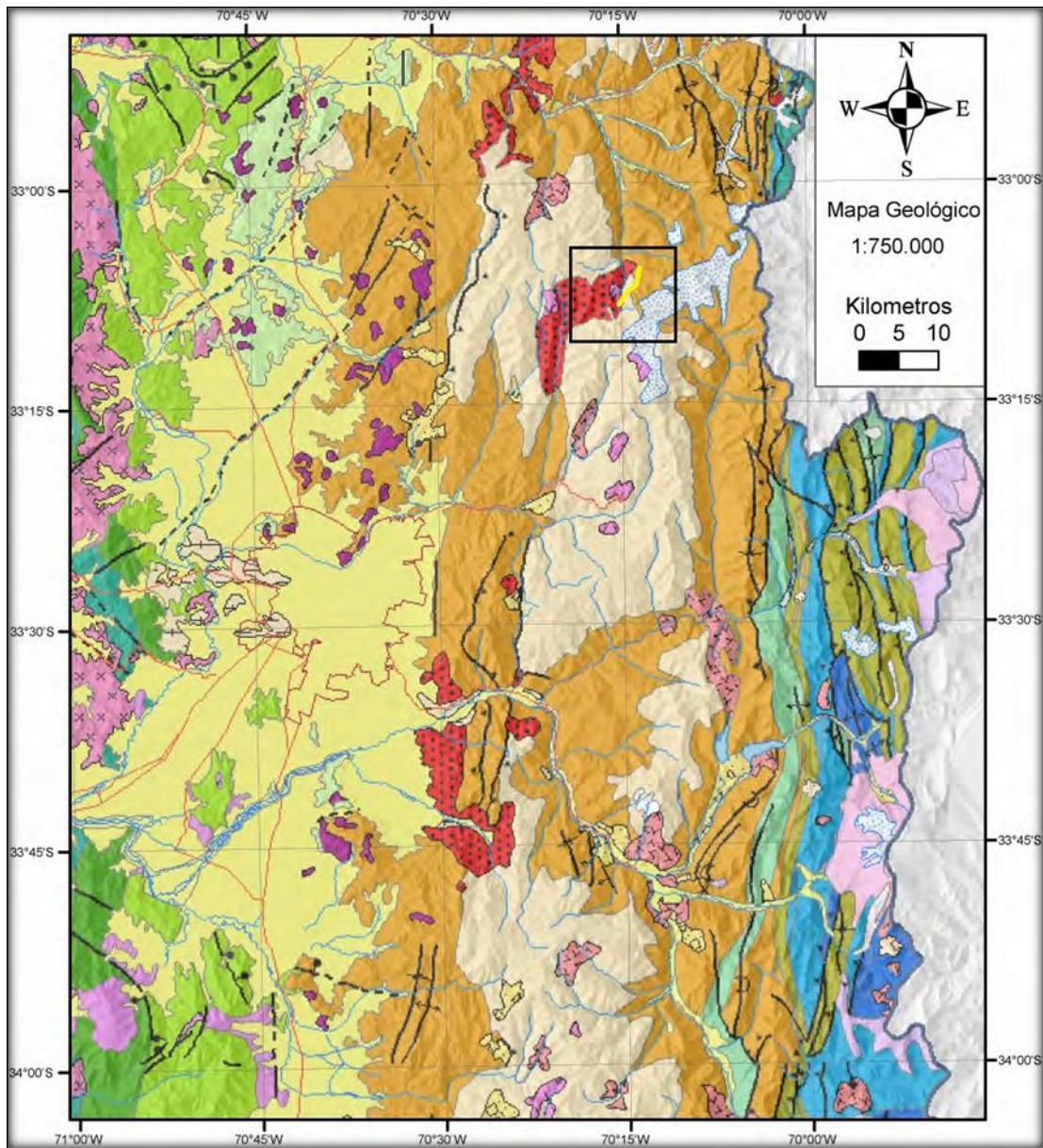


Figura 50: Mapa geológico de la zona de estudio (cuadrado negro), en amarillo se muestra la traza del túnel Imagen obtenida de Fock (2005). Leyenda en la página siguiente (Figura 51).



Figura 51: Continuación de la Figura 50. Leyenda mapa geológico de la zona de estudio. Imagen obtenida de Fock (2005).

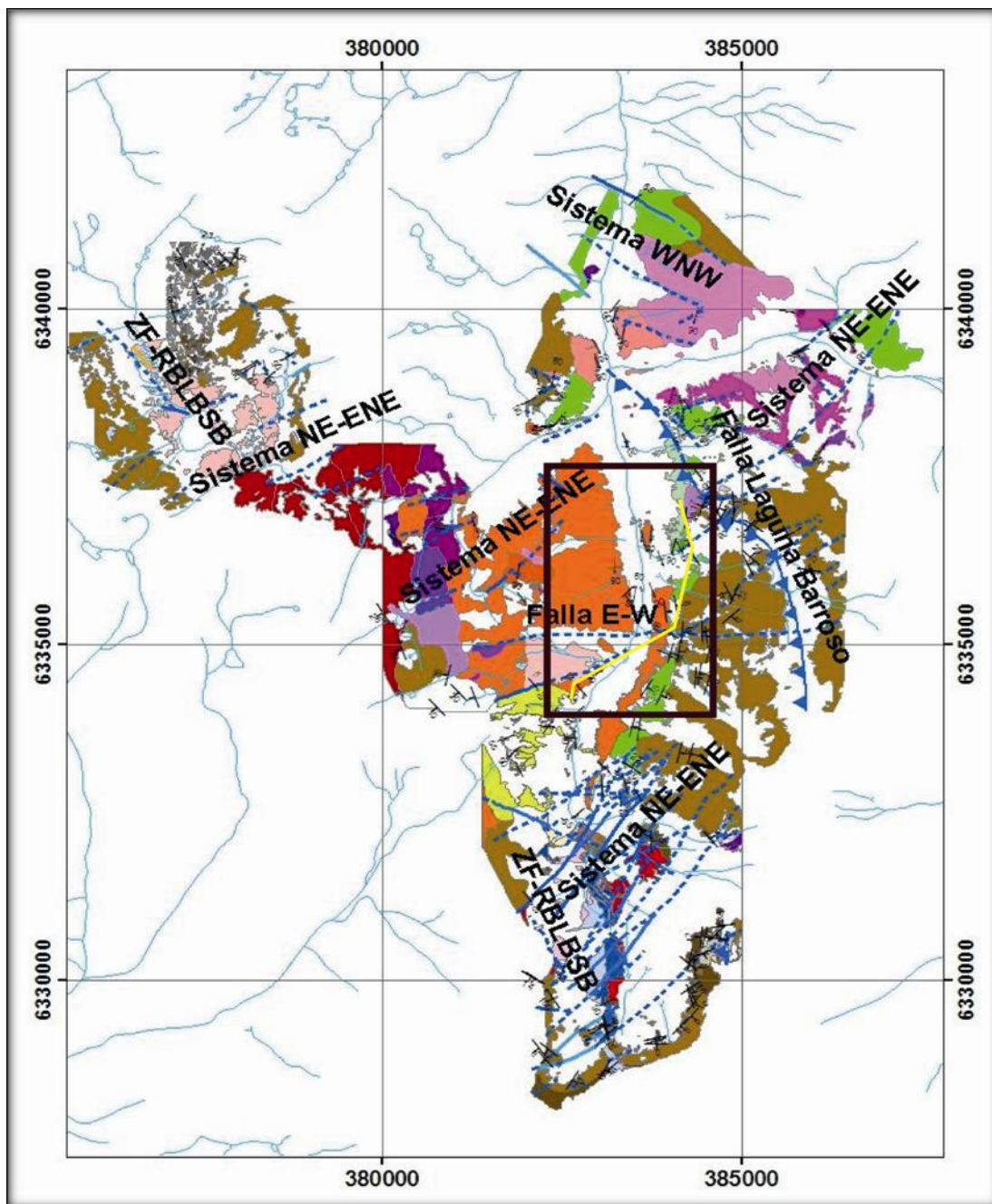


Figura 52: Mapa geológico de la zona, indicando la ubicación de fallas y sistemas estructurales principales. ZF-RBLBSB: zona e falla Río Blanco-Los Bronces-Sierra Bella. En el cuadrado negro se muestra el área de estudio junto con el trazado del túnel en amarillo. Imagen obtenida de Piquer (2010).

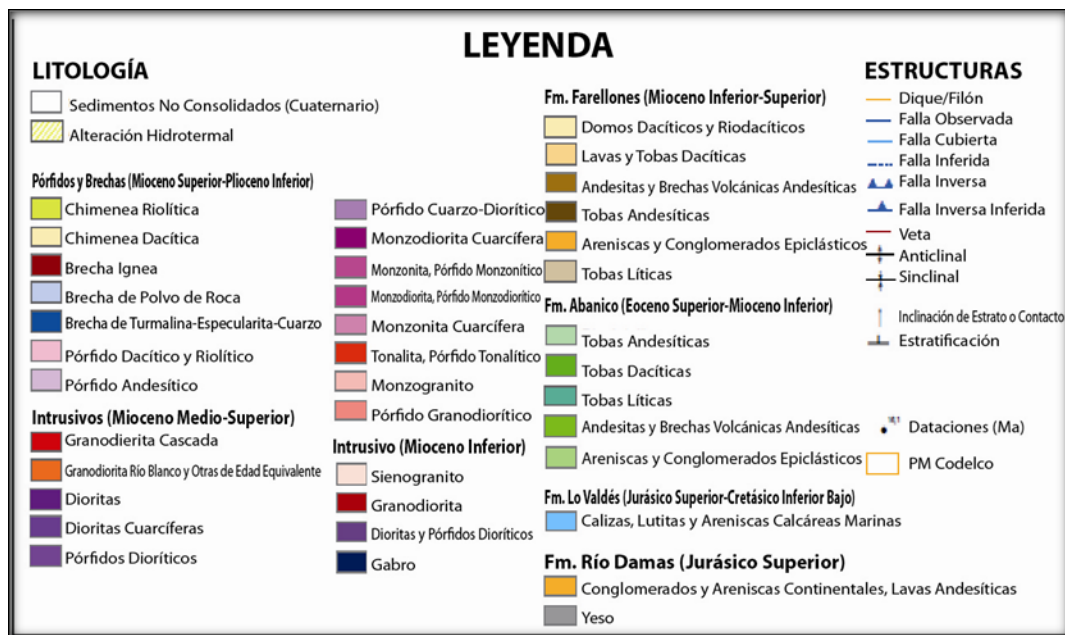


Figura 53: Continuación de la Figura 52. Leyenda mapa geológico de la zona de estudio. Imagen obtenida de Canales (2010).

5.1.4 Características geológicas del Túnel de Desvío Río Blanco (TDRB)

Está constituido por cuatro unidades litológicas. De sur a norte, Chimenea Riolítica (CHRIOL), Brecha de Chimenea Riolítica (BxCHRIOL), Granodiorita Río Blanco (GDRB) y la unidad de Andesita (AND).

Para efectos del presente trabajo de título, se analizará el último kilómetro de túnel construido, es decir, desde el Pk 6000 hasta el Pk 5000 aproximadamente (Portal de Salida, sector norte). Cabe destacar que el Portal de Salida se construyó en sentido contrario al resto del túnel, es decir, de norte a sur.

La litología en el Portal de Salida corresponde a la unidad de Andesita (AND).

Andesita (AND)

En el Portal de Salida (a partir de los 5000 m del túnel aproximadamente) se presenta con un bajo grado de alteración hidrotermal fuerte. El contacto entre la andesita fresca y la afectada por la alteración hidrotermal es por un cambio gradual en la alteración.

La estimación realizada geotécnica se realizó mediante el método Q de Barton, separándolo en 5 rangos (Tabla 7).

Tabla 7: Rango de calidad del macizo rocoso según Q de Barton.

Calidad Macizo Rcoso	Valor Q	Descripción
R-1	≥ 40	Muy buena
R-2	10-40	Buena
R-3	1-10	Regular
R-4	0.1-1	Mala
R-5	< 0.1	Muy mala

Para este sector la calidad de la roca es regular (Tabla 8). En la Tabla 9 se muestran los valores de Q que se usaron para estimar la calidad y la clase de la roca.

Tabla 8: Porcentaje de la calidad de la Andesita del sector norte con respecto al índice Q.

Calidad Macizo Rcoso	Rangos Q	Calidad Geotécnica	Longitud Acumulada (m)	Porcentaje (%)
Muy Buena	> 40	R1	0	0
Buena	10-40	R2	31	3
Regular	1-40	R3	604	60
Mala	0,1-1	R4	349	35
Muy Mala	$< 0,1$	R5	14	2

Tabla 9: Calidad de la Andesita del sector norte según Q de Barton.

Sector	Tramo (Km)	Barton (2002)		Calidad Geotécnica	Observación
		Q	Calidad de la Roca		
Portal de Sali52.da	5970.275-5953.3	0.67	Mala	R4	AND
	5953.3-5919	1.48	Regular	R3	AND
	5919-5888.3	0.67	Mala	R4	AND
	5888.3-5830	1.78-1.48	Regular	R3	AND
	5830-5823.3	1.48	Regular	R3	AND
	5823.3-5776.3	0.67	Mala	R4	AND
	5776.3-5698.3	1.48	Regular	R3	AND
	5698.3-5672.3	0.67	Mala	R4	AND
	5672.3-5620	1.48	Regular	R3	AND
	5620-5615.3	1.78	Regular	R3	AND
	5615.3-5607.3	0.67	Mala	R4	AND
	5607.3-5524.3	3.06-1.48	Regular	R3	AND
	5524.3-5522.23	0.03-0.01	Muy Mala	R5	AND
5522.2-5516.7	0.63-0.40	Mala	R4	AND	

Sector	Tramo (Km)	Barton (2002)		Calidad Geotécnica	Observación
		Q	Calidad de la Roca		
Portal de Salida	5516.7-5461.7	1.41	Regular	R3	AND
	5461.7-5393.9	0.83-0.07	Mala	R4	AND
	5393.9-5382.4	0.75-0.23	Mala	R4	AND
	5382.4-5353	2.78-0.26	Mala	R4	AND
	5353-5345.14	0.01	Muy Mala	R5	AND
	5345.14-5342.9	0.31	Mala	R4	AND
	5342.9-5332.8	2.78	Regular	R3	AND
	5332.8-5321.83	0.31	Mala	R4	AND
	5321.83-5317.8	0.01	Muy Mala	R5	AND
	5317.8-5240.1	0.55-0.75	Mala	R4	AND
	5240.1-5223	3.7	Regular	R3	AND
	5223-5207.7	0.73	Mala	R4	AND
	5207.7-5200	3.7	Regular	R3	AND
	5200-5124.4	6.67-8.75	Regular	R3	AND
	5124.4-5003.3	1.33-1.65	Regular	R3	AND
5003.3-4972	10-15	Buena	R2	AND	

Tabla modificada de Codelco (2011).

En cuanto a sus estructuras se observan tres sistemas dominantes que se detallan en la **Tabla 10**:

1. Rumbo NE con manto subverticales hacia el SE
2. Rumbo NW con manto subhorizontales
3. Rumbo NE con manto subverticales a 64°NW.

Tabla 10: Sistemas estructurales generales de la AND sector norte.

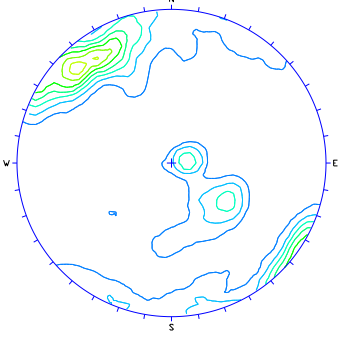
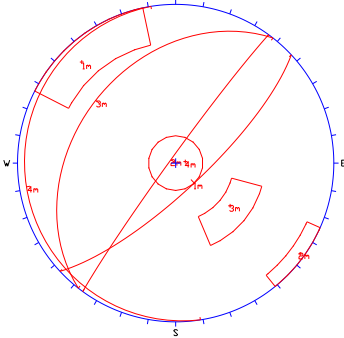
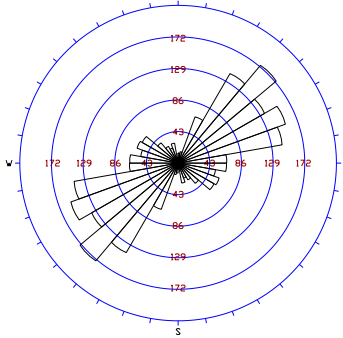
Sistema	Tipo	Dip	Dip/Direction	Dip		Dip/Direction		Tipo Relleno	Rugosidad	Planaridad	
				Min	Max	Min	Max				
S1	F/JS	76	137	65	90	117	168	T, Hem, Py, Rx, L, Cl, Qz	Rugosa	Plana-Ondulosa	
S2	F/JS	87	306	80	90	294	321	Lim, Salb, Arc.	Rugosa	Plana	
S3	J	36	308	30	47	285	337	Lim-arc	Rugosa	Plana-Ondulosa	
S4	J	5	275	0	14			Lim, Arc.	Rugosa	Plana	
ESTEREONET				PLANOS				ROSETA			
											

Tabla obtenida de Codelco (2011).

5.1.5 Estudio geológico-geotécnico previos a la construcción del túnel

Para el estudio geológico-geotécnico del proyecto en cuestión, se contó con información y planos generados de estudios preliminares durante la Ingeniería Conceptual e Ingeniería Básica del túnel, y de acuerdo a las características geológicas y estructurales de la proyección de la información de la geología superficial recopilada a nivel del túnel proyectado se pudo diferenciar seis sectores estructurales, cada una de las cuales posee características litológicas singulares y condiciones estructurales propias (Codelco Chile 2, 2008), de los cuales parte del sector cinco y el sector seis corresponden al Portal de Salida, éste último a ser analizar.

En estos sectores se distinguieron nueve fallas que afectarían al trazado del túnel, en su mayoría presentan rumbo N30-40E y subordinadamente N50W y EW, con manteos subverticales (Codelco Chile 2, 2008).

Tomando en cuenta estas características estructurales se realizó una estimación geotécnica del Portal de Salida (Tabla 11), donde se observa que en este sector el túnel sería excavado en roca de calidad regular a buena.

Tabla 11: Estimación geotécnica de los sectores estructurales 5 y 6.

Sector Estructural	Longitud (m)	Q=40		10=Q<40		1=Q<10		0,1=Q<1		0,1<Q	
		Muy buena		Buena		Regular		Mala		Muy mala	
		R1 (m)	%	R2 (m)	%	R3 (m)	%	R4 (m)	%	R5 (m)	%
5	661	0	0	278	42	383	58	0	0	0	0
6	355	0	0	210	59	145	41	0	0	0	0
Total (m)	1016	0		488		528		0		0	
Total (%)		0		48		52		0		0	

Debe considerarse un valor de incerteza no menor al 20%, que corresponde al valor de desconocimiento real de la calidad geotécnica de las distintas unidades litológicas y estructurales en profundidad y que se verán involucradas en la excavación (Codelco Chile 2, 2008).

A continuación se detallan las características de los sectores estructurales.

Sector estructural 5:

Presenta una longitud de 1040 m, pero la correspondiente al Portal de Salida tiene 661 m (Km 4,954-5,615).

En este sector el trazado del túnel atravesaría al Plutón del Estero Castro compuesto por granodiorita, tonalita, sienogranito de anfíbola y biotita. El Plutón está cortado por cuerpos intrusivos andesíticos menores. El fracturamiento principal presenta una orientación N40-65E y N50W. Se reconoce también un lineamiento de carácter regional importante de rumbo N65E. En este caso la calidad de la roca es regular (58%, R2).

Sector estructural 6:

Es el tramo más corto con una longitud de 299 m (Km. 5,617-5,970).

Está constituido por rocas volcánicas del Miembro Superior de la Formación Abanico metamorfizadas y en parte alteradas. No se observan estructuras importantes por lo que la calidad de la roca es buena (59%, R2).

5.1.6 Sondajes

Durante la construcción del TDRB se realizó solamente un sondaje horizontal con recuperación de testigo (DDH-4600) de 242,9 metros al final de la construcción del sector Portal de Salida (norte a sur, Figura 54) para estimar la calidad de la roca y el comportamiento geotécnico del macizo rocoso en los últimos metros de éste.

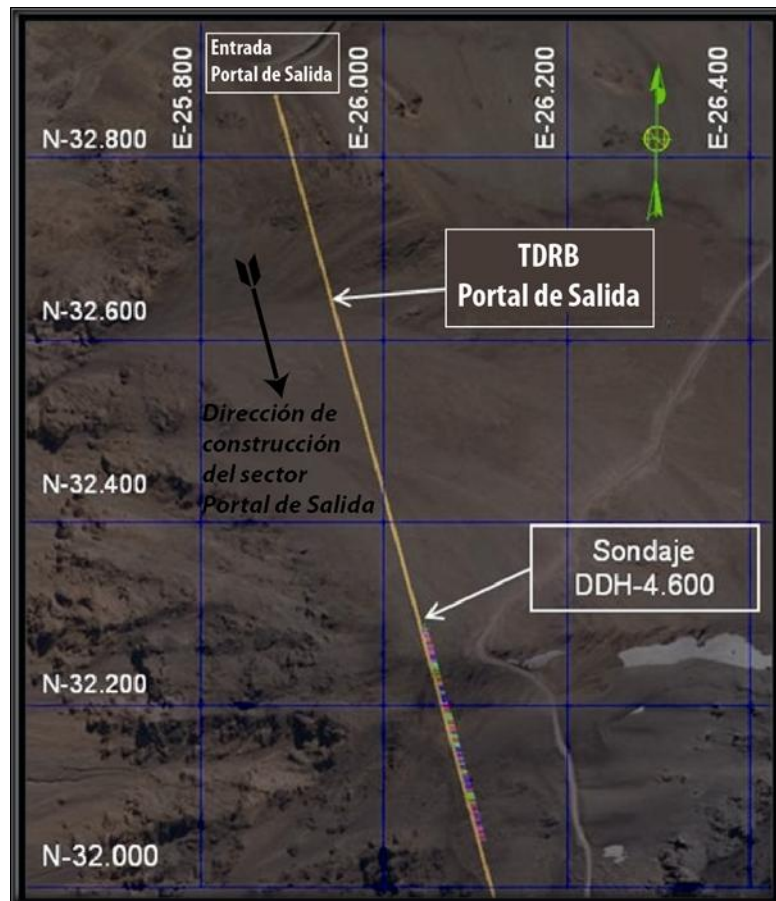


Figura 54: Ubicación del sondaje DDH-4600. Imagen obtenida de (Gallardo, 2010).

La litología mostrada por el sondaje correspondiente en su mayoría a roca andesita porfídica, que pertenecen al Miembro Superior de la Formación Abanico. No se observó mineralización de sulfuros, sólo la presencia de limonita en fracturas y fallas (Gallardo, 2010).

El mapeo geotécnico del sondaje muestra una calidad de roca de regular a mala, en el cual dominan valores de RQD bajos ($RQD \leq 50$) y Frecuencia de Fracturas altos ($FF \geq 8-14$ f/m). En el Anexo A se muestran en detalle los parámetros geotécnicos.

De acuerdo a la información entregada por el mapeo geotécnico del sondaje DDH-4600 se estimó la calidad del macizo rocoso del Portal de Salida del túnel según el método Q de Barton (2002), ver Tabla 12. En el Anexo B se despliega el detalle de la clasificación geotécnica realizado por el sondaje DDH-4600.

El valor asignado para el factor de reducción por efecto de agua (I_w) es 1 (presiones menores a 1 (Kg/cm^2)), y en los sectores de falla $I_w=0,66$ (1-2,5 $1 Kg/cm^2$).

Tabla 12: Porcentaje de la calidad del macizo rocoso mostrado por el sondaje DDH-4600.

Calidad Geotécnica	Rangos Q	Longitud Acumulada (m)	Porcentaje (%)
R-3	1-40	126	52
R-4	0,1-1	84,9	35
R-5	<0,1	32	13

Los valores entregados por el sondaje DDH-4600 no concuerdan con los valores estimados previamente a la construcción del túnel, los cuales sobrestimaron la calidad de la roca real.

Dentro de las estructuras más importantes analizadas en el mapeo del sondaje es una falla localizada entre los 94 a 104 m que presenta un fracturamiento alto (≥ 23 f/m) la cual se correlaciona con una falla identificada en superficie. De acuerdo con esta información se interpretó su trazado de orientación E-W y manto 75° N (Figura 55).

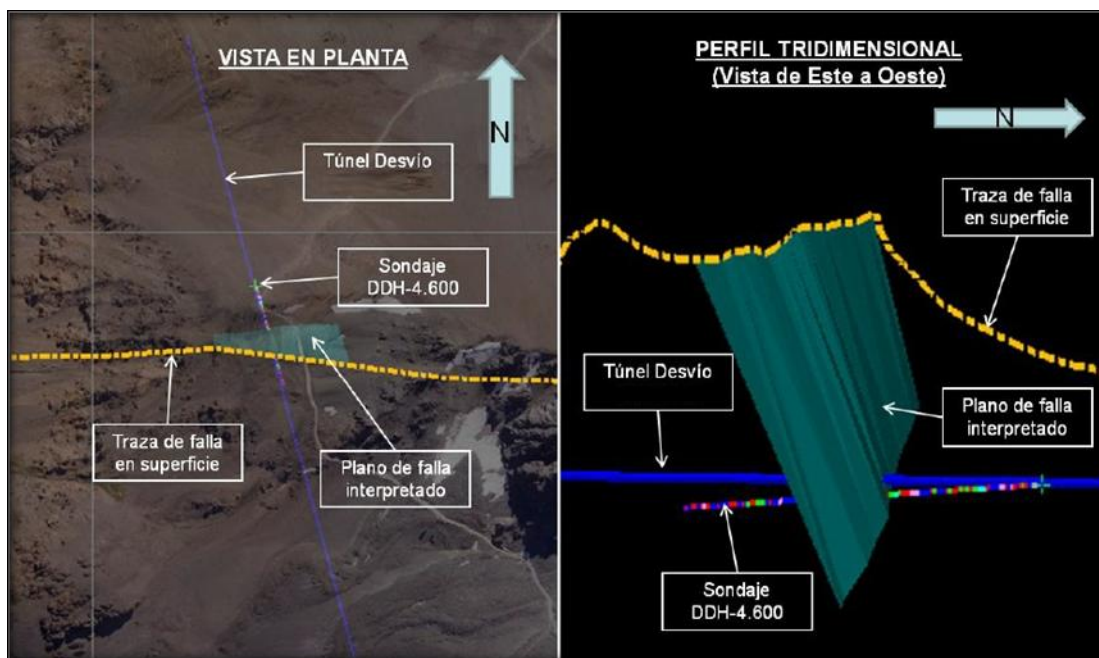


Figura 55: Interpretación de falla obtenida del sondaje DDH-4600 (Gallardo, 2010).

5.1.7 Clasificación geotécnica del macizo rocoso

Mediante los distintos estudios geotécnicos junto se definió la calidad geotécnica final del trazado del túnel en el Portal de Salida. En la Tabla 13 se presentan los resultados de esta estimación.

Tabla 13: Calidad de la roca estimada para el TDRB.

CALIDAD ESTIMADA				
Calidad Geotécnica	Índice Q	Calidad de la Roca	Longitud (m)	Porcentaje (%)
R1	$40 < Q$	Muy Buena	0	0
R2	$10 < Q < 40$	Buena	361	36
R3	$1 < Q < 40$	Regular	537	54
R4	$0,1 < Q < 1$	Mala	68	7
R5	$Q < 0,1$	Muy Mala	32	3

Una vez realizada la excavación, la calidad geotécnica mapeada del Portal de Salida viene mostrada en la Tabla 14.

Tabla 14: Calidad de la roca mapeada en el TDRB.

CALIDAD MAPEADA				
Calidad Geotécnica	Índice Q	Calidad de la Roca	Longitud (m)	Porcentaje (%)
R1	$40 < Q$	Muy Buena	0	0
R2	$10 < Q < 40$	Buena	31	3
R3	$1 < Q < 40$	Regular	604	60
R4	$0,1 < Q < 1$	Mala	349	35
R5	$Q < 0,1$	Muy Mala	14	2

De acuerdo a los resultados mostrados en la Tabla 13 y Tabla 14, en ambos casos la calidad geotécnica predominante en el Portal de Salida es R3. Sin embargo, la estimación por tramos del túnel no concuerda en su mayoría con lo mapeado.

La Tabla 15 muestra el detalle de las estimaciones de la calidad geotécnica por tramos del Sector Portal de Salida y la calidad geotécnica mapeada de la misma zona. Ahí se puede ver que si bien el porcentaje por tipo de calidad en general es buena, la estimación por tramos fue errónea.

El 60 % del trazado del túnel en el Portal de Salida se estimó erróneamente, del cual el 5% se subestimó y el 55% se sobrestimó, es decir, se estimó una calidad mejor de la encontrada. Las subestimaciones se debieron principalmente a fallas mapeadas en superficies que se proyectaron hacia el trazado del túnel y no tuvieron las implicancias que se esperaban.

Tabla 15: Comparación calidad geotécnica estima vs real por tramos. En amarillo se destacan los sectores donde la estimación no concuerda con la real.

INFORMACIÓN MAPEADA TDRB				INFORMACIÓN ESTIMADA TDRB			
Tramo (m)	Calidad de Roca	Índice Q	Calidad Geotécnica	Tramo (m)	Calidad de Roca	Índice Q	Calidad Geotécnica
4972-5003,3	Buena	10-15	R2	4972-5003,3	Buena	12,75	R2
5003,3-5124,4	Regular	1,33-1,65	R3	5003,3-5025	Buena	12,75	R2
				5025-5031	Regular	2,31	R3
				5031-5084	Buena	12,75	R2
				5084-5094	Regular	1,06	R3
				5094-5124,4	Buena	10,5	R2
5124,4-5200	Regular	6,67-8,75	R3	5124,4-5139	Buena	10,5	R2
				5139-5146	Regular	3,5	R3
				5146-5200	Buena	10,65	R2
5200-5207,7	Regular	3,7	R3	5200-5207,7	Buena	10,65	R2
5207,7-5223	Mala	0,73	R4	5207,7-5217	Buena	10,65	R2
				5217-5222	Regular	2,1-2,3	R3
5223-5240,1	Regular	3,7	R3	5222-5240,1	Buena	12,75	R2
5240,1-5317,8	Mala	0,55-0,75	R4	5240,1-5260	Buena	12,75	R2
				5260-5317,8	Regular	1,85-6	R3
5317,8-5321,83	Muy Mal	0,01	R5	5317,8-5321,83	Regular	1,85-6	R3
5321,83-5332,8	Mala	0,31	R4	5321,83-5332,8	Regular	1,85-6	R3
5332,8-5342,9	Regular	2,78	R3	5332,8-5342,9	Regular	1,85-6	R3
5342,9-5345,1	Mala	0,31	R4	5342,9-5345,1	Regular	1,85-6	R3
5345,14-5353	Muy Mal	0,01	R5	5345,14-5353	Regular	1,85	R3
5353-5382,42	Mala	2,78-0,26	R4	5353-5361	Regular	1,85	R3
				5361-5382,42	Regular	8	R3
5382,4-5393,9	Mala	0,75-0,2	R4	5382,4-5393,9	Regular	8	R3
5393,9-5461,8	Mala	0,8-0,07	R4	5393,9-5461,8	Regular	8	R3
5461,7-5516,7	Regular	1,41	R3	5461,7-5516,7	Regular	8	R3
5516,7-5522,2	Mala	0,63-0,4	R4	5516,7-5522,2	Regular	8	R3
5522,2-5524,3	Muy Mal	0,03-0,01	R5	5522,2-5524,3	Regular	8	R3
5524,3-5607,3	Regular	3,1-1,48	R3	5524,3-5607,3	Regular	8	R3
5607,3-5615,3	Mala	0,67	R4	5607,3-5615,3	Regular	8	R3
5615,3-5620	Regular	1,78	R3	5615,3-5620	Regular	8	R3
5620-5672,3	Regular	1,48	R3	5620-5672,3	Buena	14	R2
5672,3-5698	Mala	0,67	R4	5672,3-5698	Buena	14	R2
5698,-5776	Regular	1,48	R3	5698-5776	Buena	14	R2
5776-5823,3	Mala	0,67	R4	5776-5823,3	Buena	14	R2
5823,3-5830	Regular	1,48	R3	5823,3-5830	Buena	14	R2
5830-5888,3	Regular	1,78-1,48	R3	5830-5888,3	Regular	1,98-4,62	R3
5888,3-5919	Mala	0,67	R4	5888,3-5919	Regular	4,62	R3
5919-5953,3	Regular	1,48	R3	5919-5953,3	Regular	4,62	R3
5953,3-5970	Mala	0,67	R4	5953,3-5970	Regular	4,62	R3

De acuerdo a las estimaciones de la calidad de la roca se realizó una proyección de los metros de avances diarios que se esperaban. En la Figura 56 se muestra la comparación de los avances diarios reales vs los programados de 348 m del Portal de Salida.

La información recopilada sólo permitió el análisis detallado de 348 m del Portal de Salida, del resto de la sección no se encontró la documentación requerida.

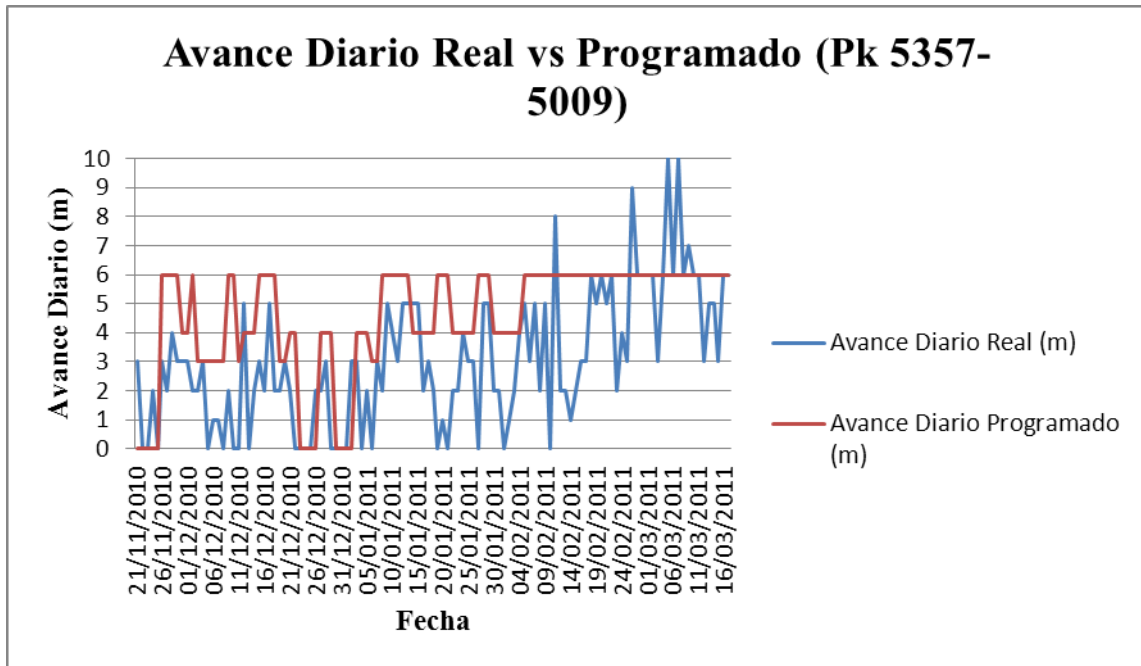


Figura 56: Gráfico de comparación entre los metros de avances diarios reales vs programados.

En la Tabla 16 se muestra en detalle los avances diarios tanto reales como programados junto con la calidad de la roca. En amarillo se destacan las fechas sin avances diario real en la frente y en rojo los momentos en que hubo cambio en la calidad de la roca mapeada.

Tabla 16: Avance diario real vs programado.

SECTOR PORTAL DE SALIDA (5357-5009)						
Pk	Fecha	Calidad de la Roca Mapeada	Calidad de la Roca Estimada	Avance Diario Real (m)	Avance Diario Programado (m)	Observaciones
5357	21-11-2010	R4	R3	3	No hay información	
5354	22-11-2010	R4	R3	0	No hay información	Desprendimiento de shotcrete en el techo. Motivo no claro
5354	23-11-2010	R4	R3	0	No hay información	
5354	24-11-2010	R4	R3	2	No hay información	

SECTOR PORTAL DE SALIDA (5357-5009)						
Pk	Fecha	Calidad de la Roca Mapeada	Calidad de la Roca Estimada	Avance Diario Real (m)	Avance Diario Programado (m)	Observaciones
5352	25-11-2010	R5	R3	0	No hay información	Problemas de inestabilidad del sector. Instalación de fortificación adicional
5352	26-11-2010	R5	R3	3	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5349	27-11-2010	R5	R3	2	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5347	28-11-2010	R5	R3	4	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5343	29-11-2010	R3	R3	3	6	Presencia de falla no prevista
5340	30-11-2010	R3	R3	3	4	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos
5337	01-12-2010	R3	R3	3	4	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos
5334	02-12-2010	R3	R3	2	6	Se fortifica en R3, en el avance siguiente se evaluará fortificación adicional

SECTOR PORTAL DE SALIDA (5357-5009)						
Pk	Fecha	Calidad de la Roca Mapeada	Calidad de la Roca Estimada	Avance Diario Real (m)	Avance Diario Programado (m)	Observaciones
5332	03-12-2010	R3	R3	2	3	Punto de evaluación de la frente anterior
5330	04-12-2010	R4	R3	3	3	A pesar de que hubo cambio en la calidad de la roca no programada no se evidenció atrasos en la frente
5327	05-12-2010	R4	R3	0	3	Motivo desconocido del nulo avance en la frente. En el Pk siguiente se evaluará fortificación adicional
5327	06-12-2010	R4	R3	1	3	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5326	07-12-2010	R4	R3	1	3	Punto de evaluación de la frente anterior. Se reforzó a partir de 3 frentes anteriores (Pk 5332)
5325	08-12-2010	R4	R3	0	3	No se tiene información del nulo avance
5325	09-12-2010	R4	R3	2	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca

SECTOR PORTAL DE SALIDA (5357-5009)						
Pk	Fecha	Calidad de la Roca Mapeada	Calidad de la Roca Estimada	Avance Diario Real (m)	Avance Diario Programado (m)	Observaciones
5323	10-12-2010	R4	R3	0	6	No se tiene información del nulo avance. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5323	11-12-2010	R4	R3	0	3	
5323	12-12-2010	R4	R3	5	4	
5318	13-12-2010	R5	R3	0	4	No se tiene información del nulo avance
5318	14-12-2010	R5	R3	2	4	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5316	15-12-2010	R4	R3	3	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5313	16-12-2010	R4	R3	2	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5311	17-12-2010	R4	R3	5	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca

SECTOR PORTAL DE SALIDA (5357-5009)						
Pk	Fecha	Calidad de la Roca Mapeada	Calidad de la Roca Estimada	Avance Diario Real (m)	Avance Diario Programado (m)	Observaciones
5306	18-12-2010	R4	R3	2	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5304	19-12-2010	R4	R3	2	3	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5302	20-12-2010	R4	R3	3	3	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5299	21-12-2010	R4	R3	2	4	Presencia de falla no prevista. Se tuvo que instalar fortificación adicional quedando zonas sin fortificar en áreas de mala calidad de la roca

SECTOR PORTAL DE SALIDA (5357-5009)						
Pk	Fecha	Calidad de la Roca Mapeada	Calidad de la Roca Estimada	Avance Diario Real (m)	Avance Diario Programado (m)	Observaciones
5297	22-12-2010	R4	R3	0	4	Presencia de falla no prevista. Instalación de fortificación adicional quedando zonas sin fortificar en áreas de mala calidad de la roca.
5297	23-12-2010	R4	R3	0	No hay información	
5297	24-12-2010	R4	R3	0	No hay información	
5297	25-12-2010	R4	R3	0	No hay información	
5297	26-12-2010	R4	R3	2	No hay información	
5295	27-12-2010	R4	R3	2	4	Presencia de falla impide avanzar según lo programado. Sobre excavación de la sección
5293	28-12-2010	R4	R3	3	4	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5290	29-12-2010	R4	R3	0	4	No se tiene información del nulo avance
5290	30-12-2010	R4	R3	0	No hay información	
5290	31-12-2010	R4	R3	0	No hay información	
5290	01-01-2011	R4	R3	0	No hay información	
5290	02-01-2011	R4	R3	3	No hay información	

SECTOR PORTAL DE SALIDA (5357-5009)						
Pk	Fecha	Calidad de la Roca Mapeada	Calidad de la Roca Estimada	Avance Diario Real (m)	Avance Diario Programado (m)	Observaciones
5287	03-01-2011	R4	R3	3	4	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5284	04-01-2011	R4	R3	0	4	No se tiene información del nulo avance
5284	05-01-2011	R4	R3	2	4	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5282	06-01-2011	R4	R3	0	3	Presencia de 2 fallas imprevistas
5282	07-01-2011	R4	R3	3	3	
5279	08-01-2011	R4	R3	2	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5277	09-01-2011	R4	R3	5	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5272	10-01-2011	R4	R3	4	6	Se avanzó menos de lo programado debido a la presencia de falla no prevista
5268	11-01-2011	R4	R3	3	6	Se avanzó menos de lo programado debido a la presencia de falla no prevista

SECTOR PORTAL DE SALIDA (5357-5009)						
Pk	Fecha	Calidad de la Roca Mapeada	Calidad de la Roca Estimada	Avance Diario Real (m)	Avance Diario Programado (m)	Observaciones
5265	12-01-2011	R4	R3	5	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5260	13-01-2011	R4	R3	5	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5255	14-01-2011	R4	R2	5	4	
5250	15-01-2011	R4	R2	5	4	
5245	16-01-2011	R4	R2	2	4	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5243	17-01-2011	R4	R2	3	4	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5240	18-01-2011	R3	R2	2	4	Presencia de falla provoca desprendimiento de shotcrete en el Pk 5245. Sobre excavación de la sección
5238	19-01-2011	R3	R2	0	6	Presencia de falla imprevista impidiendo el avance. Desprendimiento de shotcrete, reevaluación del sostenimiento

SECTOR PORTAL DE SALIDA (5357-5009)						
Pk	Fecha	Calidad de la Roca Mapeada	Calidad de la Roca Estimada	Avance Diario Real (m)	Avance Diario Programado (m)	Observaciones
5238	20-01-2011	R3	R2	1	6	
5237	21-01-2011	R3	R2	0	6	Presencia de falla imprevista impidiendo el avance. Desprendimiento de shotcrete, reevaluación del sostenimiento
5237	22-01-2011	R3	R2	2	4	
5235	23-01-2011	R3	R2	2	4	Se fortifica en R4 por acción de falla. Sobre excavación de la sección
5233	24-01-2011	R3	R2	4	4	
5229	25-01-2011	R3	R2	3	4	Desprendimiento de shotcrete y presencia de grietas por acción de falla en el techo. Se fortifica en R3. Sobre excavación de la sección
5226	26-01-2011	R3	R2	3	4	
5223	27-01-2011	R4	R2	0	6	Desprendimiento de shotcrete por presencia de falla que afectó la frente anterior
5223	28-01-2011	R4	R2	5	6	
5218	29-01-2011	R4	R3	5	6	
5213	30-01-2011	R4	R2	2	4	
5211	31-01-2011	R4	R2	2	4	Desprendimiento de shotcrete en avances anteriores (Pk 5226, 5223 y 5218) por acción de falla
5209	01-02-2011	R4	R2	0	4	No se tiene información del nulo avance
5209	02-02-2011	R4	R2	1	4	

SECTOR PORTAL DE SALIDA (5357-5009)						
Pk	Fecha	Calidad de la Roca Mapeada	Calidad de la Roca Estimada	Avance Diario Real (m)	Avance Diario Programado (m)	Observaciones
5208	03-02-2011	R4	R2	2	4	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5206	04-02-2011	R3	R2	4	4	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5202	05-02-2011	R3	R2	5	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5197	06-02-2011	R3	R2	3	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5194	07-02-2011	R3	R2	5	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5189	08-02-2011	R3	R2	2	6	Se fortifica en R4. Pared SW muy fracturada
5187	09-02-2011	R3	R2	5	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca

SECTOR PORTAL DE SALIDA (5357-5009)						
Pk	Fecha	Calidad de la Roca Mapeada	Calidad de la Roca Estimada	Avance Diario Real (m)	Avance Diario Programado (m)	Observaciones
5182	10-02-2011	R3	R2	0	6	No se tiene información del nulo avance
5182	11-02-2011	R3	R2	8	6	
5174	12-02-2011	R3	R2	2	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5172	13-02-2011	R3	R2	2	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5170	14-02-2011	R3	R2	1	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5169	15-02-2011	R3	R2	2	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5167	16-02-2011	R3	R2	3	6	Hubo incertidumbre en la calidad de la roca en los prox. avances (se instala fortificación adicional). Sobre excavación de la sección

SECTOR PORTAL DE SALIDA (5357-5009)						
Pk	Fecha	Calidad de la Roca Mapeada	Calidad de la Roca Estimada	Avance Diario Real (m)	Avance Diario Programado (m)	Observaciones
5164	17-02-2011	R3	R2	3	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5161	18-02-2011	R3	R2	6	6	
5155	19-02-2011	R3	R2	5	6	Avance real menor a lo programado, sin información de los acontecimientos. Se le asocia a la sobre estimación de la calidad de la roca
5150	20-02-2011	R3	R2	6	6	Sobre excavación de la sección. Instalación de fortificación adicional
5144	21-02-2011	R3	R3	5	6	
5139	22-02-2011	R3	R3	6	6	Sobre excavación de la sección
5133	23-02-2011	R3	R2	2	6	
5131	24-02-2011	R3	R2	4	6	
5127	25-02-2011	R3	R2	3	6	
5124	26-02-2011	R3	R2	9	6	
5115	27-02-2011	R3	R2	6	6	
5109	28-02-2011	R3	R2	6	6	
5103	01-03-2011	R3	R2	6	6	
5097	02-03-2011	R3	R2	6	6	
5091	03-03-2011	R3	R3	3	6	
5088	04-03-2011	R3	R3	6	6	
5082	05-03-2011	R3	R2	10	6	
5072	06-03-2011	R3	R2	6	6	
5066	07-03-2011	R3	R2	10	6	
5056	08-03-2011	R3	R2	6	6	
5050	09-03-2011	R3	R2	7	6	
5043	10-03-2011	R3	R2	6	6	
5037	11-03-2011	R3	R2	6	6	
5031	12-03-2011	R3	R2	3	6	
5028	13-03-2011	R3	R3	5	6	

SECTOR PORTAL DE SALIDA (5357-5009)						
Pk	Fecha	Calidad de la Roca Mapeada	Calidad de la Roca Estimada	Avance Diario Real (m)	Avance Diario Programado (m)	Observaciones
5023	14-03-2011	R3	R2	5	6	
5018	15-03-2011	R3	R2	3	6	
5015	16-03-2011	R3	R2	6	6	
5009	17-03-2011	R3	R2	6	6	
Promedio Avance Diario (m)				3,0	4,6	
Total Metros Avanzados				354	533	

En el Anexo C se despliega la descripción en detalle de los puntos donde hubo nulo (casillas amarillas) o escaso avance en la frente.

La mayoría de los problemas que se generaron, a causa de la sobreestimación de la roca, fueron desprendimiento de bloques, desprendimiento de shotcrete, presencia inesperadas de fallas que afectaban la estabilidad del macizo, deficiente evaluación de la frente por estar muy dañada, incertidumbre en la fortificación debido al mal manejo de la información sobre la calidad de la roca teniendo que esperar los resultados de los avances siguientes para tomar una decisión definitiva y sobreexcavación en las frentes que obligaba a instalar fortificación adicional innecesaria. La mayoría de los puntos sin avances o con avances mucho menores a lo esperado, se debieron a estos motivos de la cual se desprende que la información que se tenía de antemano era insuficiente.

6 COSTOS

6.1 Costos del sistema MWD

6.1.1 Costos de inversión del sistema MWD

Debido a que el sistema MWD viene incorporado en el equipo de perforación, éste no requiere mayores costos que la adquisición del Jumbo. El valor del Jumbo con el sistema incorporado tiene un costo de 1.356.288.834 CLP o 2780021 USD (valores obtenido de Skava, 2011).

6.1.2 Costos operacionales y de mantención

El sistema MWD no presenta costos operacionales adicionales, sólo los relacionados con el Jumbo (gastos de combustible, personal de mantención de éste, operador, etc.). Los costos del MWD se centran en la licencia del programa y soporte de éste.

Tipo de cambio:

- 1 NOK (corona noruega) = 0,17 USD (referencia The World's Currency Site).
- 1 USD = 487.87 CLP (referencia Banco Central de Chile, fecha 24 de enero de 2012)
- 1 NOK = 82,79 CLP

Costos de licencia y soporte:

- Licencia Bever Team estándar: NOK 65.000; 11.050 USD; 5.390.964 CLP.
- Licencia del MWD: NOK 100.000; 17.000 USD; 8.279.000 CLP.
- => Licencia de Bever Team con el MWD: NOK 165.000; 28.050 USD; 13.684.754 CLP (incluye calibración para un Jumbo).
- Calibración Jumbo adicional: NOK 19.500; 3.315 USD; 1.617.289 CLP.
- Soporte mensual: NOK 4.000; 680 USD; 331.752 CLP.

Los precios fueron obtenidos por la gerencia de Bever Control (2011).

Los gastos por las licencias se realiza una sola vez, luego del primer año se paga el 18% del costo de la licencia estándar del Bever Team por año para soporte y actualizaciones.

Costos por casos:

1) Cuando el usuario no es dueño del Jumbo.

- 1 usuario usa el Bever Team con el MWD por 2 años en 1 Jumbo (Tabla 17 y Tabla 18):

Tabla 17: Costos del primer año para un proyecto con 1 usuario y 1 Jumbo cuando el usuario no es dueño de éste.

PRIMER AÑO			
Ítem	NOK	USD	CLP
Jumbo	16.353.065	2.780.021	1.356.288.834
Licencia Bever Team estándar	65.000	11.050	5.381.350
Licencia MWD	100.000	17.000	8.293.790
Soporte MWD	12*4.000=48.000	8.160	3.981.019
TOTAL	16.566.065	2.816.231	1.373.944.993

Tabla 18: Costos a partir del segundo año para un proyecto con 1 usuario y 1 Jumbo cuando el usuario no es dueño de éste.

SEGUNDO AÑO			
Ítem	NOK	USD	CLP
Soporte MWD	12*4.000=48000	8.160	3.981.019
Soporte Bever Team + actualizaciones	1*0,18*65.000=11.700	1.989	970.373
TOTAL	59.700	10.149	4.951.392

- 3 usuarios usan el Bever Team con el MWD por 2 años en 2 Jumbos para el mismo proyecto (Tabla 19 y Tabla 20):

Tabla 19: Costos del primer año para un proyecto con 3 usuarios y 2 Jumbos cuando el usuario no es dueño de éste.

PRIMER AÑO			
Item	NOK	USD	CLP
Jumbo	16.353.065	2.780.021	1.356.288.834
Licencia Bever Team estándar	3*65.000=195.000	33.150	16.144.050
Licencia MWD	3*100.000=300.000	51.000	24.881.370
Calibración Jumbo adicional	1*19.500=19.500	3.315	1.617.289
Soporte MWD	12*4.000=48.000	8.160	3.981.019
TOTAL	16.915.565	2.875.646	1.402.912.562

Tabla 20: Costos a partir del segundo año para un proyecto con 3 usuarios y 2 Jumbos cuando el usuario no es dueño de éste.

SEGUNDO AÑO			
Item	NOK	USD	CLP
Soporte MWD	12*4.000=48.000	8.160	3.981.019
soporte Bever Team + actualizaciones	3*0,18*65.000=35.100	5.967	2.911.120
TOTAL	83.100	14.127	6.892.139

2) Cuando el usuario es dueño del Jumbo que tiene incorporado el MWD, éste no tiene que pagar la licencia inicial del Bever Team estándar de 11.050 USD (NOK 65.000).

- 1 usuario usa el Bever Team con el MWD por 2 años en 1 Jumbo (Tabla 21 y Tabla 22):

Tabla 21: Costos del primer año para un proyecto con 1 usuario y 1 Jumbo cuando el usuario es dueño de éste.

PRIMER AÑO			
Ítem	NOK	USD	CLP
Licencia MWD	100.000	17.000	8.293.790
Soporte MWD	12*4.000=48.000	8.160	3.981.019
TOTAL	148.000	25.160	12.274.809

Tabla 22: Costos a partir del segundo año para un proyecto con 1 usuario y 1 Jumbo cuando el usuario es dueño de éste.

SEGUNDO AÑO			
Ítem	NOK	USD	CLP
Soporte MWD	12*4.000=48000	8.160	3.981.019
Soporte Bever Team + actualizaciones	1*0,18*65.000=11.700	1.989	970.373
TOTAL	59.700	10.149	4.951.392

- 3 usuarios usan en Bever Team con el MWD por 2 años para 2 Jumbos en el mismo proyecto (Tabla 23 y Tabla 24):

Tabla 23: Costos del primer año para un proyecto con 3 usuarios y 2 Jumbos cuando el usuario es dueño de éste.

PRIMER AÑO			
Item	NOK	USD	CLP
Licencia MWD	3*100.000=300.000	51.000	24.881.370
Calibración Jumbo adicional	1*19.500=19.500	3.315	1.617.289
Soporte MWD	12*4.000=48.000	8.160	3.981.019
TOTAL	367.500	62.475	30.479.678

Tabla 24: Costos a partir del segundo año para un proyecto con 3 usuarios y 2 Jumbos cuando el usuario es dueño de éste.

SEGUNDO AÑO			
Item	NOK	USD	CLP
Soporte MWD	12*4.000=48.000	8.160	3.981.019
soporte Bever Team + actualizaciones	3*0,18*65.000=35.100	5.967	2.911.120
TOTAL	83.100	14.127	6.892.139

De la Tabla 17, Tabla 18, Tabla 19, Tabla 20, Tabla 21, Tabla 22, Tabla 23 y Tabla 24 se observa que los costos asociados al MWD son bajos, centrándose en licencias, soporte y actualizaciones. Durante el primer año los costos son principalmente licencia del MWD, soporte de MWD, licencia Bever Team estándar y la adquisición del Jumbo, los dos últimos si no se cuenta con el equipo de perforación. A partir del segundo año en adelante los costos se mantienen constantes, ya que las licencias se pagan una sola vez por proyecto. Es decir, los costos en esta parte de un proyecto son en soporte de MWD, soporte de Bever Team y actualizaciones.

El mayor costo que se realiza es la inversión del Jumbo con el sistema MWD incorporado, siendo esta el 99% de los costos totales.

6.2 Costos de un proyecto sin utilizar el MWD

En el caso de un proyecto en el que no se utilice el sistema MWD, los costos van a depender de las características de éste, es decir, método de construcción, cantidad de sondajes, tipo de soporte, etc. Además éstos pueden subir considerablemente con la refortificación, días u horas en panne por problemas de inestabilidad del macizo rocoso o por colapso de alguna zona, etc. que retrasen el avance.

6.2.1 Costos del proyecto Túnel de Desvío Río Blanco

Considerando que la calidad de la roca mapeada en el Portal de Salida fue en su mayoría de calidad regular y en ciertas zonas, malas a muy malas, de los cuales un 37% corresponde a roca R4 y R5 (Tabla 14). De los 116 días que demoró en atravesar 348 metros, hubo 23 días sin avances (Tabla 16) debido a trabajos de ampliación del perfil para la instalación de fortificación adecuada, problemas de desprendimiento de bloques, etc. (los detalles se encuentran en el Anexo C). Es decir, cada cuatro días se perdía uno por estos problemas atrasando la producción de la frente en un 20%. Por lo que el ahorro en tiempo utilizando el sistema MWD sería de 23 días. De acuerdo a los ejemplos se espera que no haya pérdida de días por paros en la frente.

El túnel tuvo un costo total de 160.000.000 USD en un tiempo de 4 años (datos obtenidos por la gerencia de División Andina de Codelco). Es decir, el túnel costó aproximadamente 109.589 USD por día. Cabe destacar que estas aproximaciones son a gran escala, debido a que los detalles de los costos del proyecto son reservados. De acuerdo a estos datos, los 23 días perdidos representan 2.520.548 USD, por lo que el ahorro en costos del proyecto utilizando el sistema MWD sería de esa cantidad de dólares 2.520.548 USD considerando sólo los retrasos generados por las roca tipo R4 y R5 puesto que son el tipo de roca más complicadas en atravesar y las que generan mayores complicaciones.

Por otro lado, para completar los 533 m programados para esa fecha faltarían 179 m, tomando un promedio de avance diario real de 3 m (Tabla 16) faltarían 60 días más , es decir, hay una pérdida extra de 6.575.340 USD.

Considerando que para el trazado del túnel se necesita un Jumbo con el sistema incluido y tomando en cuenta que se requieren dos usuarios para operar el MWD (por turnos), los costos del MWD para este proyecto se muestran en la Tabla 25.

Tabla 25: Costos del MWD para el proyecto TDRB.

	1° AÑO	2° AÑO	3° AÑO	4° AÑO
Ítem	USD			
Jumbo	2780021	0	0	0
Licencia MWD	2*17000=34.000	0	0	0
Licencia Bever Team estandar	2*11050=22.100			
Soporte MWD	12*680=8160	8160	8160	8160
Soporte Bever Team + actualizaciones	0	2*0,18*11050=3978	3978	3978
Total por año	2.844.281	12138	12138	12138
COSTO TOTAL = 2.880.695 USD del uso del método				

De la Tabla 25 se desprende que los costos requeridos para la implementación del sistema MWD para los cuatro años que duró el proyecto del Túnel de Desvío Río Blanco son menores a las pérdidas que se produjeron debido a los paros en las frentes del túnel y al poco avance de ésta sólo en el Portal de Salida.

7 DISCUSIONES

El análisis de los casos donde se aplicó el sistema MWD muestra que los mapas generados entregan resultados correlacionables con la geología encontrada durante la excavación del túnel. Puesto que los mapas resultantes del MWD se construyen con los datos recopilados por medio de las perforaciones realizadas con el martillo hidráulico, mientras más perforaciones se realicen, más datos estarán disponibles para ser analizados.

La metodología utilizada en construcción de túneles en Noruega no escatima en costos de perforaciones debido a que el sistema MWD al estar incorporado en la máquina de perforación permite recopilar información a través de todos los tipos de perforaciones realizadas por medio del martillo hidráulico del Jumbo, pudiendo realizar alrededor de 70 perforaciones por frente. En los ejemplos del túnel Strindheim y Loren, ambos de Noruega, se puede observar la cantidad de perforaciones que se ejecutan y la calidad de los mapas que se obtienen de los datos recopilados.

En el caso del Túnel de Desvío Río Blanco (TDRB, Chile), los sondajes exploratorios durante la construcción del túnel fueron escasos, realizándose sólo un sondaje con recuperación de testigo, lo que condujo a un grado elevado de incertidumbre con respecto a la información que se tenía de la calidad de la roca por delante de la frente. El motivo de las pocas perforaciones es principalmente económico, ya que los sondajes con recuperación de testigo son de costos muy elevados.

El proyecto TDRB fue construido en base a estimaciones de la calidad del macizo rocoso realizadas de acuerdo a las características geológicas y estructurales de la proyección de la información de la geología superficial recopilada a nivel del túnel proyectado sin sondajes previos. A pesar que las estimaciones generales del sector Portal de Salida fueron aceptables, se sobrestimó la calidad del macizo rocoso, gatillando diversos problemas de inestabilidad, como desprendimiento de shotcrete, desprendimiento de bloques y retrocesos en los avances.

El factor principal de los problemas de inestabilidad fue el mal manejo de la información sobre las características del macizo por delante de la frente. Esto provocó una baja eficiencia en los

trabajos de ésta, poniendo en peligro la integridad física de los trabajadores y la seguridad de las operaciones a realizarse en ella.

En muchos casos, las decisiones tomadas en una frente determinada fueron adecuadas según las condiciones del macizo rocoso en ese momento, pero posteriormente esa zona se veía afectada por la acción de estructuras, fallas y zonas de debilidad que se presentaban más adelante, manifestando complicaciones en la fortificación anteriormente instalada y teniendo que volver a reparar los daños o añadir sostenimiento adicional.

Para estas falencias el sistema MWD da las herramientas necesarias para una adecuada interpretación sobre la roca por delante de la frente. Como se vio anteriormente, el sistema MWD entrega información confiable y precisa pudiéndose haber previsto las zonas de debilidad que se acercaban instalando fortificación adicional metros antes de manera de salvaguardar el trabajo realizado en las frentes anteriores. Además el sistema MWD, al saber las condiciones de la roca que se acerca, entrega la ventaja de prepararse con anticipación a los eventuales problemas y así evitar grandes complicaciones, cambiando oportunamente la estrategia en el soporte de la roca estimado al comienzo, mejorando el margen de seguridad y controlando de manera más eficiente los tiempos para los preparativos en caso de haber un cambio inesperado en la clase de roca.

En el TDRB la mayoría de las secciones analizadas tuvieron sobre excavación por mal manejo de tronadura debido a la imprecisión en el conocimiento sobre la calidad de la roca que se acercaba, dañando paredes, techos y/o pisos, situación que obligaba a instalar fortificación adicional.

Cabe destacar que el sistema MWD no entrega la orientación de las estructuras, más bien proporciona información general con respecto a zonas de debilidad o zonas más estable de roca blanda o dura con fracturamiento intenso o débil. Es una herramienta de interpretación de datos, por lo que no se puede afirmar con certeza si este sistema hubiese previsto los problemas de inestabilidad asociados a la orientación de las estructuras.

El sistema MWD trabaja a base de la interpretación del comportamiento de los parámetros de perforación recopilados durante la excavación, el tipo de variación que tendrán depende de las características del terreno. Es decir, esta respuesta varía en función de las propiedades mecánicas de la roca. Por lo tanto, no hay una correlación estricta entre los parámetros de perforación y la litología del terreno. La visualización gráfica de los parámetros de perforación es el medio por el cual se interpretan, y de acuerdo a que estos parámetros responden de manera diferente en distintos tipos de roca, se calibran según las condiciones en la que se está trabajando. El sistema MWD habría sido ventajoso en la construcción del Túnel de Desvío Río Blanco, ya que reflejaría las condiciones reales de macizo rocoso y se tomarían las decisiones más certeras en cada frente.

Los datos de los parámetros de perforación son recopilados de forma inmediata y automática, cuyos resultados se pueden analizar mediante computadores instalados en la cabina del Jumbo. Esta característica es importante ya que el sistema MWD no sólo no requiere equipo adicional para utilizarlo, sino que tampoco necesita un sistema computacional sofisticado, sólo un computador capacitado para leer la base de datos entregado por el MWD, cuya licencia es entregada por Bever Control.

Debido a que todos los datos son recogidos automáticamente, se lleva un registro de los tiempos en cada actividad durante la construcción. De esta manera se puede controlar la eficiencia de las

operaciones, llevar una estadística de los tiempos relacionados a los problemas que se presenten y tener un registro de los problemas asociados para evitar falta de información cuando se desee realizar una investigación. En varias ocasiones no se tenían registro en el TDRB de las actividades diarias en las frentes, ocasionando un vacío de información.

La aplicación del sistema MWD es económicamente aceptable, ya que los costos operacionales son casi nulos una vez que la instrumentación y las licencias son adquiridas. Los costos de operaciones de las perforaciones no es una variable que afecte a los costos del MWD, por lo que independientemente de la cantidad de perforaciones a realizarse, el MWD tendrá los mismos costos. El mayor costo que se necesita es la inversión en el Jumbo con el MWD incluido, pero aun así los costos totales del software son menores a los costos generados por los días perdidos. Para el caso del TDRB el costo del uso del MWD por los 4 años que duró el proyecto sería de 2.880.695 USD incluyendo la adquisición del Jumbo, siendo estos fijos a partir del segundo año (12138 USD) vs los 2.520.548 USD por sólo los 23 días sin avances en el Portal de Salida o los 6.575.340 USD para completar los metros de túnel requeridos en el mismo sector con un promedio de avance de 3 metros vs los 4,6 metros programados.

Tomando en cuenta que la cantidad de perforaciones que se realizaron en el TDRB no son suficientes para obtener una base de datos consistente para su adecuada interpretación, se recomienda aumentar la cantidad de perforaciones a 4 o 5 en algunas frentes de unos 20 metros de longitud aproximadamente, una perforación en cada vértice de la frente y otra en el centro de ser necesario. Si se considera que el avance promedio de una perforación es de 1 metro/minuto (referencia de Bever Control), por cada perforación de 20 metros tardaría 20 minutos aproximadamente, es decir, en cuatro perforaciones de igual longitud por frente se tardaría alrededor de 1,5 hrs. considerando algunas demoras por preparativos. Generalmente, los Jumbos que tienen incorporado este sistema presentan dos martillos perforadores, en consecuencia el tiempo empleado en realizar las 4 perforaciones sería de 45 minutos. Según referencias del manual de construcción de centrales hidroeléctricas de la Secretaría de Energía de Argentina, el costo en utilizar un Jumbo es de 320 USD/hr aproximadamente, por lo que el costo del Jumbo en realizar estas 4 perforaciones por cada frente sería de 240 USD o 373 USD si fueran 5 perforaciones.

Los costos del operador del Jumbo, según referencia antes mencionada, son de 14 USD/hr, es decir, 10,5 USD o 16,3 USD por realizar las 4 o 5 perforaciones sugeridas respectivamente.

Por otra parte, considerando que cada 15 metros se realizarían estas perforaciones de 20 metros para obtener un traslape aproximado de 5 metros, en los 6 km de túneles correspondiente al proyecto TDRB se necesitarían 400 frentes. Por lo tanto, el tiempo estimado en realizar 4 o 5 perforaciones en cada frente es de 300 ó 466 horas en total, es decir, 100.200 USD o 155.866 USD, respectivamente (tomando en cuenta costos del Jumbo y del operador).

En el marco anterior, los costos del uso del MWD por los 4 años de duración del proyecto TDRB, considerando las perforaciones extras, se muestran en la Tabla 26.

Tabla 26: Costos del MWD para los 4 años del proyecto TDRB considerando 4 o 5 perforaciones por frente.

Item	USD	
Uso del MWD durante 4 años	2.880.695	
4 perforaciones por frente	96.000	
Operador del Jumbo para 4 perforaciones	4.200	
5 perforaciones por frente		149.333
Operador del Jumbo para 5 perforaciones		6.533
COSTO TOTAL DEL MWD EN 4 AÑOS	2.980.895	3.036.561

Si se comparan estos valores con los 6.575.340 USD por los días de atraso en sólo 533 metros de túnel construido, se puede observar que los costos por atrasos, debidos a un avance promedio diario menor al programado, corresponden a más del 50% de los costos del MWD durante todo el proyecto TDRB considerando las perforaciones extras.

8 CONCLUSIONES

Las conclusiones de este trabajo son:

- El MWD es una herramienta útil y de gran potencial para las excavaciones subterráneas debido a la buena capacidad que tiene de predecir las propiedades de la roca en combinación con la rápida y fácil evaluación, manteniendo un control sobre los tiempos utilizados en el ciclo de perforación, documentando y logrando un control cuantitativo de cada actividad.
- El MWD es una herramienta complementaria que entrega al geólogo información relevante para mejorar la toma de decisiones y reducir las incertidumbres sobre las condiciones de la roca, debido a que el pronóstico geológico se puede hacer de manera objetiva y consistente a lo largo de un proyecto completo.
- En los casos de estudio donde se aplicó el método MWD (túneles Strindheim y Loren, Noruega) los mapas generados a partir de la información entregada por el método muestran una gran correlación con la geología encontrada durante la excavación.
- En el caso de estudio del TDRB, donde no se usó el método MWD las acciones que se tomaron erróneamente como instalación de fortificación inadecuada, la incertidumbre frente a la calidad de la roca en los avances siguientes que provocaban desprendimiento de shotcrete, desprendimiento de bloques en frentes anteriores, la refortificación en zonas ya trabajadas, pudieron ser previstas mediante el monitoreo durante la perforación, evitando atrasos en la frente, paros de la obra e incertidumbres en las operaciones siguientes. Por consiguiente, si en el TDRB se hubiera tenido un mejor control sobre la calidad de la roca durante la perforación, los avances diarios habrían estado por sobre el promedio real, ya que se hubiesen tomado las decisiones correctas desde el comienzo. De igual forma, el sistema MWD habría proporcionado información suficiente para ajustar el diagrama de disparo y evitar daños por tronadura innecesarios y sobre excavación.

- EL MWD es económicamente atractivo para las construcciones subterráneas puesto que los costos operacionales son mínimos y la mayoría de las perforaciones utilizadas para la obtención de datos se aplican normalmente en la producción..
- Una de las limitaciones que presenta el sistema MWD es que solamente registra datos a lo largo de la perforación, por lo que en la metodología usada en Chile donde la cantidad de perforaciones por frente son bajas, los datos recopilados serían insuficientes para lograr una interpretación certera, generando algunas incertidumbres en los análisis. Una solución a esta problemática sería aumentar la base datos realizando perforaciones adicionales de alrededor de 20 metros de longitud en las frentes, cuyos costos asociados serían exiguos, no superan los 140 USD por cada perforación adicional.
- Otra limitación es el hecho de que el sistema MWD no entregue información sobre la orientación de las estructuras, donde los problemas de inestabilidad debido a este factor seguirán persistiendo.
- Para decidir si recomendar el uso del método MWD en Chile es necesario analizar más casos de estudio. Ya que si bien en los túneles noruegos los mapas generados por el método se correlacionan con el mapa geológico, sólo dos ejemplos no son suficientes para comprobar su aplicabilidad en la tunelería chilena

9 REFERENCIAS

- Abdul, F., Acosta, N. 2009. Construcción de Túneles en Roca Dura Mediante el Método de Perforación y Voladura, Barcelona, España. Tesis de Pregrado de la Universidad de Oriente. Págs. 87.
- Aduvire, O., Almirall, J., Aparicio, M., Aznar, J., Castells, E., Celada, B., Diaz, B., Diez, J., Estefanía, S., Fernandez, R., Galera, J., García, P., Hacar, F., Juncà, J., López, C., Mendaña, F., Noriega, R., Oteo, C., Quiralte, F., Rambaud, C., Rivas, J., Rivas, F., Sagaseta, C., Santiago, J., Trabada, J., Torrego, V. 1997. Manuel de Túneles y Obras Subterráneas, España. Págs 1082.
- Canales, C. 2010. Mapa Distral Integrado. Litología y Estructuras.
- Codelco, 2008. Proposición de sondajes Geotécnicos Sector de Enlace Entre: Túnel de Desvío Existente y Proyectado. Ingeniería de Detalle.
- Codelco Chile 1, 2008. Bases Técnicas, Licitación Contrato de Construcción Obas Civiles. Ingeniería de Detalle. Págs. 1-70.
- Codelco Chile 2, 2008. Informe Geología. Ingeniería de Detalle. Págs 1-49.
- Codelco, 2010. Cartilla Geotécnica.
- Codelco, 2011. Informe Final Geológico, Geotécnico y Estructural del Túnel de Desvío Río Blanco. Págs. 1-39.

- Fock, A. 2005. Cronología y Tectónica de la Exhumación en el Neógeno de los Andes de Chile Central entre los 33° y los 34° S. Tesis. Págs. 1-227.
- Gallardo, A., Calderón, J. 2010. Resultado Sondaje DDH-4600, Portal de Salida Túnel de Desvío Río Blanco. Informe Interno GRMD-SGEOT-065-10. Págs 1-22.
- Gjerstad, J. 2010. Drill parameter analysis in the Loren tunnel. Master Thesis in Geosciences. University of Oslo, Department of Geosciences. Págs. 67.
- Guzmán, R. 2009. Perforación y Tronadura en Labores Mineras Subterráneas. Centro de Minería Universidad Católica. Págs 66.
- Haug, R., Iversen, E., Kveen, A. 2007. Lørentunnelen Geologisk rapport for konkurransegrunnlaget. Oslo. Statens Vegvesen, Vegdirektoratet, vol. 3.
- Kahraman, S., Bilgin, N., Feridunoglu, C. 2003. Dominant rock properties affecting the penetration rate of percussive drills. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. Págs. 711-723.
- Larsen, B., Olaussen, S., Sundvoll, B., Heeremans, M. 2007. Vulkaner, forkastninger og ørkenklima. In Ramberg, I.B., Bryhni, I. and Nøttvedt, A. (eds). Landet blir til, Norges geologi: Norsk geologisk forening. Págs. 608.
- Macerollo, N. 2009. Monitoring While Drilling for Open Pit Mining in a Hard Roch Enviroment. Kingston, Canada : s.n.. Págs. 1-127.
- Miranda, G. 2003. Obras Subterráneas en Proyectos Hidroeléctricos: Modelo para la Estimación de Costos. Proyecto final de graduación para optar por el grado de Liceciatura en Ingeniería en Construcción, Costa Rica. Págs 43.
- Piquer, J. 2010. Geología del Distrito Andina, Escala 1:10000, Integración Fases I, II y III. Págs. 1-88.
- Rabia, H. 1985. A unified prediction model for percussive and rotary drilling. Mining. Págs. 207-216.
- Shunnesson, H. 1996. RQD Predictions Based on Drill Performance Parameters; Vol 11, No. 3. Págs. 345-351.
- Schunnesson, H. 1997. Drill process monitoring in percussive drilling for location of structural features, lithological bondaries and rock properties, and for drill productivity evaluation. Department of Environmental Planning and Design, Luleä University of Technology. Luleä : s.n. Doctoral thesis. Págs. 2-34.
- Shunnesson, H., Sturk, R. 1997. Drill Monitoring at the Hallandsas Project in Sweden. Págs. 1-53.

Schunnesson, H. 1998. Rock characterisation using percussive drilling. International journal of rock mechanics and mining sciences. Págs. 711-725.

Society Norwegian Tunnelling, 2010. Rock Support in Norwegian Tunnelling, vol. 19. Págs. 1-89.

Stefanussen, W. 2009. Métodos Constructivos Noruegos. MOP Vialidad Noruega.

Thuro, K. 1997. Drilability prediction: geological influences in hard rock drill and blast tunnelling. Geol Rundsch. Págs. 426-438.

<http://www.slb.com/about/history/.aspx>; Schlumberger.

ANEXOS

ANEXO A: Parámetros geotécnicos del sondaje DDH-4600.

Desde (m)	Hasta (m)	%REC	%RQD	FF
0	2	75	61	5.3
2	4	68	60	7.4
4	6	93	79	1.1
6	8	100	96	1.5
8	10	82.5	30	10.3
10	12	83.5	41	14.4
12	14	46	11	22.8
14	16	75	37	13.3
16	18	85	52	10.0
18	20	87.5	37	13.0
20	22	100	61	5.0
22	24	67.5	50	11.9
24	26	77.5	13	21.3
26	28	93	30	12.9
28	30	75	58	10.7
30	32	75	58	10.7
32	34	87.5	31	13.1
34	36	97.5	53	9.2
36	38	77.5	23	23.2
38	40	40	0	45.2
40	42	50	10	25.5
42	44	30	0	36.7
44	46	75	15	22.1
46	48	30	1	30.5
48	50	65	35	8.5
50	52	27.5	0	29.1
52	54	100	37	11.0
54	56	70	28	17.2
56	58	85	34	13.1
58	60	78	36	12.8
60	62	60	38	12.5
62	64	75	22	16.7
64	66	85	44	11.2
66	68	93	48	10.8
68	70	91	18	18.7
70	72	80	27	16.1

Desde (m)	Hasta (m)	%REC	%RQD	FF
72	74	50	24	19.0
74	76	80	40	13.8
76	78	85	29	13.5
78	80	87.5	40	9.7
80	82	97.5	49	8.2
82	84	85	34	13.5
84	86	93.5	48	7.5
86	88	93.5	48	7.5
88	90	92	56	8.2
90	92	83	46	13.9
92	94	87.5	29	14.3
94	96	91	18	18.7
96	98	75	27	17.0
98	100	55	0	36.7
100	102	40	0	19.2
102	104	52.5	21	20.5
104	106	95	22	18.9
106	108	85	27	13.5
108	110	96.5	33	13.5
110	112	97	20	20.1
112	114	100	17	19.0
114	116	100	29	13.5
116	118	95	16	17.9
118	120	100	41	10.5
120	122	100	43	12.5
122	124	75	17	22.7
124	126	90	16	26.8
126	128	87.5	34	11.4
128	130	60	28	18.3
130	132	45	0	33.3
132	134	76.5	14	24.4
134	136	72.5	24	24.1
136	138	94.5	47	11.6
138	140	96	41.1	8.3
140	142	87.5	30	8.0
142	144	100	37	12.5

Desde (m)	Hasta (m)	%REC	%RQD	FF
144	146	92.5	38	9.2
146	148	100	39	9.0
148	150	90	55	7.8
150	152	87.5	27	12.0
152	154	92.5	28	11.9
154	156	73	21	17.6
156	158	100	27	7.5
158	160	85	33	12.9
160	162	77.5	23	16.1
162	164	83	21	19.9
164	166	55	0	23.6
166	168	87.5	29	12.6
168	170	90	42	13.3
170	172	95	43	7.9
172	174	95	26	12.6
174	176	92.5	18	14.6
176	178	92.5	34	8.1
178	180	97	46	10.8
180	182	100	59	6.5
182	184	96.5	44	10.9
184	186	91	18	15.0
186	188	95	35	11.5
188	190	78.5	21	16.6
190	192	85	12	22.9
192	194	70	21	21.4
194	196	92	27	10.8
196	198	94	19	16.1
198	200	85	25	17.8
200	202	91.5	20	14.2
202	204	85	21	15.9
204	206	90	49	7.2
206	208	97.5	42	7.7
208	210	72.5	30	13.8
210	212	91	35	12.6
212	214	95	36	8.4
214	216	95	11	14.1

Desde (m)	Hasta (m)	%REC	%RQD	FF
216	218	75	39	9.3
218	220	78.5	20	14.6
220	222	98	34	8.2
222	224	93.5	31	9.6
224	226	95.5	57	6.8
226	228	95	32	13.6
228	230	81.5	42	12.9
230	232	100	24	15.5
232	234	80	34	10.6
234	236	78	17	18.6
236	238	81.5	43	14.5
238	240	97	38	11.9
240	242	66	28	15.0
242	242.9	100	34	12.2

Tabla obtenida de Gallardo (2010).

Anexo B: Clasificación geotécnica del macizo rocoso a través del sondaje DDH-4600 según Q de Barton.

Desde (m)	Hasta (m)	%RQD	J _n	J _r	J _a	J _w	SRF	Q	Calidad
0	24	30	12	1,5	3	1	1	1,25	R-3
		79	9	1,5	2	1	1	6,58	
24	28	13	20	1,5	3	1	1	0,33	R-4
		29	15	1,5	3	1	1	0,97	
28	36	31	15	1,5	3	1	1	1,03	R-3
		58	15	1,5	3	1	1	1,93	
36	52	1	20	1	4	0,66	2,5	0,00	R-5
		10	20	1	4	0,66	2,5	0,03	
52	68	34	15	1,5	3	1	1	1,13	R-3
		48	15	1,5	3	1	1	1,61	
68	74	18	15	1,5	3	1	1	0,60	R-4
		27	15	1,5	3	1	1	0,90	
74	96	40	15	1,5	3	1	1	1,33	R-3
		64	9	1,5	2	1	1	5,29	
96	106	0	20	1	4	0,66	5	0,00	R-5
		27	20	1	4	0,66	5	0,04	
106	130	17	15	1,5	4	0,66	2,5	0,112	R-4
		28	15	1,5	3	1	1	0,943	
130	136	0	20	1,5	4	0,66	2,5	0,00	R-5
		14	20	1,5	4	0,66	2,5	0,07	
136	150	47	12	1,5	2	1	1	2,91	R-3
		30,3	12	1,5	3	1	1	1,26	
150	168	21	15	1,5	3	1	1	0,70	R-4
		29	15	1,5	3	1	1	0,95	
168	188	35	12	1,5	3	1	1	1,45	R-3
		46	9	1,5	2	1	1	3,83	
188	204	12	15	1,5	3	1	2,5	0,17	R-4
		21	15	1,5	3	1	1	0,71	
204	226	31	12	1,5	3	1	1	1,27	R-3
		42	9	1,5	2	1	1	3,51	
226	242,9	17	15	1,5	3	1	2,5	0,23	R-4
		43	15	1,5	3	1	2,5	0,57	

Tabla obtenida de Gallardo (2010).

Anexo C: Descripción detallada de los puntos de nulo o poco avance en la frente desde el Pk 5357 al Pk 5009.

La Figura 56 y Tabla 16 muestran en general que los avances diarios fueron menores que los programados debido a la sobreestimación de la roca

A continuación se describen los puntos de nulo o poco avance en la frente.

En el Pk 5354 se produjo desprendimiento de bloques en el techo (Figura 57) atrasando el avance del túnel. El motivo de este desprendimiento no estaba claro, se pensaba que era por la presencia de estructuras subhorizontales en la frente, pero no había evidencia hasta ese momento (Codelco, 2010). En este punto se había sobreestimado la calidad de la roca por lo que no se estaba preparado para este tipo de complicaciones.



Figura 57: Fotografía de desprendimiento de bloques en el techo (Pk 5354).

En el Pk 5352 se había sobreestimado la calidad de la roca lo que ocasionó problemas de inestabilidad del sector. La frente se encontraba con falla, dip/dipdir: 75/50, relleno de arcilla y salvanda (Figura 58), razón por el cual se estaban produciendo los desprendimientos de bloques en la frente anterior, se tuvo que instalar fortificación adicional. En este Pk también se presenció cambio en la calidad de la roca lo que junto con la sobreestimación de la calidad de ésta ocasionó demora en el avance (no hubo avance en el día).



Figura 58: Fotografía de falla de dip/dipdir: 75/50 y relleno de arcilla y salvanda en la frente del Pk 5352.

En el Pk 5343 hubo cambio en la calidad de la roca de R5 a R3 y se fortificó en R4 en todo el avance por la presencia de falla de dip/dipdir: 70/45 en la caja derecha (Figura 59). Razón por el cual el avance real fue la mitad de lo programado (3metros).



Figura 59: Fotografía de falla de dip/dipdir: 70/45 en caja derecha en el Pk 5343.

En el Pk 5334 se fortificó temporalmente en R3 y en el avance siguiente se evaluará la condición del techo y cajas para definir el sostenimiento adicional.

En el Pk 5332 se evaluó la condición de la frente anterior para definir el sostenimiento adicional y dado que no se encontraron fallas que afectaran la estabilidad del sector se decidió mantener la fortificación.

En el Pk 5330, donde hubo cambio en la calidad de la roca de R3 a R4, no se evidenció atrasos en el avance, en general se efectuó un buen manejo en los tiempos.

En el Pk 5327 no se realizaron avances en la frente, motivo desconocido, pero se relaciona con la sobreestimación realizada en la calidad de la roca, situación que produjo daños por tronadura en el techo (tronadura mal ajustada con respecto a la calidad real de la roca). En la frente siguiente se evaluará fortificación adicional para estabilizar el techo.

De acuerdo a lo anterior en el Pk 5326 se evaluó condición del techo para establecer fortificación adicional. Se instaló shotcrete desde el Pk 5332 (tres frentes anteriores) para mejorar la estabilidad del macizo. En este punto se había sobreestimado la calidad de la roca, por lo que no se tenía conocimiento ni preparación para este tipo de problemas. Se generaron retrocesos en los avances de ese día.

Desde el Pk 5326 hasta el 5299 no se tiene información de los eventos sucedidos, pero si se puede decir que en los cambios de calidad de roca el avance fue menor a lo programado. Además, en todo este tramo se había sobreestimado la calidad de la roca.

En el Pk 5299 se observó la presencia de una falla de dip/dipdir: 55/141 al igual que en el Pk siguiente (Pk 5297, Figura 60), lo que implicó instalar fortificación adicional con malla y shotcrete, y un retroceso en los avances (tres días sin avances). También se registraron zonas sin fortificar en áreas de mala calidad de roca debido a la falta de información de su ocurrencia (sobreestimación de la calidad). Estos puntos comprometen la seguridad de las operaciones a realizar en la frente. Se estima el avance siguiente en R3.



Figura 60: Fotografía de falla de dip/dipdir: 55/141 en la frente del Pk 5297.

Siguiente avance, Pk 5295, continúa en R4 y con la presencia de falla de dip/dipdir: 40/140, situación que impide avanzar según lo programado.

Desde el Pk 5295 hasta el Pk 5282 no se realizaron los registros correspondientes en las frentes y hubo cinco días sin avances con motivos desconocidos. Debido a esta falta de información no se puede mejorar la eficiencia del trabajo en las frentes, no se puede establecer una estadística de las fallas que se están cometiendo y anticiparse a ellas. Cabe destacar que en todo este sector se había sobreestimado la calidad de la roca. En el Pk se evidenció también sobreexcavación

En el Pk 5282 se encontraron dos fallas en la frente de dip/dipdir: 65/225 y 80/174 con relleno de arcilla y limonita, impidiendo el avance en ese día.

En los Pk 5272 y 5268 se avanzó la mitad de los metros programados debido a la presencia de falla con dip/dipdir: 65/225 (se había sobreestimado la calidad de la roca).

En el Pk 5240 se produjo cambio en la calidad de la roca de R4 a R3, pero se fortificó en R4 debido a que la calidad de la roca está en el límite de R4 y por la acción de una falla (dip/dipdir: 80/170) que comprometía la estabilidad tanto de la frente como del piso y las paredes. La acción de esta falla afectó también la estabilidad de los avances anteriores produciendo desprendimiento de shotcrete en el Pk 5245. La sección resultante del Pk 5240 es irregular, con sobre excavación en techo, pared y piso por mala calidad de la roca (Figura 61). Al igual que en los avances anteriores se sobreestimó la calidad de la roca.

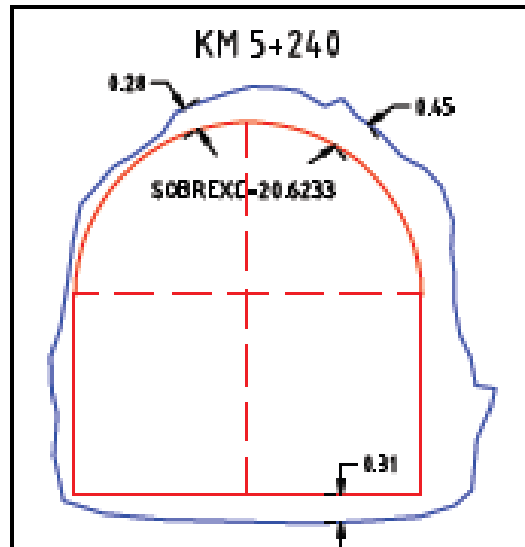


Figura 61: sobre excavación de la sección resultante en el Pk 5240.

En el Pk 5238 no se registró avance por presencia de falla (dip/dipdir: 70/60) que cruzaba la sección, cuya acción se manifestaba también en el Pk siguiente (Pk 5237). Debido a este suceso hubo desprendimiento de shotcrete en la zona, por lo que se tuvo que reevaluar el sostenimiento, fortificando en R4 (se había sobreestimado la calidad de la roca).

La frente del Pk 5235 también se fortificó en R4 porque la roca estaba muy fracturada formando pequeños bloques en el techo y paredes hasta el piso debido a la acción de la falla con dip/dipdir: 70/60 (se había sobreestimado la calidad de la roca). En esta sección hubo sobre excavación debido al mal manejo de la calidad de la roca (daño por tronadura, Figura 62).

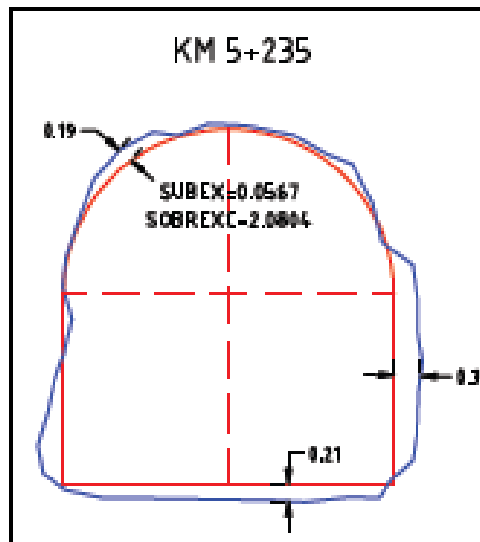


Figura 62: sobre excavación de la sección 5235.

En el Pk 5230 aproximadamente hubo desprendimiento de shotcrete y presencia de grieta por acción de falla en el techo. A pesar que la roca es de calidad R3 se fortifica en R4. Esa sección presentó sobre excavación en el techo del lado izquierdo superior a los rangos admisibles (Figura 63). La calidad de la roca fue sobreestimada.

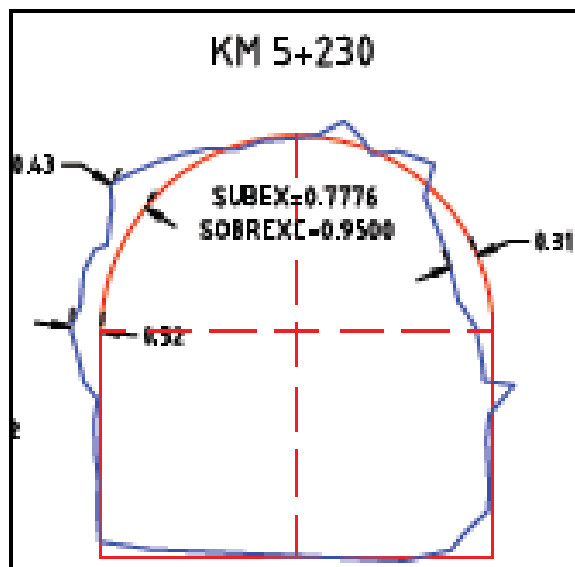


Figura 63: Sobre excavación de la sección 5230.

En el Pk 5223 también se sobrestimó la calidad de la roca, hubo desprendimiento de shotcrete y se formaron grietas de algunos cms en el techo por la acción de falla de potencia de 0,5 m. Se fortificó en R4. Esta falla también afectó la frente anterior donde se desprendió shotcrete (se tuvo que refortificar). Estos acontecimientos se asocian al cambio en la calidad de la roca y a la escasa información que se manejaba sobre la condición estructural del túnel.

En el Pk 5211 se observó falla de una potencia de 0,5 m, por lo cual se fortificó en R4. Debido a la acción de esta falla hubo desprendimiento de shotcrete en avances anteriores y entre los Pk

5218 y 5226 se evidenció desprendimiento de bloques en sectores donde no se había puesto shotcrete, teniendo que refortificar. En este sector igualmente se había sobreestimado la calidad de la roca.

En el Pk 5208 se fortificó en R4 y la calidad de la roca fue menor a lo esperado junto con el avance programado.

En el Pk 5206 también se fortificó en R4 (cajas muy fracturadas), siendo la roca de calidad R3 y se esperaba R2.

En el Pk 5189 se fortificó en R4 (roca de calidad R3 y estimada en R2) porque no se pudo evaluar toda la frente para instalar la fortificación adecuada, la pared SW se encontraba muy fracturada (Figura 64).

Debido a los constantes desprendimientos de bloques, shotcrete, mala estimación de la roca que implicaba refortificar y/o aumentar la calidad del sostenimiento, se tomó la decisión que en los casos de incertidumbre con respecto a la fortificación definitiva, en cuyos sectores significaba subir la calidad de fortificación de R3 a R4, para favorecer el avance y los costos del proyecto se fortificaría con mayor espesor de shotcrete proyectado (50 mm).

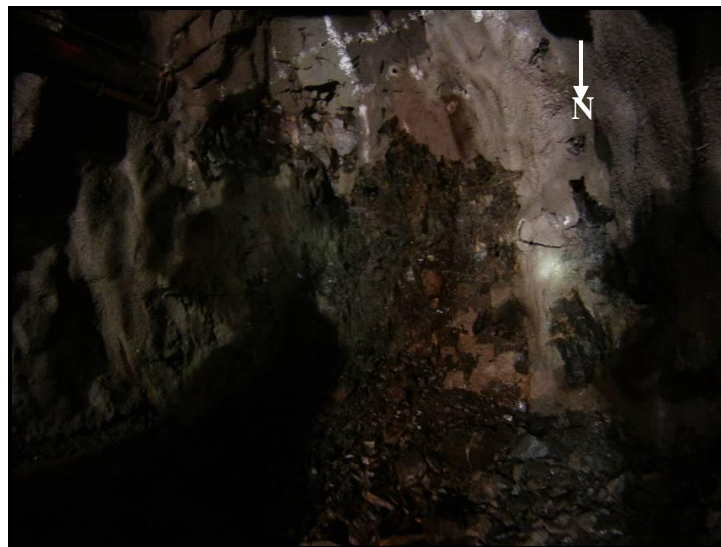


Figura 64: Fotografía de pared SW fracturada del Pk 5189.

En el Pk 5182 no se registraron avances en ese día, tampoco se especificaron los motivos. La calidad de la roca en ese sector estaba sobreestimada.

En el Pk 5167 se instaló shotcrete proyectado 50 mm debido a la incertidumbre en la calidad de la roca en los próximos avances y a la sobre excavación que presentó la sección en el piso superior al rango permitido (Figura 65). La calidad de la roca se había estimado en R2. Motivos que se reflejaron en la mitad del avance esperado.

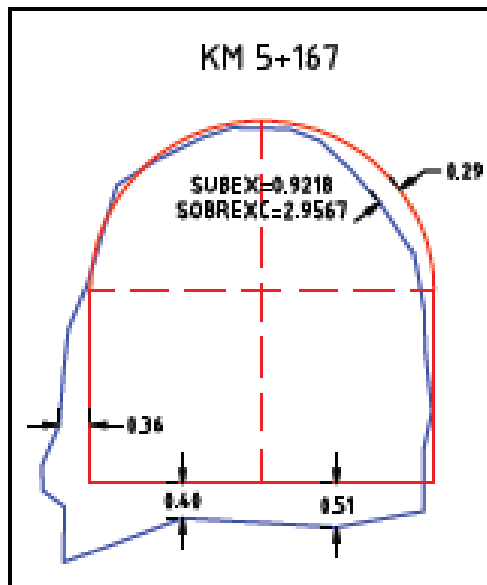


Figura 65: Sobre excavación de la sección 5167.

En el Pk 5150 la sección resultante es irregular presentando sobre excavación superior a los rangos admisibles, situación que llegó a fortificar en R3 con shotcrete proyectado en la sección completa (Figura 66).

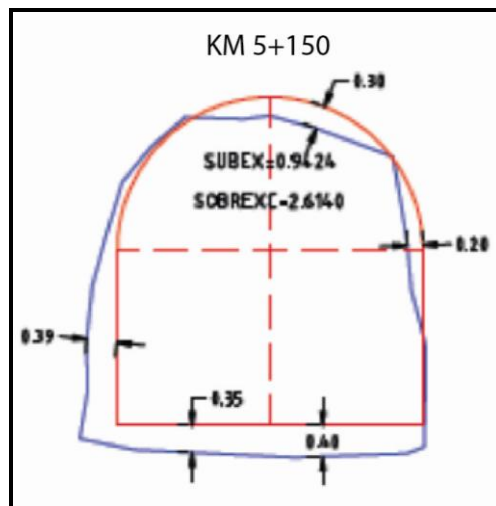


Figura 66: Sobre excavación de la sección 5150.

La sección del Pk 5139 también resultó irregular con sobre excavación en piso y paredes por sobre el rango admisible (Figura 67).

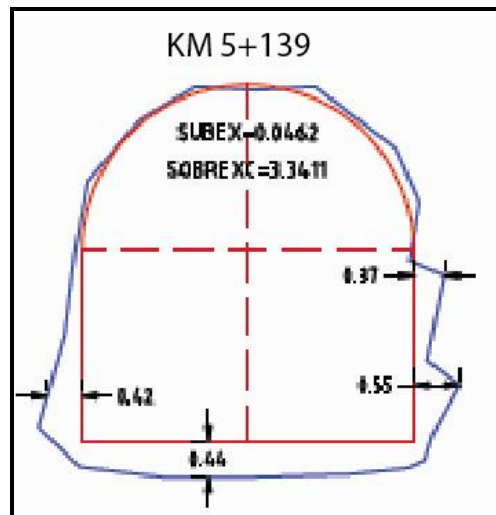


Figura 67: Sobre excavación de la sección 5139.