

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y
METALÚRGICA**

UNIDAD DE POSTGRADO

**Las maquinas tuneleras tipo “TBM” como alternativa
al sistema de perforación y voladura para la
excavación de tuneles caso:**

desarrollo de tuneles en Yuncan

TESIS

**para optar el grado de Maestro en Ciencias con Mención en Ingeniería de
Minas**

AUTOR

Emiliano Mauro Giraldo Paredez

Lima-Perú

2010

A Julia Inés y Epifanio,
mis abnegados padres, in memoriam

A Arthur, Inés e Itala,
mi descendencia e inspiración

A Hugo e Iris Vargas Tello,
familia que Dios puso en mi camino

A Teodoro García-Blásquez Lara,
ilustre maestro y amigo, in memoriam

A Oscar Samanez Zavaleta,
digno y entrañable amigo, in memoriam

AGRADECIMIENTOS

El autor Agradece a la Universidad Nacional de Ingeniería (UNI) y en particular a la Sección Posgrado de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica, por la oportunidad dispensada para presentar y sustentar esta tesis. Análogamente hace lo propio a los distinguidos maestros de esta sección, por sus sabias enseñanzas durante y después de sus estudios, y en particular a los profesores David Córdova R. y Jaime Tumialán, por la oportuna y acertada asesoría dispensada.

A la Cía. SKANSKA por la oportunidad y facilidades dispensadas para la ejecución del presente estudio, durante el desarrollo de los túneles del proyecto hidroeléctrico de Yuncan. Asimismo, a la Cía. ROBBINS por permitir al autor la toma de datos durante el montaje y puesta en marcha de las máquinas tuneladoras “TBM MK 12” y “FORO 900S” en el Proyecto Yuncan.

Agradece asimismo, a Cía. New Concept Mining a través de la distinguida persona del Ing. Juan J. Quiroga, y a todos sus amigos y colegas por su colaboración en la mejor culminación y presentación de la presente tesis.

INDICE DEL CONTENIDO

	Página
RESUMEN	ii
ABSTRACT	iii
AGRADECIMIENTOS	iv
I. INTRODUCCIÓN	1
1.1 ANTECEDENTES	1
1.2 OBJETIVOS	3
1.3 ALCANCES DEL ESTUDIO Y PLANTEAMIENTO DE LA SOLUCION DEL PROBLEMA	3
1.4 DESARROLLO DE LA TESIS	4
II. MARCO TEORICO	6
2.1 EL MACIZO ROCOSO	6
2.1.1 Propiedades del Macizo Rocoso	6
2.1.2 Clasificación del Macizo Rocoso	8
2.2 FRAGMENTACION DE ROCAS	13
2.3 LOS MINADORES CONTINUOS	32
2.4 LAS MAQUINAS TUNELERAS	42
III. PROYECTO HIDROELÉCTRICO DE YUNCAN Y LA MAQUINA TUNELERA “TBM ATLAS COPCO JARVA MK 12”	57
3.1 RESEÑA DEL PROYECTO HIDROELÉCTRICO DE YUNCAN (PAUCARTAMBO II)	57
3.2 DESCRIPCION BASICA DE LA “TBM ATLAS COPCO JARVA MK 12”	67
3.3 PRINCIPALES ESPECIFICACIONES DE LA “TBM ATLAS COPCO JARVA MK 12”	68
3.4 PRINCIPALES PARTES DE LA MAQUINA	70
IV. OPERACION Y RENDIMIENTO DE LA MAQUINA TUNELERA “TBM ATLAS COPCO JARVA MK 12” EN EL PROYECTO HIDROELÉCTRICO DE YUNCAN	104
4.1 MOVIMIENTOS CICLICOS DURANTE LA OPERACIÓN DE LA “TBM ATLAS COPCO JARVA MK 12”	104

4.2	DESPLAZAMIENTO DEL EQUIPO	105
4.3	EFFECTOS PROVOCADOS POR LA OPERACION DEL EQUIPO	109
4.4	PERSONAL NECESARIO PARA OPERAR EL SISTEMA	111
4.5	ESTUDIO DE TIEMPOS Y MOVIMIENTOS	112
4.6	TIEMPO POR CICLO DE OPERACIÓN DE LA “TBM MK 12”	114
4.7	VELOCIDAD DE CORTE O AVANCE DE LA “TBM MK 12” EN YUNCAN	122
4.8	RENDIMIENTO DEL EQUIPO	122
4.9	GRANULOMETRIA DEL MATERIAL ARRANCADO	129
4.10	DISPONIBILIDAD DEL EQUIPO	130
4.11	CORTADORES USADOS POR LA “TBM MK 12” EN YUNCAN	132
V.	ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LA EXCAVACION DEL TUNEL N° 4 CON LA “TBM MK 12” EN YUNCAN	136
5.1	INVERSION EN EL EQUIPO E INSTALACIONES	136
5.2	VIDA DEL EQUIPO	137
5.3	COSTO DE LOS CORTADORES	137
5.4	ANALISIS DE COSTOS POR METRO DE AVANCE	138
5.5	LONGITUD ECONOMICA DE EXCAVACIÓN CON LA “TBM MK 12”	140
5.6	IMPACTO AMBIENTAL Y SU COSTO	141
5.7	ANALISIS ECONOMICO	143
VI.	ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LA EXCAVACIÓN DEL TUNEL CON EL SISTEMA CONVENCIONAL DE “PERFORACION Y VOLADURA” EN YUNCAN	147
6.1	PERFORACIÓN	148
6.2	VOLADURA	149
6.3	EQUIPO DE CARGUIO	151
6.4	EQUIPO DE TRANSPORTE	152
6.5	OTROS EQUIPOS	152
6.6	ESTUDIO DE TIEMPOS DE EXCAVACIÓN DEL TUNEL N° 4 CON “PERFORACION Y VOLADURA”	152
6.7	INVERSION EN EQUIPOS E INSTALACIONES	153
6.8	VIDA DE LOS EQUIPOS	153
6.9	ANALISIS DE COSTOS DE LA EXCAVACIÓN DEL TUNEL N° 4 CON “PERFORACION Y VOLADURA”	153
6.10	LONGITUD ECONOMICA DE EXCAVACIÓN CON “PERFORACIÓN Y VOLADURA”	160
6.11	EL IMPACTO AMBIENTAL Y SU COSTO	160
6.12	ANALISIS ECONOMICO DE LA EXCAVACIÓN CON “PERFORACIÓN Y VOLADURA”	161
VII.	ANALISIS Y DISCUSION COMPARATIVA DE LA EXCAVACIÓN CON LA “TBM MK 12” Y EL SISTEMA CONVENCIONAL DE “PERFORACION Y VOLADURA” EN YUNCAN	164

7.1	RANGOS DE LAS SECCIONES DE EXCAVACIÓN	164
7.2	TIEMPO DE ESPERA DE LOS PEDIDOS	165
7.3	EQUIPO E INSTALACIONES NECESARIAS	165
7.4	ASISTENCIA TÉCNICA Y EL PERSONAL NECESARIO	166
7.5	VELOCIDAD DE EJECUCIÓN DE LA EXCAVACIÓN	166
7.6	LONGITUD ADICIONAL DE EXCAVACIÓN POR LAS CURVAS	166
7.7	GRANULOMETRIA DEL MATERIAL ARRANCADO	167
7.8	CONTORNO DE LA EXCAVACIÓN	169
7.9	SOBRE EXCAVACIÓN Y PERTURBACION A LA ROCA REMANENTE	169
7.10	SOSTENIMIENTO Y REVESTIMIENTO DE LA EXCAVACIÓN	170
7.11	GENERACION DE GASES	170
7.12	COSTOS	171
7.13	LONGITUD ECONÓMICA DE EXCAVACIÓN	172
7.14	VENTAJAS Y DESVENTAJAS	173
7.15	SISTEMA MAS CONVENIENTE PARA LA EXCAVACIÓN DE TUNELES	176
VIII.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	180
8.1	CONCLUSIONES	180
8.2	RECOMENDACIONES	183
	BIBLIOGRAFIA	184
	ANEXOS	189

LISTA DE CUADROS

Cuadro	Página
2-1 Modelo para determinar el VHNR	20
2-2 Intervalos de categorías para el DRI, BWI y CLI.	21
2-3 Ecuaciones para determinar la velocidad de penetración (Vp)	22
2-4 Parámetros para determinar el RME y sus respectivas calificaciones	24
2-5 Relaciones para determinar la ARA en función de la RME	25
2-6 Calificación de los parámetros geomecánicos para determinar el índice de volabilidad, Lilly (1986, 1992)	27
2-7 Perforadoras martillo en cabeza neumáticas Vs hidráulicas	31
2-8 Características de algunos DTH	31
2-9 Distribución de tiempos de los RHs Paurat E-134 (SIMSA, Perú) y Alpine Miner AM-50 (SIDERMEX, México)	51
3-1 Principales túneles de aducción en Yuncan, métodos de excavación y sus longitudes	59
3-2 Definición de los factores geológicos para la clasificación del macizo rocoso	63
3-3 Clasificación del macizo rocoso en Yuncan	64
3-4 Equipo y tipo de shotcrete empleado en Yuncan	66
3-5 Tipos y número de Cortadores de la “TBM MK 12”	71
3-6 Frecuencia de engrasado manual de las diversas partes de la “TBM”	97
3-7 Aceites recomendados para “TBM”, su demanda y vida útil	97
3-8 Aceites hidráulicos de diversos fabricantes recomendados para “TBMs”	99
3-9 Grasas recomendables tanto para el engrasado automático como manual	99
4-1 Distribución de tiempos en horas y en porcentaje de la operación de la “TBM MK 12” en el Proyecto Hidroeléctrico de Yuncán.	116
4-2 Rendimiento de la “TBM MK 12” en el proyecto hidroeléctrico de Yuncán (Paucartambo II), por día (mp/día)	119
4-3 Demanda de tiempo por metro de excavación de acuerdo al tipo de roca	123
4-4 Disponibilidades de la “TBM MK 12”	131
4-5 Vida de los componentes de los cortadores en función del número de cambios de los discos y requerimientos para su ensamblaje	133
5-1 Inversión en “TBM MK 12”, sus componentes e instalaciones en Yuncán	137
5-2 Vida promedio de los cortadores en metros de excavación	138
5-3 Costo de cortadores por metro de avance para la “TBM MK 12” en Yuncan	138
5-4 Inversión en la “TBM MK 12” incluyendo su Backup y conveyor	140
5-5 Datos para el cálculo de los costos de propiedad y operación de la “TBM MK 12”	141
5-6 Análisis del costo por metro excavado con la “TBM MK 12” en \$/ME	142

5-7	Tiempo necesario para la excavación de un túnel de 10 km con la “TBM MK-12” y el costo de operación anual.	145
5-8	Ingreso bruto estimado por la generación de energía eléctrica en Yuncán	145
5-9	Flujo de caja para los primeros 8 años (USD)	145
5-10	Valor actual Neto (VAN) para los primeros 8 años	146
6-1	Especificaciones técnicas básicas de la perforadora Jumbo hidráulico Rocket Boomer 282	148
6-2	Dimensiones del túnel N° 4 y los parámetros de perforación	149
6-3	Vida útil y frecuencia de afilado en metros perforados de los aceros de perforación (fuente: Atlas Copco)	150
6-4	Dimensiones y características de las dinamitas Semexsa 65 en Yuncan	151
6-5	Promedios de los parámetros de voladura de Abril y Mayo de 2001	151
6-6	Tiempos promedios de de las unidades operativas por disparo	153
6-7	Inversión en equipo en función de la longitud del túnel	154
6-8	Análisis del costo de perforación en la excavación del túnel N° 4 de Yuncán	155
6-9	Análisis del costo de voladura	156
6-10	Análisis de costo de carguío a camiones	157
6-11	Costo horario de cada camión	157
6-12	Análisis del costo de camiones en función de la longitud del túnel	158
6-13	Costo total por metro de avance en función de la longitud del túnel	159
6-14	Tiempo necesario para la excavación de un túnel de 10 km con “Perforación y Voladura” y el costo de operación anual	162
6-15	Flujo de caja para los primeros 8 años (USD)	162
6-16	Valor actual Neto (VAN) para los primeros 8 años	163
7-1	Valor actual neto (VAN) asumiendo la longitud del túnel N° 4 de Yuncan de 10 km en roca tipo II	167
7-2	Revestimiento en roca tipo IV en el túnel N° 4 en Yuncán	171
7-3	Costo por metro de excavación (\$/ma)	172
7-4	Escala de valores y ponderación	177
7-5	Análisis y evaluación numérica comparativa de la “TBM” y la “Perforación y Voladura” (P&V) para seleccionar el sistema más conveniente de excavación de túneles.	177

LISTA DE GRAFICOS

Figura	Página
4-1 Ciclo de excavación de la “TBM MK 12” por metro de avance Vs. tipo de roca	114
4-2 Tiempo promedio por sostenimiento de roca en función del tipo de roca	121
4-3 Demanda de tiempo de excavación en (Hr/m) y porcentaje (%) en roca tipo B (Clase II)	123
4-4 Demanda de tiempo de excavación en (Hr/m) y porcentaje (%) en roca tipo “CH” (Clase III)	124
4-5 Demanda de tiempo de excavación en (Hr/m) y porcentaje (%) en roca tipo CM (Clase IV)	124
4-6 Demanda de tiempo de excavación en (Hr/m) y porcentaje (%) en roca tipo D (Clase V)	125
4-7 Tiempo neto de excavación de la “TBM MK 12” de acuerdo al tipo de roca	126
4-8 Avance de la excavación promedio por día con la “TBM MK 12” Vs tipo de roca	126
4-9 Velocidad de penetración en m/Hr de acuerdo al tipo de roca	128
4-10 Penetración por giro en función del tipo de roca	128
4-11 Presión de empuje del cabezal en función del tipo de roca	129
4-12 Disponibilidades de la maquina tunelera “TBM MK 12”	131
4-13 Rendimiento de los cortadores en función de su posición en el cabezal de la “TBM MK 12”	135
5-1 Costo de excavación equivalente en función de la longitud del túnel y Longitud Económica de excavación aplicando la “TBM MK 12”	143
6-1 Costo equivalente por metro de excavación Vs longitud del túnel para “P&V”	160
7-1 Curvas para determinar la distancia económica de excavación en el Perú	173

LISTA DE FIGURAS

Figura	Página
2-1 Esquema del grado de meteorización y la roca resultante (UNC, 2007)	7
2-2 Clasificación general de la fragmentación de rocas.	16
2-3 Mecanismo de trituración de la roca durante la perforación	28
2-4 Astillamiento de la roca por un cortador tipo disco	29
2-5 Representación esquemática de las partes de una “TBM” (Wirth)	43
2-6 Formas y dimensiones de las secciones de excavación con mobile miner	50
3-1 Trazo de túneles en el Proyecto Hidroeléctrico de Yuncán (Paucartambo II)	61
4-1 Movimientos básicos durante el ciclo de una “TBM” tipo Kelly	106
5-1 Sección de la excavación del túnel, mostrando las instalaciones necesarias para la operación de la “TBM MK -12”	139
7-1 Secciones de excavación y revestimiento del túnel N° 4 en Yuncán. (a) con “TBM”. (b) con “P&V”.	170

LISTA DE FOTOGRAFIAS

Fotografía	Página
2-1 Plaza de armas de Yungay-Ancash sepultada por millones de toneladas de roca fragmentada y transportada por el aluvión del 31/05/1970.	17
2-2 Pruebas de Hughs Tool Co. a) Prueba de Microbit. b) Indenter Test	21
2-3 Martillo rompe bancos	29
2-4 Jumbo hidráulico seccionado	30
2-5 Perforadoras DTH	30
2-6 Perforadora rotativa	30
2-7 Rueda de cangilones GIANT de KRUPP Industrie und Stalbau, producción 240 000 m ³ /día	35
2-8 Surface Miner 4200 SM de Wirtgen	36
2-9 Draga con simple cangilón profundizando el Canal de Panamá	37
2-10 Draga con tolva continua en el puerto de Puno (lago Titicaca)	37
2-11 Raise Boring durante la excavación	40
2-12 Shaft Boring de Robbins Co.	40
2-13 Borpak en proceso de excavación	41
2-14 Rozadora Anderson AM500 cortando un manto de carbón en Inglaterra	41
2-15 “TBM” tipo Kelly “MK 15” de Robbins en Chimay	44
2-16 “TBM” de viga Principal MB 200 en Olmos (Lambayeque – Perú)	45
2-17 “TBM” Wirth de doble escudo “TB H1172 H/TS” en Pinglin – Taiwan	46
2-18 Mega “TBM Herrenknecht S-317” de 15,43 m de diámetro en Shangai	47
2-19 Mega “EPB TBM S-300” de 15,20 m de diámetro, construido por Herrenknecht para el túnel carretero M-30 de Madrid	48
2-20 Mobile Miner 130 de Robbins	50
2-21 Roadheader Paurat GMBH E – 134	52
2-22 Gripper posterior izquierdo de la “TBM MK 12” fijado en la losa de arranque.	56
3-1 Excavación en roca fracturada. a) Desprendimiento de bloques dañando a la máquina. b) Oquedad en la pared del túnel por la afluencia de agua.	62
3-2 Excavación en terreno suave tipo “CM”, a) frente de la excavación. b) contorno de la excavación totalmente irregular.	64
3-3 Excavación en terreno duro tipo “B”. a) frente de la excavación. b) contorno de la excavación casi liso.	65
3-4 segmentos del cabezal. a) S. central. b) Segmentos periféricos	70
3-5 (a) Cabezal mostrando algunos face cutters y gauge cutters. (b) Cabezal mostrando los center cutter.	71
3-6 Uno de los 4 Scraper de la “TBM MK 12”. (a) Antes de su montaje.	

	(b) Montado listo para iniciar la excavación.	72
3-7	a) Inspección del cabezal antes de iniciar la excavación. b) Primer cambio de los cortadores centrales (mellizos)	74
3-8	Mordazas antes de su montaje. a) Vista lateral. b) Vista frontal	75
3-9	Mordazas fijando a la “TBM” durante la excavación. a) Gripper delantero izquierdo. b) Gripper posterior derecho	76
3-10	Pata delantera. a) Antes de su montaje. b) Soportando en peso muerto del cabezal durante la excavación	77
3-11	Tubo de torque. a) Vista frontal. b) Vista lateral.	78
3-12	Eje de accionamiento del cabezal (eje de rotación)	78
3-13	Cilindros de empuje inferiores mostrando su carrera de 1,5 m	79
3-14	Unidad de accionamiento. a) Caja de engranajes. b) Montaje en el tubo de torque	80
3-15	Unidad de impulsión. a) Montaje del engranaje anular. b) Placa de montaje de los motores	81
3-16	Motores principales de rotación. a) Visto por la parte posterior. b) motor inferior derecho mostrando el sistema de frenado.	82
3-17	Impulsor hidráulico de rotación (jog) montado en la parte posterior del motor inferior izquierdo	83
3-18	Rastrillo invertido visto por la parte posterior izquierdo	85
3-19	Escudo de polvo, mostrando además borde de Jebe, instalador de cimbras, tarjeta reticulada de alineación con laser y cordón de parada de emergencia	87
3-20	Jumbo hidráulico COP 1038 Atlas Copco, para sondajes delante de la “TBM”	88
3-21	Equipos de perforación para sostenimiento, Jumbo hidráulico Atlas Copco COP 1032. a) Del costado izquierdo. b) Costado derecho	89
3-22	Servicio de energía primaria sobre el backup de la “TBM”. a) Tambor de reserva de cable. b) Sistema de escobillas.	90
3-23	Cabinas eléctricas sobre el back up de la “TBM”	90
3-24	Consola del operador de la “TBM”	91
3-25	Planta hidráulica (power pack) mostrando entre otros, las 3 bombas hidráulicas, tanque de aceite, tablero de mando	93
3-26	Engrasadora automática del la “TBM”. a) Antes de su instalación. b) Instalado en el tren de apoyo N° 1, en plena operación	96
3-27	Lubricación automática. a) desplazamiento del cuerpo en el tubo de torque. b) Deslizadera de perforadoras (jumbos) para sostenimiento	98
3-28	Sistema de abastecimiento de agua, se observa el tanque y la bomba	100
3-29	Sistema de extracción de polvo. a) Extractor de polvo (depresor), tanque de lodo, bomba de agua. b) Drenaje del lodo al tanque de sedimentación	101
3-30	Puente de la “TBM”. a) Area de tendido de rieles (colleras), pasarela derecha e izquierda. b) Cilindro de retracción del backup	102
3-31	a) Vista panorámica del back up de la “TBM”. b) Rampa del Backup	103
4-1	Pistones de empuje (thrust) inferiores en acción	107
4-2	Equipo láser “AMA T810 Tunnel Laser”	109
4-3	Tarjeta reticulada en la parte alta del costado izquierdo del escudo de polvo	110
4-4	Mecánico de turno ajustando un gauge cutter cambiado	121
4-5	Granulometría del material arrancado por la “TBM MK 12”. a) En roca dura y masiva (tipo “B”). b) En terreno fracturado (tipo “CH”)	130
4-6	Granulometría del escombros proveniente de de roca suave tipo “CM”	130

4-7	Cambio de cortadores centrales. (a) Discos nuevos en el almacén de discos. (b) Corte de disco desgastado con oxicorte para su reemplazo	132
4-8	Los 5 primeros gauges cutters extraídos del cabezal de la “TBM MK 12”, para Reemplazar los discos cortadores	134
5-1	Tratamiento de las aguas del túnel. a) Tanque de sedimentación. b) Separador de aceites y grasas	144
6-1	Vista panorámica del acceso a la ventana N° 3	147
6-2	Jumbo hidráulico Rocket Boomer 282 perforando en el túnel de aducción N° 4 (ventana 3)	148
6-3	Cargador frontal LIEBHERR 1550 2plus2	151
6-4	Volquete VOLVO NL 12	152
7-1	Granulometría del material fragmentado. (a) Con “TBM”. (b) con “P&V”	168
7-2	Contornos de la excavación. (a) Con “TBM”. (b) Con “P&V” visto antes del inicio de la excavación con “TBM”	169

LISTA DE SIMBLOS

\$	Dólares americanos
\$/ME	Dólares por metro excavado
%	Porcentaje
A	Roca tipo “A” (clase I)
B	Roca tipo “B” (clase II)
C_i	Valor del cono de indentación
Cm	Centímetros
CM	Roca tipo “CM” (clase IV)
Ch	Dureza cerchar (s)
CH	Roca tipo “CH” (clase III)
D	Roca tipo “D” (clase V)
F	Fuerza media aplicada por cortador en una máquina tunelera (KN).
F_c	Fuerza de empuje por cortador (kN)
Gl	Galones
Hr	Horas
I	Resistencia a la carga puntual (MPa)
J_a	Número de alteración de fisuras (joint alteration number)
J_n	Número de sistemas de fisuras (joint set number)
J_r	Número de rugosidad de las fisuras (joint roughness number)
J_w	Factor de reducción en las fisuras (joint water reduction factor)
km	Kilómetros
K_ϕ	Factor de corrección por diámetro de cabezal de la TBM, para el cálculo de la velocidad de avance
L	Longitud de los pernos de anclaje (m)
ln	Logaritmo Neperiano
Lt	Litro
m	Metros
m^2	Superficie en metros cuadrados
m^3	Volumen en metros cúbicos
ma	Metros de avance
N	Velocidad de rotación (RPS)
°C	Grados centígrados de temperatura
Q	Índice de la calidad de túneles de Barton para perforación y voladura (P&V)
q	Contenido de cuarzo en la roca en porcentaje (%)
Q_{TBM}	Índice de calidad de túneles de Barton para máquinas tuneleras (TBM)
s	Tiempo en segundos
SRF	Factor de reducción por esfuerzos (stress reduction factor)
S_v	Valor del martillo de Schmidt
T	Par de rotación o cupla (torque) (kNm)

V	Voltios
σ_c	Resistencia a la compresión uniaxial de la roca (MPa)
σ_i	Resistencia al impacto (MPa)
σ_{mass}	Resistencia estimada del macizo rocoso (MPa)
σ_t	Resistencia a la tensión brasileña (MPa)
σ	Esfuerzo biaxial inducido en el frente del túnel (MPa)
Φ	Diametro de cabezal de la TBM (m)

LISTA DE ABREVIATURAS

AEC	Comisión de energía atómica de Estados Unidos (Atomic Energy Comision)
ANFO	Mezcla explosiva de nitrato de amonio con petróleo diesel 2.
ARA	Velocidad media de avance (Average rate advance) (m/día)
B/D	Malogrado en inglés (Broken down)
BI	Índice de volabilidad (blasting index)
BWE	Rueda de cangilones o rotopala (bucket Wheel excavator)
BWI	Índice de desgaste de la broca (bit wear index)
CE	Carga específica de explosivo
CLI	Índice de desgaste de cortadores en máquinas tuneleras (cutter life index)
CRS	Coefficiente de resistencia de la roca
DE	Disponibilidad eléctrica
DM	Disponibilidad mecánica
DRI	Índice de perforabilidad (dril rate index)
DTH	Perforadora rotopercutiva con martillo en fondo (down the hole)
EGECEN	Empresa Generadora de Energía Eléctrica del Centro S.A.
EPB TBM	TBM de escudo EPB (Earth pressure balance TBM)
EPDC	Electric Power Development Co de Japón
ES	Energía específica de excavación (kJ/m^3)
FE	Factor de energía
FOB	Cotización franco a bordo (free on board)
HP	Caballos fuerza (horse power)
JPO	Orientación de los planos de juntas
JPS	Espaciamiento entre los planos de juntas
KW	Kilowatt de potencia
KWH	Kilo watt hora de energía (kilowatt hora)
LASER	Light amplification by simulated emission of radiation
MBR	RMR básico modificado (Modified Basic RMR)
MM	Minador móvil (mobile miner)
MRMR	RMR modificado de Bieniawski para minería (Modified Rock Mass Rating)
MW	Mega watt de energía
NATM	Nuevo Método Austriaco de Túneles (New Austrian Tunneling Method)
NGI	Instituto de Geotecnia de Noruega (Norwegian Geotechnical Institute)
NTH	Departamento de Geología del Instituto Tecnológico de Noruega (Norwegian Institute Technology)
P&V	Perforación y voladura
PLC	Controlador lógico programable (programmable logical controller)
RBM	Máquina chimenera (raise boring machine)
RH	Cabezal rozador (roadheader)

RIHN	Número de dureza de impacto de la roca
RMD	Descripción del macizo rocoso
RME	Excavabilidad del macizo rocoso (Rock mass excavability)
RMR	Rock Mass Rating o Clasificación geomecánica de Bieniawski para P&V
RMR _{TBM}	Rock mass Rating para TBM.
RPM	Revoluciones por minuto
RPS	Revoluciones por segundo
RQD	Índice de la calidad de roca (Rock quality Designation) de Deere
RSI	Radio de la influencia de la resistencia
RSR	Rock Structure Rating
SBM	Máquinas para la excavación de pozos (shaft boring machine)
SGI	Influencia del peso específico
SKACOCHI	Asociación Skanska, Cosapi y Chizaki
TBM	Máquina tunelera (tunnel boring machine)
TH	Perforadora rotopercutiva con martillo en cabeza (top hammer)
TSP	Predicción sísmica de túnel (tunnel seismic prediction)
USA	Estados Unidos de Norte América (United States of America)
VAN	Valor actual neto
VCR	Voladura en cráteres invertidos (vertical crater retreat)
VHN	Número de dureza de Vickers (Vickers hardness number)
VHNR	Número de dureza de Vickers para roca (Vickers hardness number rock)
VP	Velocidad de penetración (m/min)

RESUMEN

El sistema de “Perforación y Voladura” (P&V), aplicado a la excavación de túneles, viene siendo reemplazado por una variedad de tipos y tamaños de máquinas tuneleras (TBMs, Tunnel Boring Machines); como producto del avance tecnológico, exigencias de productividad y control ambiental, escenarios al que el Perú no está ajeno. El presente estudio, pretende ser un marco de referencia para la selección del sistema más conveniente de excavación, bajo una longitud mínima que justifique su aplicación.

La “TBM MK 12” y la “P&V” se aplicaron y estudiaron en el túnel de aducción N° 4 del Proyecto Hidroeléctrico de Yuncan. La “TBM MK 12” operó de febrero a diciembre de 2001, período en que se observó in situ todos los factores que influyeron en su operación y rendimiento. La “TBM” tuvo mayores avances en rocas auto soportantes, puesto que en terrenos deleznales la mayor parte del tiempo se invertía en estabilizar y sostener la roca.

Se demuestra que para la excavación de túneles de gran longitud, las “TBMs” tienen mayores ventajas que la “P&V”, además de la mínima perturbación a la roca remanente, la rapidez de la excavación, mayor seguridad para el personal y maquinaria, inexistencia de gases de voladuras, menor área de excavación, entre otros.

ABSTRACT

Drilling and Blasting (D&B) system applied to tunnels excavation is being gradually replaced around the world for different types and sizes of tunnel boring machines (TBMs). This change occurs due to technical advances, productivity demands and environmental restrictions, and Peru doesn't keep out of this development. This research is addressed to select the most advantageous excavation system, considering the minimum excavation length in order to justify its applicability.

Both "MK 12 TBM" and "D&B" systems were applied and performed in N° 4 headrace tunnel of Yuncan Hydroelectric Power Project. The "MK 12 TBM" was in operation in the work site from February to December 2001. During this period was recorded all information about its operability and performance variables. The TBM showed high performance in good quality rock, while in soft rock, much time was spent in stabilizing and supporting the rock mass.

Experiences have shown that in excavation of long tunnels, "TBMs" tunneling system is more advantageous than "D&B" system. Furthermore, the stability of rock around the excavation is minimum affected because of absent vibrations. Other relevant advantages are also more safety for personnel and equipment, no pollution of blasting and uniform excavation.

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

El autor considera que la excavación de rocas, es la actividad que más ha contribuido al progreso y desarrollo de la humanidad. Bajo la premisa que, gracias a ésta actividad ha sido posible extraer las riquezas metálicas y no metálicas de la corteza terrestre, que han permitido fabricar maquinarias, equipos, herramientas y materiales, que han hecho posible alcanzar el adelanto científico y las tecnologías de punta actual; entre otros: la cibernética, medicina y cósmica. Asimismo, ha facilitado la comunicación entre pueblos y países, propiciando su desarrollo, mediante una red de grandes túneles y carreteras; sumándose a ello, la generación de energía (hidroeléctricas), erección de mega edificaciones empleando para ello ingentes cantidades de roca triturada (agregados), construcción de canales, entre otros. En conclusión, se puede decir que “el hombre siempre requerirá excavar la corteza terrestre”.

1.1 ANTECEDENTES

La fragmentación de grandes volúmenes de roca para su posterior remoción, en el pasado se hizo únicamente usando ingentes cantidades de materiales explosivos, cuyos efectos negativos son ampliamente conocidos; como: Perturbación del terreno, daños a las estructuras, golpe de aire, rocas volantes, contaminación ambiental, entre otros. Debido a estos efectos negativos de las voladuras, niveles de productividad cada vez más exigentes y la preservación ambiental; el hombre en su afán de superar estos efectos y exigencias, se propuso inventar y construir máquinas que no requieren el uso de explosivos para arrancar la roca; dentro de las que se encuentran los minadores continuos, tal como se detalla en el Capítulo II y siguientes.

Actualmente existe una familia de equipos de minado continuo tanto de superficie como de subsuelo capaces de arrancar cualquier tipo de roca, de totalmente deleznable hasta extremadamente dura. El presente trabajo, está orientado al estudio de minado continuo de aplicación subterránea, específicamente las máquinas tuneleras tipo “TBM” (Tunnel Boring Machine). Las máquinas tuneleras, estuvieron limitadas al igual que otros de su especie, al minado de rocas relativamente suaves. Siendo un ejemplo, el roadheader introducido a nuestro país, por la Cía. Minera San Ignacio de Morococha (SIMSA) en 1987, para explotar su depósito con este equipo, sin dar los resultados esperados. Actualmente, gracias a los adelantos tecnológicos y científicos en la informática y la metalurgia, ha sido posible desarrollar los elementos de corte para estos equipos, capaces de cortar cualquier tipo de roca, incluyendo a las de alta dureza, tenacidad y resistencia a la compresión; permitiendo minar con éxito grandes excavaciones.

Las “TBMs” estuvieron orientadas principalmente a la excavación de túneles de uso civil como el Eurotúnel (50,45 Km), Túnel Lötschberg (33,7 Km), Túnel Guadarrama (38 Km), entre otros. En el Perú, se han aplicado para la excavación de túneles de aducción y trasvase, siendo estos casos los túneles de los proyectos hidroeléctricos de Carhuaquero (Chiclayo, 1981), Chimay (Junín, 1999), ampliación del túnel de aducción de Machu Picchu (Cuzco, 2000) y Yuncán (Pasco, 2000 – 2004), y en actual aplicación en el proyecto trasvase Olmos (Lambayeque).

En la minería se aplicó exitosamente la “TBM 156-275” de Robbins para el desarrollo de mina “Lower Kalamazoo (Lower K) de Magma Copper” en Arizona USA (1993), para su explotación por Block Caving. Esta máquina, aperturó galerías, rampas, cruceros, etc. con un diámetro de 4,62 m y una longitud total de 10 363 m, en un tiempo récord de 1,3 años. También se pueden citar, los casos de la Cía. Minera Stillwater (Montana USA), Cía. Minera INCO (Canadá), Cía. Minera Pasminco, Mount ISA Mines Holdings, entre otros, que han desarrollado o explorado sus minas con este sistema de excavación, entre $\frac{1}{2}$ y $\frac{1}{3}$ del tiempo que hubiera demandado al aplicar el sistema convencional de perforación y voladura.

1.2 OBJETIVOS DEL ESTUDIO

- A) Delinear técnica y económicamente, el sistema más conveniente de excavación de túneles.
- B) Establecer, los criterios de selección de las máquinas tuneladoras, “TBM”, respecto al sistema convencional de perforación y voladura.
- C) Establecer las longitudes económicas de excavación, con uno u otro sistema. Asimismo, definir la ventaja que representa hacer una excavación en el menor tiempo posible.
- D) Mostrar la aplicación de la “TBM MK 12” en el Proyecto Hidroeléctrico de Yuncan.
- E) Optar el Grado Académico de Magister en Ciencias, mención Ingeniería de Minas.

1.3 ALCANCES DEL ESTUDIO Y PLANTEAMIENTO DE LA SOLUCION DEL PROBLEMA

El Perú es un país emergente, como tal, requiere entre otras infraestructuras, la construcción de grandes túneles carreteros, de aducción, trasvases, metros, etc. que contribuyan a facilitar el intercambio comercial de los pueblos, generación de energía, abastecimiento de agua e irrigación, facilitar el transporte urbano, entre otros, lo cual implica la aplicación de tecnologías más eficientes en la excavación de rocas, como las máquinas tuneladoras tipo “TBM”. Bajo esta óptica, el presente trabajo pretende ser un marco de referencia para la aplicación de esta tecnología en la excavación de los grandes proyectos tuneleros.

La tecnología de las “TBMs”, comparado con el sistema convencional de “Perforación y Voladura” en la excavación de túneles, tiene una serie de ventajas. Entre otros, la rapidez de la excavación, seguridad y menor contaminación del ambiente. No obstante que el presente

estudio no abarca todas las variedades de “TBMs” y gama de tamaños y aplicaciones, sin embargo sus resultados servirán como referencia para la selección y aplicación de “TBMs” en un proyecto tunelero en nuestro país, considerando que el presente estudio corresponde específicamente a la excavación de un túnel de aducción para una central hidroeléctrica.

1.4 DESARROLLO DE LA TESIS

La inquietud para realizar el presente estudio, surgió durante los estudios del autor en la Sección Post-Grado de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería. Por esa época, estuvo por ejecutarse el proyecto Chimay (Chanchamayo – Perú). Posteriormente a comienzos del año de 2000 llegaron al Perú las 2 máquinas tuneleras para excavar los túneles de aducción más largos del Proyecto Hidroeléctrico de Yuncán, primero el “TBM FORO 900S” (Atlas Copco), y luego el “TBM MK 12” (Atlas Copco Jarva), siendo esta última materia del presente estudio, desde su montaje, puesta en marcha, producción u otros parámetros de operación de este sistema de excavación, por un período de casi 2 años.

El capítulo II del presente trabajo engloba los conceptos genéricos y teóricos, como lo concerniente al macizo rocoso y su clasificación, conceptos de fragmentación de rocas, los minadores continuos y dentro de ello, las máquinas tuneleras en sus diversas clasificaciones y los factores que intervienen en su aplicación. En el capítulo III se hace una reseña del proyecto hidroeléctrico de Yuncan (Paucartambo II), considerando los factores implícitos a la aplicación de la “TBM MK 12”; detallando luego lo concerniente a la propia “TBM”, entre otros, sus especificaciones y detalles de sus partes más importantes y montaje.

En el capítulo IV se detalla y analiza el estudio de campo realizado en la excavación del túnel de aducción N° 4 por la “TBM MK 12”, ingresando por la ventana de acceso a Penstock 1 hacia la ventana N° 3, en el proyecto Yuncán; entre otros, su ciclo de operación y sus efectos, tiempos y movimientos, disponibilidades y su rendimiento en función del tipo de roca, características del material cortado y disponibilidades. Adicionalmente se hace un análisis del rendimiento de los cortadores. En el capítulo V, se hace un análisis

técnico – económico de la excavación con la “TBM” estudiada, incluyendo las inversiones y costos, hasta llegar a establecer el costo por metro excavado, su impacto en el medio ambiente y análisis económico considerando 10 km de túnel en roca tipo “B” (clase II según Bieniawski 1989), a fin que sea equiparable a lo analizado en el capítulo siguiente respecto a la “Perforación y Voladura”.

El capítulo VI trata sobre el sistema convencional de “Perforación y Voladura” (P&V), que fue aplicado durante el estudio en el mismo túnel de aducción N° 4, en el tramo comprendido entre la ventana N° 3 (por donde se ingresó) y la presa Huallamayo, durante los meses de Abril y mayo de 2001; cuyos resultados técnicos y económicos se analiza en este capítulo. Asimismo, se hace un análisis de las inversiones, costos, longitud económica, impacto ambiental y un análisis económico considerando 10 km de túnel en roca clase “B” (clase II según Bieniawski 1989), tipo de roca encontrado durante los 2 meses que duro el estudio en este frente.

En el capítulo VII se hace un análisis comparativo de los parámetros más importantes para ambos sistemas, tanto técnicos como económicos, incluyendo el análisis de longitud mínima de excavación que justifique su aplicación, para luego discutir sus ventajas de uno u otro sistema. Finalmente, se resume en un cuadro de evaluación los 40 parámetros de comparación, agrupados en parámetros técnico – operacionales (22 ítems), económicos (12 ítems) y misceláneos (6 ítems), con lo cual se llega a una calificación final; demostrándose numéricamente que para túneles de gran longitud, las “TBMs” tienen mayores ventajas que la perforación y voladura (P&V). Con los resultados antes descritos, se llega a establecer las conclusiones y recomendaciones.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 EL MACIZO ROCOSO

Durante la etapa de Estudio y construcción de un proyecto de excavación, es de vital importancia contar con la información necesaria sobre las características litológicas estructurales, de los esfuerzos e hidrología de un macizo rocoso (Hoek, 2006). Todo trabajo de ingeniería, requiere llevar las condiciones del macizo rocoso a valores numéricos, a fin de calcular y dimensionar una obra y sus etapas. Para lo cual, se ha definido las variables que intervienen en sus cualidades de resistencia (parámetro esencial en ingeniería), de modo que estableciendo relaciones matemáticas y asignándole valores numéricos de acuerdo a su incidencia, se obtenga una característica numérica, que permita estimar los diferentes parámetros de ejecución de un proyecto, como el tiempo de auto sostenimiento, dimensiones de la excavación, deformaciones, dimensionamiento del sostenimiento, planeamiento de la secuencia de excavación, entre otros.

2.1.1 PROPIEDADES DEL MACIZO ROCOSO

A. TIPO DE ROCA QUE CONFORMA EL MACIZO ROCOSO

Se refiere a la variedad de rocas que conforman el macizo rocoso, que puede ser simple o compleja, de constitución homogénea o compuesta. Cada tipo de roca constituyente tiene diferente resistencia. Caso de las rocas ígneas, tienen alta resistencia, sobre todo si son de grano fino (Abril, E. G., 2007). Las rocas metamórficas, también son resistentes, aunque

pueden presentar anisotropía (foliación y esquistosidad). Las rocas sedimentarias, tienen menores resistencias que las anteriores, debido a su estructura y debilidad de sus cementantes.

B. ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO

La estructura es una de las propiedades del macizo rocoso que tiene mayor influencia sobre su resistencia. Las estructuras primarias, se generaron durante la génesis de las rocas, en caso de las rocas ígneas el enlace molecular entre los cristales que lo conforman, se traduce en estructuras resistentes; mientras que en las rocas sedimentarias que por su origen, son capas de granos enlazados indirectamente, que representan estructuras con planos de debilidad. Las estructuras secundarias, son las que se han generado como producto de las tensiones producidas durante el tectonismo, pueden presentarse aisladas o superpuestas entre sí y en distintas escalas como fallas (locales o regionales), fracturas y diaclasas (carácter local); estas estructuras tienen gran incidencia en las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos, dependiendo de su disposición espacial, rumbo y buzamiento respecto a la dirección de la excavación.

C. ESTADO DE CONSERVACIÓN DE LA ROCA

El intemperismo actúa con mayor facilidad en zonas estructurales del macizo rocoso, como los planos de estratificación, fallas, fracturas y diaclasas; que facilitan la acción de los agentes físicos y químicos, alterando su resistencia mecánica y las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, la Fig. 2-1 esquematiza el grado de meteorización y la roca resultante de su efecto (Abril, E. G., 2007).

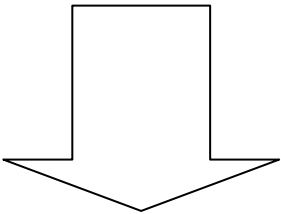
FENOMENO	EFFECTO	ROCA RESULTANTE
METEORIZACION FISICA: Relajación, dilatación / contracción, etc. QUIMICA: Hidrólisis, oxidación, disolución, carbonatación, etc.	GRADO DE METEORIZACION  AUMENTO	Roca fresca
		Ligeramente meteorizada
		Moderadamente meteorizada
		Altamente meteorizada
		Extremadamente meteorizada
		Suelo residual

Figura N° 2-1: Esquema del grado de meteorización y la roca resultante (UNC, 2007)

2.1.2 CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Durante la etapa de estudio de un proyecto, contar con la clasificación del macizo rocoso tiene una serie de beneficios; basado en ello, uno o más sistemas de clasificación de macizos rocosos pueden ser aplicados para configurar su composición y características; a fin que permitan hacer la estimación inicial del sostenimiento, propiedades de resistencia y deformación del macizo rocoso.

Es importante tener en cuenta las limitaciones que tienen los sistemas de clasificación de los macizos rocosos (Palmstrom & Broch, 2006) y sus aplicaciones no pueden variar los procedimientos de diseño. Sin embargo, el uso de estos procedimientos de diseño requiere acceder a la información relativamente detallada sobre los esfuerzos in situ, propiedades del macizo rocoso y la secuencia de excavación planeada; los que no están disponibles en la etapa inicial del proyecto. Una vez que se tenga disponible esta información, los sistemas de clasificación de macizos rocosos deben actualizarse y aplicarse en conjunción con los análisis específicos del terreno. Los sistemas de clasificación de los macizos rocosos se agrupan en dos grupos: Clasificación de Ingeniería (Terzaghi, Lauffer, Deere y Wickham) y clasificación geomecánica (Bieniawski y Barton) (Hoek, 2007). En caso de Yuncan se utilizó un criterio específico de clasificación del macizo rocoso, que se presenta más adelante.

A. CLASIFICACIÓN DE TERZAGHI (1946):

La primera referencia para el uso de la clasificación del macizo rocoso para el diseño de soporte de túneles, está en el artículo de Terzaghi (1946), donde los soportes de roca con arcos de acero son estimados en base a una clasificación descriptiva. Terzaghi presta atención al diseño del sostenimiento, teniendo en cuenta el comportamiento del macizo rocoso, particularmente en situaciones donde la gravedad constituye la fuerza dominante. Las definiciones claras y concisas y los comentarios prácticos de estas descripciones dan buena referencia de la ingeniería geológica, muy usual para diseños de ingeniería.

Terzaghi define las siguientes descripciones para túneles: a) Roca intacta, no tiene fisuras ni fracturas. b) Roca estratificada, consta de estratos individuales con o sin resistencia a la separación entre ellos. c) Roca medianamente fisurada, contiene juntas y grietas pero los bloques entre las juntas están soldados o muy íntimamente enlazados. d) Roca agrietada en bloques, químicamente inalterada o casi inalterada. e) Roca triturada, pero químicamente

- sana. f) Roca comprimida, avanza lentamente en el túnel sin aumento perceptible de volumen.
g) Roca expansiva, avanza básicamente en el túnel debido a su propia expansión.

B. CLASIFICACIÓN DE LAUFFER (1958)

Lauffer propuso el tiempo de sostenimiento para un claro activo que está relacionado a la calidad del macizo rocoso, donde se hace la excavación. En un túnel, el claro sin sostenimiento, es definido como la distancia entre el frente y el soporte más próximo. La clasificación original de Lauffer ha sido modificada por varios autores, entre otros, Patcher et al (1974) que ahora forma parte del enfoque general de tunelería conocido como el Nuevo Método Austriaco de tunelería (New Austrian Tunneling Method, NATM) (Cáceres Z.,2004). El significado del concepto del tiempo de sostenimiento, es que un incremento en el claro del túnel conlleva a una reducción significativa en el tiempo disponible para la instalación del sostenimiento.

El NATM incluye un número de técnicas para el tuneleo seguro, en condiciones de roca en la que el tiempo de sostenimiento es limitado, antes que la falla ocurra. Estas técnicas incluyen el uso de pequeña sección superior y banqueo o el uso de múltiples secciones para formar un anillo de reforzamiento dentro del cual el túnel puede ser excavado en forma segura. Estas técnicas son aplicables en rocas sueltas tal como lutitas, fillitas y lodolita, donde los problemas de compresión y expansión descritos por Terzaghi, son propensos a ocurrir.

C. CLASIFICACIÓN DE DEERE Y OTROS (1967)

El índice de la calidad de roca (Rock Quality Designation Index, RQD), fue desarrollado por Deere et al. (1964), para proporcionar una estimación cuantitativa de la calidad del macizo rocoso a partir de los testigos de perforación. El RQD, es definido como el porcentaje de la suma de longitud de los testigos con más de 10 cm de longitud entre la longitud total. Los testigos tienen 54,7 mm de diámetro y pueden ser perforados con tubería de doble tubo.

$$RQD = \frac{\sum \text{Longitud de núcleos} > 10 \text{ cm}}{\text{Longitud total del testigo}} \times 100$$

Palmström (1982), sugirió que cuando no se dispone de testigos pero las trazas de

discontinuidad están visibles en las superficies expuestas en las galerías de exploración, el RQD puede estimarse del número de discontinuidades por unidad de volumen. La relación propuesta para macizos rocosos exentos de arcilla es: $RQD = 115 - 3,3 J_v$; Donde: $J_v =$ Suma del número de juntas por unidad de longitud para cada discontinuidad conocido como la cantidad volumétrica de juntas. El RQD de Deere ha sido ampliamente usado sobre todo en USA después de su introducción.

D. CLASIFICACIÓN RSR DE WICKHAM Y OTROS

Wickham et al (1972), proponen un método cuantitativo para describir la calidad del macizo rocoso y seleccionar el soporte adecuado en base a su clasificación RSR (Rock Structure Rating). La mayoría de los casos históricos aplicados en el desarrollo de este sistema, han sido túneles relativamente pequeños soportados por arcos de acero; es de destacar también que este fue el primer sistema en hacer referencia del uso del shotcrete en soporte de roca.

La importancia del RSR, radica en que introduce el concepto de valoración a cada uno de los parámetros A, B y C, para obtener un valor numérico de RSR.

$RSR = A + B + C$; Donde: **A = parámetro geológico**, apreciación general de la estructura geológica en base a: a) Origen del tipo de roca, b) Dureza de la roca, y c) Estructura geológica. **B = parámetro geométrico**, efecto de los patrones de discontinuidad con respecto a la dirección de la corrida del túnel en base a: a) Espaciamiento de las fisuras, b) Orientación de las fisuras (rumbo y Buz.), y c) Dirección del túnel. **C = Efecto de la afluencia del agua subterránea y las condiciones de fisuras** en base a: a) Calidad global del macizo rocoso en base a la combinación de A y B, b) Condición de la fisura, y c) Cantidad de afluencia de agua (galones por minuto por cada 1000 pies de túnel).

E. CLASIFICACIÓN GEOMECAICA RMR DE BIENIAWSKI

Bieniawski (1973) publicó los detalles de su primera clasificación del macizo rocoso denominado “clasificación geomecánica” o sistema RMR (Rock Mass Rating), con el transcurso de los años ha sido sucesivamente perfeccionado a medida que más casos fueron analizados. Bieniawski ha hecho cambios significativos en las valoraciones asignadas a los diferentes parámetros. Todas las versiones de RMR (1973 - 1989), están relacionadas con la

estimación de resistencia del macizo rocoso. El RMR toma en cuenta los siguientes 6 parámetros: 1) Resistencia a la compresión uniaxial de la roca. 2) Índice de la calidad de roca (RQD). 3) Separación de las fisuras. 4) Estado de las fisuras. 5) Infiltraciones de agua subterránea. 6) Orientación de las discontinuidades (Abril, 2007 y Hoek et al. 2002).

Para aplicar este sistema de clasificación, el macizo rocoso es dividido en un número de regiones estructurales y clasificadas por separado. Los límites de las regiones estructurales normalmente coinciden con la estructura principal como una falla o con el cambio del tipo de roca. La tabla para determinar el RMR se presenta en el anexo A-1, con las valoraciones para cada uno de los 6 parámetros indicados líneas arriba. Estas valoraciones se suman para obtener el valor de RMR. Bieniawski (1989) publicó unas de guías para seleccionar el soporte en túneles en roca, cuyo valor de su RMR fue determinado. Estas guías se presentan en el anexo A-2, cabe destacar que éstas fueron elaboradas para túneles de 10 m de ancho en “herradura”, excavado con perforación y voladura (P&V), en un macizo rocoso sometido a un esfuerzo vertical < 25 MPa (equivalente a una profundidad bajo la superficie de < 900 m).

F. RMR PARA MINERIA (MRMR):

El sistema Rock Mass Rating (RMR) de Bieniawski estuvo originalmente basado sobre casos históricos registrados por ingeniería Civil. La industria minera, tendió a considerar esta clasificación como algo conservador y se hicieron muchas modificaciones para hacerla más relevante para aplicaciones mineras (Hoek et al. 2002). Un resumen explicativo de estas modificaciones fue completado por Bieniawski (1998).

Laubscher (1977, 1984), Laubscher y Taylor (1976), Laubscher y Page (1990) formularon un sistema modificado del RMR para minería (MRMR, Modified Rock Mass Rating). El MRMR toma como valor base el RMR, para luego ajustarlo para cuantificar in situ los esfuerzos inducidos, los cambios de esfuerzos y los efectos de la voladura y alteración. Una serie de recomendaciones de soporte están asociadas con los valores resultantes del MRMR. Para aplicar el sistema MRMR de Laubscher se debe tener en cuenta que muchos casos históricos sobre el cual se basa, fueron derivados de operaciones por hundimiento. Originalmente, el Block Caving en las minas de asbesto en África formó la base para las modificaciones, pero consecuentemente, otros casos históricos de alrededor del mundo han sido adicionados a la base de datos.

Cummings y otros (1982), y Kendorski y otros (1983) modificaron también la clasificación RMR de Bieniawski, para formular el MBR (Modified Basic RMR) para minería. Este sistema fue desarrollado para operaciones Block Caving en USA. Esto involucra el uso valoraciones diferentes para los parámetros originales usados para determinar el valor de RMR y el ajuste del valor resultante del MBR para tener en cuenta los daños producidos por la voladura, esfuerzos inducidos, características estructurales, distancia del frente del hundimiento y el tamaño del block caving.

G. INDICE DE LA CALIDAD DE TUNELES (Q):

Barton, Lien y Lunde (1974), del Instituto de Geotecnia de Noruega (Norwegian Geotechnical Institute, NGI) basado en gran cantidad de casos de tipos de estabilidad en excavaciones subterráneas, propusieron el INDICE DE CALIDAD DE TUNELES (Q), para determinar las características del macizo rocoso y requerimiento de sostenimiento en túneles. El valor numérico de Q varía en una escala logarítmica de 0,001 a un máximo de 1000. El anexo A-3 presenta la ecuación y la discusión de los parámetros de Q (Palmström & Broch, 2006).

H. INDICE DE LA CALIDAD DE TUNELES PARA TBM (Q_{TBM}):

Terzaghi (1946) hizo una clasificación de la roca basado en “carga de roca”, luego Lauffer (1958) en función del “tiempo de auto sostenimiento”, y Deere (1964) planteó el RQD; todos ellos para seleccionar el tipo de sostenimiento en excavaciones con “Perforación y Voladura” (P&V). Posteriormente se sumaron las clasificaciones de Wickman y otros (1972), Bieniawski (1973) y Barton (1974); quienes también lo hicieron en excavaciones con “P&V”, sin tomar en cuenta las excavaciones con “TBMs”.

Al desarrollarse plenamente la tecnología de las “TBMs” y su creciente aplicación en la excavación de grandes túneles, debido a sus ventajas inherentes respecto a la “P&V”, obligó la formulación de otras clasificaciones de roca, dentro de ello el índice Q_{TBM} de Barton (2000) para excavaciones con “TBMs” (Bieniawski et al. 2006, Leitner & Schneider 2003, Abril 2007), adicionando otros parámetros a su ya conocido índice Q, presentado en el apéndice A-3, como sigue:

$$Q_{TBM} = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \times \frac{\sigma_{mass}}{F} \times \frac{20}{CLI} \times \frac{q}{20} \times \frac{\sigma_\theta}{5}$$

Donde: σ_{mass} = Resistencia estimada del macizo rocoso de una ecuación compleja, incluyendo el valor de Q_0 , medido en la dirección del túnel. F = Fuerza media aplicada por cortador (ton, ≈ 10 kN), normalizado en 20 ton. CLI = Índice de duración de los cortadores (cutters life index) de NTH/NTNU, Burland 1998. q = Contenido de cuarzo en el terreno (%). σ_θ = Esfuerzo biaxial inducido en el frente del túnel (MPa) en la misma zona. Normalizado a una profundidad de 100 m.

Esta relación ha sido criticada por Blindheim (2005), quien asevera que este índice arroja resultados insatisfactorios. También Sapigni y otros (2004) indicaron que la dispersión de los resultados era muy significativa sobre todo las correlaciones entre Q y Q_{TBM} , llegándose a la conclusión que el RMR y el índice Q no serían las mejores vías para predecir el rendimiento de las “TBMs”.

I. CLASIFICACION GEOMECANICA APLICADO EN YUNCAN:

La clasificación geomecánica aplicada en Yuncán se presenta en el Capítulo III (3.1.7).

2.2 FRAGMENTACION DE ROCAS

La fragmentación de rocas prácticamente es todo lo que ocurre sobre la corteza terrestre. El volumen de roca fragmentado por el hombre es mínimo comparado con lo producido por la propia naturaleza (geológicas, biológicas, entre otros), tal como ilustra la Fig. 2-2. El hombre fragmenta la roca básicamente con dos propósitos: a) aprovechamiento del material fragmentado (minas y canteras), y/o b) Disponer de un espacio libre en el seno del macizo rocoso (túneles, accesos subterráneos, depósitos, etc.); para cuyo propósito ha venido construyendo herramientas, máquinas y materiales cada vez más eficaces, acorde con su propia evolución.

2.2.1 PROPIEDADES DE LA ROCA Y EL MACIZO ROCOSO QUE INFLUYEN EN LA FRAGMENTACIÓN:

En el acápite anterior, se detalló referente a las propiedades del macizo rocoso, resumido en: a) Tipo de roca que conforma el macizo rocoso, b) Estructura del macizo rocoso, y c)

Estado de conservación de la roca (Alonso 2007). A continuación se detalla referente a las propiedades de la roca, más importantes que influyen en su fragmentación.

A. **DUREZA:** La dureza de una roca, está en función de la composición mineralógica, cohesión de los granos, contenido de agua entre otros. Es una de las propiedades que mayor influencia tiene sobre su fracturamiento. La dureza guarda una relación directa con la resistencia a la compresión de la roca, es decir, cuanto más dura sea la roca, más alta será su resistencia a la compresión y viceversa.

B. **RESISTENCIA:** La resistencia de una roca está en función del contenido de cuarzo, tal es así que las rocas con alto contenido de cuarzo, alcanzan a tener una resistencia a la compresión hasta de 500 MPa, mientras que los silicatos ferro magnesianos alcanzan de 200 á 500 MPa, y la calcita entre 10 y 20 MPa.

C. **ELASTICIDAD:** Esta propiedad, se caracteriza por el módulo de elasticidad y la relación de Poisson. El primero relaciona el esfuerzo y la deformación normal, mientras que la relación de Poisson es el factor de proporcionalidad entre las deformaciones longitudinales y transversales, varía en la mayoría de los casos entre 0,2 y 0,4 (sólo en caso del cuarzo es de 0,07).

D. **PLASTICIDAD:** La plasticidad de una roca, disminuye con el contenido de cuarzo, feldspatos u otros minerales duros. Las arcillas húmedas y algunas rocas homogéneas poseen algunas propiedades plásticas.

E. **ABRASIVIDAD:** Es la capacidad de la roca para producir desgaste de otros cuerpos más duros que rozan su superficie, como los elementos de corte de una perforadora o un minador continuo. Entre los factores que contribuyen a la abrasividad de las rocas, está la dureza de los granos que lo conforman. Las rocas con alto contenido de cuarzo, son altamente abrasivos; asimismo la forma de los granos aumentan el grado de abrasividad, los granos angulosos son más abrasivos que los redondeados; la porosidad y la heterogeneidad también contribuyen a la abrasividad. Es la propiedad que influye en la vida de los elementos de corte.

F. **TEXTURA:** Se refiere a la estructura de los granos de mineral que constituyen la roca, como el tamaño, forma, porosidad, etc. Influye en el rendimiento de la perforación. Perforar rocas con granos de forma lenticular es más difícil que perforar otra roca de granos redondeados. Asimismo, las rocas porosas tienen menor resistencia a la trituración, por consiguiente son más fáciles de perforar.

2.2.2 CLASIFICACION DE LA FRAGMENTACION DE ROCAS

La fragmentación de rocas puede clasificarse de acuerdo al mecanismo empleado para fragmentar la roca. En la Fig. 2-2, el autor pretende resumir en forma general estos mecanismos, en mecánicas, físicas, químicas y naturales. De todos los mecanismos, indudablemente los naturales son los que causan la fragmentación del mayor volumen de rocas, entre ellos la dinámica terrestre, como lo ocasionado por el terremoto y aluvión de 1970 que en pocos minutos devastaron y sepultaron la ciudad de Yungay – Ancash, con más 50 millones de TM de roca y hielo como muestra la fotografía N° 2-1 (Diario El Comercio).

2.2.3 FRAGMENTACIÓN MECANICA DE ROCAS

La fragmentación mecánica, es el método de fragmentación artificial de roca que más ha contribuido al desarrollo de la humanidad; porque gracias a este método, el hombre ha sido capaz de llegar a mover ingentes cantidades de roca fragmentada por día, permitiéndole aprovechar los recursos de la corteza terrestre, construcción de grandes túneles(carreteros, ferrocarrileros, de aducción, etc.), carreteras, canales, etc.

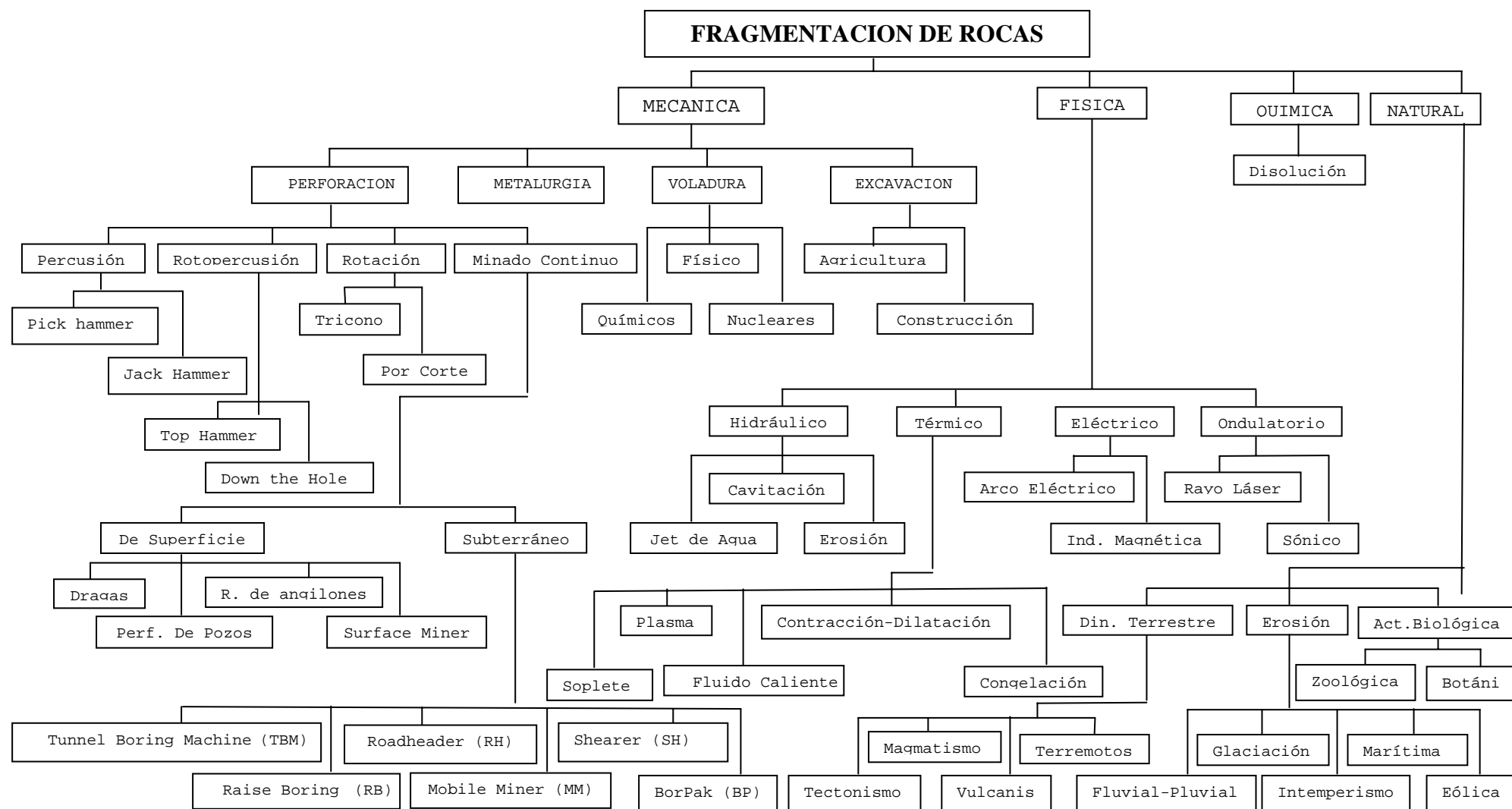


Fig. N° 2-2: Clasificación general de la fragmentación de rocas.



Fotografía N° 2-1: Plaza de armas de Yungay-Ancash sepultada por millones de toneladas de roca fragmentada y transportada por el aluvión del 31/05/1970 (Diario El Comercio).

A. PRINCIPIO DE FRAGMENTACIÓN MECÁNICA DE ROCAS

El principio de fragmentación mecánica de rocas consiste básicamente en vencer la resistencia a la compresión de la roca (σ_c), ejerciendo una presión (empuje) sola o acompañada de otros mecanismos como la rotación y/o percusión. El autor considera que las voladuras también se pueden considerar como fragmentación mecánica, bajo la premisa que la reacción explosiva por sí misma no contribuye significativamente a la rotura, sino el resultado de dicha reacción, sea como onda de choque (fenómeno mecánico) o la explosión (otro fenómeno mecánico).

B. CLASIFICACION DE LA FRAGMENTACIÓN MECÁNICA DE ROCAS

La fragmentación mecánica se podría clasificar en Perforación, procesos metalúrgicos, voladura y la excavación.

i) PERFORACIÓN: Respecto a la perforación se amplía en el siguiente acápite y capítulos siguientes, puesto que el presente estudio, está orientado al estudio de la perforación, y dentro de ello, específicamente las máquinas tuneleras tipo “TBM”.

ii) **PROCESOS METALURGICOS:** Estos mecanismos son básicamente el chancado y la molienda, que consisten en reducir la granulometría de la roca paulatinamente hasta partículas muy finas como la malla 200.

iii) **VOLADURA:** Como se indicó líneas arriba, la reacción explosiva (reacción química), no ataca a la roca significativamente, sino el resultado de la reacción. Este método de fragmentación, se basa en alojar una carga explosiva sobre o dentro de la roca, de tal forma que al producirse la detonación del explosivo provoca un fisuramiento, por el impacto provocado por la onda de choque (fenómeno mecánico). Seguidamente, el recombinado de los elementos afines al oxígeno, se oxidan formando gases estables y otros productos dependiendo de la composición del explosivo; los gases al expandirse (otro fenómeno mecánico) completan el fracturamiento y desplazamiento del material. No es propósito del presente estudio, abundar sobre este método de fragmentación. Sin embargo, lo referente a la voladura de túneles, se hace hincapié en el Capítulo VI, correspondiente al estudio comparativo con el de minado continuo.

iv) **EXCAVACION:** Este método de fragmentación de la roca, es provocado por la agricultura (canales, cultivo, et.), excavaciones para edificaciones (zanjas, zapatas, tabiques, etc.).

2.2.4 INDICES DE FRAGMENTACIÓN DE ROCAS

A. PERFORABILIDAD (DRI)

Los índices de perforabilidad (drill rate index, DRI), desgaste de la broca (bit wear index, BWI) y índice de duración de los cortadores (cutter life index, CLI), están basados en resultados de pruebas de laboratorio. Para la voladura de rocas y tunelería, la perforabilidad tiene la mayor influencia sobre: a) demanda de tiempo y costos, y b) Selección de método y equipo. La perforabilidad es el grado de facilidad y economía con las que un macizo rocoso puede perforarse con una determinada máquina perforadora. Por consiguiente, está en función del tipo de roca y el equipo aplicado; y está referido a la perforación de taladros para voladuras principalmente, cuyo diámetro oscila entre 1" a 22 ½". La perforabilidad, se

determina en función de 3 parámetros: a) Velocidad de penetración (cm/min). b) Desgaste de la broca. c) Vida de la broca en metros perforados.

El DRI y BWI, fueron desarrollados por el Departamento de Geología del Instituto Tecnológico de Noruega (The Norwegian Institute of Technology, NTH) en los años 1958 – 1961. El CLI fue desarrollado por el Departamento de la Ingeniería de la Construcción de NTH en los años 1980 – 1983 (Hudson et al. 2003, Bruland 1998). Los registros muestran que DRI y CLI dan una buena y reproducible medida de la perforabilidad y abrasividad de las rocas. Sin embargo, el BWI tiene ciertas debilidades, Por ello la universidad de Trondheim (1998), hizo una investigación para reemplazar el BWI por VHNR (Vickers Hardness Number Rock). El índice de perforabilidad (DRI) se calcula en base a 2 pruebas de laboratorio, la prueba sueca a la fragilidad (S_{20}) y el ensayo Sievers (SJ), como se detalla en el anexo A-4.

i) INDICE DE DESGASTE DE LA BROCA (Bit Wear Index, BWI): El BWI es calculado a partir del DRI y el valor de la abrasión (Abrasion Value, AV), siendo esta última, una medida de la abrasión del polvo de roca, en función del tiempo sobre el carburo de tungsteno. Este método fue desarrollado por el Departamento de Geología de NTH en los años de 1958 – 1961 (Reider Lien, Rolf Selmer-Olsen), y está esquematizado en el anexo A-5. Las partículas de roca triturada de menos de 1 mm pasa por debajo de la broca de carburo de tungsteno bajo carga. El valor de la abrasión es el peso perdido por la broca en mg, después de 100 revoluciones del disco de acero, que en tiempo equivalen a 5 minutos de prueba. El BWI se calcula del gráfico presentado en el anexo A-5, a partir del valor de DRI y la abrasión AV. El BWI sirve para estimar la vida de las brocas, expresada en metros perforados o volumen perforado (Plinninger et al. 2002).

ii) INDICE DE LA VIDA DE LOS CORTADORES (Cutter Life Index, CLI): El CLI es calculado en base al valor J de Sievers y el valor de la abrasión del acero (Abrasion Value Steel, AVS). El CLI expresa la vida en horas de excavación para los discos de acero (cutter ring) para TBMs (Hudson et al. 2003). El AVS es medido por el mismo equipo de prueba, que para el AV, usando una broca de prueba del acero usado en la fabricación de discos cortadores. El tiempo de prueba es 1 minuto, es decir, 20 revoluciones. El CLI se expresa en función del AVS y el índice Siever (SJ), como sigue:

$$CLI = 13,83 \left(\frac{Sf}{AVS} \right)^{0,8847}$$

iii) **PARAMETRO DE DESGASTE VHNR:** La composición mineralógica de una roca, determina en parte su abrasividad en función del tiempo de acción de sus partículas sobre el equipo de perforación. Este concepto es la base para establecer nuevos parámetros para determinar la vida en servicio de las brocas y cortadores. El Número de Dureza de Vickers (Vickers Hardness Number, VHN), es la dureza en función de la dureza de cada mineral que constituye una roca, haciendo una combinación de la dureza de cada uno de ellos y su porcentaje presente, se obtiene un número de dureza para la roca (Vickers Hardness Number Rock, VHNR). El cuadro N° 2-1, muestra un modelo de cálculo del VHNR para una muestra de gneiss.

Cuadro N° 2-1: Modelo para determinar el VHNR (Bruland, 1998)

MINERAL	POCENTAJE EN LA ROCA (%)	NUMERO DE DUREZA DEL MINERAL (VHN)	PORCION DE DUREZA TOTAL
Cuarzo	30	1060	318
Plagioclasas	63	800	504
Anfibolita	2	600	12
Biotita	5	110	6
DUREZA TOTAL VHNR			840

El anexo A-6 presenta los valores de VHN para los minerales más comunes. El cuadro N° 2-2 presenta los intervalos recomendados de acuerdo a las categorías (Universidad de Trodheim, 1998), relacionados a la distribución de los resultados de las pruebas en la base de datos.

v) **PERFORABILIDAD EN PERFORACION ROTATIVA:** La velocidad de penetración, se considera generalmente como el parámetro esencial durante el planeamiento de minado y estimación de costos; con ese propósito Houhgs Tool Co. (1950) estandarizó las pruebas de de microbit e indenter test, las mismas que se ilustran las fotografías N° 2-2a y b.

Cuadro N° 2-2: Intervalos de categorías para el DRI, BWI y CLI.

CATEGORIA	DRI	BWI	CLI
Extremadamente baja	≥ 25	≤ 10	< 5
Muy baja	26 – 32	11 – 20	5,0 – 5,9
Baja	33 – 42	21 – 30	6,0 – 7,9
Media	43 – 57	31 – 44	8,0 – 14,9
Alta	58 – 69	45 – 55	15,0 – 34
Muy alta	70 – 82	56 – 69	35 – 74
Extremadamente alta	≥ 83	≥ 70	≥ 75

La perforabilidad podría definirse de muchas maneras, en función de los parámetros que intervienen como la energía específica, coeficiente de resistencia de la roca (CRS), número de dureza de impacto de la roca (RIHN), Micro dureza de Vickers, textura de la roca, etc. (Tapia, 2006).



(a)



(b)

Fotografía N° 2-2: Pruebas de Hughs Tool Co. a) Prueba de Microbit. b) Indenter Test.

El índice de perforabilidad en la predicción de la velocidad de penetración de perforadoras rotativas es el principal parámetro (Bilgin et al. 1993, Kahraman et al. 2000). Investigadores de la Universidad de Trondheim hicieron estudios de taladros de perforación rotativa en 14 tipos de roca, en 8 minas a cielo abierto. Las penetraciones netas de los taladros se calcularon a partir de las mediciones de rendimiento, las velocidades de penetración se correlacionaron con las propiedades de las rocas y luego dedujeron las ecuaciones que presenta el cuadro N° 2-3.

Cuadro N° 2-3: Ecuaciones para determinar la velocidad de penetración (V_p) (Bilgin & Hahraman 2003)

PROPIEDADES DE LA ROCA	ECUACIÓN DE REGRESIÓN DE LA VELOCIDAD DE PENETRACIÓN, VP (m/min)	
	ECUACION LINEAL	ECUACION LOGARÍTMICA
Resistencia a la compresión uniaxial, σ_c (Mpa)	VP = - 0,02 σ_c + 2,47	VP = - 0,71 ln σ_c + 4,07
Resistencia a la tensión brasileña, σ_t (Mpa)	VP = - 0,24 σ_t + 2,48	VP = - 0,75 ln σ_t + 2,40
Resistencia a la carga puntual, I (Mpa)	VP = - 0,53 I + 2,64	VP = - 0,9 ln I + 2,05
Valor de martillo de schmidt, Sv	VP = - 0,034 Sv + 2,85	VP = - 5,57 ln Sv + 7,26
Valor de cono de indentación, Ci	VP = - 0,47 Ci + 2,42	VP = - 0,64 ln Ci + 1,77
Dureza cerchar, Ch (seg)	VP = - 0,05 Ch + 2,10	VP = - 0,65 ln Ch + 2,92
Resistencia al impacto, σ_i	VP = - 0,041 σ_i + 4,04	VP = - 2,79 ln σ_i + 12,98

R. Altıntag (2002), hizo un análisis para relacionar la fragilidad de la roca y el índice de perforabilidad con otras propiedades de la roca, aplicado a la perforación rotativa, en base a los datos experimentales de Kahraman et al. (2000) y Bilgin et al. (1993), presentados en los anexos A-7 y A-8, dedujo las relaciones presentadas en el anexo A-9, para determinar el índice de perforabilidad (DRI), velocidad de penetración (Vp), entre otros parámetros.

B. EXCAVABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO (RME)

El concepto de excavabilidad del macizo rocoso (Rock Mass Excavability, RME), podría definirse como la facilidad con la que un determinado terreno puede ser excavado, y fue estudiado inicialmente por Kirsten (1982). Un proyecto tunelero requiere contar con una herramienta objetiva, para decidir el sistema de excavación a aplicar, “P&V” o TBM.

Bieniawski y otros (2006), formularon el RME como el mejor modelo para decidir la aplicación de las “TBMs” y pronosticar su rendimiento; como resultado de un estudio minucioso a lo largo de 22 900 m de túnel disgregado en 387 tramos en distintos proyectos tuneleros, considerando los siguientes datos: a) Geométricos (ubicación del tramo, diámetro y longitud); b) Datos del terreno (índices RMR, DRI, características de la roca, orientación de juntas y presencia de agua); y c) Datos de la “TBM” (Velocidad de avance, Utilización de la “TBM”, índice de penetración, velocidad de rotación del cabezal, Empuje y energía específica de excavación).

i) PARAMETROS QUE CONFORMAN EL RME Y SU CALIFICACIÓN:

Los parámetros que definen el RME y sus respectivas calificaciones se presentan en el cuadro N° 2-4. Los parámetros que tienen mayor influencia sobre la velocidad media de avance (ARA) de las “TBMs” en m/día, son: perforabilidad, separación de discontinuidades y el tiempo de auto soporte; a los que se adicionó la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta y el caudal de agua infiltrada a la excavación. En la aplicación del RME, se debe tener en cuenta las siguientes 3 excepciones: a) Para cualquier valor de RME asignado a un tramo, donde alguno de los 5 parámetros se califica 0, se admite que el valor de ARA en dicho tramo será menor de 2 m/día. b) Si la resistencia a la compresión es <5 MPa, aplicando una “TBM” con escudo que no usa grippers, la calificación de este parámetro debe ser 1, en vez de 0, debido a que la “TBM” sin grippers tiene menos problemas para fijarse en terrenos débiles. c) La presencia de agua en terrenos arcillosos o limolíticos, que se degradan rápidamente ante caudales moderados de agua, la calificación debe ser 0 si se estima que la afluencia de agua es > 10 l/s.

Los valores de 4 de los 5 parámetros que conforman el RME, se conocen como resultado de los reconocimientos habituales. El 5° parámetro, tiempo de auto soporte puede estimarse del gráfico de Bieniawski (1979), ilustrado en el anexo A-10, pero como ello corresponde a la excavación con “Perforación y Voladura” (P&V), cuando se aplican “TBMs”, debe usarse la relación RMR_{TBM} de Alber (1996):

$$RMR_{TBM} = 0,8 RMR_{P\&V} + 20$$

ii) **RELACION ENTRE LA ARA Y LA RME:** La velocidad media de avance (ARA) en m/día, es el parámetro esencial para comparar los métodos de excavación de túneles. Una de las aplicaciones más importantes de la RME es predecir con cierta precisión la ARA, cuya relación se presenta en el cuadro N° 2-5 para un determinado tramo de túnel aplicando “TBM” de doble escudo.

Cuadro N° 2-4: Parámetros para determinar el RME y sus respectivas calificaciones.

RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAxIAL [0 - 15 puntos]

R. UNIAX., σ_c (Mpa)	<5	5,0 - 30	30 - 90	90 - 180	>180					
PUNTUACIÓN	0 (*1)	10	15	5	0					
INDICE DE PERFORABILIDAD [0 - 15 puntos]										
I. DE PERF. (DRI)	>80	80 - 65	65 - 50	50 - 40	<40					
PUNTUACIÓN	15	10	7	3	0					
DISCONTINUIDADES EN EL FRENTE DE LA EXCAVACIÓN [0 - 40 puntos]										
HOMOGENEIDAD		Número de juntas por metro					Orientación respecto al eje del túnel			
Homogéneo		Mixto	0 - 4	4 - 8	8 - 15	15 - 30	>30	Perpendicular	Oblicua	Paralela
Puntuación	10	0	5	10	20	15	0	10	5	0
TIMPO DE AUTO ESTABILIDAD [0 - 25 puntos]										
HORAS	<5	5,0 - 24	24 - 96	96 - 192	>192					
PUNTUACIÓN	0	2	10	15	25					
AFLUENCIA DE AGUA [0 - 5 puntos]										
Litros / segundo	>100	70 - 100	30 - 70	10,0 - 30	<10					
PUNTUACIÓN	0	1	2	4 (**0)	5					

* Para TBM doble escudo y simple escudo. ** Para rocas arcillosas.

Según Bieniawski et al. (2006), Las relaciones antes presentadas corresponden a túneles con diámetros alrededor de los 10 m, para evaluar las velocidades de avance para otros diámetros, se debe usar un factor de corrección (K_ϕ):

$$K_\phi = -0,007\phi^3 + 1,163\phi^2 - 1,2859\phi + 4,5158$$

iii) RELACIÓN DE LA RME CON ALGUNOS PARAMETROS DE EXCAVACIÓN:

- ENERGIA ESPECIFICA DE EXCAVACIÓN (ES):

$$ES = \frac{F}{A} + 2\pi N \frac{T}{A} ARA$$

Donde: ES = Energía específica de excavación (kJ/m³). F = Fuerza de empuje aplicado al cabezal (kN). A = Sección de la excavación (m²). N = Velocidad de rotación (RPS). T = Torque aplicado al cabezal (kNm). ARA = Velocidad media de avance (m/día).

La primera componente en la ecuación, representa la energía específica consumida por el cabezal debido al empuje sobre los cortadores. La segunda, componente corresponde a la energía consumida por el giro del cabezal.

- VELOCIDAD DE PENETRACIÓN (V_p):

Sí: $RME \leq 75 \rightarrow V_p = 0,474 RME$

Sí: $RME > 75 \rightarrow V_p = - 40,94 + 1,013 RME$; V_p en mm/min.

- EMPUJE POR CORTADOR (F_C):

$$F_C = 0,009 RME^3 + 0,1416 RME^2 + 142,6; F_C \text{ en kN.}$$

- TORQUE APLICADO AL CABEZAL DE LA TBM (T):

$$T = 1,1375 RME^2 - 190,86 RME + 11914; T \text{ en kNm.}$$

Cuadro N° 2-5: Relaciones para determinar la ARA en función de la RME (Bieniawski et al. 2006).

EXCAVABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO (RME)	ECUACION DE LA VELOCIDAD MEDIA DE AVANCE (ARA)	VALORES EXTREMOS DE ARA (m/día)	OBSERVACIONES
RME > 75	ARA = 0,56 RME - 26	16 y 30	Para RME > 75, el avance será mayor a 16 m/día
RME < 75	ARA = 0,218 RME	5,32 y 16	Sí 50 < RME < 75, el avance está entre 10 y 16 m/día. Sí 25 < RME < 50, el avance está entre 5 y 10 m/día. Sí RME < 25, el avance es inferior a 5 m/día.

C. VOLABILIDAD O RIPABILIDAD:

En operaciones de excavación, es frecuente observar las discrepancias entre lo proyectado y lo real en cuanto a la volabilidad o ripabilidad de un terreno; esto ocurre cuando durante la evaluación un terreno se considera ripable (Maxam), apreciación que puede traducirse en serios problemas técnicos, económicos, administrativos, hasta legales. Si un macizo rocoso que inicialmente fue considerado ripable, pero que durante la excavación se comprueba que sólo es posible arrancarlo con explosivos, ello traerá consigo una secuela de problemas, desde la gestión de licencias para el uso de materiales explosivos hasta el diseño de polvorines entre otros, traduciéndose en retrasos en la construcción.

Lilly (1986, 1992), formuló el INDICE DE VOLABILIDAD (Blasting Index, BI), basado en 5 parámetros geomecánicos del macizo rocoso, como sigue:

$$BI = 0,5 (RMD | JPS | JPO | SGI | RSI)$$

Donde: RMD= Descripción del macizo rocoso. JPS = Espaciamiento entre los planos de juntas. JPO= Orientación de los planos de juntas. SGI = Influencia del peso específico. RSI= Ratio de la influencia de la resistencia = $0,05 \sigma_c$, siendo σ_c la resistencia a la compresión (MPa). Los primeros 4 parámetros geomecánicos se

determina en el cuadro N° 2-6.

A partir del BI, se puede determinar los índices factor de potencia para el ANFO (CE) y el factor de energía (FE), como sigue:

$$CE = 0,004 BI$$

$$FE = 0,015 BI$$

Aduvire y Lopez Jimeno (1992), consideran que la propiedad geomecánica más determinante para estimar la volabilidad o ripabilidad, es la velocidad sísmica del macizo rocoso. Los fabricantes de tractores, consideran que un macizo rocoso es ripable hasta 2000 m/s de velocidad sísmica, lo cual en la práctica no resulta así. Chevassu (1976) demostró que los macizos rocosos fácilmente ripables tienen una velocidad sísmica inferior a los 1000 m/s e inclusive 700 m/s, pero no 2400 m/s como establece Caterpillar (1983). A partir de 1000 m/s de velocidad sísmica, la roca sería solamente volable (Luengo 2004), bajo los criterios globales de productividad. El anexo A-11 ilustra el criterio de ripabilidad establecida por Weaver, que ha sido criticado por una serie de investigadores como Kirsten (1982), Singh (1989), entre otros, por no tomar en cuenta ciertos factores como: Disposición de la estratificación, tamaño y forma de los bloques, diaclasado, familias de juntas, etc.

Francisco J. Luengo R. y Salvador Gonzales S. (2004), proponen un método de calificación de la volabilidad o ripabilidad, siguiendo las siguientes etapas: a) Determinación de datos de campo, b) Aplicación de los criterios clásicos (Ej. Weaver), c) Cálculo de costos de la perforación y voladura (aplicando BI se determina la carga específica, con lo cual se puede determinar los parámetros de perforación y voladura y los costos involucrados), d) Estudio de la geometría de la excavación, e) Evaluación de las necesidades de producción, f) Análisis medioambiental y de seguridad (tener en cuenta los niveles permisibles de vibraciones, golpe de aire, ruidos, polución y proyección de materiales, etc.), g) Estimación de costos globales.

Cuadro N° 2-6: Calificación de los parámetros geomecánicos para determinar el índice de volabilidad, Lilly (1986, 1992).

PARAMETROS GEOMECAÑICOS		CALIFICACION
1. DESCRIPCION DEL MACIZO	1.1 Friable / poco consolidado	10

ROCOSO (RMD)	1.2 Diaclasado en bloques	20
	1.3 Poco masivo	50
2. ESPACIAMIENTO ENTRE LOS PLANOS DE JUNTURAS (JPS)	2.1 Pequeño (<0,1 m)	10
	2.2 Medio (0,1 a 1,0 m)	20
	2,3 Grande (> 1,0 m)	50
3. ORIENTACION DE LOS PLANOS DE JUNTURAS (JPO)	3.1 Horizontal	10
	3.2 Buzamiento normal al frente	20
	3.3 Dirección normal al frente	30
	3,4 Buzamiento coincidente con el frente.	40
4. INFLUENCIA DEL PESO ESPECIFICO (SGI) (S-G en t/m ³)		SGI = 25 (SG) – 50

2.2.5 PERFORACION

Este método de fragmentación de roca, se caracteriza por tener los siguientes elementos comunes: a) Una fuente energía (perforadora, motores, pistones, etc.). b) Un medio de transmisión de energía (varillaje, ejes, fluidos, etc). c) Elementos de corte (brocas, discos, rodillos, explosivos moldeados, cucharas, etc.). d) Evacuación de la roca fragmentada (agente de barrido, scrapers, tornillos, mantles, cadenas, fajas, etc.). Es el método artificial más importante en sus distintas presentaciones y aplicaciones, que permite perforar la roca con diversas profundidades y diámetros.

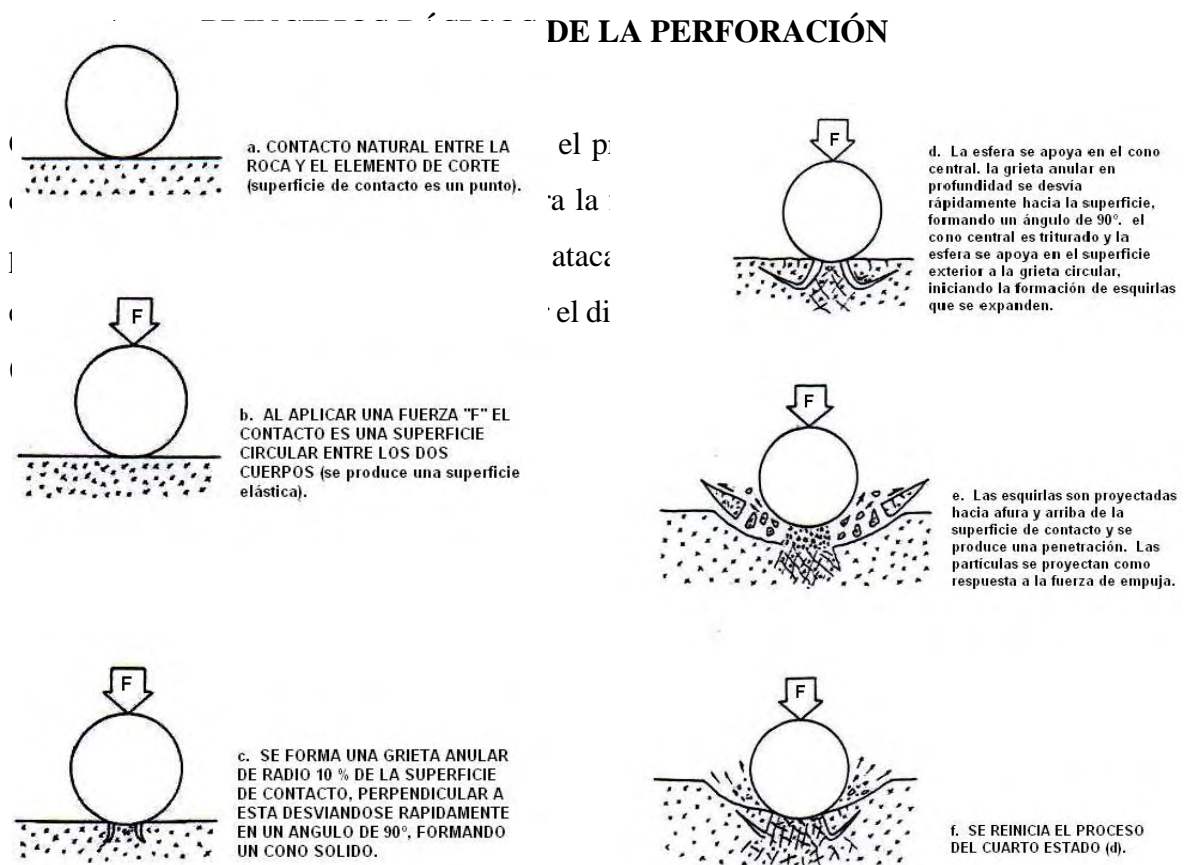


Fig. 2-3: Mecanismo de trituración de la roca durante la perforación.

B. CLASIFICACION DE LA PERFORACIÓN

i) **PERFORACION POR PERCUSIÓN:** Es el mecanismo que fragmenta a la roca por pura percusión, la fotografía N° 2-3 ilustra un martillo hidráulico rompiendo bancos en una chancadora primaria . Se emplea básicamente para hacer rebajes (patillado), excavar rocas de baja dureza, desmenuzar fragmentos sobredimensionados, romper pavimentos.

ii) **PERFORACION POR ROTOPERCUSION:** Utiliza el mecanismo combinado de percusión y rotación. Pertenecen a este grupo de equipos: a) Las perforadoras rotopercutivas con martillo en cabeza (top hammer, TH), la fotografía N° 2-4 ilustra un jumbo hidráulico seccionado mostrando sus partes internas como el pistón y el mecanismo de giro, y b) martillo en fondo (Down The Hole, DTH) a modo de ejemplo se ilustra en la fotografía N° 2-5. El principio de funcionamiento, se basa en los parámetros de percusión, rotación, empuje y barrido (Atlas Copco 1984). El cuadro N° 2-7 ilustra una comparación entre las perforadoras neumáticas e hidráulicas.



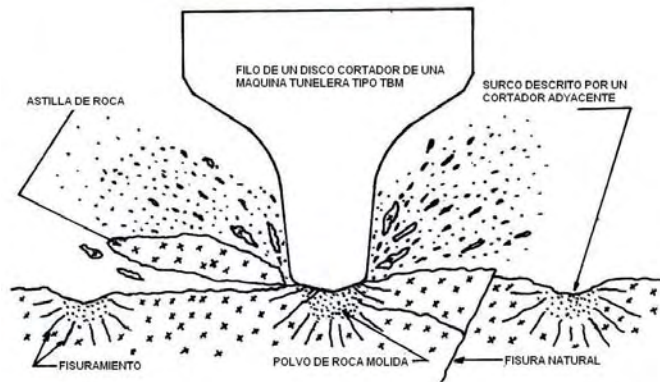
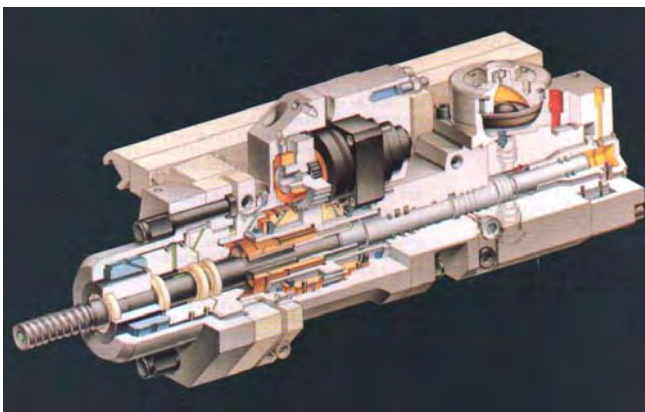


Fig. N° 2-4: Astillamiento de la roca por un cortador tipo disco. Fotografía N° 2-3: Martillo rompe bancos

Las perforadoras con martillo en fondo (DTH), se desarrolló en 1951, desde entonces, se ha venido aplicando en la explotación de minas a cielo abierto, en rocas de resistencia

media a dura, con diámetros de 105 mm a 200 mm (no obstante que existen modelos hasta de 36"). En minería subterránea se viene aplicando desde 1975, al introducirse los métodos de explotación por taladros largos y las voladuras VCR. El cuadro N° 2-8, ilustra las características de algunos martillos en fondo.

iii) PERFORACION ROTATIVA: Es el método de perforación que únicamente emplea la rotación y el empuje (pulldown) para la perforar la roca, existen 2 tipos: Perforación rotativa con triconos y la perforación rotativa por corte. Siendo la primera de mayor aplicación, que data de 1907 cuando se aplicaba a la perforación de pozos petrolíferos (Pernia y otros 2003), pero con la introducción del ANFO por la década de los años 50 se introdujo a la minería, en la actualidad se tienen equipos capaces de perforar taladros hasta de 24" de diámetro, la fotografía N° 2-6 ilustra la perforadora rotativa Bucyrus-Erie 45R.



Fotografía N° 2-4: Jumbo hidráulico seccionado.



Fotografía N° 2-5: Perforadoras DTH

La automatización de estas perforadoras se inició en 1999, siendo las principales innovaciones respecto al barrido, monitoreo, control, empuje, rotación y el uso del GPS para

reducir costos de topografía. Asimismo, la última generación de perforadoras rotativas, son convertibles a DTH, para perforar rocas muy duras con diámetros medianos con mayor eficiencia.

Estos equipos están montados sobre orugas o neumáticos. Los montados sobre orugas tienen una serie de ventajas como: Mejor estabilidad, capacidad para trabajar en pendientes muy pronunciados, mayor pulldown, menor presión al terreno, entre otros. Por otro lado, tienen el inconveniente su bajísima velocidad de desplazamiento, 2 – 3 Km/Hr; mientras que los equipos montados sobre neumáticos, se usan en operaciones de pequeña envergadura, su velocidad de desplazamiento es superior al de los anteriores, 30 Km/Hr. La energía de accionamiento, puede ser diesel o eléctrico.



Figura N° 2-6: Perforadora rotativa (Bucyrus Erie)

Cuadro N° 2-7: Perforadoras martillo en cabeza neumáticas Vs hidráulicas.

PARAMETROS TÍPICOS DE LAS PERFORADORAS CON MARTILLO EN CABEZA	VALORES / APRECIACIÓN	
	PERFORADORAS NEUMATICAS	PERFORADORAS HIDRAULICAS
Relación: Diámetro pistón/Diámetro de barra	1,5 - 1,7	≈ 1
Presión de trabajo (PSI)	75 - 150	1500 – 3600
Frecuencia de impactos (golpes / min)	1500 - 3400	2000 – 5000
Velocidad de rotación (RPM)	40 - 400	0 – 500
Empuje (Kg)	300 - 500	> 1500
Rango de diámetros de perforación (pulg)	< 4	hasta 6
Profundidad de perforación (m)	< 15	> 30
Consumo relativo de aire (CFM/min-cm de Diám.)	75 - 100	20 – 32
Costo de inversión	Bajo	Alto
Infraestructura y talleres	Menor	Mayor
Reparación y mantenimiento	Fácil	Especializado
Rendimiento	Bajo	Alto
Consumo de energía	Alto	Bajo
Consumo de accesorios de perforación	Mayor	Menor
Posibilidad de automatización	Imposible	Posible
Operación del equipo	Fácil	Especializado
Ergonomía del equipo	Mala	Buena
Peligro inherente en su operación	Bajo	Alto

Cuadro N° 2-8: Características de algunos DTH.

DIÁMETRO DE PERFORACIÓN (mm)	100	125	150	200	300
Diámetro del pistón (mm)	75	91	108	148	216
Carrera del pistón (mm)	100	102	102	100	100
Peso del martillo (Kg)	38,5	68,5	106	177	624
Consumo de aire (m ³ /min) a 145 PSI	4,7	6,7	10,1	17,1	28,2
Relación: Diámetro taladro/diámetro pistón	1,33	1,37	1,39	1,35	1,39
Consumo relativo de aire (m ³ /min. Cm)	0,47	0,54	0,67	0,86	0,94

iv) PERFORACION DE MINADO CONTINUO: Este método de fragmentación se encuentra detallado en los capítulos siguientes. A diferencia de los métodos de perforación antes indicados, cuya ejecución es básicamente para alojar explosivos para hacer voladuras; este método de perforación produce el arranque de la roca en distintas formas y secciones, sin requerir la intervención de la energía explosiva para fragmentar la roca. Además, en forma simultánea y continua realiza la operación de carguío y acarreo.

2.3 LOS MINADORES CONTINUOS

Los minadores continuos, son equipos que en sus diversas formas y aplicaciones, sirven

para fragmentar y excavar la roca. Por la competitividad, avance tecnológico y preservación ambiental, la industria de la excavación, apunta al uso de sistemas de minado continuo, tanto en superficie como en el subsuelo. En estas últimas décadas, se viene desarrollando y perfeccionando una variedad de equipos de minado continuo, tendientes a desplazar el uso de explosivos para fragmentar la roca. Los equipos de minado continuo precedentes, estuvieron limitados a la excavación de terrenos relativamente suaves, como la minería de carbón y remoción de materiales suaves, pero actualmente, el tipo de roca, ya no es una limitante para la aplicación de este sistema.

Por lado, las “TBMs” estuvieron orientados únicamente a la excavación de túneles de uso civil (ferrocarrileros, carreteros, hidroeléctricos, etc.); lo cual ha sido superado con la exitosa aplicación en minería, la “TBM Robbins/Atlas Copco 156-275”, en la mina Lower Kalamazoo de Magna Copper en Arizona, USA, para el desarrollo de la mina para su explotación por “Block Caving”.

2.3.1 DEFINICION DE MINADORES CONTINUOS

Los equipos de minado continuo en general, se pueden definir como equipos de excavación de rocas de gran envergadura, capaces de arrancar la roca sin requerir de la energía explosiva para fragmentarla, realizando además, simultáneamente el carguío y evacuación del material sin requerir equipos adicionales de limpieza y transporte primario. El transporte principal, puede ser una secuencia de fajas o vagones con locomotoras en caso de minadores continuos pequeños.

2.3.2 HISTORIA DE LOS MINADORES CONTINUOS Y APLICACIONES EN EL PERU

La evolución y perfeccionamiento de los minadores continuos tiene larga historia, que por razones obvias del presente estudio se hace un relato sucinto. La inquietud por las máquinas de minado continuo surge en 1818, concebido por Mark Brunel, para la excavación del túnel bajo el río Támesis. Para llegar a los actuales minadores continuos, se tuvo una serie de tropiezos y fracasos que desalentaron a los hombres de entonces seguir con ese afán; la primera tunelera a sección completa que tuvo éxito aparente, fue la diseñada por el Coronel Beaumont en 1884,

para excavar el túnel piloto del proyecto tunelero bajo el Canal de la Mancha (Francia - Inglaterra); a partir de esa época hasta 1951 hubo muy poco interés por este sistema de minado por los fracasos tenidos en el pasado (Bator & Grosvenor 1972).

En el año 1956 se vuelve a retomar la idea de construir máquinas tuneleras a sección completa. Tal es así que alrededor de 1978, un programa de investigación en Colorado School of Mines (CSM), estableció exitosamente una relación entre la fuerza sobre el cortador y su comportamiento de penetración; incluyendo la resistencia al esfuerzo compresivo y cortante de la roca, diámetro del cortador, ángulo de ataque de los discos y el espaciamiento entre los cortadores.

En 1981, se introduce la primera máquina tunelera al Perú, “TBM Atlas Copco Jarva MK12” con 3,9 m de diámetro, para completar la excavación de los 6,5 Km de los 13.5 km de túnel del proyecto hidroeléctrico de Carhuaquero – Chiclayo (Cedrón 1983). Entre 1993 y 1996 Magma Copper Co. aplicó por primera vez la “TBM 156-275” marca Robbins, para desarrollar y dejar expedito la preparación de su depósito Lower Kalamazoo de cobre / molibdeno, para su explotación por block caving (Chadvik 1995, Janson 1995).

Entre 1999 – 2000, se aplicó la “TBM Atlas Copco Jarva MK 15” de 5,7 m de diámetro para excavar los 9 km de túnel del Proyecto Hidroeléctrico de Chimay en Junín – Perú (Centrales Hidroeléctricas URL, World Tunnelling URL). En año 2000, se aplicó exitosamente la “TBM” de escudo mixto AVN 2 500 de Herrenknecht de 3,10 m de diámetro exterior, durante la rehabilitación de la central hidroeléctrica de Machu Picchu. Un año después (2001), se inició la excavación de los túneles del proyecto hidroléctrico de Yuncán (PaucartamboII), Pasco – Perú aplicando las tuneleras “Atlas Copco Jarva MK 12” y “FORO 900S” de 4,10 y 3,50m de diámetro, respectivamente.

En la actualidad, hay una serie de “TBMs” aplicándose en el mundo, entre ellos, las “TBMs” Herrenknecht de 10 m de diámetro en la excavación de lo que será el túnel más largo del mundo, túnel ferrocarrilero Gothard que unirá Zurich con Milán (57 KM) (Urbipedia 2009), este proyecto se inicio en 2002 y se tiene previsto concluirlo el año 2017. Entre setiembre y diciembre de 2006, introdujeron dos tuneleras más grandes del mundo con 15,43

m de diámetro (Herrenknecht S-317 y S-318), para la excavación de los dos túneles carreteros de 7,2 KM, bajo el lecho del río Yantsé en Shangai – China. Este proyecto entrará en funcionamiento en abril del año 2010 (BBC News 2000).

Desde Febrero de 2007 hasta la actualidad, se viene aplicando en nuestro país la “TBM” Robbins MB 200 con 5,30 m de diámetro provisto de 35 cortadores, para excavar 14 de los 20 Km de túnel del proyecto Traslase Olmos ubicado en Lambayeque (Robbins 2008).

2.3.3 CLASIFICACION DE LOS MINADORES CONTINUOS

A. MINADORES CONTINUOS DE SUPERFICIE: Son equipos diseñados para su operación únicamente en superficie, dentro de estos equipos se pueden citar: Rueda de cangilones, Dragas, surface miner, entre otros. Estos equipos hacen la excavación de materiales consolidados, como la remoción de gravas, y carguío y evacuación de materiales previamente triturados.

i) RUEDA DE CANGILONES (Bucket Wheel Excavator, BWE): Es el equipo de minado continuo más grande construido por el hombre hasta la actualidad, principalmente en Alemania, para la explotación de grandes depósitos de lignito en dicho país. Actualmente las BWE, operan con éxito en distintas partes del mundo. Son las máquinas más productivas en la minería de terrenos sueltos no consolidados, su aplicación se ha extendido en décadas recientes, con cierto éxito en terrenos duros, un ejemplo de estas máquinas es la Orestein and Koppel que trabajó exitosamente en GCOS en Athabasca Canadá. La Fotografía N° 2-7, ilustra la rueda de cangilones con una productividad teórica sobre los 240 000 m³/día, que ha estado en servicio por muchos años en las minas de carbón marrón de German Rhineland Brown.



otografía N° 2-7: Rueda de cangilones GIANT de KRUPP Industrie und Stalbau, producción 240 000 m³/día.

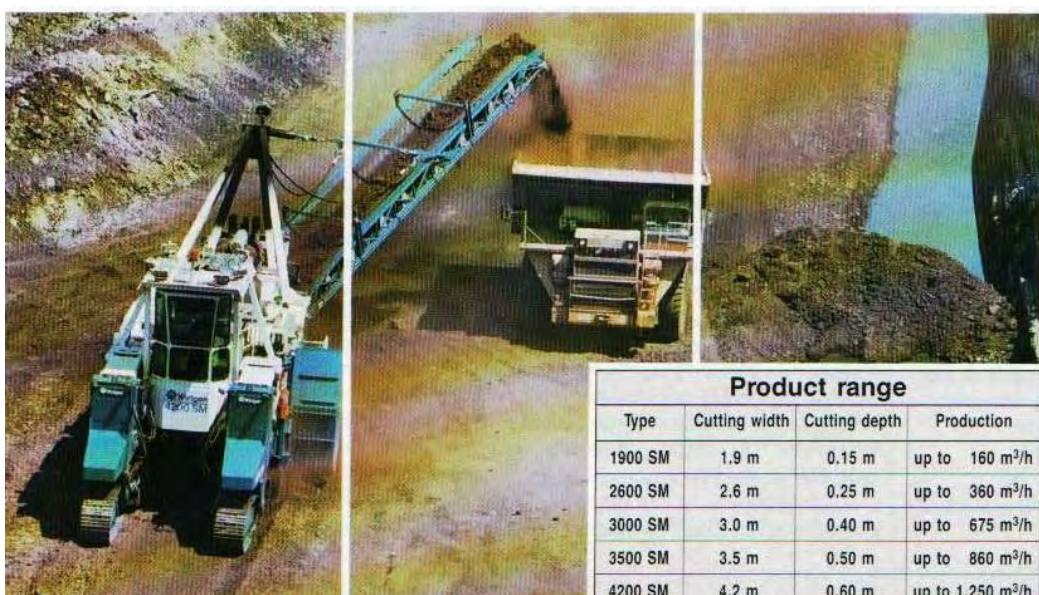
Desde las primeras máquinas, su rendimiento ha sido considerablemente incrementado. Las capacidades de las modernas ruedas de cangilones, cubre un amplio rango de 200 á 20 000 m³/Hr. Este amplio rango no puede ser cubierto por un solo tipo de máquina. A modo de ejemplo a continuación se presenta las características técnicas de la rueda de cangilones Bugger 288:

RUEDA DE CANGILONES	: BUGGER 288
FABRICANTE	: KRUPP (ALEMANIA)
MENSIONES BASICAS	: Longitud: 240 m, ancho: 46 m y alto: 96 m.
ESTRUCTURA	: Montado sobre 12 orugas de 8,65 m de ancho.
RUEDA Y CANGILONES	: Diámetro: 21,6 m; 28 cucharas de 6,6 m ³ .
ENERGIA REQUERIDA	: 16,56 MEGA WATTS.
COSTO DEL EQUIPO	: 100 millones de dólares.
TIEMPO DE ENSAMBLAJE	: 5 años.
PRODUCCION DIARIA	: 240 000 m ³ /días de material.
PERSONAL PARA SU OPERACIÓN	: 5 hombres.
VELOCIDAD DE DESPLAZ.	: 2 – 10 m/min (0,1 – 0,6 KPH)
APLICACIÓN	: Hasta febrero de 2001 en Hambach, actual: Garzweiler (Alemania).
MATERIAL MOVIDO	: Desmonte y carbón.

ii) **MINADOR SUPERFICIAL (Surface Miner, SM):** Este equipo está montado

sobre 4 orugas, y consta de un tambor de corte que gira oponiéndose al avance de la máquina y está provisto de los elementos de corte. El accionamiento del tambor, se transmite desde el motor diesel al engranaje del tambor mediante el embrague y las fajas de accionamiento (Wirtgen). La evacuación y carga del material se realiza frontalmente, mediante una faja recolectora y otra de descarga como ilustra la fotografía N° 2-8.

La dirección de la máquina es hidráulica en todas las orugas (4). Así mismo, la profundidad de corte se regula con el sistema automático de nivelación. El polvo es atomizado por una aspersión de agua accionado por un sistema hidráulico.



Fotografía N° 2-8: Surface Miner 4200 SM de Wirtgen.

iii) DRAGAS (DG): Son embarcaciones utilizadas para movilizar materiales sedimentados en canales, puertos, lagos, ríos, bahías, etc. Son equipos de vida útil larga, más de 50 años, siendo uno de los pioneros en la fabricación de estos equipos la firma Ellicott, quien reporta haber fabricado hasta la actualidad 1300 dragas para 80 países. Existen básicamente tres tipos de dragas: a) Dragas de cangilón simple como ilustra la fotografía N° 2-9, que corresponde a la draga profundizando el canal de Panamá. b) Dragas con cadena de cangilones, caso de la draga que opera en el puerto de Puno (lago Titicaca), como ilustra la fotografía N° 2-10. c) Dragas de Succión, equipados con una bomba de lodos.



Fotografía N° 2-9: Draga con simple cangilón profundizando el Canal de Panamá.

En el campo minero, estos equipos se aplican en minería metálica y no metálica. En minería metálica se aplica en la explotación de minerales de estaño (casiterita), minerales de titanio (TiO_2), placeres auríferos, etc. En minería no metálica, en la explotación de agregados como gravas y arenas, fosfatos, potasas, trona (carbonato de sosa), metales preciosos entre otros. En lo civil, se aplican en el dragado de ríos, puertos y bahías, con la finalidad de mantenerlos navegables o incrementar el calado para facilitar el tráfico marítimo, evitando el encallamiento de grandes embarcaciones. También se aplican en el mantenimiento de caletas y bahías, desarrollo de islas, restauración de playas, protección de costas, etc.



Fotografía N° 2-10: Draga con tolva continua en el puerto

de Puno (lago Titicaca).

B. MINADORES CONTINUOS DE APLICACIÓN SUBTERRÁNEA: Dentro de este grupo, se encuentran los siguientes minadores continuos: las máquinas tuneleras a sección completa (TBM), mobile miner, roadheader, raise boring, shaft boring, borpak, y las rozadoras para minas de carbón.

i) MÁQUINAS TUNELERAS A SECCION COMPLETA (Tunnel Boring Machine, TBM): Referente a estos minadores continuos se detalla en los capítulos siguientes, por ser el tema del presente estudio. En tal sentido, en el subcapítulo 2.4 se detalla sobre sus aspectos generales, clasificación, entre otros.

ii) MINADOR MOVIL (Mobile Miner, MM): Estos equipos son sucedáneos de los TBM, constan básicamente de una rueda giratoria en posición vertical y en cuya periferia van montados los elementos de corte tipo disco y/o rodillo, similar a los de las “TBMs”, más detalles en el subcapítulo 2.4.

iii) CABEZAL ROZADOR (Road header; RH): Es un minador continuo diseñado para excavar terrenos relativamente suaves, más detalles en el subcapítulo 2.4.

iv) MAQUINA CHIMENERA (Raise boring machine, RBM): Llamado también Raise Drilling, son equipos que excavan chimeneas entre uno o más niveles, la primera máquina se introdujo por la década de los 60, su principal ventaja radica en la seguridad para el personal, dado que no requiere personal dentro de la excavación. Actualmente, se tienen diámetros hasta de 6 m y profundidades hasta 1 000 m.

Otra ventaja es que al no usarse explosivos para la fragmentación de la roca, la roca remanente no queda fisurada, paredes de la chimenea quedan lisas facilitando el flujo del aire y proporcionando mayor estabilidad. Así mismo, requiere menos mano de obra y menos escombros que remover, menor tiempo de construcción y alta seguridad. La fotografía 2-11 muestra un RBM en proceso de excavación (Bosshart 1992, Dresser 1980).

Los RBM tienen amplia aplicación, tanto en minería como en construcción civil. En minería se aplican en traslado de material, ventilación, acceso para el personal, producción de mineral. En construcción civil se aplican en tuberías forzadas y chimeneas de equilibrio en los proyectos hidroeléctricos, desviación y encausamiento del agua; almacenaje de petróleo, gas presurizado y residuos radioactivos; ventilación de los túneles carreteros y ferrocarrileros; captación de agua y drenaje; chimenea de servicios (tubos, mangueras, cables, etc.); entrada y salida de agua para picigranjas.

Este sistema de excavación, requiere primero perforar un taladro piloto de 250 a 300 mm de diámetro, con la finalidad de instalar el cabezal introducido por el nivel inferior; luego escararía el taladro piloto en retroceso y a sección completa, hasta completar toda la longitud de la chimenea. La mayor parte de las chimeneas tienen una longitud que oscila entre 100 y 300 m y diámetros hasta de 6,0 m. La inclinación de estas excavaciones varía entre 45° y 90°.

v) **MAQUINA PARA LA EXCAVACIÓN DE POZOS (Shaft Boring Machine, SBM):** Por la década de los años 1920, se perforaron los primeros pozos con un minador continuo en algunas minas de carbón en Alemania y Holanda, pero su aplicación se daba únicamente cuando las condiciones eran muy adversas; luego fue sustituido por el sistema de congelación. En Canadá, se usa con frecuencia combinado con el sistema de congelación en rocas sedimentarias. En USA se han perforado muchos pozos, básicamente para ensayos nucleares, llevados a cabo por la Comisión de Energía Atómica (Atomic Energy Comisión, AEC). El diámetro de la excavación, varía entre 1,5 a 8 m. La máxima profundidad alcanzada hasta ahora con este sistema, es de 2 000 m. Las dimensiones de estos equipos son imponentes, accionados por motores diesel - eléctricos con una potencia instalada de por lo menos de 3 000 HP. La velocidad de avance para un diámetro de 3 m es alrededor de 9 m/día.

Los dos principales fabricantes son: Wirth GMBH de Erkelenz de Alemania, y la Robbins C. de Seattle – USA, como ilustra la fotografía N 2-12. El SBM de Robbins Co. Modelo 214 SB – 184 con una carrera de 760 mm, excavó un pozo de 7,44 m de diámetro para US Bureau of Mines en 1976, alcanzando un avance máximo de 12,3 m por día. El cabezal, está equipado con 56 discos cortadores, 12 cortadores fijos en el centro y era rotado por 6

motores eléctricos independientes de 93 KW c/u, haciendo un total de 560 KW de potencia instalada. El sistema de avance estaba formado por 9 cilindros de propulsión hidráulicos. La evacuación del detritus, se hacía mediante un skip, que transportaba el material hasta la superficie, y su llenado del mismo demandaba aproximadamente 8 segundos. El drenaje se hacía con 2 bombas de 380 l/min, que evacuaban el agua del fondo del pozo. Para la ventilación se insuflaba aire fresco a través de un tubo de 900 mm de diámetro con un caudal de 850 m³/min.



Fotografía N° 2-11: Raise Boring durante la excavación Robbins Co.



Fotografía N° 2-12: Shaft Boring de Robbins Co.

vi) BORPAK (BP): Este minador continuo en sí, es un micro “TBM”, como tal, se fijan a las paredes de la excavación mediante grippers y avanzan en forma intermitente. Dado que estas máquinas están diseñadas para excavar chimeneas de pequeña sección, el material arrancado baja por un ducto por gravedad, por cuya base corre una faja transportadora que conduce el material a un punto de descarga, como ilustra la fotografía N° 2-13. El rango de diámetros va de 1,20 m á 2,50m. Por su reducido tamaño, el equipo es operado desde la parte exterior, a control remoto (The Robbins 1992). Estos equipos excavan chimeneas inclinados a verticales, para servicios e instalaciones.

vii) **ROZADORAS PARA MINAS DE CARBÓN (Shearer):** Diseñado para la explotación de las minas de carbón, la fotografía N° 2-14, ilustra al rozador AM500 de Anderson en plena excavación de un manto de carbón en Inglaterra. Porta un cabezal similar al de roadheader, con la diferencia que el chasis se desplaza sobre rieles, mientras que los roadheader sobre orugas. El cabezal corta y desplaza el material a una cadena que corre por la base, el mismo que lo transporta hasta un determinado punto, de donde se transporta hasta su destino final, normalmente mediante fajas.



Fotografía N° 2-13: Borpak en proceso de excavación.



Fotografía N° 2-14: Rozadora Anderson AM500 cortando un manto de carbón en Inglaterra.

2.4 LAS MAQUINAS TUNELERAS

Estos equipos de minado continuo están diseñados para hacer excavar ductos subterráneos horizontales o ligeramente inclinados, como túneles, galerías, rampas, cruceros, etc. de variadas secciones; pertenecen a este grupo las “TBMs”, roadheaders y los mobile miners. Las máquinas tuneleras tipo “TBM”, se diferencian de los otros dos, porque realizan la excavación a sección completa y de forma circular, y no por ensanchamiento por penduleo (mobile miner) o escariado (roadheaders).

2.4.1 CLASIFICACION DE LAS MAQUINAS TUNELERAS

A. MAQUINAS TUNELERAS TIPO TBM:

Estas máquinas, están diseñadas exclusivamente para la excavación de túneles. Entre 1995 y 1996, se aplicó exitosamente en minería uno de estas máquinas para desarrollar la mina Lower Kalamazoo de Magma Cooper en Arizona, U.S.A, para su explotación por Block Caving, donde excavó un circuito entre galerías, rampas, cruceros, etc. La denominación de las “TBMs” es de acuerdo al diámetro del cabezal, en la actualidad se tienen hasta más de 15 m..

i) PARTES GENERALES DE LA “TBM”: En líneas generales, las partes principales de una TBM, se esquematiza en la Fig. 2-5 (Wirth 1994).

ii) DATOS DE FABRICACIÓN: Los principales fabricantes de maquinas tuneleras tipo “TBM” actualmente, son: Robbins (USA), wirth y Herrenknecht en Alemania, Hitachi Ltd., Kawasaki Heavy Industries, Okomura, NFM Technologies y LOVAT Inc. La fabricación de estos equipos, demanda 9 á 12 meses, después de las pruebas y ajustes, son desmontados para su traslado y montaje en el lugar de operación, donde realizará la excavación. El ensamblaje del equipo, se realiza normalmente en el pórtico del túnel, para luego ser empujado al frente de la excavación; el montaje demanda alrededor de 3 meses. Lo cual quiere decir que la tunelera entrará en operación al menos 1,5 años después de hecho el

pedido.

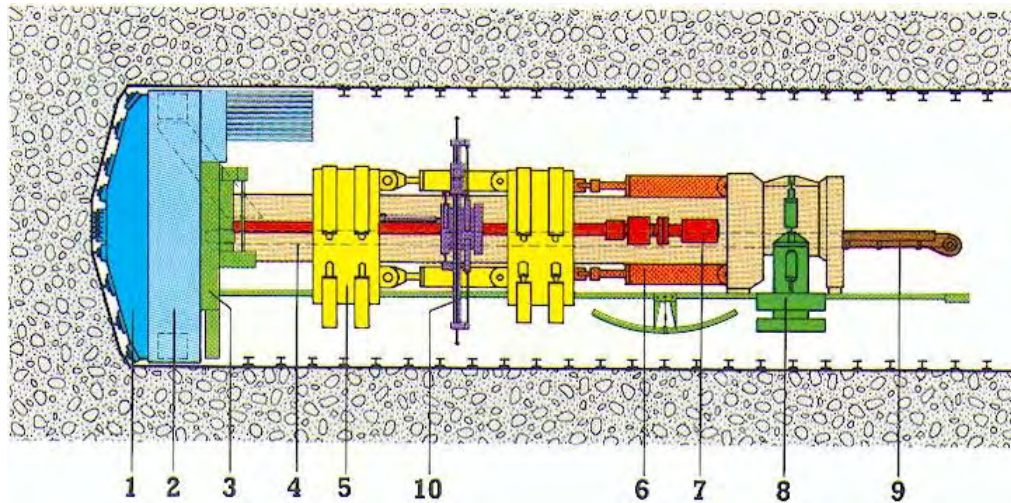


Fig. 2-5: Representación esquemática de de las partes de una “TBM” (Wirth).

1) Cabezal. 2) Porta rodaje y escudo de polvo. 3) Instalador de concreto y sistema de transporte. 4) Eje interno. 5) 2 porta ejes con escudos de sujeción y cilindros de ajuste. 6) Accionamiento del cabezal. 7) Soporte posterior. 8) Faja transportadora. 9) Faja transportadora. 10) equipo de perforación para anclaje.

iii) CLASIFICACION DE LAS MAQUINAS TUNELERAS TIPO TBM: La firma Robbins, clasifica a las “TBMs” de la siguiente manera: “TBM tipo Kelly”, “TBM con viga principal”, “TBM de doble escudo”, “TBM de simple escudo” y “EPB TBM” (The Robbins Co. 1995, 1999).

- MAQUINA TUNELERA TIPO KELLY (KELLY – TYPE TBM):** Las máquinas tuneleras tipo Kelly tienen 4 mordazas (grippers) y las unidades de accionamiento en el extremo posterior tal como muestra la fotografía N° 2-15, que corresponde a la “TBM MK 15” de Robbins durante su montaje en el proyecto hidroeléctrico de Chimay, Chanchamayo (Junín – Perú) (Highbeam 1999, Centrales Hidroeléctricas URL). Estas máquinas están diseñadas para excavar rocas muy duras, como tal están equipados con alta potencia de corte en el cabezal y empuje. Los modelos pequeños hasta MK 12, llevan una configuración similar a las “TBMs” de viga principal (Mean Beam TBMs), pero a partir del MK – 15, estos equipos tienen una disposición única con el rodaje principal doble que permite excavar túneles hasta más de 15 m de diámetro.



Fotografía N° 2-15: “TBM tipo Kelly MK 15” de Robbins en Chimay.

Los motores principales y los reductores planetarios de engranaje, están ubicados en el extremo posterior y el cabezal con la caja del rodaje principal en el frente de la máquina, proporcionando un gran balance alrededor de los grippers sobre el cuerpo principal. Los pares mellizos de mordazas (grippers) – más la pata delantera en algunos modelos pequeños – soportan el peso total de la máquina durante la excavación y también proporcionan un anclaje sólido en terreno suelto para desarrollar grandes fuerzas de empuje. El área detrás del cabezal proporciona un amplio espacio de trabajo, colocación de pernos de roca y otro equipo. La faja transportadora está ubicada en la parte alta del equipo y puede ser retraído para crear otro espacio para el reforzamiento de roca o perforación de sondaje.

- **TBM CON VIGA PRINCIPAL (MEAN BEAM TBM):** Las “TBMs” de viga principal, tienen 2 grippers, una zapata de soporte debajo del cabezal con estabilizadores laterales y un soporte activo del techo. Emplean unidades de accionamiento frontal, lo cual permite un control continuo mientras excava y resulta en pequeños radios de giro, con menor desgaste de cortadores. La fotografía N° 2-16 muestra la “TBM MB 200” en proceso de montaje en el proyecto trasvase Olmos (Lambayeque), con 5,30 m de diámetro (Robbins 2008). Según las estadísticas de Robbins, este tipo de “TBMs” son las que más kilómetros de túnel han excavado en el mundo.



Fotografía N° 2-16: “TBM” de viga Principal “MB 200” en Olmos (Lambayeque – Perú).

La mayor parte del peso es concentrado en la parte delantera, donde están ubicados los motores principales y los reductores planetarios de engranajes. El cabezal descansa sobre una zapata de soporte que se desliza sobre el túnel invertido, y además es estabilizado por los soportes laterales y de techo accionados hidráulicamente. La remoción de escombros es eficiente, las cucharas de escombros de bajo perfil proporcionan limpieza eficiente en el frente del cabezal, de esa forma los cortadores siempre encuentran roca fresca, reduciendo su desgaste causado por retrituración.

Entre sus principales características se pueden destacar que los motores de accionamiento y reductores planetarios de engranaje, están montados en conexión directa con el engranaje de anillo de reducción terminal. Con el frente soportado sobre la zapata deslizante, solamente un par de grippers es requerido para reacción de empuje. El transportador del desmonte corre por la parte interior de la viga principal e ingresa al centro del cabezal, de donde puede ser retraído para proporcionar acceso y espacio para la limpieza y servicio.

- **TBM DOBLE ESCUDO (DOUBLE SHIELD TBM):** Una “TBM” de doble

escudo puede usar su gripper en roca buena, convirtiéndose prácticamente en una “TBM” descubierta. Simultáneamente a la excavación se pueden instalar los elementos de revestimiento; En terreno fracturado e incompetente se mueve hacia delante como una “TBM” de simple escudo, transfiriendo las reacciones del empuje y torque al revestimiento. El avance depende del tiempo que demanda la instalación del revestimiento (Bobbins 1995).

Cuando los grippers no pueden usarse debido a las pésimas condiciones de terreno, los cilindros auxiliares de empuje pueden activarse para la reacción del empuje y el torque. Una “TBM” de doble escudo puede diseñarse para manipular cualquier tipo de revestimiento prefabricado. El instalador de segmentos está ubicado dentro del escudo de cola.

En la Conferencia Internacional sobre la Tecnología de Túneles Largos en el mundo (Nov. 2005), llevada a cabo en Taipei – Taiwan, de los 120 ponencias presentadas, lo que más llamó la atención fue lo concerniente a la construcción de túnel Hsuehshan de 12,9 Km, considerado el más complejo y desafiante del mundo, donde los 2 túneles principales de 12,9 Km y 11,74 m de diámetro se pretendió excavar con 2 “TBMs” de doble escudo, “TB 1172 H/TS” fabricado por Wirth ilustrada en la fotografía N° 2-17 durante su montaje, está provista con 77 discos cortadores, 92 picas y 3 cortadores de ensanche (Wikipedia, Hamburger 1997).



Fotografía N° 2-17: “TBM” Wirth de doble escudo “TB H1172 H/TS” en Pinglin - Taiwan.

El 15/12/1997, la “TBM” del túnel principal oeste y parte de su back-up, fue sepultado

por un derrumbe de 100 m, provocado por el gran caudal de agua (800 l/s) a alta presión (18 bar). Luego de una larga discusión y evaluación se decidió retirar dicha máquina de la obra y proseguir la excavación con “P&V”. La “TBM” del Túnel Principal Este, concluyó la excavación el 02/02/2005.

- **TBM DE SIMPLE ESCUDO (SINGLE SHIELD TBM):** Una “TBM” de simple escudo usa únicamente el revestimiento para la propulsión y la reacción del torque, y se aplican principalmente en formaciones deleznales donde se requiere revestimiento. Están diseñadas para excavar roca dura, fracturada y también terrenos deleznales; es decir, tienen la misma capacidad de trabajo que las “TBMs” descubiertas. Comparado con una “TBM” de doble escudo, esta máquina tiene componentes livianos y por consiguiente una inversión menor. Durante la instalación del revestimiento, la “TBM” permanece improductiva.

La aplicación de las “TBMs” de simple escudo en vez de doble escudo, se justifica básicamente por dos razones: primero, que el terreno sea tan pobre que las ventajas del doble escudo no pueden ser utilizadas, mientras que el simple escudo, siendo más corto reduce la probabilidad de ser aplastado por algún derrumbe; segundo, que la longitud del túnel a excavar sea demasiado corta, que no justifica la inversión en una “TBM” de doble escudo.



Fotografía N° 2-18: Mega “TBM” Herrenknecht “S-317” de 15,43 m de diámetro en Shanghai.

La aplicación más reciente de este tipo de máquinas son las mega TBMs S-317 ilustrada en la fotografía N° 2-18 y S-318 con 15,43 m de diámetro, diseñadas y construidas por Herrenknecht (Schwanau – Alemania), para la apertura de los túneles carreteros gemelos (de 3 carriles) en Shanghai, China bajo el río Yangtsé de 7,7 KM c/u. La excavación de los túneles se realizó entre 2006 y 2008.

• **TBM DE ESCUDO EBP (EPB SHIELD TBM):** Las “TBM EPB” – EARTH PRESSURE BALANCE – son tuneladoras de simple escudo, para excavar terrenos donde se esperan grandes flujos de agua o subsidencias. Estas máquinas deben soportar altas presiones de agua y están equipados con un transportador de tornillo en vez de una faja como transportador primario de escombros (Robbins 2008). A pesar que tiene el mismo diseño y ventaja que una “TBM” de simple escudo ordinaria, incorpora algunas características únicas, como soportar la presión de agua hasta más de 6 bares y poder trabajar en terrenos muy pobres y con agua. El escombros llena el cabezal descubierto y es removido a través del tabique ubicado inmediatamente detrás del cabezal, por medio de un transportador de tornillo. El mismo escombros forma un tapón dentro del transportador y la presión del terreno circundante es monitoreado y balanceado por el funcionamiento del mismo transportador a una velocidad tal que el cabezal siempre esté lleno de material.



Fotografía N° 2-19: Mega “EPB TBM S-300” de 15,20 m de diámetro, construido por Herrenknecht para el túnel carretero M-30 de Madrid.

Un equipo híbrido EPB-doble escudo fue usado por primera vez en lado francés del

Eurotúnel (bajo el Canal de la Mancha); donde se esperaba grandes flujos de agua. Empleando sellos especialmente diseñados y un descargador de pistón innovado sobre el transportador de tornillo, la máquina tuvo la habilidad para soportar presiones de agua hasta de 10 bares.

Una aplicación reciente (entre 2005 y 2008) de este tipo de máquina es la “TBM EPB S-300” diseñado y construido por Herrenknecht ilustrada en la fotografía 2-19, para excavar el túnel norte (carretera izquierda) del by pass sur del proyecto M-30 de Madrid de 3 650 m de longitud y 13,45 m de diámetro acabado (Túnelbuilder URL). Esta máquina se caracteriza entre otros aspectos porque el cabezal está conformado por 2 secciones, la sección central de 7 m de diámetro (amarillao) y sección exterior de 15,20 m de diámetro (rojo), estas secciones pueden rotar independientemente uno del otro, en ambos sentidos a razón de 3 y 2 RPM, respectivamente.

B. EL MOBILE MINER (MM)

Este equipo está montado sobre orugas y su aplicación propiamente es en la explotación de minas, básicamente en el método de “cámaras y pilares” (Robbins 1992). Sin embargo, por el tipo de excavación que realizan, horizontales o subhorizontales, se les puede considerar dentro del grupo de los minadores de túneles. El Mobile Miner, consta de una rueda giratoria relativamente angosta con múltiple cortadores de disco en la periferia, montadas de tal forma que puede ser barrida transversalmente al frente, paralelo al eje de la excavación como ilustra la fotografía N° 2-20 (MM 130).

El ciclo de corte del mobile miner, consta primero del hundimiento en la roca de la rueda cortadora rotando, con el brazo oscilando a un lado del corte. Cuando la rueda ha alcanzado su penetración diseñada, los cilindros de oscilación del brazo son activados, y el brazo empieza a barrer al lado opuesto del corte, cuando el brazo y la rueda alcanzan el límite, la dirección de barrido es invertido. El ciclo de hundimiento y oscilación continúa hasta una carrera completa de 762 mm (30 pulg.) de los cilindros de impulsión (Wallis 1987).



Fotografía N° 2-20: Mobile Miner 130 de Robbins

El sistema de mordazas (grippers) es luego retraído, la máquina es arrastrada hacia delante, y las mordazas son reactivadas después, asegurando la alineación y la inclinación correcta. Un rayo láser a través de 2 tarjetas montadas en la máquina, sirven para el control de la alineación y la inclinación. Esta acción de corte, da como resultado un perfil de corte casi rectangular, con el piso y techo plano, y los costados ligeramente curvados como puede observarse en la Fig. N°2-6. El ancho de la abertura es determinado por la lejanía de oscilación del brazo de un lado a otro, con cuya configuración se puede excavar distintos anchos de excavación.

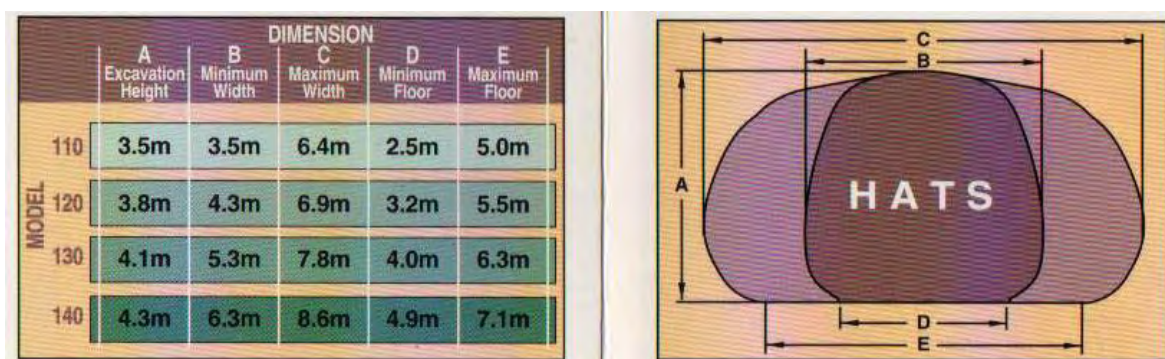


Figura N° 2-6: Formas y dimensiones de las secciones de excavación con mobile miner.

C. EL ROADHEADER (RH)

Son equipos montados sobre orugas y con cabezal cortante de dimensiones muy inferiores a la sección de la excavación y con configuraciones diversas (helicoidales, tambores simples o dobles, etc.). Atacan el frente con movimientos de escariado, es decir, por ensanchamiento de la excavación. El avance en la dirección del túnel no es continuo, su empleo tiene éxito en terrenos relativamente suaves. Los ingleses lo bautizaron con el nombre de “ROAD-HEADER” (White 1987). Entre otros fabricantes se pueden citar a Goodman y Sullivan(USA), Paurat(Alemania), Atlas Copco (Suecia), Voest-Alpine Berktechnik(Austria).

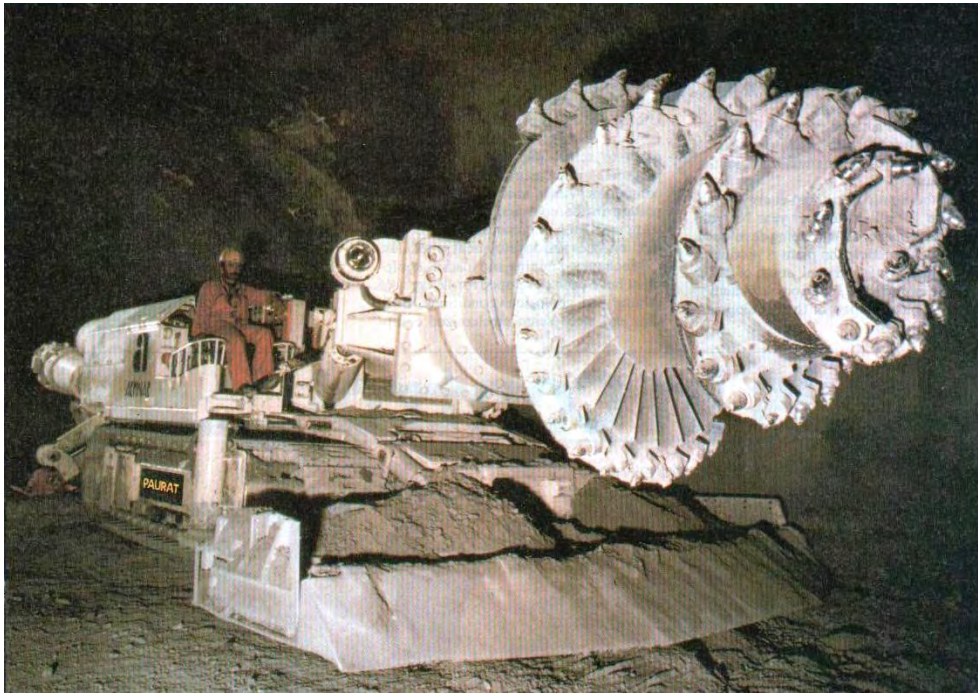
Su diseño es para la excavación de rocas de dureza media a baja. En nuestro país, la única vez que efectivamente se intentó aplicar una de estas máquinas fue en la mina San Ignacio de Morococha (SIMSA), en 1987, donde se introdujo el Roadheader PAURAT GMBH E-134 (Rubio 1987), que ilustra la fotografía N° 2-21. Referente a sus características y performances alcanzados se detalla en los puntos siguientes.

En el mes de julio de 1988, se hizo un análisis comparativo entre los 16 roadheaders Alpine Miner AM 50 de TAMROCK, que estuvieron aplicándose en aquel entonces en SIDERMEX (mina de carbón de México); con el Paurat E-134 de SIMSA, cuyos resultados muestra el cuadro N° 2-9.

Cuadro N° 2-9: Distribución de tiempos de los RHs Paurat E-134 (SIMSA, Perú) y Alpine Miner AM-50 (SIDERMEX, México)

ITEM	DISTRIBUCION DE TIEMPOS(%)	
	MINA SIDERMEX	MINA SIMSA
EQUIPO	ALPINE MINER AM-50	PAURAT E-134
EXCAVACIÓN	19	12**
REPARACIÓN	3	26*
MANTENIMIENTO	0	18
EVACUACIÓN DEL ESCOMBRO	17	5
SOSTENIMIENTO	23	10
TRASLADO Y REFRIGERIO	30	10
SERVICIOS AUXILIARES	8	19**
TOTAL	100	100

* Problema del cabezal. ** Dificultades en la eliminación del polvo.



Fotografía 2-21: Roadheader Paurat GMBH E - 134

Otro Cía. que intentó aplicar este sistema de minado en el Perú, fue el Grupo Hochschild, en su unidad de producción Selene, sin entrar en operación; se trata del Roadheader Alpine Miner AM50, capaz de excavar rocas con una resistencia a la compresión hasta de 70 MPa, con área de excavación de 6 á 18 m². El cabezal de corte está provisto de dos tambores a ambos costados provistos de picas dispuestos en helicoides.

2.4.2 PARAMETROS PARA LA APLICACIÓN DE LAS MAQUINAS TUNELERAS:

Para la aplicación de estos equipos, es preciso hacer un análisis y evaluación de todos los factores que influyen en su operación y rendimiento, empezando por la geología del terreno para elegir la máquina más apropiada (Giraldo 1996), como se detalla a continuación.

A. CONSIDERACIONES GEOLÓGICAS

Como en cualquier método de fragmentación de rocas, el aspecto geológico y geomecánico es primordial, a fin de evitar el fracaso en la aplicación de este sistema de minado, caso de lo ocurrido con el roadheader introducido a SIMSA y la “TBM MK 12” del Proyecto Hidroeléctrico de Yuncan. Siendo la “TBM MK-12” una máquina descubierta (open

TBM) para la excavación de roca dura, no era la más adecuada para Yuncán, cuyo terreno es mayormente fracturado, alterado y con abundante agua. Por tales aspectos geológicos, el rendimiento de la máquina, no era el óptimo, más aun en diciembre del año 2001, fue afectada por un derrumbe, comprometiendo el cabezal, el cuerpo y parte de la unidad de impulsión, sin volver a operar al menos en este proyecto.

Cabe destacar que, en caso de las tuneladoras tipo “TBM”, el factor terreno no es una limitante, para su aplicación, puesto que para cada tipo de terreno, existe una adecuada “TBM” para alcanzar rendimientos normales y sin mayores dificultades. Es decir, el factor geológico, decide el tipo de máquina a elegir, para tener resultados satisfactorios. La dureza del terreno influye directamente en la excavabilidad y el contenido de cuarzo sobre la vida de los cortadores.

El avance de las “TBMs” descubiertos en terrenos deleznable, es sumamente lento, debido básicamente al desprendimiento de rocas del techo, autosoporte del terreno y la imposibilidad de fijar los grippers por la expansión de las paredes, etc. Cuando se ha seleccionado una “TBM” adecuada, el problema de terreno deleznable se supera sin mayores contratiempos, por ejemplo aplicando “TBMs” con escudo (simple o doble Escudo), y terrenos totalmente deleznable y con abundante agua, la mejor selección será definitivamente una, una “TBM EPB” (earth pressure balance).

B. LONGITUD DE LA EXCAVACIÓN

Para que la aplicación de las máquinas tuneladoras se justifique, técnica y económicamente, existe una longitud mínima, por debajo de la cual, por ningún motivo amerita emplear este sistema de minado. De acuerdo a estudios realizados en USA, la longitud de la excavación debe ser superior a los 2,5 Km. En nuestro país, como demuestra la presente tesis es 6,5 KM.

C. FUERZA DE EMPUJE (thrust)

La fuerza de empuje sirve para hundir los cortadores dentro de la roca, venciendo ampliamente su resistencia a la compresión. En terrenos suaves, debe ser lo mínimo para evitar el completo hundimiento de los cortadores en la roca, comprometiendo el cuerpo de los cortadores y la coraza del cabezal. Por el contrario, en terreno duro, el empuje debe ser el

máximo para un avance adecuado.

D. VELOCIDAD DE ROTACIÓN

La velocidad de rotación, está en función del diámetro del cabezal. Cuanto más grande es el cabezal, la velocidad de rotación es menor. La velocidad de rotación viene casi establecida de la fábrica, en las “TBMs” de la última generación, puede regularse automáticamente en infinitos valores dentro de un rango.

E. DISPONIBILIDAD DE ENERGIA

La energía que requieren la operación de estas máquinas, es de alta tensión (ejemplo 22 KV), lo cual implica el tendido de líneas de alta tensión, hasta la portada del túnel, de donde se baja a 10,5 KV, llegando con esta tensión a los transformadores instalados sobre el back-up de la “TBM” en interior del túnel, estación donde se bajan a tensiones a 660 V y 440 V, para el accionamiento de los motores principales de la “TBM” (motores de rotación), bombas hidráulicas de la “TBM” y perforadoras auxiliares para sondaje y sostenimiento.

F. DISPONIBILIDAD DE PERSONAL CALIFICADO

El personal requerido para la operación de las máquinas tuneleras, es de alta especialización y experiencia. Los operadores deben tener una vasta experiencia o recibir un entrenamiento con mucha anticipación para operar y guiar la máquina en dirección correcta y obtener los rendimientos esperados. Una mala maniobra de la “TBM”, puede tener consecuencias desastrosas tanto para la propia máquina como el personal que labora junto a la “TBM”, debido a sus dimensiones y la gran energía involucrada para su funcionamiento.

Del mismo modo, los mecánicos y electricistas deben ser capacitados para su mantenimiento y reparación adecuada y oportuna. El personal de apoyo, también debe recibir charlas de inducción, sobre los trabajos específicos que tienen que desarrollar. Velando sobre todo por la seguridad, dado que todas las partes móviles del equipo, son fuentes potenciales de accidentes, sobre todo las fajas o cadenas de evacuación de escombros.

G. SERVICIOS REQUERIDOS

i) **SERVICIO DE AGUA:** El agua requerido para mitigar el polvo durante la excavación mediante atomizadores instalados en el cabezal, para la perforación auxiliar (sondajes y sostenimiento), lavado de las paredes del túnel para aplicar shotcrete y lavado de la “TBM” después de la aplicación del shotcrete. Asimismo, el agua se requiere para refrigerar los motores principales de la “TBM”, extractores de polvo, etc. Para abastecer la cantidad de agua a una adecuada presión, precisa instalar tanques y bombas dentro del túnel.

ii) **SERVICIO DE VENTILACIÓN:** La ventilación en la excavación con tuneleras, es normalmente forzada, con ventiladores instalados en serie cerca de la portada del túnel. El aire insuflado, además de servir para la respiración del personal, sirve como medio de refrigeración del ambiente de trabajo, donde el incremento de temperatura se da por distintos factores, como la gradiente geotérmica, funcionamiento de la máquina, etc. La extensión constante de la manga de ventilación, como avanza la excavación, se hace mediante el cassette de la manga cuya función es almacenar 100 m de manga e ir extendiendo automáticamente como avanza la “TBM”.

iii) **SERVICIO DE AIRE COMPRIMIDO:** El aire comprimido es requerido por las perforadoras manuales (taladros para sostenimiento, instalación de cáncamos, hacer anclajes, etc.), aplicación del shotcrete, taller local, etc. Para el abastecimiento de aire comprimido, precisa instalar un compresor estacionario en la parte exterior de la excavación y conducirlo por tuberías al interior del túnel.

iv) **SERVICIO DE LOCOMOTORAS:** Se puede decir que las locomotoras son parte de las tuneleras, dado que cumplen una función vital como: Transporte de personal, equipos auxiliares, materiales, herramientas, etc al frente de trabajo; transporte de material de sostenimiento (dovelas, equipo de shotcrete, shotcrete, pernos, mallas, cimbras, etc.); cuando la tunelera no trabaja con sistema de fajas para la extracción del escombros, se convierte en el transporte principal.

H. LONGITUD DE EXCAVACIÓN PREVIA A LA INTRODUCCIÓN DE UNA TBM

Se refiere a la longitud de excavación inicial que se requiere realizar con el sistema convencional de perforación y voladura, a fin de prevenir zonas intemperizadas o falladas cercanas a la superficie. En el caso de las “TBMs”, sirve para proporcionar el apoyo inicial a los grippers. Esta excavación previa, puede ser construida por los extremos del túnel principal, a través de una ventana o piques, entre otros, para crear más frentes de excavación.

La longitud de la excavación previa con “Perforación y Voladura”, también está en función del sistema de transporte principal de escombros a aplicarse durante la operación de la “TBM”. Es decir, si la “TBM” va a operar con locomotoras se requerirá menor longitud de excavación preliminar que con el sistema de fajas.

En cualquiera de los casos indicados, en el extremo de la excavación previa con “P&V”, se construye una losa de arranque de la “TBM”, con un radio de curvatura igual al del cabezal, lo cual sirve de apoyo inicial a la máquina, como ilustra la fotografía N° 2-22. En este extremo también se hacen todos los ajustes y pruebas, antes que la “TBM” empiece a excavar.



Fotografía N° 2-22: Gripper posterior izquierdo de la “TBM MK 12” fijado en la losa de arranque

CAPITULO III

PROYECTO HIDROELÉCTRICO DE YUNCAN Y LA MAQUINA TUNELERA TBM ATLAS COPCO JARVA MK 12

El proyecto hidroeléctrico de Yuncan se construyó para adicionar en 130 MW (3,5 %) de energía eléctrica a la red nacional, para lo cual, las obras civiles (lote T-1) fueron ejecutadas por la Asociación SKANSKA, COSAPI y CHIZAKI (SKACOCHI). Para la excavación de los túneles largos se aplicaron 2 máquinas tuneleras, siendo una de ellas la “TBM MK12 – 50 – 1 ϕ 4.10”, diseñada para trabajar en roca dura. Esta TBM inicialmente fue construida con un diámetro de 3,90 m para excavar un túnel en Italia (1993), donde excavó únicamente 600 m de túnel, antes de ser retirada del frente por problemas geológicos.

Para su aplicación en el proyecto hidroeléctrico de Yuncan, el cabezal fue redimensionado a 4,10 m de diámetro por la firma Robbins en 1999 y fue traído al Perú a inicios del año 2000. El ensamblaje total se llevó a cabo bajo la dirección de Robbins en el pórtico de la ventana de acceso a Penstock 1 del citado proyecto; iniciando la excavación el 16/02/01 hasta el 02/12/01, día en que sufrió el embate de un derrumbe, quedando sepultado y seriamente dañado, no volviendo a operar al menos en este proyecto. Se puede decir que esta TBM no fue la más adecuada para Yuncan.

3.1 RESEÑA DEL PROYECTO HIDROELÉCTRICO DE YUNCAN (PAUCARTAMBO II).

3.1.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD: El proyecto hidroeléctrico de Yuncan está ubicado en el distrito de Paucartambo, provincia y Dpto. de Pasco – Perú. Es

accesible por la carretera central, partiendo de Lima – La Oroya – Carhuamayo – Paucartambo; otra vía alterna es Lima – La Oroya – Tarma – La Merced – Oxapampa – Paucartambo.

3.1.2 ORGANIZACIÓN DEL PROYECTO:

El proyecto estuvo organizado del siguiente modo:

- **PROPIETARIO DEL PROYECTO:** Gobierno del Perú, representado por el Ministerio de Energía y Minas.

- **EMPLEADOR:** Empresa de Generación de Energía Eléctrica del Centro S.A. (EGECEN).

- **INGENIERIA:** Electric Power Development Co (EPDC) de Japón.

- **EJECUTOR DEL PROYECTO:** Asociación SKANSKA-COSAPI-CHIZAKI (SKACACHI).

La construcción de la parte civil del proyecto (Lot T-1: CIVIL WORKS) fue ejecutada por la Asociación SKANSKA, COSAPI Y CHIZAKI (SKACACHI), mediante un joint venture entre SKANSKA (54%), COSAPI (40%) Y CHIZAKI (6%).

3.1.3 DESCRIPCION DEL PROYECTO: Los trabajos civiles del proyecto, LOTE T-1, fue construido para generar 130 MW de energía eléctrica, para aprovechar la caída de agua los ríos Huachón y Paucartambo, cuya confluencia se descarga a la casa de máquinas (Santa Isabel). Este proyecto incrementó la generación de energía eléctrica en 3,5 % a la red nacional.

Los La excavación de los tramos largos de los túneles, se realizó aplicando 2 “TBMs”, como detalla el cuadro N° 3-1. Tal es así que, para excavar parte del túnel de aducción N° 1 (entrando por la Ventana N° 2 hacia la presa de Uchuhuerta) de una longitud de 11 160,06 m, se excavó con la máquina tunelera Atlas Copco “FORO 900S” con 3,50 m de diámetro; y parte del túnel de aducción N° 4 de 7 009,94 m de longitud (entrando por la ventana de acceso a Penstock 1 hacia la presa de Huallamayo), se excavaría con la máquina tunelera Atlas Copco “TBM MK12” con 4,10 m de diámetro, pero sin llegar a concluirlo, por el derrumbe sufrido el 02/12/01. La alineación y ubicación de dichos túneles se presentan en la Figura N° 3-1 (lámina N° 3-1).

Cuadro N° 3-1: Principales túneles de aducción en Yuncan, métodos de excavación y sus longitudes

N° Túnel de aducción	Longitud total (m)	RECORRIDO		SISTEMA DE EXCAVACIÓN					
				PERFORACION Y VOLADURA (D&B)			MAQUINA TUNELERA (TBM)		
		PARTIDA	LLEGADA	DE	HASTA	Longitud (m)	DE	HASTA	Longitud (m)
1	11 160,06	Presa de Uchuhuerta	empalme con el túnel N° 2 (Ventana N° 2)	Ventana N° 1	Presa Uchuhuerta y hacia la presa Huallamayo	1 165,68	Ingresando por la ventana N° 2 a 384,0 m	Antes de la ventana N° 1 (cerca a la presa Uchuhuerta)	9 995,27 (TBM FORO 900 S de 3,50 m de diámetro)
				Ventana N° 2	Empalme con el túnel N° 2 a 149,11 m de la ventana N° 2 (distancia recta)	489,11			
2	1 605,64	a 149,11 m de la Ventana N° 2 (distancia horizontal)	Intersección con el túnel N° 3 a 151,35 m de la presa Huallamayo	1 605,64 (con sección de excavación de 4,4 x 4,4 y 4 x 4, para túnel terminado de 3,40 m de diámetro)			0		
3	151,35	Presa Huallamayo a 9,85 m y 83,47 m por debajo (chimenea)	Intersección con el túnel N° 2	1 51,35 Todo el túnel (con sección de excavación de 4,8 x 4,8 , para túnel terminado de 3,40 m de diámetro)			0		
4	7 009,94	Intersección del túnel N° 2 con el túnel N° 3	Chimenea de equilibrio y a 20 m del empalme con la tubería forzada (penstock)	Ventana N° 3	Intersección del túnel N° 3 con el túnel N° 2	908,06	Empalme con la excavación con D&B, a 94,36 m (distancia horizontal)	Intersección de la ventana de acceso a Penstock N° 1 con el túnel N° 4	5 762,52 (TBM MK-12 de 4,10 m de diámetro)
				Ventana N° 3	Empalme con lo excavado con la TBM MK-12	94,36			
				Intersección con la ventana de acceso a Penstock 1	Empalme con la tubería forzada (penstock N° 1)	245			

3.1.4 ALCANCE DEL PROYECTO: Las principales secciones de trabajo incluyeron: Bocatoma, presa, desarenador y estructuras en Huchuerta; toma, presa y estructuras de concreto en Huallamayo (490 500 m³ de concreto); túneles de aducción; chimenea de equilibrio y pozo (surge tank); tubería forzada (574 m produciendo una columna de 452 m); túnel de descarga; casa de máquinas subterránea (46 000 m³); patio de llaves; puentes en el camino de acceso al patio de llaves; túnel de acceso al patio de llaves.

3.1.5 PRESERVACION AMBIENTAL: El proyecto incluía una política ambiental, que SKANSKA tiene establecido en Suecia para la calidad ambiental y trabajo.

La meta del proyecto fue incrementar el abastecimiento de la energía eléctrica de alta calidad de acuerdo a los requerimientos y con el mínimo impacto negativo al medio ambiente y seguridad.

3.1.6 INVESTIGACION DE LA ROCA: Constantemente se hacía una investigación sísmica a lo largo de la línea del túnel por personal calificado en geomecánica, como ejemplo se presenta en el anexo B-1 la Predicción Sísmica (Tunnel Seismic Prediction, TSP) del 28/11/2001 y su respectiva interpretación. La penetración transversal fue analizada e interpretada para indicar áreas potencialmente deleznable como fallas o roca suelta, como las que muestran las fotografías 3-1 a y b, excavación en roca fracturada y deleznable.

La longitud de las pruebas dependía de la nitidez del registro, tipo de roca encontrado, etc. Los ensayos se hacían al menos una vez por semana. Cuando se detectaba una zona deleznable, se seguían los siguientes pasos: Obtener una segunda lectura sísmica, en un punto muy cercano al primero para mayor detalle y claridad, en caso que la información obtenida en la prueba precedente no era adecuada.

Basado en los resultados de los ensayos sísmicos, taladros de sondaje y datos geológicos disponibles, se estimaba la estabilidad del terreno; estableciéndose el tipo de sostenimiento delante de la “TBM”, mediante un programa de concreto, que dependía de la profundidad analizada, tipo de concreto, malla de los taladros, presiones, etc., cuya variabilidad estaba en función del tipo de roca y zonas deleznales encontradas.

El mapeo se hacía inmediatamente detrás del cabezal y siempre antes de aplicar concreto lanzado (shotcrete). El mapeo establecía las bases para el sostenimiento definitivo y permanente de la roca en función de sus de sus características. Las mediciones de movimiento dentro del túnel se hacían por medio de un extensómetro. La instalación se hacía tan próximo como era posible al frente del túnel (cabezal de la “TBM”), tomándose inmediatamente las lectura inicial. La posición de cada punto se marcaba muy claramente y las mediciones tomadas.

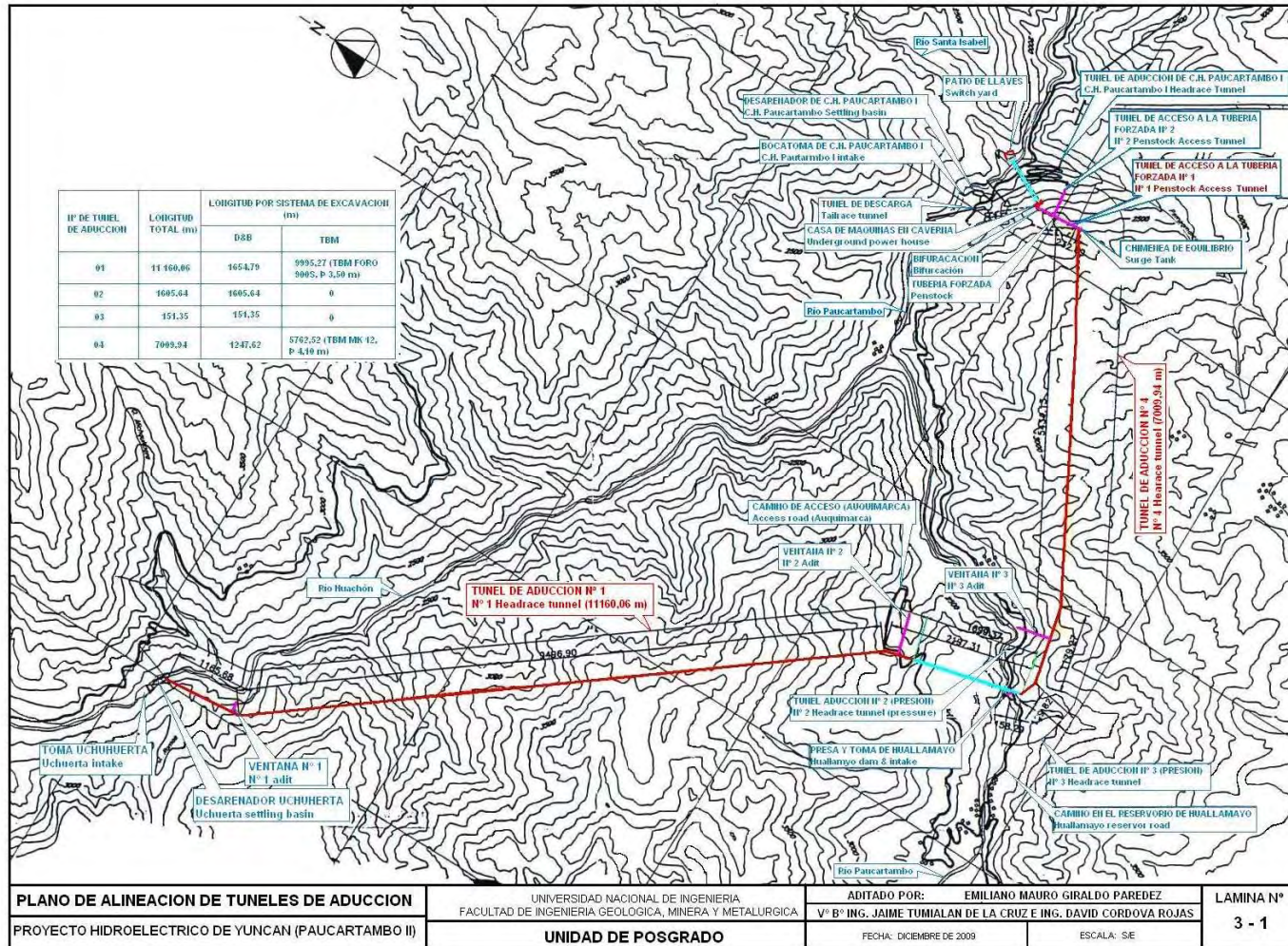
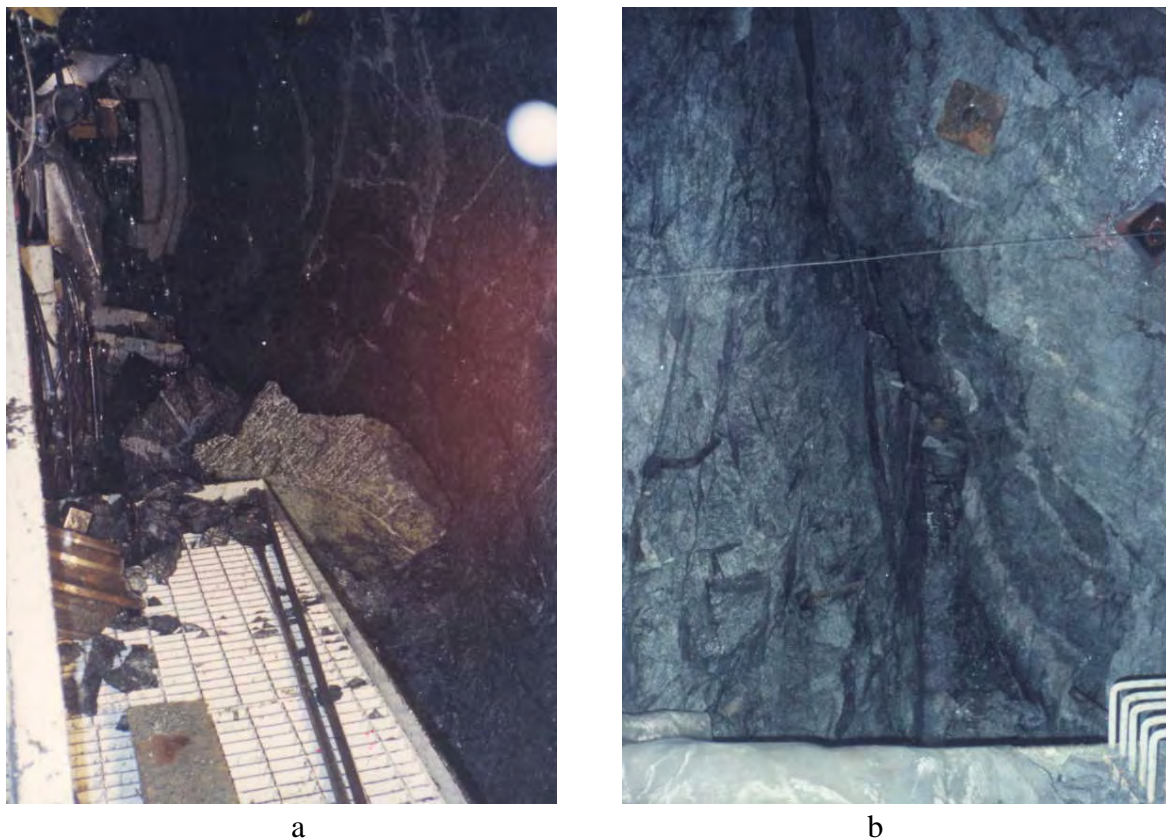


Figura N° 3 -1: Trazo de túneles en el Proyecto Hidroeléctrico de Yuncán (Paucartambo II).

3.1.7 CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO:

La clasificación del macizo rocoso para los fines de la excavación y sostenimiento en el Proyecto Hidroeléctrico de Yuncán, se hicieron considerando 3 factores: INTEMPERISMO, DUREZA y ESPACIAMIENTO DE LAS JUNTURAS, tal como ilustra el cuadro N° 3-2.



Fotografía N° 3-1: Excavación en roca fracturada. a) Desprendimiento de bloques dañando a la máquina. b) Oquedad en la pared del túnel por la afluencia de agua.

El Departamento de Geología estableció que la clasificación sería como: “A”, “B”, “CH”, “CM”, “CL” y “D”, tal como se presenta en el cuadro N° 3-3. La fotografía N° 3-2 a y b muestran el frente y contorno de la excavación en una roca tipo “CM”, en el frente los surcos son profundos y muchas veces no bien definidas; y el contorno queda totalmente irregular por los desprendimientos, situación que se agrava más aun, si hay afluencia de agua. Así mismo la fotografía N° 3-3 a y b, muestra los surcos descritos por los cortadores en el frente y la pared lateral en la excavación de una roca dura y masiva, tipo “B”, tanto el frente como el contorno quedan prácticamente lisos.

Cuadro N° 3-2: Definición de los factores geológicos para la clasificación del macizo rocoso.

INTEMPERISMO		DUREZA		ESPACIAMIENTO ENTRE JUNTURAS	
1	Roca fresca, no presenta meteorización el componente mineral	A	Roca muy dura; se rompe en fragmentos filosos ante un fuerte golpe de martillo.	I	Más de 100 cm
2	Roca ligeramente meteorizada; algunos minerales están ligeramente meteorizadas. Algunas fisuras pueden presentarse ligeramente manchadas.	B	Roca dura, se rompe en fragmentos ante un fuerte golpe de martillo.	II	40 á 100 cm
3	Roca moderadamente intemperizada, algunos minerales están meteorizadas. Las rajaduras se presentan manchadas y el material se encuentra intemperizado.	C	Roca quebradiza; se rompe en fragmentos pequeños ante un golpe moderado de martillo.	III	20 á 40 cm
4	Roca muy intemperizada, el descoloramiento se extiende a toda la masa rocosa. Se observan partes de roca fresca parcialmente.	D	Roca muy quebradiza; se rompe fácilmente en fragmentos pequeños ante un golpe moderado de martillo. Se rompe al estrujarla con las manos, pero no se desmenuza fácilmente.	IV	5 á 20 cm
5	Roca completamente intemperizada, la mayor parte de los minerales se encuentran intemperizadas y alterados.	E	Roca suelta, es posible excavarlo con el martillo.	V	Menos de 5 cm

3.1.8 SOSTENIMIENTO DE ROCA: El sostenimiento de roca se dividía en 3 secciones básicas:

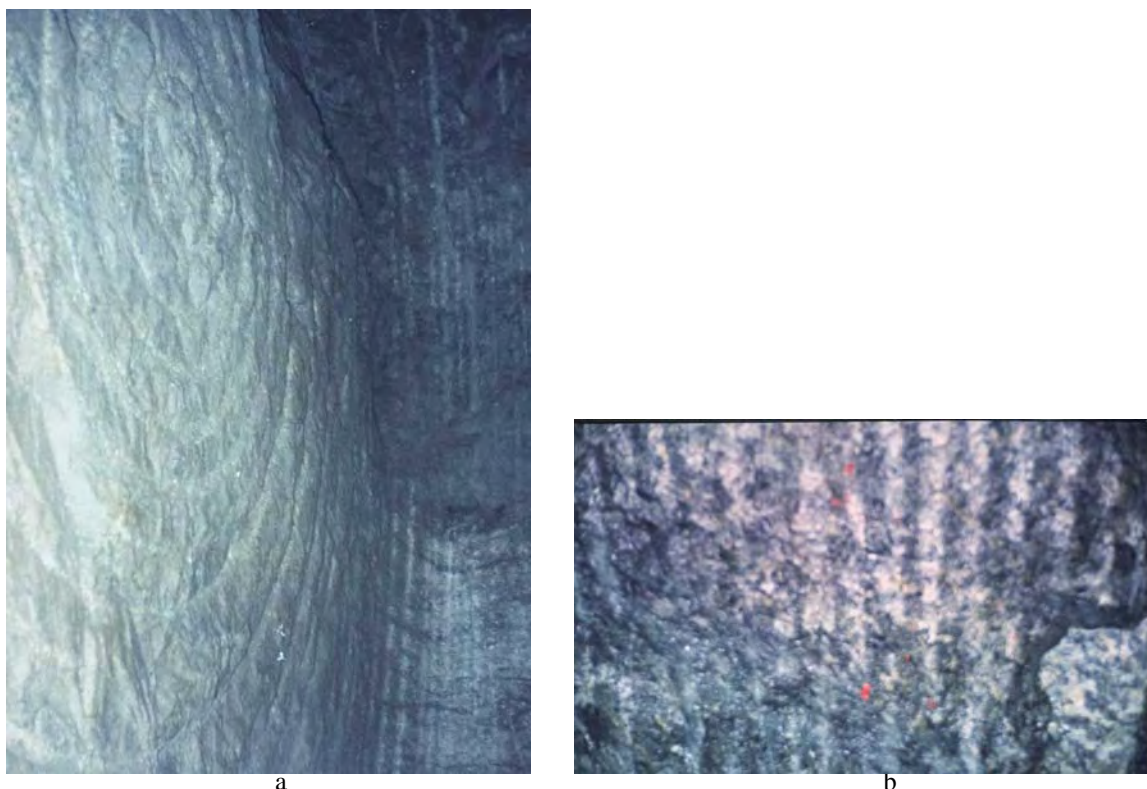
A. SOTENIMIENTO PERMANENTE DE LA ROCA

El soporte permanente de roca aun estando parte del túnel sin reforzar, se tenían procedimientos separados para este tipo de soporte, en general se usaba el mismo equipo, que incluía la línea de concreto.

B. SOSTENIMIENTO INICIAL

SHOTCRETE: El soporte inicial de la roca era responsabilidad de la sección producción, bajo la dirección de Ingeniería. El soporte inicial de la roca era diseñado para asegurar el túnel hasta que el soporte permanente es instalado. El soporte inicial

La aplicación del shotcrete se iniciaba en el punto más bajo hacia arriba, para minimizar el rebote. La aplicación se hacía por capas de acuerdo al diseño o instrucción de Ingeniería. Los adherentes usados eran de acuerdo al tipo de shotcrete, éstos fueron: Adherentes de aplicación (acelerantes en forma líquida o polvo) y Adherentes para mejorar el trabajo/bombeabilidad (reductores de agua, plasticidad y super plasticidad) para mezclas secas de shotcrete. La dosificación se hacía de acuerdo a las recomendaciones del fabricante.



Fotografía N° 3-3: Excavación en terreno duro tipo “B”. a) frente de la excavación, con surcos superficiales descritos por los cortadores y bien definidos. b) contorno de la excavación casi liso.

La longitud, tamaño y espaciamiento de los taladros de drenaje de 45 mm de diámetro, dependían de las condiciones encontradas en cada zona. Instalar los pernos detrás del cabezal, era extremadamente difícil por restricciones de espacio. Por lo general los pernos de roca que se usaban como soporte inicial eran los swellex y los split sets de diversas longitudes.

C. SOSTENIMIENTO DE ROCA ENCIMA Y DELANTE DEL CABEZAL

Cuando las condiciones de terreno eran sumamente pobres, se hacían mediciones

para reforzar el terreno fuera del perímetro del túnel, en zonas falladas y para reforzar la estructura de roca excavada. Se usaron los siguientes reforzamientos:

i) **SPIILING:** Es un método de reforzamiento de terreno suelto diseñado para maximizar las dimensiones e integridad del perfil del túnel. La operación básica es perforar una serie de taladros a espacios predeterminados justo fuera de la línea promedio del túnel sin invadir dentro de la línea de excavación diseñada. El espaciamiento de taladros depende de las condiciones de la roca, variando entre 100 y 300 mm como máximo. El diámetro de la barra de acero como tendón era 1”.

Cuadro N° 3-4: Equipo y tipo de shotcrete empleado en Yuncan.

TIPO DE SHOTCRETE	DESCRIPCION	FABRICANTE	MODELO	TIPO	OBSERVACION
HUMEDO	Bomba de shotcrete	STABILATOR	EW 15R	Eléctrico	Capacidad 17 m3/Hr
	Robot Shotcretero	STABILATOR	7500	Eléctrico	Sobre chasis de vagón, tanques y bombas completamente equipados para acelerar la aplicación.
SECO	Cañón de Shotcrete	ALIVA	AL - 252	Eléctrico	5,2 m3/Hr
	Cañón de Shotcrete	ALIVA	AL - 260	Eléctrico	6,0 m3/Hr
	Robot Shotcretero	STABILATOR	75 - 1	Eléctrico	Sobre chasis de vagón, tanques y bombas completamente equipados para acelerar la aplicación.

ii) **FOREPOLING:** Es un método de soporte normalmente asociado con la instalación de un arco de acero o arco de celosía (enrejado) y eran colocados cuando ocurría una falla menor en el techo o pared lateral. El método consiste en colocar vigas de acero fuera del arco de acero. Las dimensiones de las vigas dependen del peso que van a soportar. El frente de la viga es empujado hacia delante hasta del extremo posterior sobresalga alrededor de 50 cm.

iii) **CONCRETO:** Utilizado en situaciones de colapso y es una extensión del Forepoling, por el cual un taladro puede ser rellenado con concreto. El primer paso consiste en cerrar atrás los forepoles para formar una celosía (rejilla). El concreto era

bombeado dentro del taladro hasta que esté completamente lleno.

iv) **INSTALACIÓN DE ARCOS DE ACERO:** Los arcos de acero se instalaban de acuerdo a las instrucciones de Ingeniería. Los arcos eran proveídos en dimensiones especificadas y un grado de acero determinado. Su transporte dentro del túnel, se hacía sobre una plataforma de la locomotora y era descargado cerca del cabezal. El arco era posicionado debajo del instalador para que éste lo coloque en su lugar, una vez colocados los arcos en su posición, se instalaban los tirantes y se ajustaban todos los pernos. La alineación se hacía de acuerdo al diseño final del túnel, finalmente se aplicaba shotcrete asegurando el anillo posterior.

3.2 DESCRIPCION BASICA DE LA TBM ATLAS COPCO JARVA MK 12

Esta máquina consta básicamente de 2 secciones, sección de fijación o estacionaria y la sección de trabajo o móvil (Robbins 1999).

3.2.1 SECCION DE FIJACIÓN

Consta del cuerpo principal, 4 mordazas (grippers) y la pata delantera. Su función de esta sección es soportar todo el peso de la máquina y transferir a la roca las reacciones del torque y el empuje producidos durante la excavación. Las mordazas (grippers) están montadas horizontalmente a ambos costados del cuerpo en pares delantero y trasero. Por otro lado, la pata delantera está ubicado debajo del cuerpo, en el mismo plano de los grippers delanteros, formando una “T” entre ellos, como puede observarse en la Fig. 4-1 (Capítulo IV).

Tanto las mordazas como la pata delantera, son presionadas contra la roca hidráulicamente, soportando a la “TBM”. Los grippers se controlan individualmente, permitiendo posicionar adecuadamente la máquina en planos horizontales, facilitando la excavación de curvas o una dirección determinada. Así mismo, la pata delantera en combinación en las patas traseras (ubicado debajo de la unidad de impulsión), permiten

posicionar la “TBM” en una determinada gradiente en cada reinicio (reset or regripping).

3.2.2 SECCION DE TRABAJO

La sección de trabajo consta del tubo de torque fijado al portarrodamiento, la unidad de accionamiento y el transportador de escombros. El portarrodamiento, soporta el rodaje principal al cual es montado el cabezal a fin que rote libremente. El tubo de torque que une el portarrodamiento y la unidad de accionamiento, tiene una sección cuadrada y se desplaza pasante en el cuerpo principal sobre cojinetes de fricción, el tubo de torque transfiere vía el cuerpo principal a los grippers y estos a la roca, las reacciones del torque que produce el trabajo del cabezal. Los cilindros de empuje o avance unen la sección de fijación con la de trabajo (unidad de accionamiento) e impulsan su movimiento contra el frente de excavación produciendo la trituración de la roca.

3.3 PRINCIPALES ESPECIFICACIONES DE LA “TBM ATLAS COPCO JARVA MK 12”:

Las principales especificaciones se detallan a continuación:

AÑO DE REVISIÓN	1999
DIAMETRO DE LA MAQUINA	4100 mm (con discos nuevos)
AREA DE SECCION TRANSVERSAL	11,95 m ² (diámetro nominal)
MODELO	MK -50-1-φ 4.1
RODAJE PRINCIPAL	Doble rodillo ahusado
CABEZAL	
Capacidad instalada	1000 Kw
Velocidad de rotación – RPM	12,2 RPM
Torque	783 kNm (79 850,34 kg m)
Empuje recomendado del cabezal	7209 kN, máxima para continua operación
Configuración	Sólida Sección central con 4 retrancas con cucharas y rastrillos extraíbles.
Tipo de cortador	Disco Robbins, cuña de traba de 432 mm
Disposición de cortadores de 17”	4 cortadores centrales (2 discos mellizos). 18 cortadores faciales individuales 5 cantoneras individuales
	Total
Carga recomendable por cortador	267 kN (27 226,26 Kg)
Empuje recomendado del cabezal	7209 kN (735 116,15 Kg)
Carrera (stroke)	1500 mm
FIJACION (Gripping)	
Fuerza máxima de fijación	18 770 kN (1 914 014,44 Kg)

Carrera del gripper, fuera	165 mm (de la excavación nominal)
Dentro	190 mm (de la excavación nominal)
Presión específica de terreno	28,5 bar, máxima.
	Configuración de máquina 4 grippers horizontales & pata delantera.
CONFIGURACION DEL ACCIONAMIENTO	
Motores principales, número/tipo	250 Kw x 4 motores AC = 1000 Kw
Reducción, engranaje planetario	30,736:1 planetario de 2 etapas
Piñón/engranaje anular, $Z_p / Z_{rg} =$	21 / 83 <u>3,951:1</u>
Reducción total	121,482:1
Impulso (jog) / Arranque de cabezal	Motor hidráulico reversible & embrague en el extremo de un motor de accionamiento
Motor de conexión/caja de engranajes	Acoplamiento limitador de torque con transmisor ajustable de torque máximo.
SISTEMA HIDRÁULICO	
Presión máxima del Sist. hidráulico	345 bar (34,5 Mpa)
Máxima presión normal de trabajo	276 bar (circuito de empuje)
	Bombas principales Solamente 2, desplazamiento variable, tipo pistón axial, presión compensada con regulación de energía.
Bomba de circulación	Solamente 1, 2 velocidades, tipo tornillo de entrega fija.
REMOCIÓN DE ESCOMBRO	
Transportador (conveyor)	Ancho de faja 600 mm
Velocidad de la faja transportadora	0 – 2,4 m/s, mando hidráulico
Capacidad de la faja transportadora	Correspondiente a ROP = 6 m /Hr
Distancia de retracción del transportador	4 200 mm
SISTEMA ELECTRICO	
Diseñado para suministro de energía de	7 200 V / 60 Hz
Circuito eléctrico del motor principal	660 V, 3 fases, 60Hz
Otros circuitos de motores eléctricos	460 V, 60 Hz
Iluminación y tomacorrientes	120 V, 60 Hz
Sistema de control PLC	24 V DC
Transformadores	2 x 630 kVA, 6 000 V / 660 V 1 x 600 kVA, 7 200 V / 400 V
LUBRICACIÓN	
Rodaje principal & empaques (sellos)	Sistema automático de engrase
Rodajes deslizantes del tubo de torque	Sistema automático de engrase
Reductores planetarios de engranaje	Aceite, lubricación por salpicadura
Caja de engranaje principal (piñones/Engranaje anular)	Aceite, lubricación por salpicadura
SISTEMA DE ENFRIAMIENTO:	
Componentes refrigerados	Aceite hidráulico, motores principales, Reductores de engranaje
Flujo de agua requerido	130 l/min máximo, presión 5 – 8 bar
CONTROL DE POLVO	
Capacidad recomendada del limpiador	130 m ³ /min
Flujo de agua para la supresión del polvo	130 l/mim para el cabezal nominal
PESO DE LA MAQUINA	
Longitud de TBM + transportador primario	190 Tons 15,30 m.

3.4 PRINCIPALES PARTES DE LA MAQUINA

3.4.1 EL CABEZAL Y EL PORTARRODAJE

A. EL CABEZAL

El cabezal de la máquina tunelera “TBM MK12 – 50 – 1 - ϕ 4.10”, consta de 5 segmentos principales, los que se ilustran en la fotografías 3-4 a y b antes de su montaje. El segmento central del cabezal está construido de una plancha de acero de gran espesor, para tener una construcción robusta y un momento de inercia adecuado. Asimismo, la robustez de esta sección es necesaria para transferir un empuje uniforme y rígido a todos los cortadores, de modo que ninguno sea afectado por la deformación durante la acción de los cortadores contra la roca.



a
b
Fotografía N° 3-4: segmentos del cabezal. a) S. central. b) Segmentos periféricos.

El cabezal está provisto de 27 cortadores de disco de 432 mm (17”) de diámetro, instalados sobre 26 monturas, clasificados como resume el cuadro N° 3-5. De los 18 cortadores frontales, 3 han sido ubicados en el área de transición entre los frontales y cantoneras. Los cortadores sobre el cabezal están enumerados con números soldados sobre la coraza del cabezal del 1 á 27, tal como puede apreciarse en las fotografías N° 3-5 a y b. Las monturas de los cortadores del 1 al 20, posicionan los ejes de rotación de los cortadores paralelos al frente del cabezal, mientras que los cortadores del 21 al 27 son

posicionados con una inclinación creciente a fin de generar en el área del contorno una sección curvada.

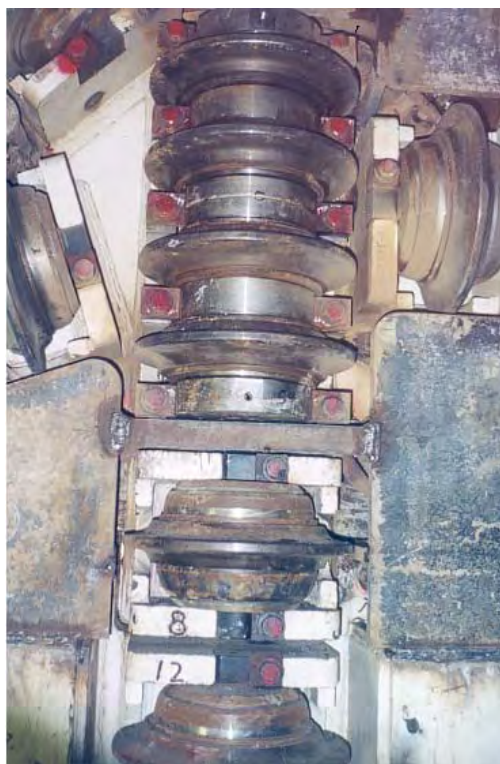
Cuadro N° 3-5: Tipos y número de Cortadores de la “TBM MK-12”

CORTADORES (Cutters)	NUMERO DE CORTADORES	NUM. DE DISCOS	NUM. DE MONTURAS	NUM. DE PARTE	NUMERACIÓN SOBRE EL CABEZAL
Centrales (Center cutters)	2 Mellizos	4	1	DM1728-1	1 – 4
FRONTALES (Face Cutters)	18	18	18	D67876-1	5 – 22
CANTONERAS (Gauge Cutters)	5	5	5	D72015-1	23 – 27

La remoción de escombros es realizada por los scrapers dentro de los botes rodantes instalados para cada rastrillo, como se puede apreciar claramente en la fotografía N° 3-6a, de donde al ir rotando el cabezal lo eleva y deja caer a una cubeta por cuya base corre la faja N° 1, que conduce el material a la parte posterior de la “TBM”. El escombros que no es recogido es empujado hacia delante por los rastrillos invertidos (invert scraper), ilustrado en la fotografía 3-6b. Las planchas desgastadas de los scrapers se reemplazan cuando se ha desgastado máximo de 15 mm.



(a)



(b)

Fotografía N° 3-5: (a) Cabezal mostrando algunos face cutters y gauge cutters. (b) Cabezal mostrando los center cutter.

En roca dura y homogénea, la “TBM” normalmente se opera con una presión de 225 – 270 bares, lo cual resulta entre 23,4 y 24,8 ton de carga por cortador. En roca suelta o quebradiza, terreno fracturado, los valores de la presión deben ser inferiores a 200 bares.

En terrenos abrasivos y tenaces, el cabezal debe inspeccionarse constantemente, revisando la pérdida de pernos y tuercas, fisuras en la coraza del cabezal, las costuras de las soldaduras, desgaste de los cortadores, los atomizadores de polvo (toberas). Cuando se trabaja en el cabezal se debe tomar la máxima precaución para evitar el riesgo de lesiones al personal de mantenimiento. La fotografía N° 3-7 Corresponde a los trabajos de rutina delante del cabezal.

En roca suave, aun cuando el cortador está severamente desgastado el rendimiento de la “TBM” no será alterado, mientras que en terreno duro puede limitar la velocidad de penetración instantánea (rate of penetration, ROP), por lo cual su reemplazo debe ser de inmediato. El empleo de modernos discos cortadores de “ancho constante”, ha disminuido la severa influencia que tenían los de forma en “V” sobre el ROP. No obstante, el personal de mantenimiento debe tomar nota y registrar las lecturas de desgaste y comparar con la velocidad de penetración.



(a)

(b)

Fotografía N° 3-6: Uno de los 4 Scraper de la “TBM MK 12”. (a) Antes de su montaje. (b) Montado listo para iniciar la excavación, se observa también el invert scraper.

Las cantoneras deben reemplazarse cuando han sufrido un desgaste radial de 15 mm como máximo, cuando se supera este valor, el diámetro de la excavación se cierra demasiado y causa el desgaste prematuro de sus respectivas monturas, scrapers, el bote rodante entre

otros. Asimismo, los face y center cutters deben reemplazarse cuando se han desgastado como máximo 25 y 35 mm, respectivamente. Otros factores que obligan el reemplazo de los cortadores son entre otros: Calor excesivo, fuga de aceite, desgaste plano del disco, rajadura o pérdida disc ring, descostramiento concoide en los flancos del disco cortador.



(a) (b)
Fotografía N° 3-7: a) Inspección del cabezal antes de iniciar la excavación. b) Primer cambio de los cortadores centrales (mellizos).

B. EL PORTARRODAJE

Consta de los siguientes componentes:

i) **PORTARRODAJE PROPIAMETE:** Es una estructura cilíndrica de pared gruesa, maquinado internamente para alojar el rodaje principal, por la parte posterior se ensambla con 48 pernos M24 para permitir el montaje de la parte frontal del tubo de torque, que soporta el peso del cabezal rotando.

ii) **CUBO DEL RODAJE:** Conecta el eje de propulsión a la sección central del cabezal, que está espigado y empernado. Son sujetados en su lugar por el retén del rodaje.

iii) **RODAJE PRINCIPAL:** El rodaje principal, es un rodaje de rodillos de doble hilera y alto ángulo, con una fuerza de rodamiento exterior y 2 aros de rodamiento interior separados por un espaciador. Los anillos de rodamiento frontal y posterior son idénticos, pero debido a que el empuje es transmitido a través del rodamiento frontal, el desgaste se concentre en éste. El diseño simétrico del rodaje permite uniformizar el desgaste volteando el rodaje después de cierto tiempo. De tal forma que el aro no desgastado puede nivelarse con el desgastado. Para el caso del “TBM MK12-50-1φ4.10” para Yuncan el rodaje principal fue reconstruido.

3.4.2 EL CUERPO PRINCIPAL

El cuerpo principal consta de los siguientes componentes: El cuerpo principal, las mordazas (grippers), rodajes deslizantes, 5 trabas de amortiguación, pata delantera, cilindros de empuje (thrust), cobertura del tubo de torque, además, muchos pines, sujetadores, etc.

A. EL CUERPO PROPIAMENTE

Consta de dos piezas soldadas, mitad superior y mitad inferior, empernados por doble hilera de pernos y planchas de empalme en las pestañas frontal y posterior del cuerpo. El cuerpo ensamblado tiene una sección cuadrada hueca con asientos maquinados en su interior para los cojinetes deslizantes. En la parte exterior, se han maquinado los asientos para montar las 4 mordazas (grippers), como ilustra la fotografía N° 3-11(b).

B. LOS RODAJES DESLIZANTES

Son de 2 tipos, donde los cojinetes deslizantes fijos son de bronce maquinado y con aberturas de engrase para una lubricación automática, se colocan en la mitad inferior del cuerpo principal, delante y atrás. Los cojinetes deslizantes regulables constan de planchas de acero, se encuentran en la mitad superior del cuerpo, atrás y adelante. Esta disposición combinada de los cojinetes permite controlar el espacio libre de deslizamiento del tubo de torque y el cuerpo principal, y se hace ajustes a medida que se produce el desgaste.

C. MORDAZAS (GRIPPERS)

Las mordazas constan del cilindro propiamente y la zapata. La zapata, puede girar respecto al cilindro por medio de la articulación de rótula en el extremo exterior del vástago del pistón, para permitir encajar por sí mismo a las paredes laterales del túnel de forma circular y sobre todo cuando la máquina no está centrada en la excavación, cuando hace correcciones de curso en una excavación curva. La fotografía N° 3-8 muestra los 4 grippers de la “TBM” antes de su montaje.



(a)

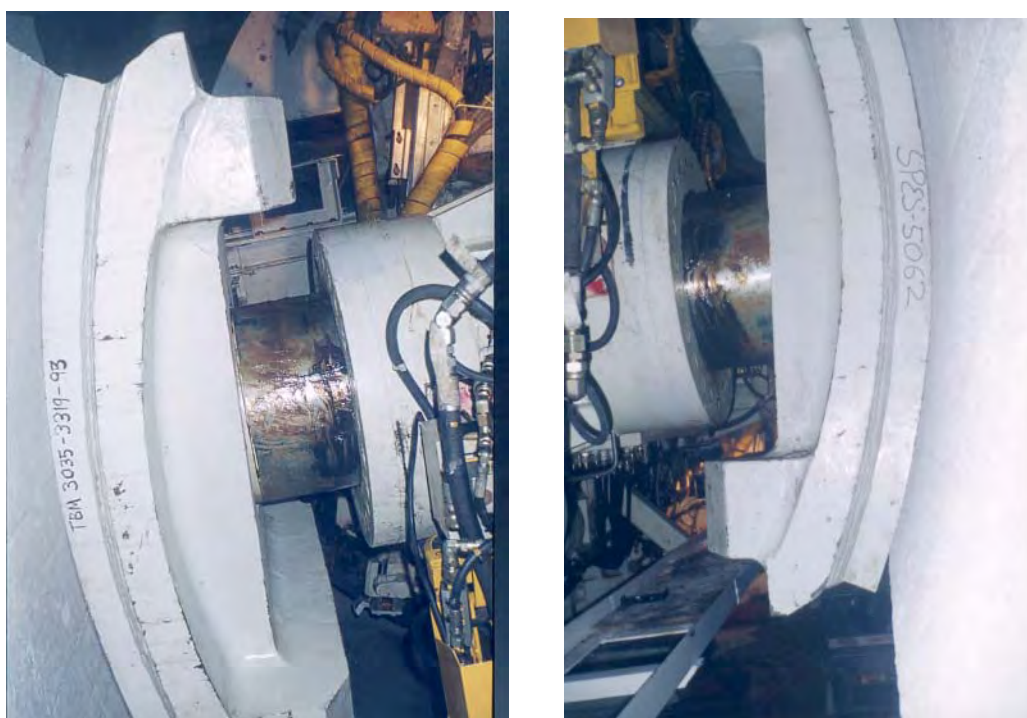


(b)

Fotografía N° 3-8: Mordazas antes de su montaje. a) Vista lateral. b) Vista frontal.

El cuerpo cilíndrico tiene pestaña y está empernado a los costados verticales del cuerpo principal. Las reacciones de torque y empuje son transmitidos sin sobrecargar a los pernos de ensamblaje a esfuerzos cortantes, gracias a la protuberancia circular de pestaña que encaja en la correspondiente hendidura en el cuerpo. Dado que el vástago del pistón y la superficie esférica están blindados con cromo duro, y el aceite hidráulico lubrica internamente las partes móviles, los cilindros de la mordaza, normalmente son mantenidos descubiertos.

Para facilitar la colocación de cimbras circulares, las zapatas de los grippers están ranuradas verticalmente en el centro, como ilustra claramente la fotografía N° 3-8b. Cuando la “TBM” va a excavar una roca extremadamente dura, lo cual que requiere gran empuje por ende alta fuerza de fijación, como ilustra las fotografías N° 3-9 a y b, es conveniente encajar en las ranuras de las zapatas planchas de relleno de 80 mm de espesor a fin de que las fuerzas de fijación sean transmitidos directamente debajo del pistón a la roca, para evitar que produzcan grietas en las zapatas.



(a)

(b)

Fotografía N° 3-9: Mordazas fijando a la “TBM” durante la excavación. a) Gripper delantero izquierdo. b) Gripper posterior derecho.

D. PATA DELANTERA

La pata delantera es idéntica a las mordazas como puede apreciarse en la fotografía N° 3-10. La pata delantera está montado al cuerpo en el mismo plano que los grippers frontales y su zapata es igualmente ranurada para permitir la colocación de la cimbra circular. En vista de que la pata delantera solamente soporta el peso frontal de la máquina y no está sujeto a la fuerza activa (fijación), su zapata es considerablemente más liviana que la de las mordazas.



(a)



(b)

Fotografía N° 3-10: Pata delantera. a) Antes de su montaje. b) Soportando en peso muerto del cabezal durante la excavación.

3.4.3 UNIDAD DE ACCIONAMIENTO

Consta de los siguientes componentes: Tubo de torque, eje de accionamiento, caja de engranajes, 4 Reductores de engranajes, 4 motores eléctricos, 1 limitador de torque, 2 acopladores de limitadores de torque con jogs, 1 acoplador limitador de torque con freno, 2 patas traseras, Cubierta del motor.

A. EL TUBO DE TORQUE

El tubo de torque encaja dentro del cuerpo principal, soportado y guiado por los rodajes deslizantes, los mismos que a su vez pueden deslizarlo en dirección axial. Al igual que el cuerpo principal el tubo de torque tiene una sección cuadrada hueca como ilustran las fotografías N° 3-11 a y b, y es una sola pieza que tiene una pestaña frontal para fijarse al portarrodaje del rodaje principal. La sección cuadrada del tubo de torque permite transmitir la reacción del torque de la máquina al cuerpo principal, y éste a la roca a través de los grippers.

B. EL EJE DE ACCIONAMIENTO

La fotografía N° 3-12 ilustra el eje de accionamiento antes de su montaje, es un eje hueco en sus extremos frontal y posterior para transmitir el torque al cabezal vía rodaje principal.



(a)



(b)

Fotografía N° 3-11: Tubo de torque. a) Vista frontal. b) Vista lateral.



Fotografía N° 3-12: Eje de accionamiento del cabezal (eje de rotación).

C. LOS CILINDROS DE EMPUJE

Los 4 cilindros de empuje están montados en parejas encima y debajo del cuerpo principal, la fotografía N° 3-13 muestra los dos cilindros empuje inferiores. Están sujetos por su extremo a unas orejas soldadas al cuerpo y por el extremo de su vástago a las orejas soldadas en la parte frontal de la caja de engranajes. El al cabezal es ejercido por retracción de la carrera completa del pistón que está afuera, configuración que proporciona dos ventajas: a) Cuando entrega empuje, el vástago del pistón está en tensión, que

minimiza las cargas laterales y el riesgo de deformación. b) Durante el reinicio el aceite evacuado del lado B puede recircular al lado A, lo cual minimiza el tiempo de reinicio.



Fotografía N° 3-13: Cilindros de empuje inferiores mostrando su carrera de 1,5 m.

D. LA CAJA DE ENGRANAJES

El objetivo principal es reducir la velocidad de rotación de los 4 motores eléctricos, lo cual significa multiplicar del torque del motor suministrado al cabezal. Consta de una caja porta engranajes que muestra la fotografía N° 3-14a; una placa de montaje de los motores de pared doble, ver fotografía 3-15b; El engranaje de anillo. El soporte del engranaje de anillo, 4 piñones, rodaje posterior del eje de propulsión; y varios pines, sujetadores, empaquetaduras, etc.

La caja de engranajes se monta en la pestaña posterior del tubo de torque ajustándolo con pernos, como ilustra la fotografía N° 3-14b. Como quiera que los cilindros de empuje, tiran hacia adelante la caja de engranajes junto con el tubo de torque (ver Fotog. N° 3-14b), ninguno de los pernos están sometidos a las fuerzas del empuje.

La función de la caja de engranajes es para multiplicar el torque entregado por las unidades de accionamiento y transmitirlo al eje de rotación. Por reducción de la velocidad rotacional los piñones con 21 dientes, engranan con el engranaje anular que tiene 83 dientes (ver foto N° 3-15a), reduciendo la velocidad, incrementando el torque por un factor de 3,952:1 (83/21).



(a)

(b)

Fotografía N° 3-14: Unidad de accionamiento. a) Caja de engranajes. b) Montaje en el tubo de torque, se observan también las 2 patas traseras.

E. REDUCTORES PLANETARIOS DE ENGRANAJE

Multiplan el torque desarrollado por los motores eléctricos. Esto es llevado a cabo mediante reducción de la velocidad del motor por un factor de 30,736:1. El nivel de aceite es revisado a través de una abertura 6° bajo la línea central, cada 500 horas se toman muestras del aceite para su análisis y determinar el grado de contaminación, en caso de tener demasiado contaminante se cambia, e independientemente del resultado del análisis se cambia cada 2 000 horas.

F. MOTORES ELÉCTRICOS

La Fotografía N° 3-15b ilustra la placa donde montan los 4 motores eléctricos de rotación, cuyo montaje se observa en la fotografía N° 3-16 a y b. La Cía. Robbins y ABB Strömberg Motors diseñan especialmente los motores para las TBMs, del tipo TEWC (Totally Enclosed Water Cooled), como ilustran las fotografías N° 3-16 a y b. Las características de los motores son:

MOTOR:	ABB MOTORS HxR 315L 4 35E N° 3219246			
VOLTAJE	Hz	Pot.	RPM	A
60 Y	50	250 Kw	1481	250
380 Δ5	50	250 Kw	1481	447
	Peso: 1000 Kg Made in Finland			

El diseño de los motores es poco común, donde el eje del rotor resulta en la parte posterior del motor y el eje del rotor hueco, debido a que cada motor está equipado con un acoplador limitador de torque, montado en la parte posterior del motor para fácil acceso. Dos de los cuatro motores, están equipados con accesorios adicionales.



(a)



(b)

Fotografía 3-15: Unidad de impulsión. a) Montaje del engranaje anular. b) Placa de montaje de los motores.

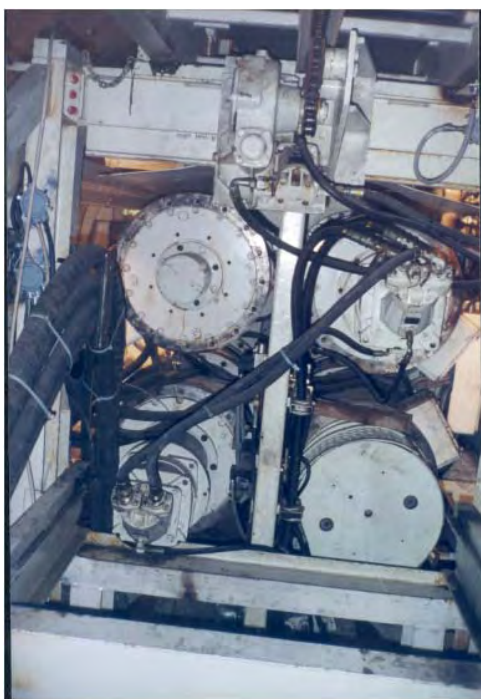
G. ACOPLER DEL LIMITADOR DE TORQUE

Su propósito es limitar el torque proporcionado al reductor de engranajes, para protegerlo de daños por sobrecarga. Un motor eléctrico por corto período puede producir

un torque tan grande sobre lo nominal. Esto es conocido como torque sobrecargado, que es aproximadamente 250% del torque nominal.

H. ACOPLA DEL TORQUE CON EL FRENO

Cuando se tiene que hacer trabajo delante del cabezal, éste debe estar completamente detenido, es decir, no debe rotarse fortuitamente. Normalmente, el cabezal está estáticamente balanceado, pero cuando reemplazan los cortadores sobre todo las cantoneras (gauge cutters), el desbalance ocurrirá y podría rotarse el cabezal, lo cual se evita con un freno montado sobre uno de los acoplamientos limitadores de torque, el freno es un simple freno de estacionamiento de disco, ver fotografía 3-16b.



(a)



(b)

Fotografía 3-16: Motores principales de rotación. a) Visto por la parte posterior, se observa los impulsores de rotación hidráulicos (jogs) dispuestos diametralmente. b) motor inferior derecho mostrando el sistema de frenado.

I. ACOPLAMIENTO DE TORQUE CON MONTAJE DE JOG

Esta “TBM” en particular tiene ensamblaje de JOG, montados en dos de los motores principales, dispuestos diametralmente como puede observarse en la fotografía 3-

16a, la fotografía N° 3-17 muestra el jog montado en el motor inferior izquierdo. Las funciones de los JOGs son: a) Rotar lentamente el cabezal, en ambas direcciones, para llevar a una posición deseada para el cambio de cortadores u otros trabajos sobre el cabezal. b) Rotar el cabezal en tramos mínimos para verificar que rota libremente después de un empuje o una maniobra de operación. c) Llevar el cabezal –parcialmente- sobre una velocidad antes que los motores principales sean enganchados, como para limitar la corriente del motor eléctrico N° 1.



Fotografía 3-17: Impulsor hidráulico de rotación (jog) montado en la parte posterior del motor inferior izquierdo.

J. PATAS TRASERAS DE ELEVACIÓN

Cada una de las 2 patas traseras como ilustra la fotografía N° 3-14b, constan de los siguientes componentes principales: un cilindro, un amortiguador con extensión y un freno amortiguador.

K. CUBIERTA DE MOTOR

La cubierta de los motores consta de los siguientes componentes principales: Estructura de la cubierta y techo del motor.

3.4.4 EL SUJETADOR DEL BACKUP

El sujetador del tren de apoyo (Backup), sirve para jalar el equipo backup hacia delante después de un reinicio (reset or regrip)), el backup permanece estacionario cuando la TBM esta excavando. A lo largo del sujetador del backup, están incorporados muchos componentes para remolcar el backup. Sus principales componentes son: Estructura de la cubierta del motor, abrazadera, barras de remolque, cilindros de remolque.

3.4.5 RASTRILLO INVERTIDO (Invert Scraper)

El rastrillo invertido mostrado en la fotografía N° 3-18, consta de las siguientes principales componentes: Planchas incrementadoras de diámetro, sección central movable verticalmente, un sistema de suspensión articulado para movimiento paralelo arriba y abajo, 2 cilindros de elevación para accionar este movimiento, un número de pines, sujetadores, etc. La función del rastrillo invertido es limpiar piso del túnel, empujando hacia delante el escombros remanente dejada de recoger por los scrapers y procurando que sean recogidos luego por éstos, soportar el peso del extremo frontal de al “TBM” durante el reinicio (regrip) del cuerpo principal. La sección central está construida de una pesada plancha rolada que sigue el contorno de la excavación como ilustra la fotografía N° 3-18, al cual están soldadas 3 planchas de diámetros crecientes.

El sistema de enlace conecta el invert scraper a la máquina. Consta de 4 articulaciones dispuestas en paralelogramo, de tal forma que el invert scraper detiene su orientación horizontal/vertical cuando es subido o bajado.

A. CILINDROS DE ELEVACIÓN

Los cilindros de elevación, uno a cada lado, están empalmados por pines o piezas de fijación sujetadas a la cara posterior del porta rodaje. Los vástagos del pistón están sujetos a orejas sobre el lado posterior de la plancha vertical del invert scraper por medio de pines.



Fotografía N° 3-18: Rastrillo invertido visto por la parte posterior izquierdo

B. SISTEMA DE ENGRASE

Los 8 pines fijadores y los 4 pines cilíndricos sobre el invert scraper están conectados por líneas individuales de engrasado a 12 niples de engrase “remotos”, montados en un block de engrase que están fijados al lado posterior del escudo de polvo.

C. MANTENIMIENTO

El desgaste sobre el invert scraper no puede ser evitado completamente, dado que el montaje debe trabajar bajo condiciones muy severas. Las posibles condiciones ambientales de trabajo son las cargas pesadas, vibraciones, suciedad, polvo y agua; los cuales no pueden eliminarse ni prevenirse, solamente pueden ser controlados mediante un mantenimiento apropiado y oportuno.

3.4.6 ESCUDO DE POLVO Y TECHO

El escudo de polvo sirve para mantener el polvo y partículas de roca proyectadas confinadas en el área del cabezal y así prevenir el ingreso de personal a esa área durante la excavación. Consta de un armazón integrado a la estructura del escudo del techo y está fijado a soportes soldados al porta rodaje. Además consta de planchas de acero y jebe, como muestra la fotografía N° 3-19. El escudo del techo está integrado al escudo de polvo, para mantener la corona del túnel accesible para trabajos de sostenimiento de roca.

3.4.7 EL SISTEMA DE TRANSPORTE

El montaje completo del transportador consta de: a) El montaje del transportador propiamente, consta de una polea matriz con motor hidráulico; rodillo frontal; rastrillo posterior; rastrillo frontal y cilindros tensores. b) Montaje de retracción del transportador. y c) El soporte del transportador, consta de una sección central, fabricado con 2 canales de fierro interconectados por soldadura.

3.4.8 EQUIPO DE CONTROL DEL TERRENO

A. EL INSTALADOR DE CIMBRAS

Sirve para la instalación semi mecanizada de cimbras circulares, eleva y gira los segmentos de la cimbra de abajo hacia la parte alta de la “TBM”. Luego de unir los segmentos, los eleva y presiona contra el techo del túnel, para completar el anillo, el segmento inferior es instalado luego y es conectado a los otros segmentos.

Para ubicar los segmentos de la cimbra sobre la máquina, hay rodillos montados en la parte posterior del escudo de polvo como puede apreciarse en la fotografía N° 3-19. Los segmentos de la cimbra son jalados sobre el lado derecho de la máquina, bien usando un cable de sujeción manual o un winche portátil, montado en el lado izquierdo. El cable es deslizado sobre los rodillos y jalados hacia abajo manualmente del lado opuesto.



Fotografía 3-19: Escudo de polvo, mostrando además borde de Jebe, instalador de cimbras, tarjeta reticulada de alineación con laser y cordón de parada de emergencia.

B. PERFORACIÓN DE TALADROS DE SONDAJE

Para investigar la roca delante de la “TBM”, pueden perforarse taladros de sondaje mediante un equipo especial montado sobre el lado derecho del cuerpo principal, usando barras de extensión de 6 pies. Los taladros son emboquillados justo detrás del escudo superior y son perforados con un ángulo muy pequeño fuera del cabezal.

El equipo es soportado sobre una viga, que se pivotea sobre un soporte montado sobre el cilindro del gripper posterior derecho como ilustra la fotografía N° 3-20. Esta “TBM” está provisto de una perforadora hidráulica ROC DRILL COP 1038 MER32E07 con viga BMH 1306-501, ambos Atlas Copco, la fotografía N° 3-20, muestra esta perforadora, visto por la parte posterior y observándose el cable de avance y su tablero de mando. El equipo es accionado por una planta hidráulica que es compartido con el equipo de perforación para sostenimiento, al igual que el aire y el agua.

3.4.9 PERFORACIÓN PARA SOSTENIMIENTO

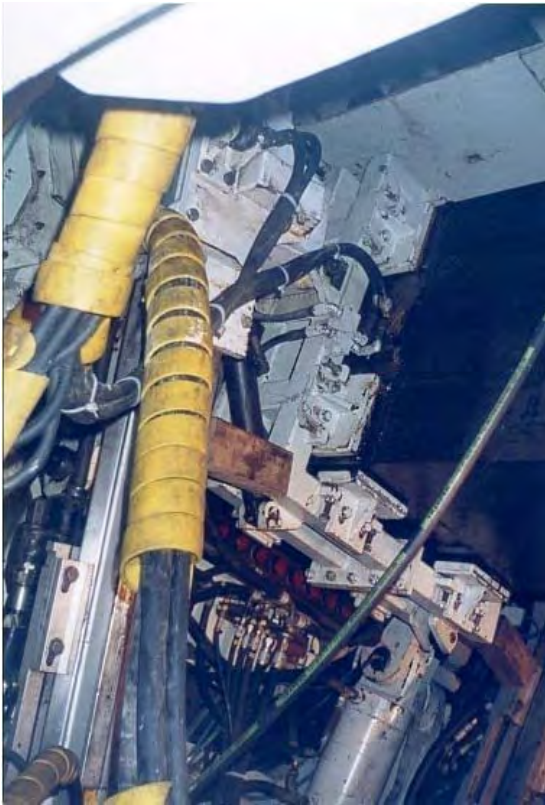
Este sistema comprende dos unidades de perforación que muestran las fotografías N° 3-21 (a) y (b) montadas sobre vigas. El pivote está montado en cada lado de una estructura, que consta de 2 mitades, que se empernan juntas alrededor del frente delante del cuerpo principal de la “TBM”. Las plumas pueden ser virados en un plano vertical por cilindros hidráulicos, para posicionar las unidades de perforación en la dirección deseada, 27° hacia adentro y 34° hacia afuera.



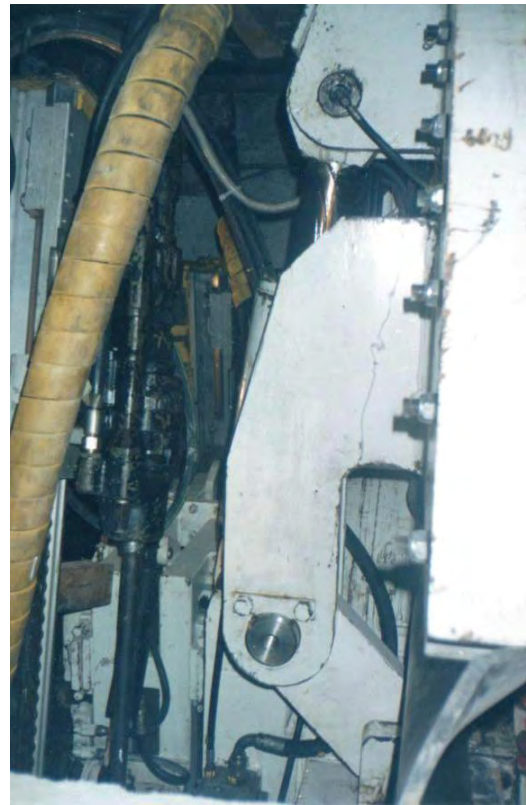
Fotografía N° 3-20: Jumbo hidráulico COP 1038 Atlas Copco, para sondajes delante de la TBM.

La estructura puede deslizarse a lo largo del tubo de torque, y es guiado de la popa hacia la proa. El deslizamiento de la estructura a lo largo del tubo de torque tiene una carrera de 1,50 m y es activado y controlado por un cilindro hidráulico. El extremo del vástago del pistón y este cilindro es asegurado a un soporte, unido a la parte alta de la estructura.

La perforadora propiamente es el jumbo hidráulica ROC DRILL COP 1032 R32, viga BMH 1107BO1 (lado izquierdo) y BO2 (lado derecho), y el panel de control, todos son Atlas Copco. El equipo de accionamiento es una planta hidráulica que es compartida con el equipo de perforación de sondaje.



(a)



(b)

Fotografía N° 3-21: Equipos de perforación para sostenimiento, Jumbo hidráulico Atlas Copco COP 1032. a) Del costado izquierdo, se observa su deslizamiento en el tubo de torque. b) Costado derecho, se observa el pistón de pivote.

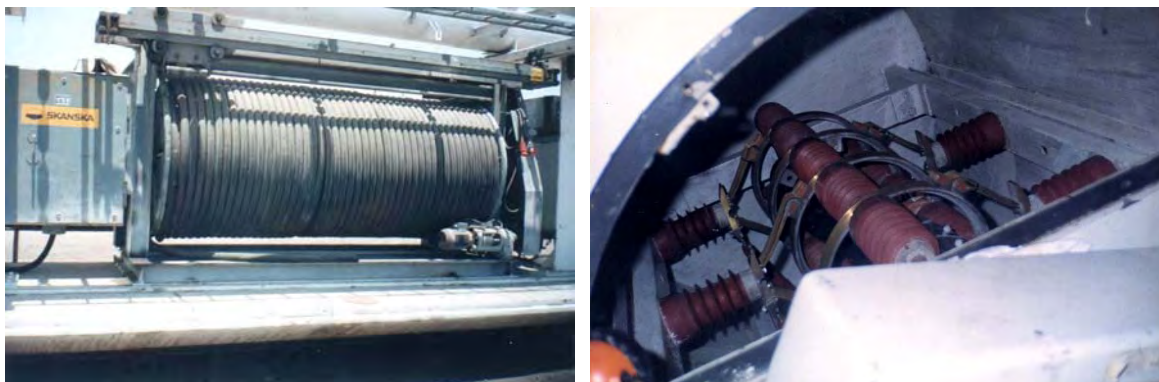
3.4.10 SISTEMA ELECTRICO E HIDRAULICO:

A. SISTEMA ELECTRICO

El sistema eléctrico que corresponde propiamente al TBM son 3 transformadores principales y 4 cabinas eléctricas.

i) **TRANSFORMADORES PRINCIPALES** (tipo resina seca): Los 2 transformadores 6 000/660V son idénticos, cada uno tiene una capacidad de 630 kVA y suministra energía para los motores del cabezal. El tercer transformador 6 000/660V capacidad 600 kVA entrega energía para todos los otros consumos en la máquina y el equipo de apoyo (back up). La fotografía N° 3-22 a y b ilustran el tambor de reserva de alta tensión de 500 m y el sistema de escobillas en la cabeza del tambor, respectivamente. La tensión de 22 000 V que llega a la portada del túnel, se baja a 10 000 V mediante un

transformador, para su conducción hasta los transformadores montados en el backup. El sistema de escobillas (ver fotografía N° 3-22b) permite desenrollar el cable en cada reinicio de la TBM, sin ninguna perturbación del abastecimiento de la energía eléctrica de 10 000 V.



(a)

(b)

Fotografía N° 3-22: Servicio de energía primaria sobre el back up de la “TBM”. a) Tambor de reserva de cable de alta tensión (10 000 V) de 500 m. b) Sistema de escobillas en la cabeza del tambor de cable de reserva, que permite desenrollar el cable como avanza la “TBM”.

ii) **CABINAS ELECTRICAS PRINCIPALES:** Las cabinas eléctricas principales están instalados sobre el tren de apoyo que ilustra la fotografía N° 3-23, están identificados como A1A y A1B. A1A conecta el sistema de 660V para los motores de accionamiento del cabezal. La cabina A1B abastece a los circuitos de 440V y otros. Las cabinas suministran energía al tren de apoyo, planta hidráulica, motor de la bomba del sistema automático de engrase, circuitos de calentamiento de los motores principales, Circuitos de calentamiento de los motores de la bomba hidráulica.



Fotografía N° 3-23: Cabinas eléctricas sobre el back up de la “TBM”.

También potencias de 220V AC y 24V DC para los circuitos de control son suministrados desde la cabina principal. La cabina principal es controlada y monitoreada por el sistema PLC (Programmable Logic Controller) (Wikipedia), instalado en la cabina principal de mando (ver fotografía N° 3-24).

iii) CABINA DE LA PLANTA HIDRÁULICA: Esta cabina está montado sobre la planta hidráulica, que está ubicado en el tren de apoyo.

iv) CONSOLA PRINCIPAL DEL OPERADOR: La consola del operador que ilustra la fotografía N° 3-24, está ubicada en el área del operador al costado izquierdo del cuerpo principal de la “TBM”, a partir de donde la “TBM” y parte del equipo sobre el tren de apoyo (back up) son controlados. Este panel contiene las llaves que controlan diferentes funciones; Luces indicadores para presentar un “panorama” del estado de las diversas partes de la máquina; Luces de advertencia; Un controlador de empuje y varios instrumentos como manómetros, medidores, horómetros, etc.



Fotog. N° 3-24: Consola del operador de la “TBM”

v) **PARADAS DE EMERGENCIA:** Todos los botones de presión de paradas de emergencia están ubicados en varios lugares sobre la “TBM” y el tren de apoyo (back up).

vi) **SENSORES:** Un número de sensores están ubicados en diversas partes de la máquina para que el operador tenga cuidado de las partes móviles de la máquina, mediante indicadores de luces; para bloquear y controlar la “TBM”; controlar la temperatura, presión, longitud de la carrera, etc.

B. SISTEMA HIDRÁULICO

La “TBM” está equipada con sistemas hidráulicos que entregan energía para la fijación y empuje de la “TBM”, pero adicionalmente a estas 2 funciones, energizan funciones auxiliares como las patas traseras, el rastrillo invertido (invert scraper), la faja transportadora, el freno del cabezal y los cilindros de tracción para el tren de apoyo. El fluido en el tanque hidráulico que se observa en la fotografía N° 3-25, es circulado continuamente por una bomba separada, mediante un filtro y un extractor de calor para enfriar y retorna el tanque.

i) **BOMBAS:** Hay 3 circuitos principales en el sistema hidráulico, dispuestos como ilustra la fotografía N° 3-25: circuito de empuje, circuito de fijación (gripping circuit) y circuito de circulación (refrigeración y filtrado).

- **LA BOMBA DEL CIRCUITO DE EMPUJE:** La bomba del circuito del empuje, es un pistón axial de potencia constante. La presión entregada por esta bomba es remotamente ajustado desde el panel del operador por medio de un controlador regulando un solenoide operado una válvula proporcional montada junto a la bomba. La presión máxima en el circuito es de 305 bares.

Motor

ABB MOTORS
 MBT 200L
 50/60 Hz
 660 – 690 VY 61/61A
 380 - 420/ 440 – 480 VΔ
 30 - 35 Kw

Bomba Hidráulica

HYDROMATIK
 Hydromatik GMBH D-7915
 A7VD 107 LRD/61R – PPB01
 428 466 2562522,10
 Fabr. N° 3146131 Mineral Oil
 Bauer Jahr: 11/92
 P = 30 Kw - Germany

- **BOMBA DE CIRCULACIÓN:** La bomba de circulación para el circuito de refrigeración y filtrado es una bomba de tornillo IMO con una entrega fija de 135 l/min a 6-10 bares de presión. Luego el aceite es filtrado y refrigerado. El fluido es dividido y 20 l/min es suministrado a las 2 bombas principales. Este volumen es luego dividido por segunda vez y 10 l/min es suministrado a cada uno de las cubiertas de las 2 bombas principales para refrigerar y limpiar los rodamientos de las bombas.



Fotografía 3-25: Planta hidráulica (power pack) mostrando entre otros, las 3 bombas hidráulicas (empuje, fijación y circulación), tanque de aceite, tablero de mando, todos sobre el back up.

- **EL CIRCUITO DE FIJACIÓN:** El circuito de fijación cumple las siguientes funciones: a) Fijar la máquina durante la excavación. b) Posicionar la máquina en una dirección determinada respecto a la horizontal. c) Elevar y bajar el frente de la “TBM” por medio de la pata delantera, en combinación con las patas traseras, orientando así la máquina en una determinada gradiente. Este circuito tiene los siguientes componentes: a) 4 cilindros de mordazas horizontales y una pata delantera de elevación hidráulica, todos idénticos. b) 5 Válvulas direccionales de 3 posiciones, que controlan el movimiento de los cilindros indicados en a). c) 6 Válvulas anti retorno (check). d) 2 válvulas de reducción de presión. e) 2 válvulas de reducción de presión. f) 8 válvulas de regulación de flujo. g) Una válvula de alivio. h) 2 llaves de presión. i) 2 válvulas de descarga. j) 1 válvula

direccional de 2 posiciones. k) 4 válvulas de compresión.

- **EL CIRCUITO DE EMPUJE:** El propósito de este circuito es: i) Empujar el cabezal hacia delante durante la excavación. ii) Mover el cuerpo principal hacia delante, durante el reinicio. El circuito comprende las siguientes componentes: i) cilindros de empuje. ii) Una válvula direccional de 3 posiciones. iii) Una válvula direccional de 2 posiciones. iv) Una válvula antirretorno (check). v) Una válvula direccional de 2 posiciones. vi) 4 válvulas piloto antirretorno. Vii) Una válvula de alivio. viii) Una llave de presión. ix) Un medidor de presión.

- **REMANENTE DEL SISTEMA HIDRÁULICO:** Además de los circuitos descritos arriba para las funciones de fijación y empuje, el sistema hidráulico involucra 9 circuitos adicionales requeridos para operar la “TBM”. Estos sirven a: i) Las patas traseras. ii) Los cilindros del rastrillo invertido. iii) El motor de accionamiento de la faja transportadora. iv) El motor para la retracción de conveyor. v) Un freno del cabezal. vi) El motor “impulso” (jog) del cabezal y el embrague del motor impulsor (jog). vii) El cilindro de tracción para el equipo del tren de apoyo (back up). viii) El cilindro de tracción para el equipo del tren de apoyo.

- **LA PLANTA HIDRÁULICA (Hydraulic Power Pack):** El tanque de aceite hidráulico está fabricado de plancha de metal con un armazón, sobre el cual las 3 bombas han sido montados, como ilustra la fotografía N° 3-25. El tanque, las bombas y otras partes de la bomba hidráulica tiene un largo de 5,3 m, ancho de 0,80 m y 1,50 m de altura. Está empernado debajo sobre el tren de apoyo. El tanque esta dividido en 2 secciones, que se comunican uno con otro, una sección de retorno, y una sección de succión, esta división ha sido diseñado a fin que: i) El aceite fluye de una manera controlada. ii) La mezcla aire-aceite es minimizado. iii) Mejorar la refrigeración.

Dos ventanas de acceso en los lados longitudinales del tanque permiten el ingreso para la limpieza interna. Un medidor de temperatura indica la temperatura del aceite en el tanque. Un termostato activa una luz de advertencia en la cabina de la planta hidráulica encendiéndose si la temperatura del aceite excede los 80 °C.

- **MANTENIMIENTO DEL SISTEMA HIDRÁULICO:**
 - i) **MANTENIMIENTO CADA TURNO:** Al comienzo de cada guardia, el mecánico responsable para el mantenimiento hidráulico chequea: El nivel de aceite en el tanque hidráulico, la temperatura del aceite en el tanque, Las condiciones de todos los filtros.
 - ii) **MANTENIMIENTO SEMANAL / 100 HORAS:** Antes del inicio el sistema, después de un período de operación, por ejemplo lunes temprano, después del fin de semana, una acumulación posible de condensado será drenado del tanque. Se deben tomar las siguientes acciones: Los elementos del filtro serán cambiados si es necesario; Filtrar el aceite hidráulico si es necesario; reemplazar las mangueras dañadas; servir o reemplazar los componentes fallados, controles y medidas; e inspeccionar los cilindros, los empaques de fuga y los vástagos dañados.
 - iii) **MANTENIMIENTO MENSUAL / 500 HORAS:** Tomar una muestra del aceite hidráulico del fondo del tanque y hacerlo analizar por los contaminantes químicos y mecánicos. Reemplazar el aceite en el sistema, si excede los niveles permisibles de contaminación.
 - iv) **MANTENIMIENTO CADA 2000 HORAS:** Después de 2000 horas el aceite debe ser reemplazado completamente, independiente del resultado del análisis de las muestras tomadas cada 500 horas. El tanque se drena completamente y las ventanas de acceso se abren para limpiar el interior del tanque antes de rellenarlo con aceite nuevo.

3.4.11 SISTEMA DE LUBRICACION

A. SISTEMA AUTOMATICO DE ENGRASE

El sistema automático de engrase arranca tan pronto como inicia la rotación del cabezal y se detiene cuando éste deja de rotar. El sistema sirve para engrasar los siguientes puntos: El Rodaje principal, Los sellos del rodaje principal, Los rodajes deslizantes del tubo de torque (ver fotografía N° 3-27). El control y monitoreo del sistema está incorporado en el sistema de control PLC (Control lógico programable) de la “TBM”. Como ilustra la fotografía N° 3-26 el sistema consta de los siguientes componentes principales: i) Una bomba de engrase eléctrica. ii) 6 válvulas de seguridad. iii) 3 calibradores de presión. iv) 3 Filtros en la línea de entrega. v) 2 bloques primarios de

distribución. vi) 3 Sensores. vii) 2 Bloques secundarios de distribución. viii) 1 Bomba neumática.



(a)



(b)

Fotografía N° 3-26: Engrasadora automática del la “TBM”. a) Antes de su instalación. b) Instalado en el tren de apoyo N° 1, en plena operación.

B. ENGRASADO MANUAL

Una “TBM” trabaja en condiciones severas y sucias, por consiguiente el engrasado no es solamente requerido para reducir la fricción entre las partes móviles, sino también para proteger de la penetración del agua y extraer la suciedad de donde no corresponde que puede causar corrosión y desgaste innecesario. La frecuencia de engrasado manual de las distintas partes del TBM se presenta en el cuadro N° 3-6.

C. LUBRICANTES RECOMENDADOS

Referente a las marcas de grasas y aceites recomendables, debe ser recordado que los fabricantes cambian el nombre de la marca y la designación de sus productos muy frecuentemente. Además, el mismo producto puede ser conocido con diferentes nombres en diferentes países. Para determinar si un tipo particular de grasa o aceite están dentro de

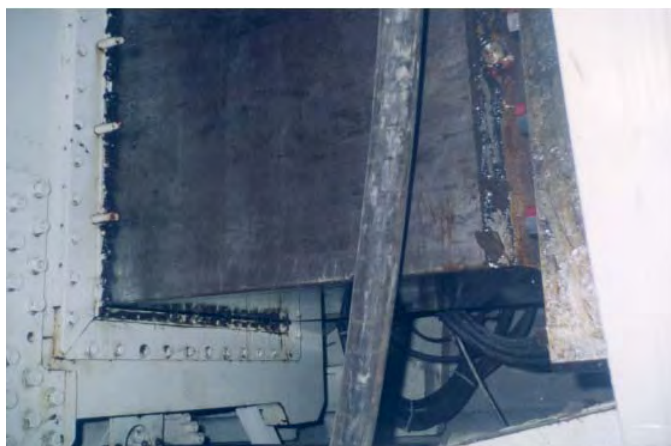
los recomendados, siempre se debe especificar el lubricante. El cuadro N° 3-7, sintetiza los aceites recomendables para cada parte de la “TBM” y su período de cambio.

Cuadro N° 3-6: Frecuencia de engrasado manual de las diversas partes de la “TBM”.

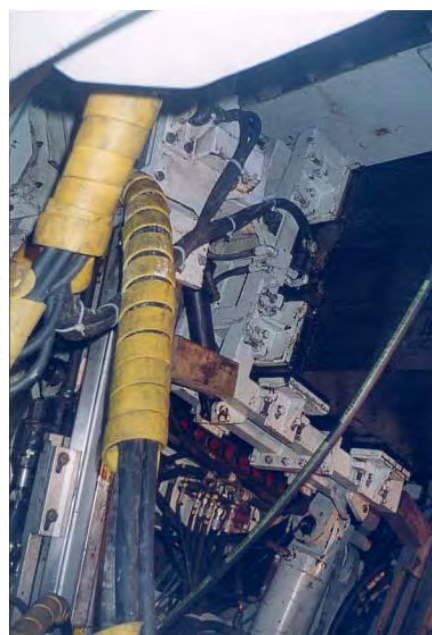
MONTAJE	PARTES	NUMERO DE PUNTOS	FRECUENCIA
INVERT SCRAPER	Pines de enlace	8 x 1	Semanal
	Pines de cilindro	4 x 1	Semanal
FAJA TRANSPORTADORA	Puntos muertos	12 x 2	Semanal
	Rodaje de poleas de accionamiento	1	500 horas
	Soporte frontal de la faja sobre el cuerpo principal	2 x 1	1 vez por turno
CABLES	Soporte posterior deslizante	1	Cuando es requerido
VIAS DE ACCESO	soportes deslizantes	1	Cuando es requerido
MOTORES PRINCIPALES	Rodajes del eje del rotor	4 x 2	2000 horas
OTROS MOTORES	Rodajes del eje del rotor	2 x motor	2000 horas

Cuadro N° 3-7: Aceites recomendados para “TBMs”, su demanda y su intervalo de cambio (vida útil).

PORTE DE LA TBM	PARTES LUBRICADAS	ESPECIF.	ACEITES RECOMENDABLES	VOLUM. (litros)	INTERVALO DE CAMBIO	DRENAJE DEL CONTENIDO DE AGUA
CAJA DE ENGRANAJES	Engranaje anular	Viscosidad ISO VG 320 el aceite debe contener un aditivo EP	ELF: Reductelf SP 320/Kassila 320	700 (Aprox.)	Dependiendo del análisis cada 500 horas, pero no más de 2000 horas.	Semanal
	Piñones		MOBIL: Mobilgear 632			
	Rodajes y empaquetaduras de la parte posterior del eje de accionamiento		Q8: Goya VG 320			
			SHELL: Omala 320			
			TEXACO: Meropa 320			
Reductores planetarios de engranajes	Engranajes	Viscosidad ISO VG 320 el aceite debe contener un aditivo EP	ELF: Reductelf SP 320/Kassila 320	4 x 20 (Aprox.)	Dependiendo del análisis cada 500 horas, pero no más de 2000 horas.	
			MOBIL: Mobilgear 632			
	Rodajes		Q8: Goya VG 320			
			SHELL: Omala 320			
			SHELL: Paolina 320			
Engranaje de retracción del transportador	Engranajes	Viscosidad ISO VG 220 el aceite debe contener un aditivo EP	TEXACO: Meropa 320	1,5 (Aprox.)	Cada 2000 horas	
			ELF: Reductelf SP 220/Kassila 220			
	Rodajes		MOBIL: Mobilgear 630			
			Q8: Goya VG 320			
			SHELL: Omala 220			
Rodillo frontal del transportador	Engranajes	Viscosidad ISO VG 150	TEXACO: Meropa 680	8 (Aprox.)	Cada 2000 horas	
			ELF: Reductelf SP 150/Kassila 150			
	Rodajes		Q8: Goya VG 150			
			SHELL: Omala 150			
			TEXACO: Meropa 150			



(a)



(b)

Fotografía N° 3-27: Lubricación automática. a) desplazamiento del cuerpo en el tubo de torque. b) Deslizadera de perforadoras (jumbos) para sostenimiento.

D. ACEITES HIDRÁULICOS

La información presentada está basada en las recomendaciones del fabricante de la mayoría de los componentes hidráulicos usados en la “TBM” (Rexroth).

PARTES A SER LUBRICADAS: Bombas hidráulicas y motores, Cilindros y Válvulas.

ESPECIFICACIÓN:

- . Temperatura ambiente < 15°C Viscosidad ISO VG 32, HLP.
- . Temperatura ambiente > 15°C Viscosidad ISO VG 46, HLP.

VOLUMEN DE ACEITE HIDRÁULICO:

- | | |
|----------------------------|-------------|
| . En el tanque: | 1500 litros |
| . En el resto del sistema: | 1200 litros |
| TOTAL | 2700 litros |

El cuadro N° 3-8, ilustra los aceites hidráulicos de diversos fabricantes recomendables para las máquinas tuneleras (TBM). Los aceites HLP son especialmente adecuados para equipos móviles con presiones de 250 – 350 bares. Contienen detergentes para prevenir la sedimentación de la suciedad en el sistema.

E. GRASAS: Las grasas recomendables para la lubricación de las distintas partes de la “TBM” sintetiza el cuadro N° 3-9, tanto para el engrasado automático como manual.

Cuadro N° 3-8: Aceites hidráulicos de diversos fabricantes recomendados para “TBMs”

FABRICANTE	VISCOSIDAD ISO VG 32 - HLP (SAE 10W)	VISCOSIDAD ISO VG 46 – HLP (SAE 10W-30)
AGIP	OSO 32	OSO 46
ARAL	Vitam GF / DE 32	Vitam GF / DE 46
AVIA	Avilub RSL 32	Avilub RSL 46
BP	Energol HLP (D) 32	Energol HLP (D) 46
CASTROL	Hystpin AWS 32	Hystpin AWS 46
CHEVRON	EP Hydr oil 32	EP Hydr oil 46
ELF	Olna DS 32	Olna DS 46
EXXON	NUTO H 32	NUTO H 46
MOBIL	DTE 24	DTE 25
MOBIL	Hydr oil HLDP 32	Hydr oil HLDP 46
SHELL	TELLUS OIL 32	TELLUS OIL 46
TEXACO	Rando oil HDA – 32	Rando oil HDB – 46
VALVOLINE	ETC 25	ETC 30

Cuadro N° 3-9: Grasas recomendables tanto para el engrasado automático como manual

TIPO DE ENGRASADO	PARTES LUBRICADOS	ESPECIFICACION	FABRICANTE: GRASAS RECOMENDADAS
AUTOMATICO	Rodaje principal	Clase NGLI EP 2	ELF: EPEXELF 2
	Rodajes deslizantes del tubo de torque		FAG: Arcanol L 186
	Sellos exteriores del rodaje principal		SKF: LGEM2 - 1000 Texaco: Multifax EP 2
MANUAL	Invert Scraper	Clase NGLI EP 2 o grasa universal para rodaje de buena calidad	ELF: EPEXELF 2
	Faja transportadora		Mobil: Molibux EP 2
	Cables		Shell: Grasa Alvania EP 2 Texaco: Multifax EP 2

3.4.12 SISTEMA DE ABASTECIMIENTO DE AGUA

La fotografía N° 3-28, muestra el sistema de abastecimiento de agua, que conduce el agua desde la línea de ingreso al túnel a los siguientes centros de consumo por la “TBM”

y equipo montado sobre el backup: Extractor de calor de la planta hidráulica; motores principales y reductores planetarios de engranaje; toberas de aspersión de agua para la supresión de polvo en el frente del cabezal. Como mínimo el sistema requiere un suministro de 130 litros/min para propósitos de refrigeración. Así el suministro de agua es dimensionado para una cantidad total de 260 litros/min como máximo a una presión no inferior a 5 bares ni mayor de 8 bares.



Fotografía N° 3-28: Sistema de abastecimiento de agua, se observa el tanque y la bomba

3.4.13 SISTEMA DE CONTROL DE POLVO

El polvo de la perforación, produce perturbación tanto al hombre como a la máquina; y si contiene partículas finas (< 5 micras de tamaño) de cuarzo libre, pone en riesgo la salud del personal que labora expuesto por largos períodos en dicho ambiente. Debido a su forma de excavación, una “TBM” produce bajo porcentaje de partículas finas por volumen de roca excavada. El limpiador con su extractor que ilustran las fotografías N° 3-29 (a) y (b), está instalado en el back up y avanza hacia delante con la máquina.

El aire fresco es insuflado hacia delante desde la estación de ventiladores en la portada del

túnel a través de una manga de ventilación que se va extendiendo como avanza la excavación. Desde el extremo posterior del back up es conducido hacia delante mediante tuberías instaladas en la parte alta de los backup.



(a)



(b)

Fotografía N° 3-29: Sistema de extracción de polvo. a) Extractor de polvo (depresor), tanque de lodo, bomba de agua. b) Drenaje del lodo al tanque de sedimentación.

3.4.14 EL PUENTE

El puente que se ilustra en la fotografía N° 3-30 (a), está inmediatamente después de la unidad de accionamiento de la “TBM” (parte posterior), su objetivo fundamental es permitir instalar los rieles para el desplazamiento del Backup y la locomotora, tiene una longitud de 25 m.

Entre otros aditamentos soporta: i) En la parte alta soporta la tubería de extracción de polvo. ii) En la parte alta central soporta la faja N° 2. iii) En la parte inferior se une con el primer tren de apoyo mediante 2 cilindros hidráulicos de 4,50 m de longitud, para hacer correr el tren de apoyo hacia delante cada 2 empujes, ver fotografía N° 3-30 (b). iv) Porta 2 malacates (grúas pequeñas de 1 000 Kg) a ambos costados en la parte alta, para pasar rieles, cortadores, herramientas, etc. v) En la parte alta del costado izquierdo, soporta la tubería de ventilación. vi) Soporta todos los cables y mangueras.



(a)



(b)

Fotografía N° 3-30: Puente de la “TBM”. a) Área de tendido de rieles (colleras), pasarela derecha e izquierda. b) Cilindro de retracción del backup.

3.4.15 EL TREN DE APOYO (BACKUP)

La fotografía N° 3-31 (a) ilustra una vista panorámica del tren de apoyo, cuyo propósito es servir a la “TBM” y garantizar su adecuado funcionamiento. Entre otros sirve para: i) Portar el equipo auxiliar de la “TBM”, dado que la misma máquina no cuenta con suficiente espacio para ello. ii) Permite una conexión continua, extendiendo los servicios como avanza la excavación. iii) Permite evacuar en forma continua el escombros durante la excavación. iv) Una sección con una estructura de soporte del conveyor, puente del conveyor, área de la barra de remolque y tendido de rieles. v) 12 vagones o plataformas (del N° 1 al N° 12), portan varias instalaciones fijas del equipo necesario para la operación de la “TBM” y el mismo Backup sobre el lado derecho, una línea simple ligeramente descentrada a la izquierda y un área de camino y descarga sobre lado izquierdo.

Las partes altas de estos trenes proporcionan soporte a las fajas transportadoras, ductos de ventilación y bandejas de tubos/cables/mangueras. vi) 2 vagones (N° 13 y 14)

con un área de volteo para vagones sobre el lado derecho, especificado por el tamaño del equipo de shotcrete. vii) Un vagón (N° 15) sin equipamiento al lado derecho. Esta plataforma es usada para instalar continuamente la estructura de la faja transportadora, para instalar los rodillos portantes y de retorno. viii) Un vagón (N° 16) con la cola de la faja de avance y el chute para transferir la carga de escombros a la faja principal. ix) 2 vagones adicionales (N° 17 y 18). x) Un vagón adicional (N° 19) como transición de rieles del centro a la izquierda para el paso del tren cerca a la faja principal. xi) Una rampa de 5 secciones, que posibilita el ingreso de los trenes desde la línea férrea sobre el piso del túnel a la línea tendida sobre los trenes del backup como ilustra la fotografía N° 3-31b. Todos los vagones y la rampa están acoplados juntos y ruedan sobre una línea de trocha 900 mm.



(a)



(b)

Fotografía N° 3-31: a) Vista panorámica del backup de la "TBM". b) Rampa del Backup visto hacia atrás.

CAPITULO IV

OPERACION Y RENDIMIENTO DE LA MAQUINA TUNELERA “TBM ATLAS COPCO JARVA MK 12” EN EL PROYECTO HIDROELÉCTRICO DE YUNCAN

En este capítulo se detalla todos los parámetros y factores que atañen sobre el funcionamiento de la “TBM MK 12”, como su operación, manejo, los efectos que implican su funcionamiento y los parámetros para su operación. Asimismo, se analiza la velocidad de corte, el ciclo de excavación considerando todas las actividades involucradas en el funcionamiento de la “TBM”, a base de las cuales se ha podido determinar la disponibilidad real de la misma. Dentro de este capítulo también se determina el rendimiento de la máquina en cuestión y sus elementos de corte, e inclusive se hace un análisis de la granulometría del material arrancado de acuerdo al tipo de terreno.

4.1 MOVIMIENTOS CICLICOS DURANTE LA OPERACIÓN DE LA “TBM ATLAS COPCO JARVA MK 12”

Durante el estudio de campo se pudo observar y distinguir al menos 37 pasos que sigue el operador de la “TBM” durante su operación, gracias a la cooperación del personal de la Cía. Robbins, uno de los fabricantes de equipos de minado continuo, se pudo establecer los siguientes pasos: 1) Cuando está por finalizar la carrera de empuje (stroke), se cierra el agua. 2) Completado la carrera, se chequea la posición de la maquina con el láser. 3) Retroceder el cabezal unos 10 cm del frente. 4) Chequear la cantidad de material en la descarga de la faja de la “TBM”. 5) Cuando la cantidad de material en la faja de la “TBM” se ha reducido al mínimo, apagar los motores principales. 6) Apagar la faja de la “TBM”. 7) Bajar las patas traseras, para invertir el soporte de la maquina. 8) Recoger los grippers posteriores para permitir su desplazamiento a lo largo de la pared del túnel. 9)

Recoger los grippers delanteros para permitir su desplazamiento a lo largo de la pared del túnel. 10) Activar el soporte del cabezal (invert scraper), en modo soportando con el switch correspondiente. 11) Levantar la pata delantera para permitir su deslizamiento por encima del piso. 12) Girar el selector rápido, para la posición de “encendido”. 13) Girar el selector de empuje al revés. 14) Luego el cuerpo de la “TBM” se moverá hacia delante de la maquina. 15) Chequear y ajustar los niveles en la consola. 16) Nota: después de cada ajuste, chequear la libertad del cabezal con el jog (jogging). 17) Revisar el láser o hacer los ajustes de dirección con la ayuda de topografía. 18) Hacer los ajustes necesarios para direccionar mejor la maquina. 19) Extender y fijar los grippers posteriores. 20) Elevar las patas traseras unos 5 u 8 cm del piso. 21) Hacer los ajustes finales para direccionar la maquina con el selector de dirección, un pequeño ajuste en un tiempo como los grippers pierden presión y resbalan hacia abajo en la pared. 22) Rotar nuevamente el cabezal con los jogs. 23) Elevar las patas traseras a la posición de corte. 24) Retraer el back-up a la posición de reset. 25) Rotar el cabezal con el jog, haciéndolo acelerar por 30 a 60 segundos. 26) Encender la faja de la “TBM”. 27) Rotar nuevamente el cabezal con el jog para confirmar que acelera. 28) Esperar aproximadamente unos 3 segundos y presionar los botones de arranque de los motores. 29) Observar los amperímetros de tal forma que los 4 motores indiquen aproximadamente el mismo amperaje. 30) Chequear la presión de empuje en el manómetro, para confirmar que la presión es la mínima para que el cabezal encaje en la roca. 31) Encender el selector de empuje hacia adelante e iniciar el empuje (thrust). 32) Cuando el cabezal está completamente acoplado en la roca, puede incrementarse gradualmente la presión a los cilindros del empuje en un tiempo de 15 a 30 segundos. 33) Como la presión de empuje es incrementado, chequear la corriente del motor y ajustar la presión de empuje de acuerdo con las condiciones de la roca (aproximadamente 200 bares). 34) **Importante:** el rango de la corriente a plena carga de los motores no debe exceder de 257 amperios. 35) Después de 1 o 2 minutos de excavación, chequear la condición del material para regular la cantidad de agua necesaria. 36) Monitorear constantemente la consola para los problemas y alrededor de la maquina. 37) Al finalizar la carrera (stroke), se repite esta secuencia.

4.2 DESPLAZAMIENTO DEL EQUIPO

Esta “TBM” como cualquier otra de su especie, no se desplaza sobre rieles, orugas

menos sobre neumáticos, sino exclusivamente por la acción de pistones hidráulicos, dispuestos como mordazas (grippers), patas (front and rear legs) y cilindros de avance (thrust), como ilustra la Fig. 4-1. Sin embargo, específicamente para esta máquina, la forma de avanza es como a continuación se detalla.

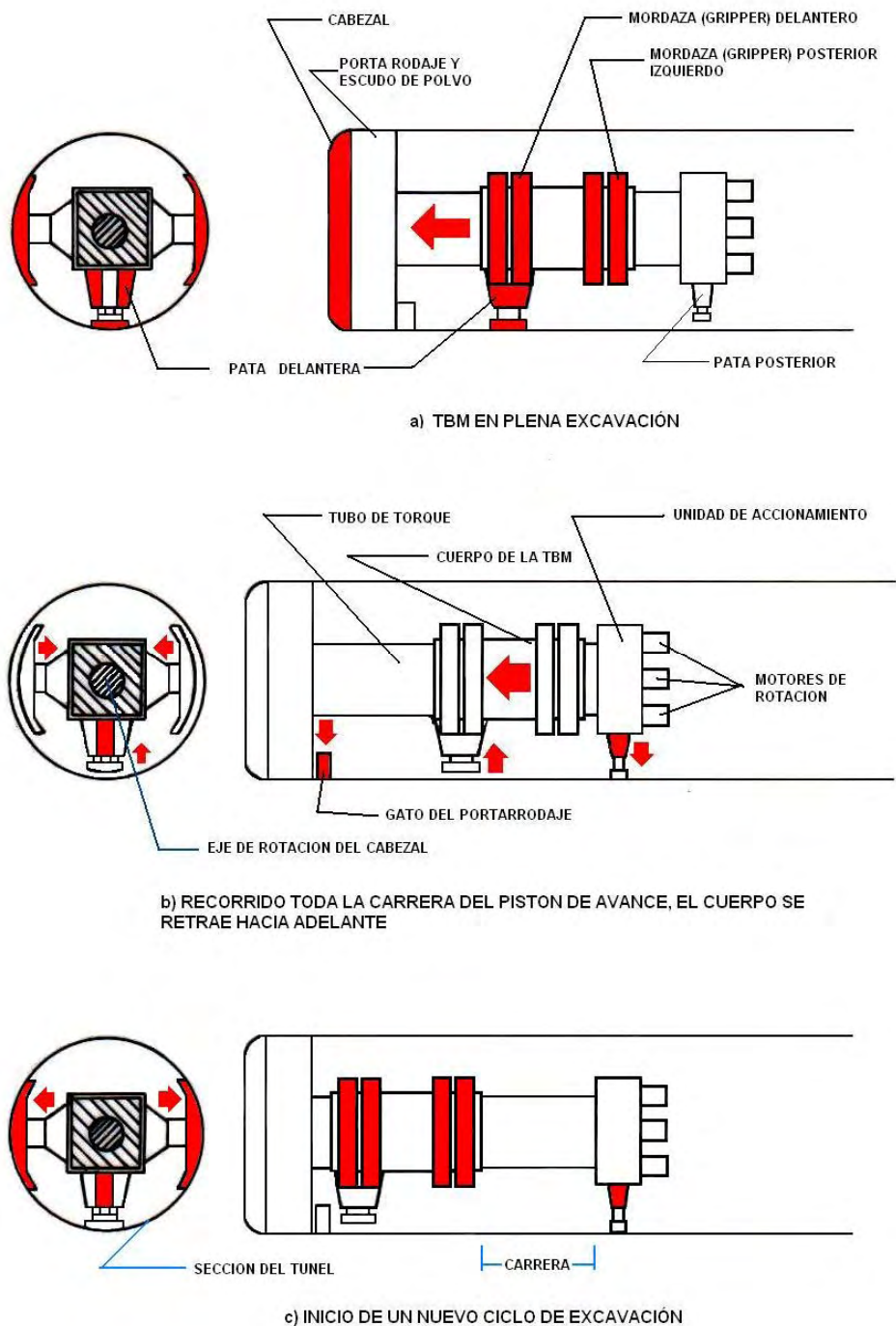


Figura N° 4-1: Movimientos básicos en el ciclo de la “TBM Atlas Copco Jarva MK 12”

4.2.1 LOS PISTONES DE AVANCE Y SU CARRERA (STROKE)

Los pistones de avance, son los que permiten al cabezal, ejercer presión contra la roca, venciendo su resistencia a la compresión. La “TBM MK-12”, está provisto de 4 cilindros hidráulicos fijados en el cuerpo y la caja de engranajes, de manera que el empuje del cabezal realizan retrayendo la unidad de impulsión hacia el cuerpo, con una carrera de 1,50 m, cuyos pistones inferiores muestra la fotografía N° 4-1.



Fotografía N° 4-1: Pistones de empuje (thrust) inferiores en acción.

4.2.2 MORDAZAS (GRIPPERS)

Estas unidades, son pistones hidráulicos, dispuestos adecuadamente en el cuerpo de la “TBM” para fijar la máquina contra las paredes laterales del túnel, evitando su viraje por el alto torque que ejerce el cabezal contra la roca, permitiendo mantener la alineación proyectada del túnel. Como se ha detallado en 3.4.2C, las mordazas para apoyarse en la pared del túnel, están provistas de zapatas curvas de radio igual al del túnel, que le permite acoplarse perfectamente a la excavación hecha por la propia “TBM”. Además, permiten a la “TBM” excavar curvas horizontales.

4.2.3 PATAS DELANTERAS Y POSTERIORES

Como se ha detallado en 3.4.2D, las patas son pistones hidráulicos similares a los grippers, que cumplen un papel fundamental en la operación de la “TBM”, ya sea para su desplazamiento, sujeción o excavación de curvas verticales o gradientes. La función fundamental de las patas delanteras, es soportar el peso de la parte delantera de la “TBM”, haciendo la configuración de una “T” como muestra la figura N° 4-1, lográndose una mayor estabilidad durante la excavación.

Como ilustra la fotografía N° 3-14 (b), las 2 patas posteriores van fijadas en la parte inferior de la caja de engranajes, cuya función fundamental es soportar el peso de la parte posterior de la “TBM” cada vez que inicia un nuevo ciclo de excavación, cuando se retraen los grippers y las patas delanteras, a fin de permitir el desplazamiento del cuerpo de la “TBM”, hacia delante (hacia el cabezal) para reiniciar otro ciclo de excavación.

4.2.4 PISTONES DE RETRACCIÓN DEL BACK-UP

Una vez completado la carrera (stroke) de avance, es preciso también correr todo el tren de apoyo (back-up) hacia delante de la excavación, esto se logra gracias a los 2 pistones hidráulicos instalados debajo del puente de la “TBM”, como se detalló en 3.4.4. En caso particular del “TBM MK-12”, la retracción del back-up puede llevarse a cabo cada 2 empujes (3 m).

4.2.5 ORIENTACION DEL EQUIPO

La excavación con “TBMs” se realiza en tramos rectos en cada empuje (stroke), es decir, cuando la “TBM” excava curvas, en sí excava una poligonal de lados igual a la carrera de la “TBM”. La orientación de la “TBM MK 12” se llevó a cabo con el equipo láser AMA T810 Tunnel Laser, ilustrado en la fotografía N° 4-2 y cuyas características se detalla líneas abajo. Este equipo se instala en la pared del túnel, a una altura igual a la que se encuentran los centros de las tarjetas reticuladas, uno en la parte alta del costado izquierdo de la unidad de accionamiento y otro en la parte alta del costado izquierdo detrás del escudo de polvo, como ilustra la fotografía N° 4-3. Con este equipo láser se chequea y

re calcula constantemente, el curso que sigue la “TBM” en cada empuje, a fin que siga el trayecto proyectado.



Fotografía N° 4-2: Equipo láser AMA T810 Tunnel Laser.

Cuando al proyectarse el rayo láser, éste pasa por el centro de las dos tarjetas, quiere decir que la “TBM” está excavando en línea recta. Las características del equipo láser AMA T810 Tunnel Laser, son:

Equipo láser (Tunnel Laser)	AMA T810
Tipo de láser	Rojo - helio neón
Distancia focal	600 m
Diámetro de la mancha	30 mm (a 600 m)
Energía	12V DC, también 120V – 240V AC
Dimensiones	220 mm x 230 mm
Peso	6,90 Kg

4.3 EFECTOS PROVOCADOS POR LA OPERACION DEL EQUIPO

4.3.1 VIBRACION DE LA MAQUINA Y EL TERRENO: Cuando la “TBM” opera, su vibración es similar al de un jumbo hidráulico perforando. Por tanto, está dentro de los niveles tolerables para el personal y el mismo equipo. Así mismo, cuando la máquina está excavando la vibración al terreno es imperceptible, por consiguiente los

daños a la roca remanente por este efecto prácticamente son nulos.



Fotografía N° 4-3: Tarjeta reticulada en la parte alta del costado izquierdo del escudo de polvo, para la alineación con el láser el curso de la "TBM".

4.3.2 EFECTOS DE CALOR Y TEMPERATURA

Los factores que Favorecen el Incremento de la Temperatura dentro de la labor, son: (i) Tipo de Terreno: El incremento de la temperatura está directamente relacionado con la dureza del terreno. Es decir, en terrenos duros el incremento de la temperatura es mayor que en los suaves, puesto que la presión de empuje que se ejerce al cabezal es mayor en rocas duras. El aumento de temperatura delante del cabezal (cortadores), se mantiene en el rango de 80 °C, mediante la ventilación y los atomizadores de agua. (ii) La gradiente geotérmica y contenido mineralógico: Cuanto más alto sea la cobertura por el que atraviesa el túnel, mayor es la temperatura. Así mismo, en contenido de pirita puede contribuir también al incremento de la temperatura, por su propiedad de combustionar con el aire ambiental. (iii) Velocidad de Rotación del Cabezal: La velocidad de rotación del cabezal, está en función del diámetro del mismo. Cuanto más grande es el diámetro, cuanto menor será la velocidad de rotación, lo cual implica que, el incremento de temperatura por este rubro, será menor para grandes diámetros. (iv) El sistema hidráulico: la temperatura del aceite hidráulico en la misma planta (bombas y tanques), llega a los 100 °C, a partir de donde es impulsado hacia todos los pistones hidráulicos, a través de las

mangueras de impulsión, en las que la temperatura oscila entre 20 °C – 50 °C. (v) Los Motores de rotación: Cuando la máquina opera, la temperatura de los motores de rotación, registran temperaturas de 60 °C. Estos motores son refrigerados con agua. (vi) Instalaciones Eléctricas: Las instalaciones eléctricas como los transformadores, tableros, cables, lámparas eléctricas, reflectores (500 y 1000W), motores de servicios (bombas de agua, ventilación, motores de las fajas, lubricación, etc.), también son fuentes potenciales de generación de calor, dentro de la excavación. (vii) Compresores: Aunque que su funcionamiento de estos equipos no es frecuente durante la operación, pero también son fuentes de calor, por ende el incremento de temperatura. (viii) Generador Eléctrico diesel: Al igual que las compresoras, estos equipos sólo se usan muy esporádicamente durante alguna emergencia, pero cuando operan, son fuentes potenciales de calor y contaminación. (ix) Personal que labora dentro del túnel: Es de conocimiento general que, cuantos más hombres laboran dentro del túnel, tanto más es el aumento de la temperatura y el CO₂, dentro de la labor, por la transpiración y exhalación. (x) Las fricciones internas de la máquina, servicio de las locomotoras, soldaduras, desplazamiento de las fajas, etc., son otras fuentes de calor.

4.4 PERSONAL NECESARIO PARA OPERAR EL SISTEMA

El personal necesario para la operación de la máquina tunelera por guardia es el siguiente: 1 operador de “TBM”; 1 Asistente de Operador de “TBM”; 1 Operador de la Faja Principal; 2 Mecánicos; 1 Ayudante de mecánicos; 2 Electricistas; 1 Ayudante de Electricistas; 2 Soldadores; 1 Locomotorista; 4 Carrilanos; que totalizan 16 hombres.

Sobre este número de personal que es netamente para garantizar el funcionamiento de la “TBM”, se requieren de: (i) 6 Perforistas + 2 ayudantes, para la instalación de pernos de sostenimiento temporal (split sets), instalación de cáncamos para tuberías, mangas de ventilación, cables, mangueras, estructura de la faja principal, etc. Así mismo, para las pruebas sismográficas, instalación de mallas y excavación de cavidades con distintos propósitos. (ii) 3 Shotcreteros. (iii) 1 experto en cortadores y 2 ayudantes.

4.5 ESTUDIO DE TIEMPOS Y MOVIMIENTOS

Durante la operación de la “TBM MK 12”, a fin de llevar un adecuado control de las actividades y el tiempo que demandan cada una de ellas, durante una guardia y día completo, se establecieron una serie de formatos, entre ellos: Formato para el reporte del operador, Formatos de reporte mecánico, formato de la actividad horaria del “TBM”, etc. Tal es así que se llevaba el control las 24 horas del día, de las actividades y el tiempo empleado en cada una de ellas.

El operador reportaba las actividades cada 10 minutos, que se consolidaba en el reporte por guardia, en un formato similar al del operador, presentado en el anexo Anexo C-1, que incluye entre otros, operación propiamente, Backup, Misceláneos, sostenimiento de roca y posición del láser y cambio de cortadores. Esto se consolidaba en el reporte semanal mostrado en el anexo C-2 y así sucesivamente. En el formato de control de la actividad global de la “TBM”, se llevaba el control cada ½ hora durante las 24 horas del día (2 guardias); compilando día a día durante todo el mes como se presenta en el anexo C-3, llegándose a identificar al menos 50 factores que afectaban la operación de la “TBM”, cuya relación se detalla a continuación.

4.5.1 TIEMPOS DE OPERACIÓN

Incluye (i) Excavación (boring). (ii) Reinicio (reset or regripping). (iii) Inspección del cabezal (cutterhead inspection). (iv) Cambio de cortadores (cutters change).

4.5.2 TIEMPOS POR PROBLEMAS MECÁNICOS

Incluye: (i) Problemas en los scrapers e invert scrapers. (ii) Problemas en el escudo de polvo (dust shield problem). (iii) Mantenimiento mecánico (lubricación, engrase, etc.). (iv) Problemas hidráulicos. (v) Problemas mecánicos en la faja transportadora. (vi) Fallas en las mordazas (grippers B/D). (vii) Problemas en las patas (front and rear legs B/D).

4.5.3 TIEMPOS POR PROBLEMAS ELÉCTRICOS

Comprende los siguientes tiempos: (i) Fallas en los motores principales de la TBM (TBM main motors B/D). (ii) Fallas en la planta hidráulica (Power Pak B/D). (iii) Fallas en el tablero principal (Main switch B/D). (iv) Demoras en la extensión del cable de alta tensión (High tensión cable extension delay). (v) Fallas en la bomba hidráulica de la perforación de sondaje (PHD pump B/D). (vi) Falta de energía eléctrica (No high tensión power). (vii) Problemas en los transformadores (Transformers problem). (viii) Problemas en los motores de las fajas (conveyor motors B/D). Problemas en el motor del extractor de polvo (vacuum motor B/D). (ix) Problemas en la bomba de engrase (Grease pump B/D). (x) Problemas en los compresores estacionarios (electrical compressor B/D). (xi) Falla en los ventiladores (Fans B/D). (xii) Falla en la bomba de agua (water pump B/D). Fallas en los sensores de la “TBM” (TBM sensors B/D). (xiii) Problemas de iluminación en el TBM (lighting problem). (xiv) Mantenimiento eléctrico (electrical maintenance).

4.5.4 DEMORAS OPERATIVAS

Las demoras operativas, comprende: (i) Sostenimiento de roca (Rock support). (ii) Instalación de rieles (rails installation). (iii) Extensión de tuberías (pipes extension). (iv) Colocación de la estructura de la faja (conveyor frame installation). (v) Extensión de la manga de ventilación (Ventilation tube installation). (vi) Trabado de las fajas (conveyors clogged). Demoras por alineación topográfica (survey delay). (vii) Extensión de la faja principal en la portada del túnel (Belt extension outside the tunnel).

4.5.5 TIEMPOS MUERTOS

Estos tiempos son: (i) Refrigerio (food stop delay). (ii) Charlas de seguridad, medio ambiente, capacitación, etc. (talks delay). (iii) Demoras por accidentes (accident delay). (iv) Falla en la locomotora (locomotive B/D). (v) Falta de ventilación dentro del túnel (No ventilation inside the tunnel). (vi) Falta de agua para la perforación (No water to bore). Falta de operador de la “TBM” (TBM operator absent). (vii) Descarrilamiento del

tren de apoyo (backup derailment). (viii) Huelgas (strikes). (ix) Disturbios ocasionados por el personal y la comunidad (disturbance delay). (x) Problemas con el sindicato (syndicate problem). (xi) Travado del cabezal de la “TBM” por terreno malo (cutterhead clogged). (xii) Problemas de fijado de las mordazas por terreno malo (regripping problem in soft rock).

El cuadro N° 4-1, presenta la distribución de los tiempos de acuerdo a los factores que involucran la operación de la “TBM”; donde puede observarse que el tiempo neto de excavación varía entre 2,44% y 21.10%, Los valores más altos se obtuvieron en terrenos autosoportantes y los valores más bajos corresponden a terrenos deleznales y totalmente alterados.

4.6 TIEMPO POR CICLO DE OPERACIÓN DE LA “TBM MK 12”

El ciclo normal de operación de la “TBM” consta de los siguientes tiempos: Excavación, reinicio, inspección del cabezal, cambio de cortadores, como se sintetiza en el Gráfico N° 4-1 de acuerdo al tipo de roca.

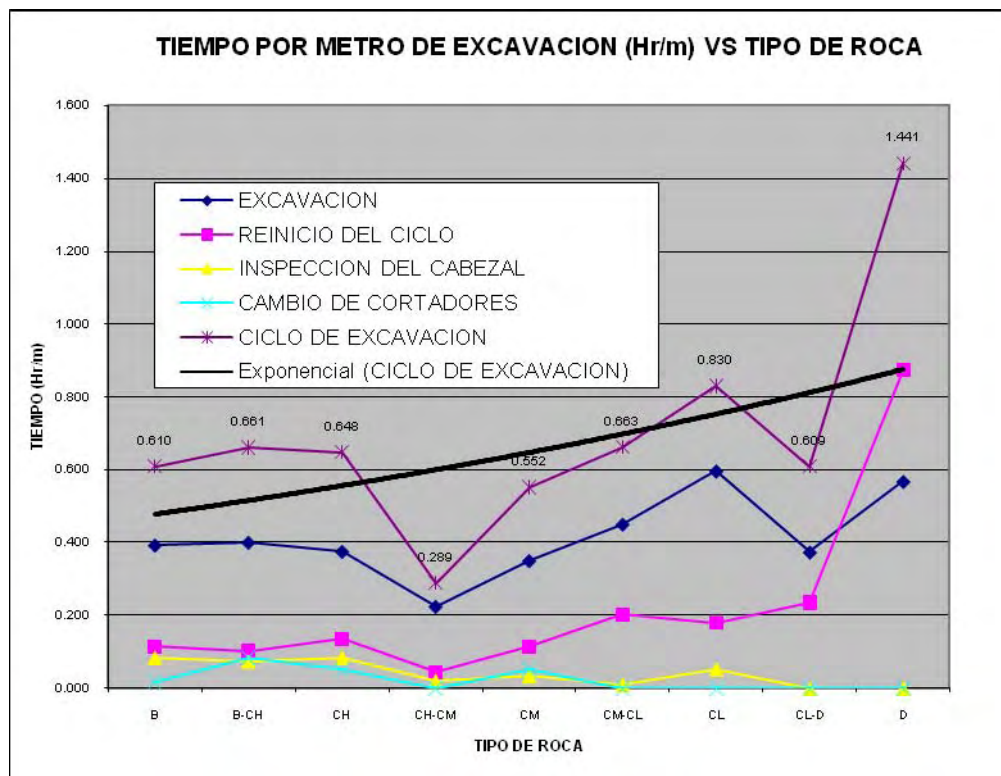


Gráfico N° 4-1: Ciclo de excavación del “TBM MK 12” por metro de avance Vs. tipo de roca

4.6.1 TIEMPO NETO DE EXCAVACIÓN (Boring)

Es el tiempo que la “TBM” efectivamente está cortando a la roca, desde que el cabezal está girando en forma normal con todo los cortadores en contacto con la roca, hasta completar la carrera de los pistones de avance (stroke).

4.6.2 REINICIO (Reset or Regripping): Comprende todos los pasos que sigue el operador para el reinicio de la excavación, tal como se ha indicado en punto 4.5. Entre los pasos relevantes se pueden destacar la retracción y extensión de las mordazas (grippers), Extensión y retracción de las patas (front and rear legs), nivelación de la máquina, desplazamiento del cuerpo, jogging, alineación y ajustes con el láser, retracción del back up, chequeo de los manómetros y amperímetros de los motores, etc.

Cuadro N° 4-1: Distribución de tiempos en horas y en porcentaje de la operación de la “TBM MK 12” en el Proyecto Hidroeléctrico de Yuncan.

Nº	ACTIVIDAD	MARZO		ABRIL		MAYO		JUNIO		JULIO		AGOSTO		SETIEMBRE		OCTUBRE		Prom. Mensual	
		Horas	%	Horas	%	Horas	%	Horas	%	Horas	%	Horas	%	Horas	%	Horas	%	Horas	%
1	Excavación (boring)	88,1	17,9	90,3	21,1	108,7	15,6	47,2	12,3	39,4	10,9	15,8	2,4	30,2	4,8	24,3	8,4	55,5	11,7
2	Reinicio (reset)	42,9	8,7	26,1	6,1	26,4	3,8	9,9	2,6	14,5	4,0	8,4	1,3	16,7	2,7	9,7	3,4	19,3	4,1
3	Inspección del cabezal (Cutterhead Inspection)	23,7	4,8	23,0	5,4	17,9	2,6	8,3	2,1	4,7	1,3	0,0	0,0	2,0	0,3	2,7	0,9	10,3	2,2
4	Cambio de cortadores (cutters change)	0,0	0,0	19,4	4,5	36,6	5,3	17,5	4,6	18,0	5,0	19,5	3,0	2,8	0,5	0,0	0,0	14,2	2,9
	TIEMPO TOTAL DE OPERACIÓN DE LA TBM	154,7	31,5	158,8	37,1	189,6	27,2	82,8	21,6	76,5	21,3	43,7	6,7	51,7	8,3	36,7	12,7	99,3	20,8
5	Problemas en los scrapers (reemplazo, soldadura, etc.)	10,5	2,1	52,5	12,3	64,0	9,2	0,0	0,0	33,8	9,4	0,5	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0	20,2	4,1
6	Soldadura de planchas del cabezal	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	96,3	26,8	0,0	0,0	24,0	3,8	0,0	0,0	15,0	3,8
7	Problema mecánico del escudo de polvo	6,2	1,3	3,0	0,7	29,0	4,2	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	2,3	0,8	5,1	0,9
8	Mantenimiento mecánico (grasas, aceites, etc.)	15,5	3,1	9,1	2,1	68,9	9,9	5,5	1,4	0,9	0,3	0,8	0,1	2,3	0,4	1,2	0,4	13,0	2,2
9	Problema hidráulico (cilindros hidráulicos, mangueras de impulsión, etc.)	8,7	1,8	15,6	3,6	0,3	0,0	1,3	0,3	0,0	0,0	16,8	2,6	0,0	0,0	3,2	1,1	5,7	1,2
10	Problemas con la faja transportadora (parte mecánica, rotura de faja, etc.)	46,8	9,5	25,2	5,9	44,5	6,4	56,0	14,6	19,0	5,3	25,0	3,9	10,5	1,7	0,0	0,0	28,4	5,9
11	Problemas en los grippers y las patas	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	11,3	1,7	0,0	0,0	0,0	0,0	1,4	0,2
	TOTAL POR PROBLEMAS MECANICOS	87,6	17,8	105,3	24,6	206,7	29,7	62,8	16,4	150,0	41,7	54,3	8,4	36,8	5,9	6,7	2,3	88,8	18,3

Cuadro N° 4-1: Distribución de tiempos en horas y en porcentaje de la operación de la “TBM MK 12” en el Proyecto Hidroeléctrico de Yuncan (Cont.)

Nº	ACTIVIDAD	MARZO		ABRIL		MAYO		JUNIO		JULIO		AGOSTO		SETIEMBRE		OCTUBRE		Prom Mensual	
		Horas	%	Horas	%	Horas	%	Horas	%	Horas	%	Horas	%	Horas	%	Horas	%	Horas	%
12	Falla en los motores principales	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
13	Falla en la planta hidráulica	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
14	Problemas en el tablero general	0,0	0,0	0,0	0,0	36,0	5,2	0,0	0,0	5,3	1,5	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	5,2
15	Demoras por extensión de cable de A. T.	2,0	0,4	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,3
16	Falla de la bomba hidráulica de Perf. Sec.	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
17	Falta de energía eléctrica	4,3	0,9	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,7	0,2	0,0	0,0	4,0	0,6	0,0	0,0	1,1	0,2
18	Falla en los transformadores	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	164,0	42,7	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	1,5	0,5	20,7	5,4
19	Falla en el accionamiento eléctrico de la faja	12,0	2,4	29,3	6,9	11,6	1,7	16,5	4,3	2,9	0,8	42,7	6,6	21,3	3,4	4,8	1,7	17,7	3,5
20	Falla del motor del extractor de polvo	122,5	24,9	2,3	0,5	6,7	1,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	16,4
21	Falla en la bomba de engrase	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
22	Falla en los compresores estacionarios	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
23	Falla en los motores de los ventiladores	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
24	Falla en la bomba de agua	1,5	0,3	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,8	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,3
25	Falla en los sensores de la TBM	1,8	0,4	0,8	0,2	0,0	0,0	0,0	0,0	2,9	0,8	12,4	1,9	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	2,3
26	Problemas de iluminación	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
27	Mantenimiento eléctrico	7,5	1,5	40,5	9,5	46,5	6,7	17,1	4,5	1,8	0,5	12,1	1,9	119,3	19,1	3,0	1,0	31,0	5,6
	TOTAL POR FALLAS ELECTRICAS	151,7	30,8	73,0	17,0	100,8	14,5	197,6	51,5	13,7	3,8	68,0	10,5	144,7	23,2	9,3	3,2	94,8	19,3
28	Sostenimiento de roca	18,2	3,7	42,7	10,0	81,0	11,6	11,9	3,1	83,2	23,1	373,1	57,6	333,3	53,4	187,1	65,0	141,3	28,4
29	Demora por instalación de rieles	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,3	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
30	Demoras por extensión de tuberías	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
31	Demoras de instalación de Estruct. la faja	5,7	1,2	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,7
32	Demoras por la extensión de manga de Vent.	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
33	Demoras por trabado de la faja Transp.	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
34	Demoras por alineación topográfica	24,3	4,9	3,2	0,8	1,8	0,3	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	2,0	0,3	0,0	0,0	3,9	0,8
35	Demoras por extensión de la faja principal	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	2,2	0,6	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,3	0,1
36	demoras por el trabado del cabezal	17,8	3,6	4,0	0,9	0,0	0,0	0,0	0,0	4,0	1,1	4,0	0,6	12,0	1,9	0,0	0,0	5,2	1,0
37	Demoras por dificultad de fijar los grippers	6,0	1,2	0,0	0,0	9,0	1,3	0,0	0,0	8,9	2,5	3,7	0,6	3,0	0,5	36,6	12,7	8,4	2,3
38	falla en los scrapers por roca fracturada	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	14,3	4,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	1,8	0,5
	TOTAL DEMORAS OPERATIVAS	71,9	14,6	50,0	11,7	91,8	13,2	11,9	3,1	112,9	31,3	380,8	58,8	350,3	56,1	223,6	77,7	161,6	33,3

Cuadro N° 4-1: Distribución de tiempos en horas y en porcentaje de la operación de la “TBM MK 12” en el Proyecto Hidroeléctrico de Yuncan (Cont.)

N°	ACTIVIDAD	MARZO		ABRIL		MAYO		JUNIO		JULIO		AGOSTO		SETIEMBRE		OCTUBRE		Prom. Mensual	
		Horas	%	Horas	%	Horas	%	Horas	%	Horas	%	Horas	%	Horas	%	Horas	%	Horas	%
39	Falta de operador del TBM	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
40	Demoras por refrigerio	7,7	1,6	0,0	0,0	1,0	0,1	1,3	0,3	0,5	0,1	1,2	0,2	1,5	0,2	0,0	0,0	1,6	0,3
41	Demoras por charlas (seguridad. medio ambiente, entrenamiento, etc.)	0,0	0,0	1,8	0,4	0,5	0,1	0,0	0,0	1,9	0,5	0,8	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0	0,6	0,1
42	Demoras por accidentes	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
43	Fallas en la locomotora	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
44	Falta de ventilación dentro del tunel	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
45	Falta de abastecimiento de agua	0,2	0,0	0,9	0,2	0,3	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,2	0,0
46	Descarrilamiento del tren de apoyo	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,5	0,1	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,0
47	Paro de trabajadores	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
48	Disturbios ocasionados por los Trabajadores y la comunidad	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
49	Problemas con el sindicato	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
50	Otros	18,2	3,7	38,3	8,9	105,3	15,1	27,6	7,2	4,1	1,1	99,2	15,3	39,0	6,2	11,7	4,1	42,9	7,7
	TOTAL TIEMPOS MUERTOS	26,0	5,3	40,9	9,6	107,1	15,4	28,9	7,5	7,0	1,9	101,2	15,6	40,5	6,5	11,7	4,1	45,4	8,2
	TOTAL HORAS POR MES	492,0	100,0	428,0	100,0	696,0	100,0	384,0	100,0	360,0	100,0	648,0	100,0	624,0	100,0	288,0	100,0	490,0	100,0

4.6.3 INSPECCION DEL CABEZAL (Cutterhead inspection)

La “TBM” debe parar forzosamente cada 2 ó 3 ciclos (strokes) para la inspección de su cabezal, esto involucra la revisión y ajuste de pernos y tuercas, revisión de las costuras de las soldaduras, estado de los cortadores (calibración del desgaste, tipo de desgaste, pérdida de aceite, etc.), revisión de las toberas atomizadores de polvo, desgaste de los scrapers, etc. Así mismo, cuando el operador detecta ruidos extraños en el cabezal, debe detener inmediatamente la máquina para su inspección.

4.6.4 CAMBIO DE CORTADORES (Cutters change)

Este tiempo puede ser periódico de acuerdo a la posición de los cortadores, dado que los que más frecuentemente se cambian son las cantoneras (gauge cutters), como ilustra la fotografía N° 4-4, seguido por los faciales (face cutters) y cortadores centrales (center cutters).

El desgaste de los cortadores no es uniforme en su perfil, sino sesgado hacia el sentido del giro del cabezal de la “TBM”. Así mismo, puede producirse un desgaste prematuro si el operador hace malas maniobras o inadecuado control de los parámetros de la excavación, sobre todo cuando únicamente se han reemplazado 1 ó 2 cortadores, éstos al ser comprimidos con toda la carga del cabezal contra la roca son carbonizados y destruidos inmediatamente. También al perderse el aceite de los cubos, el giro de los cortadores sobre sus cojinetes se interrumpe y se desgastan rápidamente en media luna y se carbonizan, en cualquiera de las situaciones antes indicadas, los cortadores deben ser reemplazados inmediatamente.

4.6.5 TIEMPO POR SOSTENIMIENTO DE ROCA:

El tiempo por sostenimiento de roca, es muy elevado en terreno deleznable, alcanzando hasta 18 Hrs/día (75%), en cambio en terrenos duros y competentes, este tiempo es sumamente bajo o inexistente, tal como muestra el Gráfico N° 4-2. Si los estudios geológicos y geomecánicos son certeros, sirven para seleccionar una adecuada “TBM”, sea para roca dura (descubierta), con escudo simple escudo, doble escudo o “EPB TBM” para

terrenos deleznales y con agua; puesto que en terrenos deleznales además de tener un avance prácticamente nulo, se corre el riesgo de afectar a la máquina por colapso del terreno a las partes expuestas del equipo e incluso puede sufrir un sepultamiento.



Fotografía N° 4-4: Mecánico de turno ajustando un gauge cutter cambiado.

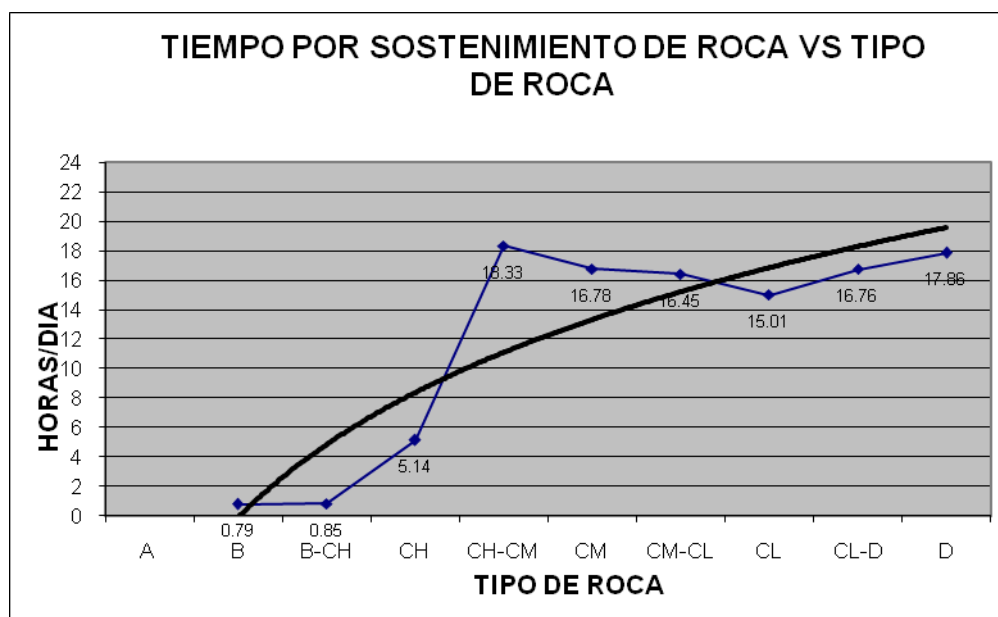


Gráfico N° 4-2: Tiempo promedio por sostenimiento de roca en función del tipo de roca.

4.6.6 TIEMPO TOTAL POR METRO DE AVANCE

El tiempo total por metro de avance, considerando todos los tiempos involucrados que se ha expuesto en el cuadro N° 4-1, agrupados en los siguientes ítems: Excavación, reinicio, inspección del cabezal, cambio de cortadores, sostenimiento de la roca, reparación mecánica, reparación eléctrica, demoras operativas y tiempos muertos, estos tiempos los mismos que en resumen se presentan en el cuadro N° 4-3; varían básicamente de acuerdo al tipo de roca, de acuerdo los gráficos N° 4-3, 4-4, 4-5 y 4-6, se observa que el tiempo de excavación propiamente en las rocas B (Clase II), CH (Clase III), CM (Clase IV) y D (Clase V); son respectivamente 39 %, 23 %, 13 % y 1 %. Asimismo; se observa que para los mismos tipos de roca, el tiempo por sostenimiento va en aumento como sigue: 3 %, 22 %, 70 % y 74 %.

4.7 VELOCIDAD DE CORTE O AVANCE DE LA “TBM MK 12” EN YUNCAN

La producción de la “TBM MK 12”, se vio seriamente afectada por factores geológicos y de roca, que por otros factores. El cuadro N° 4-2, muestra en resumen los rendimientos alcanzados por este equipo por día y por mes, registrados durante los meses de Febrero a Octubre de 2001, donde se pueden destacar los records alcanzados por guardia, día y mes. Habiendo sido la mejor guardia, el turno de día del 25/07/01 con un avance de 32.45 m/Gdia.; el mejor día fue el 24/07/01 con 48,60 m/día; y el mejor mes fue Abril de ese año con 278,05 m/mes. Todos estos records se lograron en tipo de roca “B” (tipo II). Asimismo, en el mismo cuadro se puede observar las frecuentes paralizaciones que se produjo por diversos motivos, Entre ellos, las elecciones generales en el Perú, Huelgas y disturbios, problemas de terreno, entre otros, los como resultado dieron baja producción de la “TBM MK 12”, comparado con los performances alcanzados en otros proyectos tuneleros.

4.8 RENDIMIENTO DEL EQUIPO

Dado que el rendimiento de la “TBM MK 12”, estuvo afectado mayormente por el tipo de roca, se ha hecho un análisis del tiempo neto de excavación, tiempo de sostenimiento

de roca, velocidad de penetración, penetración por giro, presión de empuje del cabezal y el tiempo total por metro de avance.

Cuadro N° 4-3: Demanda de tiempo por metro de excavación de acuerdo al tipo de roca.

ACTIVIDAD	TIPO DE ROCA								
	B	B-CH	CH	CH-CM	CM	CM-CL	CL	CL-D	D
CAMBIO DE CORTADORES	0,018	0,085	0,052	0,000	0,053	0,000	0,000	0,000	0,000
DEMORAS OPERATIVAS	0,052	0,026	0,021	0,000	0,094	0,222	0,044	0,599	0,682
EXCAVACION	0,393	0,401	0,376	0,224	0,350	0,451	0,597	0,374	0,568
INSPECCION DEL CABEZAL	0,084	0,074	0,085	0,021	0,034	0,011	0,053	0,000	0,000
REINICIO DEL CICLO	0,114	0,101	0,135	0,044	0,114	0,201	0,180	0,235	0,873
REPARACION ELECTRICA	0,103	0,177	0,243	0,116	0,025	0,140	0,384	1,869	4,545
REPARACION MECANICA	0,193	0,303	0,270	0,026	0,054	0,173	1,075	1,267	2,545
SOPORTE DE ROCA	0,033	0,043	0,349	1,528	1,900	3,022	5,336	16,272	56,818
TIEMPOS MUERTOS	0,017	0,017	0,100	0,042	0,101	0,191	0,865	2,654	10,377
TOTAL (Hr/m)	1,008	1,228	1,631	2,000	2,725	4,409	8,534	23,270	76,409

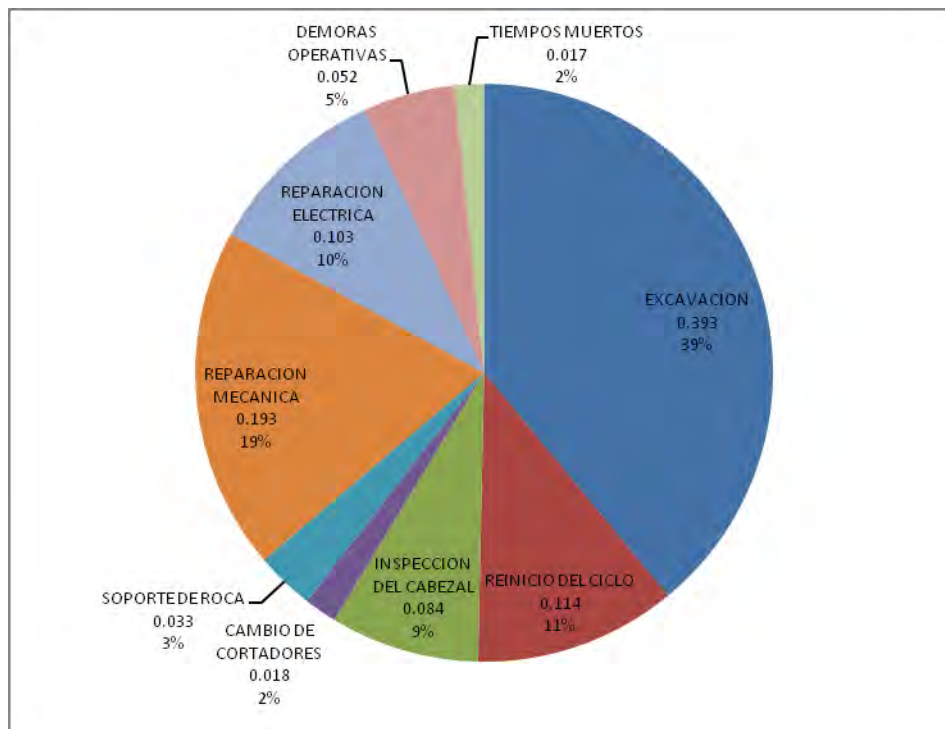


Gráfico N° 4-3: Demanda de tiempo de excavación en (Hr/m) y porcentaje (%) en roca tipo "B" (Clase II)

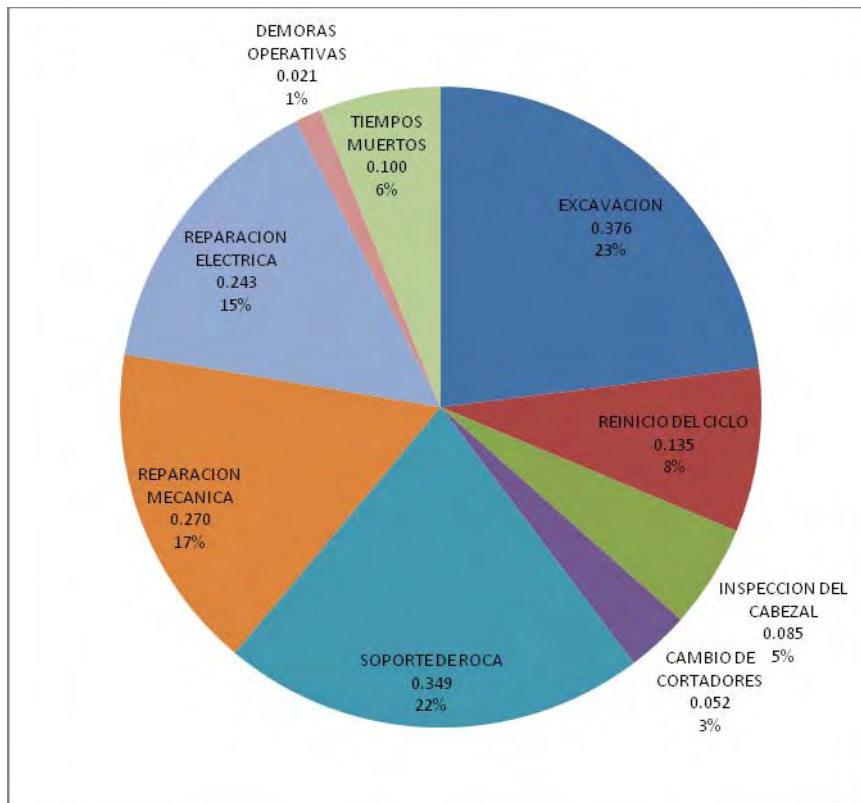


Gráfico N° 4-4: Demanda de tiempo por metro de excavación en (Hr/m) y porcentaje (%) en roca tipo "CH" (Clase III).

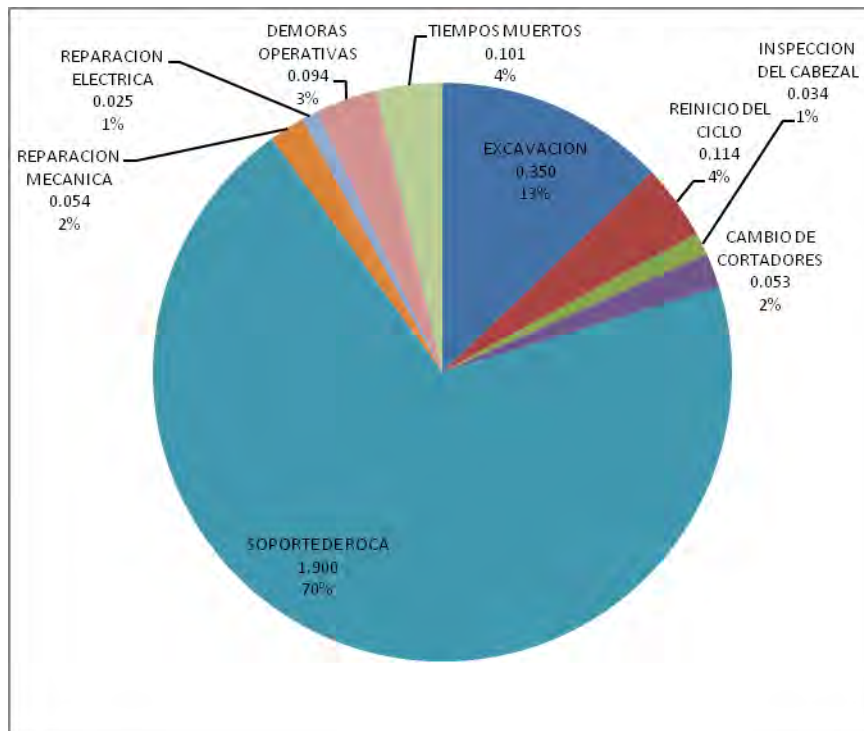


Gráfico N° 4-5: Demanda de tiempo por metro de excavación en (Hr/m) y porcentaje (%) en roca tipo "CM" (Clase IV)

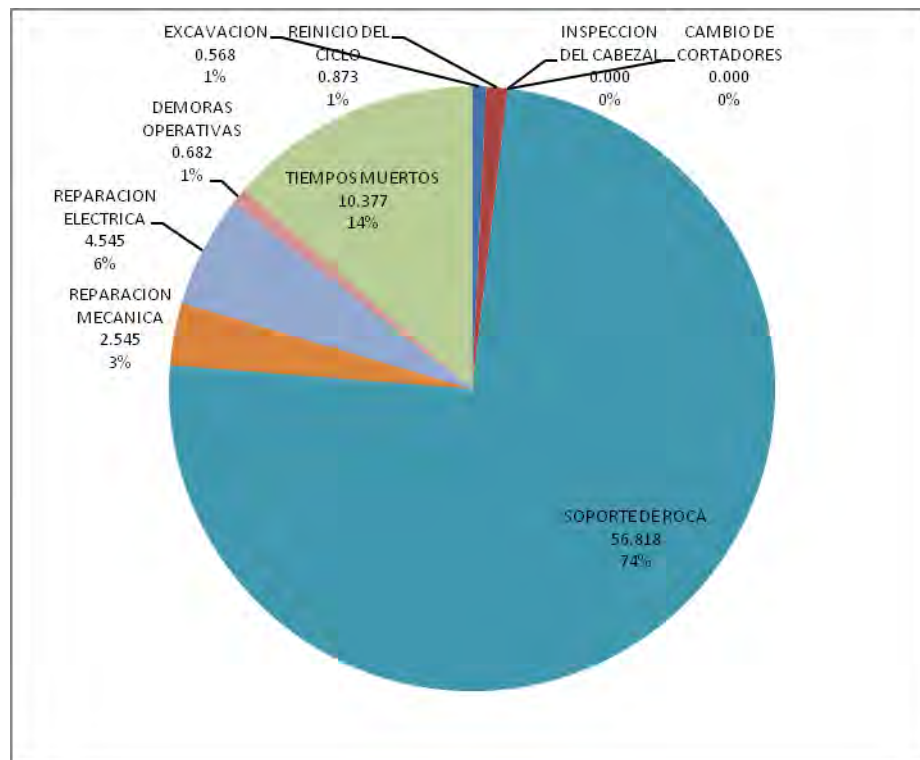


Gráfico N° 4-6: Demanda de tiempo por metro de excavación en (Hr/m) y porcentaje (%) en roca tipo "D" (Clase V)

4.8.1 TIEMPO NETO DE EXCAVACIÓN

Es el tiempo que realmente la "TBM" está excavando, como ilustra el gráfico N° 4-7, cuanto más auto soportante fue la roca, el tiempo neto de excavación fue mayor. Durante el estudio la "TBM" llegó a atravesar distintos tipos de roca, desde "B" hasta "D"; tal es así que si el tipo de roca fuera "A" masiva y auto soportante, el tiempo neto de excavación por día alcanzaría las 11 horas, que en porcentaje representa 45% de las horas nominales por día. Por el contrario, en roca suave, deleznable o muy fracturada, es decir, tipo "D", el tiempo de excavación fue sumamente bajo, que apenas alcanzó las 0,18 Hr/día ó 0,74% de las horas nominales por día.

4.8.2 AVANCE PROMEDIO POR DIA

Habiendo hecho el seguimiento del avance de la "TBM MK 12", para los distintos tipos de terreno que atravesó durante 9 meses de excavación, estos resultados se resumen en el gráfico N° 4-8. Concluyéndose categóricamente que si la roca es dura y el terreno auto soportante, se pueden tener avances promedios superiores a los 25 m/día; por el contrario, si

el terreno es totalmente deleznable y suave, el avance promedio es sumamente bajísimo como 0,31 m/día.

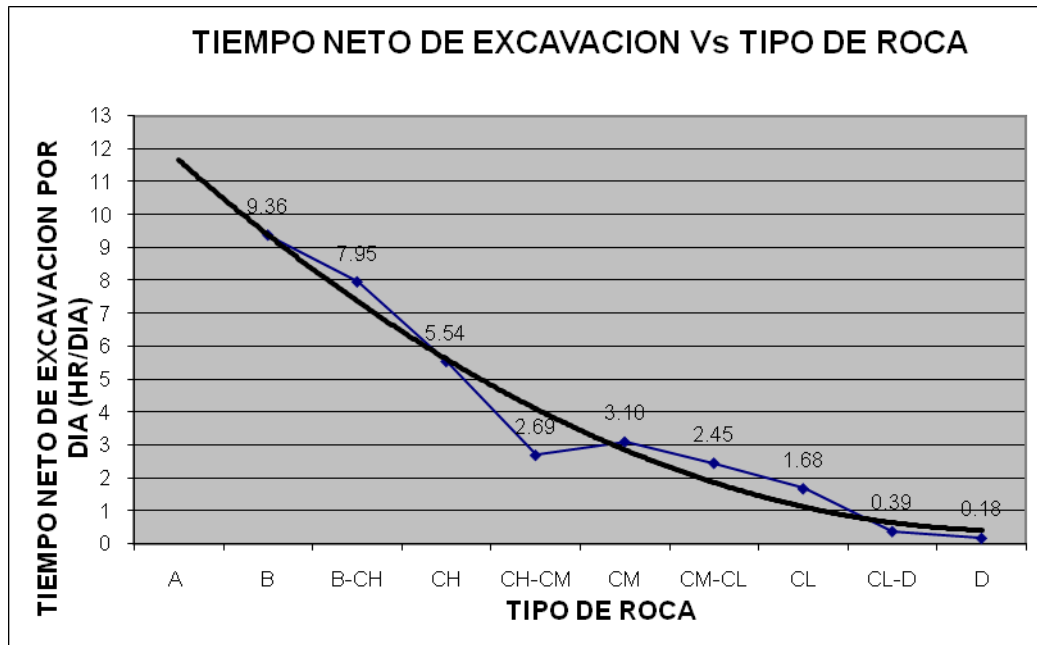


Gráfico N° 4-7: Tiempo neto de excavación de la “TBM MK 12” de acuerdo al tipo de roca.

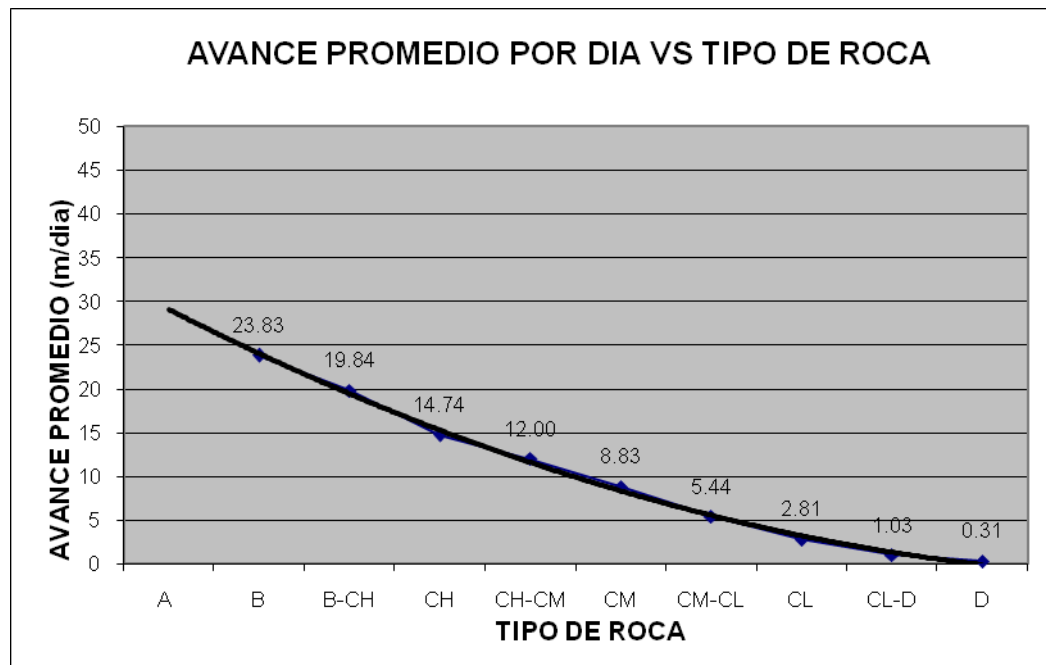


Gráfico N° 4-8: Avance de la excavación promedio por día con la “TBM MK 12” de acuerdo al tipo de roca.

En roca tipo “B” (Clase II según la clasificación de Bieniawski), el avance promedio fue 23.83 m por día. Haciendo un análisis aplicando el criterio de Excavabilidad del macizo rocoso (RME) formulado por Bieniawski (2006), visto en el capítulo II (2.2.4B); se obtiene una velocidad media de avance (ARA) de 20.237 m/día de excavación, siendo la RME > 75 .

4.8.3 VELOCIDAD DE PENETRACIÓN HORARIA

La velocidad de penetración horaria en sí, prácticamente se mantiene casi constante para todo tipo de terreno, variando de acuerdo con la curva de tendencia como muestra el Gráfico N° 4-9 entre 2,45 á 2,52 m/Hr, presentándose algunos valores erráticos como 3,44 m/Hr.

4.8.4 PENETRACION POR GIRO

El gráfico N° 4-10 ilustra la penetración por giro en mm/giro del cabezal, donde puede apreciarse que varía entre un estrecho rango de 2 á 3 mm/giro, siendo la velocidad de rotación del cabezal 12,2 RPM.

4.8.5 PRESION DE EMPUJE DEL CABEZAL (THRUST PRESSURE)

Como se presenta en el grafico N° 4-11, la presión del cabezal es mayor en rocas duras, que en algunos casos puede alcanzar los 250 bares, controlar esta presión de acuerdo al tipo de roca, está sujeta a la experiencia del operador. En terrenos suaves y deleznales, las altas presiones harán que los cortadores se hundan completamente en el terreno, con el consiguiente desgaste prematuro de la coraza del cabezal (escudo). Por consiguiente, en terrenos blandos se debe mantener una presión muy baja por el orden de los 20 bares.

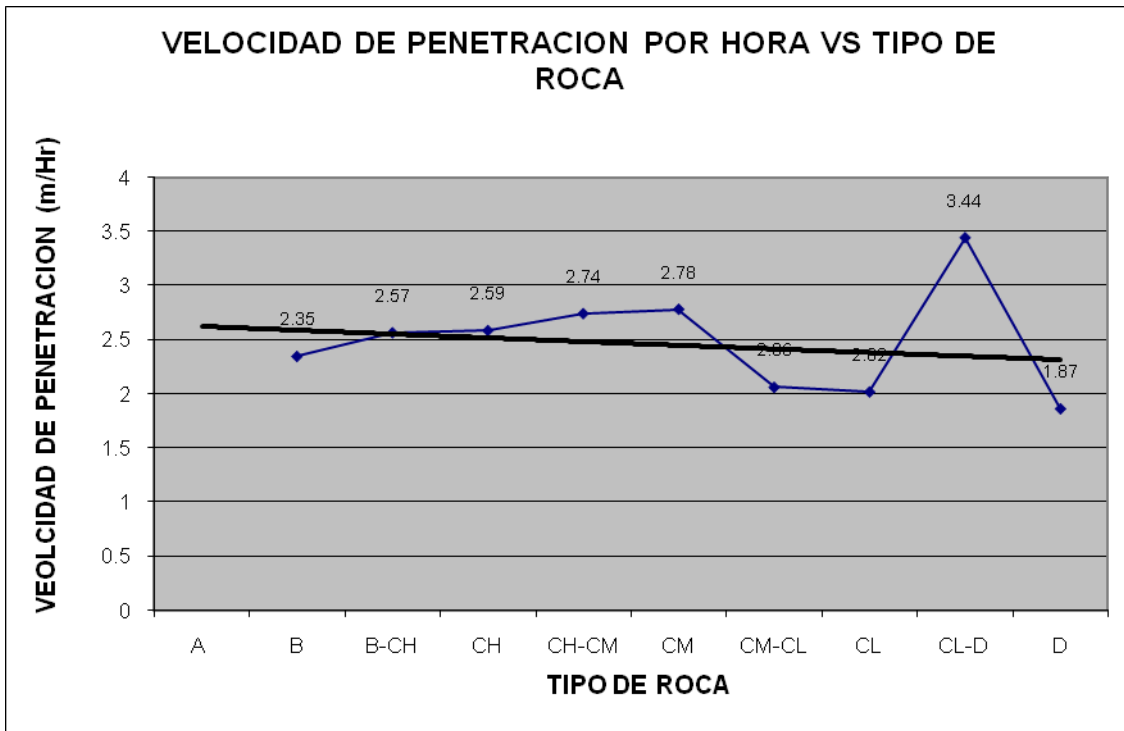


Gráfico N° 4-9: Velocidad de penetración en m/Hr de acuerdo al tipo de roca

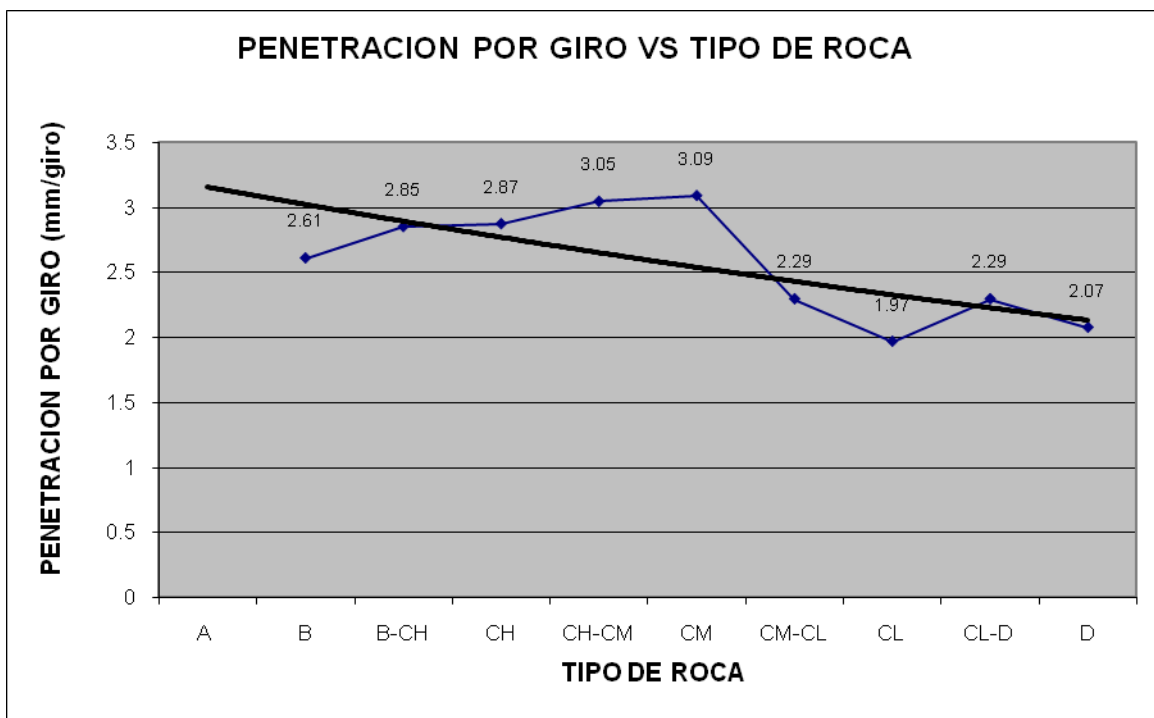


Gráfico N° 4-10: Penetración por giro en función del tipo de roca

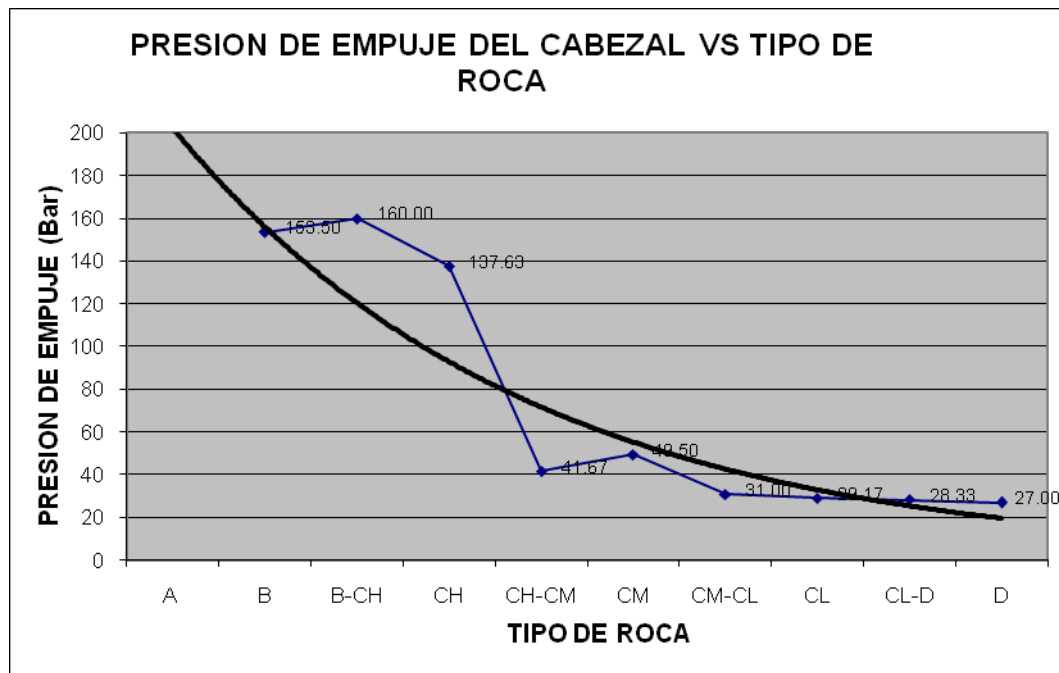


Gráfico N° 4-11: Presión de empuje del cabezal en función del tipo de roca

4.9 GRANULOMETRIA DEL MATERIAL ARRANCADO:

La granulometría del escombro depende del tipo de roca, tal es así que cuando la roca es dura (tipo A o B), los fragmentos son astillas alargadas y aplanadas de formas y dimensiones que pueden alcanzar 30x9x3 cm, tal como muestra la fotografía N° 4-5a, siendo un ancho común tendiente a 7 - 8 cm, ancho correspondiente al espaciamiento de los cortadores faciales. En terreno suave (tipo CL - D) el material arrancado tiene una granulometría muy fina, de polvo a fragmentos menores de 10 cm de diámetro promedio como puede observarse en la fotografía N° 4-6. En terreno fracturado y roca dura, la granulometría del material es muy heterogénea y amorfa, pudiendo generarse fragmentos hasta de 40 cm de diámetro como ilustra la fotografía N° 4-5b; este tipo de material tiene serias consecuencias para el equipo, particularmente para la faja transportadora, dado que pueden ocasionar atoros en las descargas de las fajas, peor aún cortando longitudinalmente a las fajas, perturbando la producción total del sistema.



a



b

Fotografía N° 4-5: Granulometría del material arrancado por la “TBM MK 12”. a) En roca dura y masiva (tipo “B”). b) En terreno fracturado (tipo “CH”).



Fotografía N° 4-6: Granulometría del escombros proveniente de de roca suave tipo “CM”.

4.10 DISPONIBILIDAD DEL EQUIPO:

La máquina tuelera “TBM MK 12” como cualquier otra de su especie, consta de parte mecánica y parte eléctrica. Para su normal operación se requiere de mecánicos

especializados, particularmente en hidráulica, y electricistas altamente calificados. Durante el estudio se llegó a establecer las disponibilidades que se presenta en el cuadro N° 4-4 y el gráfico N° 5-12, de los cuales se concluye que la disponibilidad mecánica (DM), Disponibilidad eléctrica (DE) y Disponibilidad mecánica – eléctrica (DME) en promedio son respectivamente 81,66 %, 80,68 % y 62,34 %. El uso de disponibilidad es bajo, 39,14 % debido básicamente a los problemas de terreno.

Como se aprecia, a pesar que las disponibilidades de la “TBM MK 12” estuvieron en niveles altos, el uso de disponibilidad fue muy bajo, debido básicamente a los problemas de terreno, que imposibilitaron su normal operación, trayendo consigo baja producción de la misma.

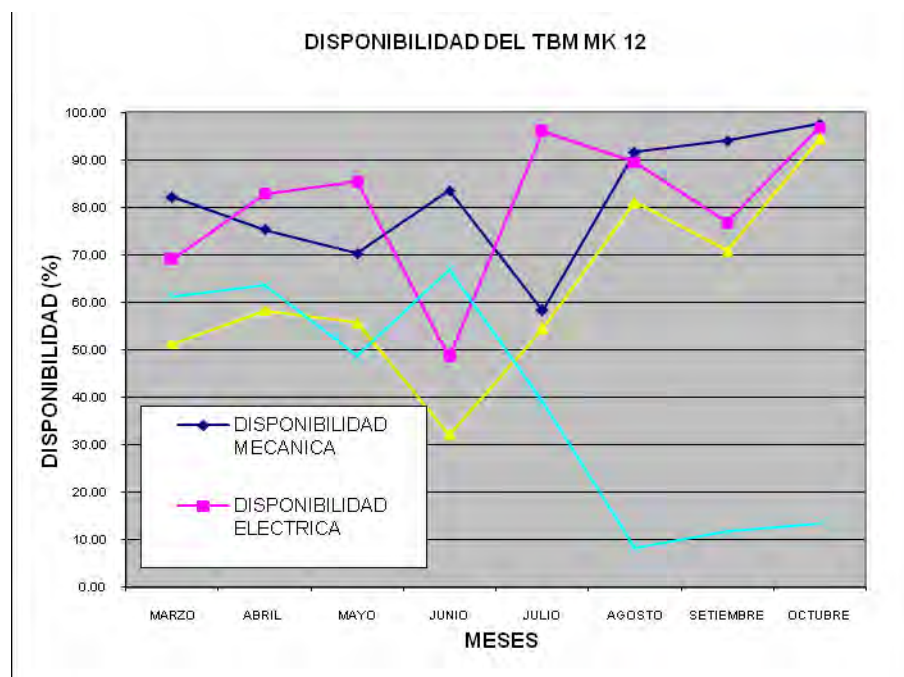


Gráfico N° 4-12: Disponibilidades de la maquina tunelera “TBM MK 12”.

Cuadro N° 4-4: Disponibilidades de la “TBM MK 12”

DISPONIBILIDADES (%)	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOS.	SET.	OCT.	PROM.
DISPONIBILIDAD MECANICA	82,19	75,39	70,30	83,64	58,33	91,62	94,10	97,68	81,66
DISPONIBILIDAD ELECTRICA	69,17	82,95	85,52	48,54	96,20	89,51	76,82	96,76	80,68
DISPONIBILIDAD MECANICA-ELECTRICA	51,36	58,35	55,82	32,17	54,53	81,12	70,91	94,45	62,34
USO DE DISPONIBILIDAD	61,24	63,61	48,80	67,02	38,98	8,32	11,68	13,48	39,14

4.11 CORTADORES USADOS POR LA “TBM MK 12” EN YUNCAN

Los cortadores son elementos esenciales para la fragmentación de la roca y tiene la mayor repercusión en el costo de excavación. Los discos son de acero especial, en Yuncán se probaron distintos tipos, entre ellos, los discos duros HD- $\frac{3}{4}$ " y simples AM – $\frac{5}{8}$ ". Posteriormente se hicieron lo propio con 4 tipos de discos HD – $\frac{5}{8}$ ", HD – $\frac{1}{2}$ "; AM – $\frac{5}{8}$ " y XR – $\frac{5}{8}$ ", siendo este último muy suave de desgaste muy rápido. Finalmente se estandarizó el uso de dos tipos de discos HD – $\frac{3}{4}$ " y AM – $\frac{3}{4}$ " como muestra la fotografía 4-7a; cabe recalcar que estos discos son de 17" de diámetro.



(a)



(b)

Fotografía N° 4-7: Cambio de cortadores centrales. (a) Discos cortadores nuevos en el almacén de discos. (b) Corte de disco desgastado (center cutter) con oxicorte para su reemplazo en el taller de cortadores.

4.11.1 ENSAMBLAJE Y CONTROL DE LOS CORTADORES:

El cuadro N° 4-5 resume lo referente al ensamblaje y mantenimiento de los cortadores, cuyos esquemas de montaje puede observarse en los anexos D-1, D-2 y D-3. En el citado

cuadro se presenta los máximos desgastes permitidos para el cambio de los cortadores de acuerdo a su ubicación en el cabezal de la “TBM”, vida de los componentes de los cortadores en función al número de cambio de los discos (cutter ring) y personal necesario para el manejo de los cortadores durante la excavación del túnel.

Cuadro N° 4-5: Vida de los componentes de los cortadores en función del número de cambios de los discos y requerimientos para su ensamblaje.

RUBRO	NUMERO DE CAMBIOS DE DISCO PARA EL DESCARTE DE LAS PARTES		
	CORTADOR CENTRAL	CORTADOR FACIAL	CANTONERAS
DISCO CORTADOR (Standard alloy), 17"x3/4"-AM 1724-1	1 (desgaste máximo 35 mm)	1 (desgaste máximo 25 mm)	1 (desgaste máximo 15 mm)
CUBO DEL CORTADOR (Hub)	20	20	20
EJE DEL CORTADOR (Shaft)	20	10	10
RETEN FINAL DEL EJE (Shaft retainer)	1
RETEN EMPERNADOR DEL EJE (Shaft retainer)	1
RETEN IZQUIERDO DEL EJE (Shaft retainer)	1	1
RETEN DERECHO DEL EJE (Shaft retainer)	1	1
BLOQUEADOR (Tab, locking)	1	1
CUBETA DEL RODAJE (Bering cup)	20	10	10
RODAJE CONICO (Bearin cone)	20	10	10
JUEGO DE EMPAQUETADURAS (Seal set)	1	1	1
ESPACIADOR DE RODAJES DE 60 ton (Spacer)	20
ESPACIADOR DE RODAJES DE 70 ton (Spacer)	20
TORNILLO DE CABEZA HUECA (Socket head cap screw)	1
TAPON MAGNETICO (Plug)	1	1
TAPON DE ACEITE HEXAGONAL (Hex socket plug)	1
O – RING	1	1	1
RETEN DEL DISCO (Split ring)	1
ACEITE LUBRICANTE (Omala 320)	1 (2 litros / mellizo)	1 (1 litro / cortador)	1 (1 litro / cortador)
MANO DE OBRA PARA SU EMSAMBLAJE (1 experto + 2 ayudantes), número de cortadores ensamblados por día	1 mellizo	5	5

Los cortadores centrales (Center cutters), están ensamblados en parejas (mellizos) como ilustra la fotografía N° 4-7b, enumerados como sigue: 1 – 3 y 2 – 4 (4 cortadores), durante su montaje se llena con 2 litros de aceite OMALA 320 (Shell) por mellizo o sea 4 litros por juego, están espaciados 90 mm uno del otro, y se reemplazan cuando han sufrido un desgaste máximo de 35 mm. Los cortadores frontales o faciales (Face cutters), están enumerados de 5 a 22 (18 cortadores), cuya distribución se ha indicado en el capítulo anterior, describiendo surcos con una separación de 80 mm, durante su ensamblaje se llena con 1 litro de aceite, se reemplazan cuando el desgaste ha alcanzado 25 mm como máximo. Las cantoneras (Gauge cutters) son los que definen la sección del túnel y están ensamblados en el cabezal de tal

manera que configuren en frente de la excavación ligeramente curvados en las esquinas, con un espaciamiento entre los surcos de 60 mm estos cortadores están enumerados de 23 a 27 (5 cortadores), al igual que los face cutters el cubo se rellena con 1 litro de aceite para lubricar sus cojinetes, los discos se reemplazan cuando el desgaste como máximo ha alcanzado los 15 mm. La fotografía N° 4-8 corresponde a los 5 primeros gauge cutters que fueron extraídos del cabezal para reemplazar sus discos en el taller de mantenimiento de cortadores (ver fotografía N° 4-7b).

4.11.2 RENDIMIENTO DE LOS CORTADORES:

En resumen, el movimiento y rendimiento de los cortadores de la máquina tunelera “TBM MK 12”, se presenta en el gráfico N° 4-13 de acuerdo a su posición en el cabezal. Los cortadores que mayor desgaste sufren son las cantoneras (gauge cutters), por consiguiente, mayor frecuencia de cambio de discos, en promedio alcanzaban 97,08 m de túnel. Los cortadores faciales (face cutters), sufren menor desgaste alcanzando un promedio de 375, 56 m de túnel. Los cortadores centrales tienen vida mucha más larga, con 441,84 metros de túnel.



Fotografía N° 4-8: Los 5 primeros gauges cutters extraídos del cabezal de la “TBM MK 12”, para reemplazar los discos cortadores.

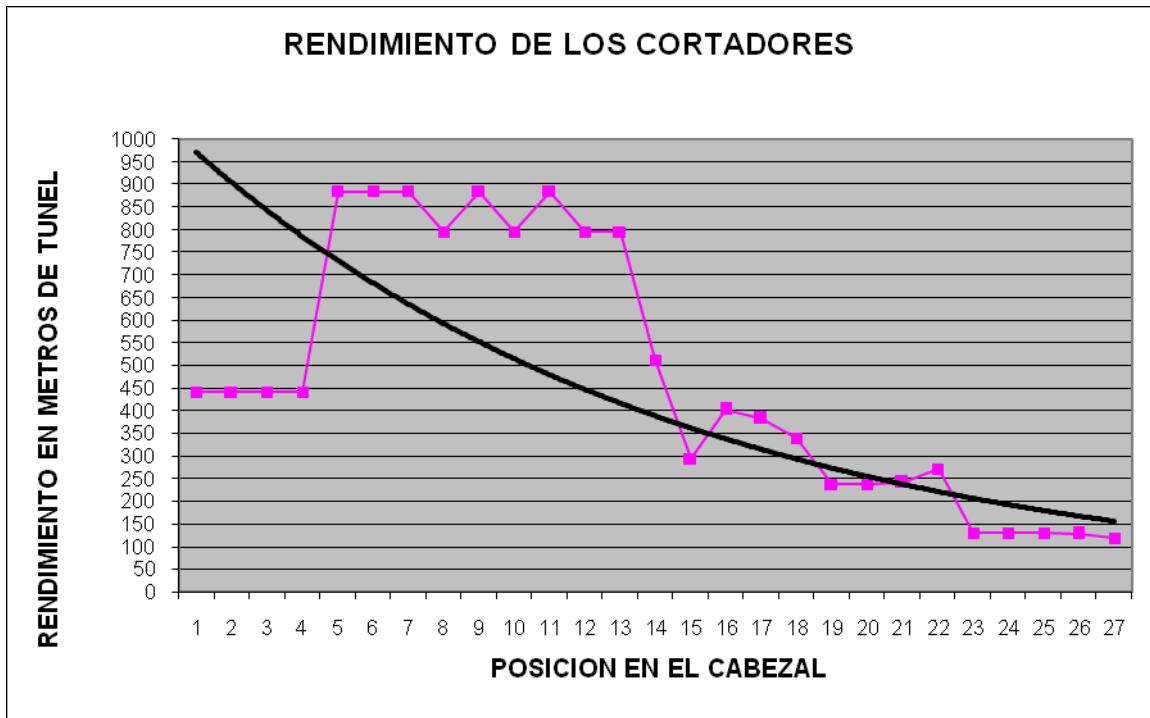


Grafico N° 4-13: Rendimiento de los cortadores en función de su posición en el cabezal de la "TBM MK 12".

CAPITULO V

ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LA EXCAVACION DEL TUNEL N° 4 CON LA “TBM MK 12” EN YUNCAN

El presente capítulo se desarrolla a base de los resultados obtenidos en el capítulo IV, tomando de ello los análisis correspondientes a la roca tipo “B” (Clase II), donde el avance promedio por día fue 23,83 m de excavación (el record alcanzado durante el período de estudio en ese tipo de roca fue 48,60 metros de excavación por día). Esto debido a que durante el estudio correspondiente a la perforación y voladura en el mismo túnel de aducción, se atravesó ese tipo de roca; es por ello que a fin de hacer una comparación en igualdad de condiciones se ha elegido este tipo de roca. Dentro de este capítulo también se determina la longitud económica de la excavación con la “TBM Atlas Copco Jarva MK 12”, el costo por metro de excavación y para el análisis económico se ha supuesto un túnel de 10 km de longitud, con la finalidad de determinar los años que demandaría su excavación, para simular un flujo de caja y evaluar el valor actual neto (VAN) para los 8 primeros años del proyecto.

5.1 INVERSION EN EL EQUIPO E INSTALACIONES

Para la estimación del costo de inversión, existen 2 formas, algunos cotizan en función del diámetro del cabezal, mientras que otros lo hacen en función de la potencia instalada, ambos para una cotización libre a bordo (FOB). Los primeros consideran que la inversión es alrededor de 1 400 000 \$/m de diámetro del cabezal y los segundos estiman como 3 700 \$/HP instalado. A modo de ejemplo se puede estimar la “TBM 156-275”, adquirido por Lower K de Magma que tiene un diámetro de 4,62 m y una potencia instalada de 1687 HP; luego la inversión sería: a) $4,62 \times 1\,400\,000 = 6\,468\,000$ USD ó b) $1\,687 \times 3\,700 = 6\,241\,900$ USD. La inversión real por este equipo fue de 6 600 000

USD. En caso particular de Yuncán el costo de inversión en la “TBM”, Backup, conveyor y las instalaciones, se ilustra en el cuadro N° 5-1, donde se puede observar que la inversión para la aplicación de esta máquina fue de 10 073 341 dólares americanos.

5.2 VIDA DEL EQUIPO

Las “TBMs” son equipos de larga vida, por la robustez de su construcción, así tiene una vida útil estimada de 15 años o 20 000 m de excavación. Generalmente, estas máquinas se reconstruyen (overhaul) para su aplicación de un proyecto a otro, dado que la mayoría de las veces, no necesariamente culmina su vida útil en un sólo proyecto, si aún así fuera, la mayoría de sus partes, estructuras y mecanismos de accionamiento siguen operativos. La parte que más se desgasta lógicamente es el cabezal, junto con el rodaje principal (alma de la TBM).

Cuadro N° 5-1: Inversión en “TBM MK-12”, sus componentes e instalaciones en Yuncán.

RUBRO	UNIDAD	PARCIAL	IMPORTE (USD)
PRECIO FOB (Washington)	USD	6 100 000	6 100 000
PESO APROXIMADO DEL EQUIPO (Incluye back up)	TM	1 100	
FLETE MARITIMO	\$/TM	20	22 000
SEGURO MARITIMO (SM)	%	5	305 000
PRECIO CIF CALLAO	USD		6 427 000
SOBRETASA	%	24	1 542 480
IMPUESTOS AL FLETE MARITIMO	%	20	65 400
PRECIO EX ALMACEN ADUANA	USD		8 034 880
IMPUESTO GENERAL A LAS VENTAS (IGV)	%	18	1 446 278
PRECIO ALMACEN CLIENTE (Santa Anita - Lima)	USD		9 481 158
FLETE LIMA - OBRA	\$/TM	25	27 500
ENSAMBLEJE EN OBRA	USD		85 000
PRECIO DEL EQUIPO EN OBRA	USD		9 593 658
INTALACIONES	%	5	479 683
TOTAL INVERSION EN EL SISTEMA	USD		10 073 341

5.3 COSTO DE LOS CORTADORES

El costo de los cortadores de las “TBMs”, es un rubro muy importante durante la excavación, puesto que representa entre el 20 y 30 % del costo de operación de la “TBM” (24,5 % caso Yuncan). La “TBM MK-12”, lleva 2 juegos de discos mellizos (center

cutters), 18 frontales (face cutters) y 5 cantoneras (gauge cutters), como se ha detallado en el acápite 4.11; cada cual con su propia estructura de montaje que se ilustran en los anexos D-1, D-2 Y D-3; el promedio del rendimiento de los cortadores en metros de túnel se presenta en el cuadro N° 5-2, acorde a lo tratado en el capítulo IV. Asimismo, luego de analizar los costo de sus componentes presentado en el anexo D-4, se ha llega a resumir los costos de los cortadores como muestra el cuadro N° 5-3 en metros de túnel excavado, del cual se puede deducir que el promedio ponderado de la vida de los cortadores sería 333,8 metros de excavación.

Cuadro N° 5-2: Vida promedio de los cortadores en metros de excavación

TIPO DE CORTADOR	VIDA EN METROS DE TUNEL (ME)
CORTADORES CENTRALES	441,84
CORTADORES FRONTALES	375,56
CORTADORES CANTONERAS	97,08

Cuadro N° 5-3: Costo de cortadores por metro de avance para la “TBM MK-12” en Yuncan

TIPO DE CORTADOR	COSTO UNITARIO POR METRO EXCAV. (\$/m)	NUMERO DE CORTADORES	COSTO TOTAL (\$/m)
CENTRAL (Center Cutter)	9,991	1	9,991
FACIAL (Face Cutter)	2,545	18	45,814
CANTONERAS (Gauge cutter)	10,128	5	50,638
COSTO TOTAL DE CORTADORES POR METRO (\$/m)			106,444

5.4 ANALISIS DE COSTOS POR METRO DE AVANCE

Para calcular el costo de excavación por metro de avance, se ha hecho un análisis detallado además de la inversión en equipo, de todos los requerimientos para la adecuada operación de la “TBM MK-12”.

5.4.1 INVERSIÓN EN EL EQUIPO Y REQUERIMIENTOS PARA SU OPERACIÓN

La inversión en el equipo puesto en obra y las instalaciones, así como todos los insumos y servicios que requiere para su funcionamiento, se presenta en el cuadro N° 5-4. El equipo puesto en obra llegó a costar USD 9 593 658 (habiendo sido su precio FOB de

USD 6 100 000), a ello se tiene que adicionar el costo de instalación, la inversión en el sistema resultó USD 10 073 341. El costo de cortadores por metro de avance se detalló en el cuadro N° 5-3. En cuanto a los requerimientos para el funcionamiento de la “TBM”, en parte se ha tomado de lo recomendado por Robbins y el resto de lo observado durante la operación de la máquina, en cuanto a los operadores, personal técnico y de apoyo. La Fig. N° 5-1 ilustra la sección típica de la excavación mostrando todas las instalaciones que requiere la operación de la “TBM”.

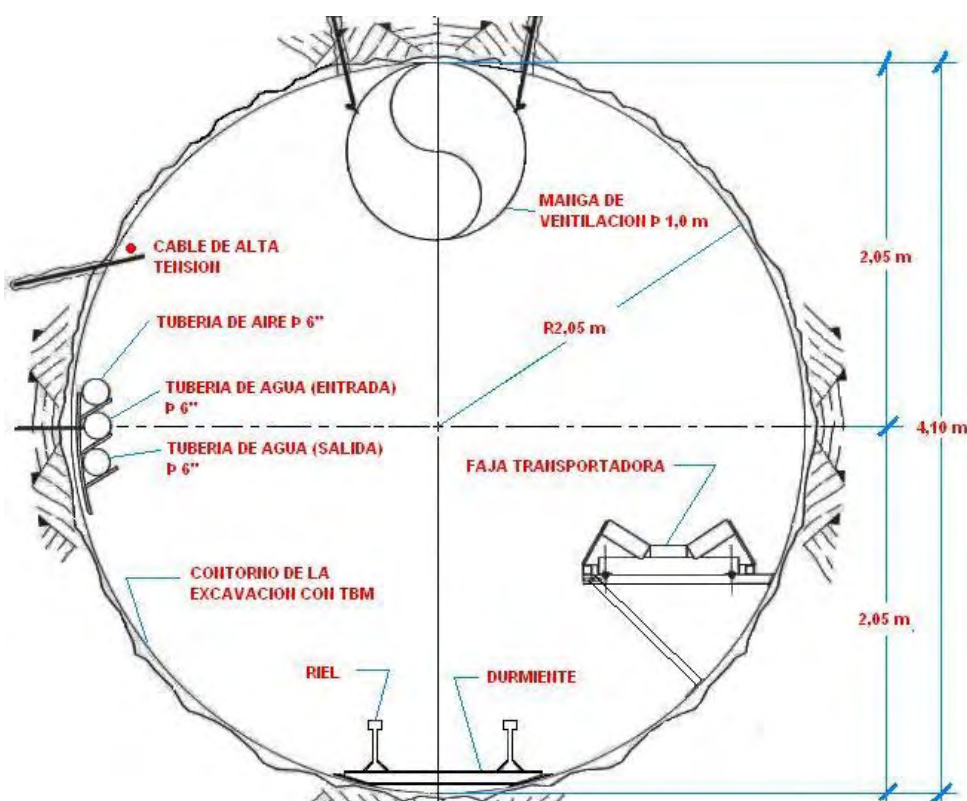


Figura N° 5-1: Sección de la excavación del túnel, mostrando las instalaciones necesarias para la operación de la “TBM MK 12”.

5.4.2 ANALISIS DE COSTOS POR METRO DE EXCAVACION:

Para hacer el análisis de costos por metro de excavación aplicando la “TBM MK 12”, se ha utilizado los datos de inversión que comprende a la “TBM” propiamente, backup y el sistema de transporte (conveyor), como se detalla en el cuadro N° 5-4. Asimismo, los datos complementarios para el cálculo de los costos de propiedad y operación, se presentan en el cuadro N° 5-5; considerando además un avance promedio por día de 23,83 m (determinado en el Capítulo IV), se obtienen los costos de propiedad, operación y

finalmente el costo por metro de excavación, como se detalla en el cuadro N° 5-6, de donde se desprende que el este costo es \$ 1 369 por metro de excavación, sin considerar los costos de sostenimiento, revestimiento, ambientales, gastos generales, entre otros.

Cuadro N° 5-4: Inversión en la “TBM MK 12” incluyendo su Backup y conveyor.

RUBRO	UNIDAD	PARCIAL	IMPORTE (USD)
PRECIO FOB (Washington)	USD	6 100 000	6 100 000
PESO APROXIMADO DEL EQUIPO (Incluye back up)	TM	1 100	
FLETE MARITIMO	\$/TM	20	22 000
SEGURO MARITIMO (SM)	%	5	305 000
PRECIO CIF CALLAO	USD		6 427 000
SOBRETASA	%	24	1 542 480
IMPUESTOS AL FLETE MARITIMO	%	20	65 400
PRECIO EX ALMACEN ADUANA	USD		8 034 880
IMPUESTO GENERAL A LAS VENTAS (IGV)	%	18	1 446 278
PRECIO ALMACEN CLIENTE (Santa Anita - Lima)	USD		9 481 158
FLETE LIMA - OBRA	\$/TM	25	27 500
ENSAMBLEJE EN OBRA	USD		85 000
PRECIO DEL EQUIPO EN OBRA	USD		9 593 658
INSTALACIONES	%	5	479 683
TOTAL INVERSION EN EL SISTEMA	USD		10 073 341
VIDA DEL EQUIPO	AÑOS	15	15
	M de túnel	20 000	20 000
VALOR DE SALVATAJE	%	20	1 918 732

5.5 LONGITUD ECONOMICA DE EXCAVACIÓN CON LA “TBM MK 12”

El presente análisis se ha hecho considerando el costo de inversión en el sistema presentado en el cuadro N° 5-4, lo cual como puede observarse es USD 10 073 341, al cual se ha adicionado los costos totales de operación (USD 679,942) deducido en el cuadro N° 5-6, para diferentes longitudes de túnel desde 1 000 m hasta 20 000 m (vida útil del equipo), con los cuales se ha vuelto a deducir el costo equivalente por metro excavado en (\$/ME), con cuyos resultados se obtiene el gráfico N° 5-1, donde se observa que la pendiente de la curva cae abruptamente para una longitud de túnel a partir de 6 500 m, a partir de esta longitud la curva se torna casi asintótica. De este análisis se puede concluir que la longitud económica de excavación con la “TBM MK 12”, aplicado en nuestro país sería a partir de 6 500 m de túnel.

Cuadro N° 5-5: Datos para el cálculo de los costos de propiedad y operación de la “TBM MK 12”.

HORAS DE OPERACIÓN POR AÑO	HR	3 000,00
INTERÉS FINANCIERO	%	15,00
SEGURO	%	2,00
IMPUESTOS	%	3,00
AVANCE PROMEDIO POR DIA (roca tipo B)	Metros / día	23,83
AVANCE HORARIO	Metros / HR	1,49
COSTO DE CORTADORES	\$/ME	106,44
COSTO DE SCRAPERS	\$/ME	3,20
COSTO UNITARIO DE ENERGIA	\$/KWH	0,09
CONSUMO DE ENERGÍA	KWH	1 258,70
GRASAS	\$/KG	3,30
CONSUMO DE GRASA	KG	200,00
RECAMBIO DE GRASAS	metros de tunel	500,00
COSTO DE ACEITE HIDRAULICO	\$/GL	7,00
CAPACIDAD DEL TANQUE DE A. HIDRAULICO	LT	2 700,00
VIDA DEL ACEITE HIDRAULICO	metros de tunel	1 000,00
COSTO DEL ACEITE DE LUBRICACIÓN	\$/GL	7,00
CONSUMO DE ACEITE DE LUBRICACIÓN	LT	800,00
VIDA DEL ACEITE DE LUBRICACION	metros de tunel	1 000,00
OPERADOR (BB + BS)	\$/MES	3 500,00
ASISTENTE DEL OPERADOR	\$/MES	3 000,00
MECANICO ESPECIALISTA	\$/MES	3 000,00
AYUDANTE DE MECANICO (2)	\$/MES	2 000,00
ELECTRICISTA ESPECIALISTA	\$/MES	3 000,00
AYUDANTE ELECTRICISTA (2)	\$/MES	2 000,00
REPARACIÓN Y MANTENIMIENTO	%	60,00
SOLDADORES (2)	\$/MES	2 000,00
CARRILANO ESPECIALISTA	\$/MES	1 000,00
AYUDANTES CARRILANOS (2)	\$/MES	800,00
LOCOMOTORISTA	\$/MES	800,00
PERFORISTAS (4)	\$/MES	600,00
OBREROS (4)	\$/MES	400,00

5.6 IMPACTO AMBIENTAL Y SU COSTO

La contaminación por vibración, polución, manejo de escombros, ruido, es prácticamente nulo o está bajo los niveles permisibles. La contaminación que ocasiona el funcionamiento de la TBM, es básicamente debido a la lubricación, fuga de aceites hidráulicos y caída natural de la grasa al lecho de la excavación por la lubricación automática del tubo de torque y otras partes. Estos contaminantes son arrastrados por el agua a través del túnel fuera de éste, en cuya parte externa, se construye e instala un tanque de sedimentación y un sistema de separación de grasas y aceites (instalado en la

desembocadura del tanque) como ilustra en la fotografía N° 5-1, para permitir la sedimentación de la partículas sólidas y separar las grasas y aceites, respectivamente (transportados del interior del túnel), de esa forma el agua drenado al río Paucartambo fluía exento de contaminantes.

Cuadro N° 5-6: Análisis del costo por metro excavado con la “TBM MK-12” en \$/ME.

COSTO DE PROPIEDAD (CP)

DEPRECIACIÓN (DEP)	\$/ME	407,730
COSTO FINANCIERO	\$/ME	180,359
COSTO DE SEGURO + IMPUESTOS	\$/ME	60,120
STOCK DE REPUESTOS Y SOPORTE TECNICO	%	40,773
SUBTOTAL CP	\$/ME	688,982

COSTO DE OPERACIÓN (CO)

COSTO DE CORTADORES	\$/ME	106,444
COSTO DE SCRAPERS (4)	\$/ME	3,200
COSTO DE ENERGIA	\$/ME	76,061
COSTO DE GRASAS	\$/ME	1,320
COSTO DE ACEITE HIDRAULICO	\$/ME	4,993
COSTO DEL ACEITE DE LUBRICACION	\$/ME	1,480
COSTO DEL OPERADOR	\$/ME	4,842
COSTO DEL ASISTENTE DEL OPERADOR	\$/ME	4,842
COSTO DEL MECANICO ESPECIALISTA	\$/ME	4,842
COSTO DE CABLE DE ALTA TENSION	\$/ME	12,000
COSTO DE AYUDANTES MECANICOS	\$/ME	6,456
COSTO DEL ELECTRICISTA ESPECIALISTA	\$/ME	4,842
COSTO DE AYUDANTES ELECTRICISTAS	\$/ME	6,456
COSTO DE REPARACIÓN Y MANTENIMIENTO	\$/ME	244,638
COSTO DE LOCOMOTORISTA	\$/ME	1,291
COSTO DE PERFORISTAS	\$/ME	3,874
COSTO DE OBREROS	\$/ME	2,582
COSTO DE LA LINEA FERREA	\$/ME	25,831
COSTO DE TALLER DE SOLDADURA	\$/ME	5,000
OTROS SERVICIOS (agua, alumbrado, ventilación, etc.)	\$/ME	38,948
COSTO DE LA FAJA TRANSPORTADORA	\$/ME	120,000
SUB TOTAL COSTO DE OPERACIÓN (CO)	\$/ME	679,942
COSTO TOTAL POR METRO DE EXCAVACION	\$/ME	1 368,924

En el caserío de Auquimarca, cerca al campamento del personal staff, se tenía acondicionado el relleno sanitario, para acopiar todos los materiales y herramientas descartados, provenientes de los distintos frentes de la operación, entre ellos de Penstock 1, acceso al túnel N° 4 excavado con la “TBM MK-12”.

Asimismo, el material extraído de la excavación, en parte se usó para rippear las carreteras de Paucartambo – Huallamayo - Santa Isabel, el material remanente se apilaría construyendo muros de contención en zonas aledañas al portal de la ventanas de acceso, de tal forma que terminada la excavación y apilamiento del escombros, se arborizaría con especies utilitarias para la comunidad. Resulta difícil estimar el costo involucrado en el control ambiental. Sin embargo, cabe citar que este rubro estaba a cargo de todo un Departamento, integrado por personal altamente calificado en la materia y liderado por un Ing. Ambiental, quienes también permanentemente hacían la auditoría ambiental interno en los distintos frentes de la obra, al cual se sumaba la auditoría que hacía el personal de SKANSKA de Suecia.

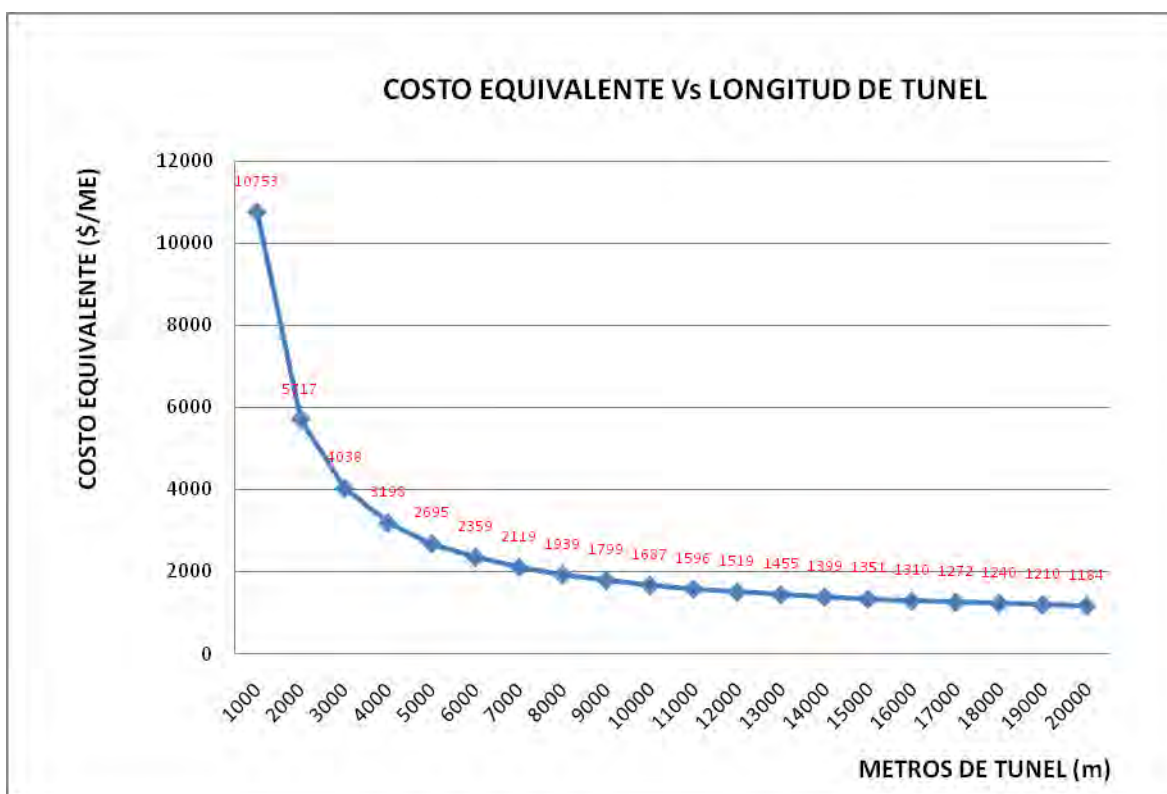


Gráfico N° 5-1: Costo de excavación equivalente en función de la longitud del túnel y longitud económica excavación aplicando la “TBM MK 12”

5.7 ANALISIS ECONOMICO

El siguiente análisis, se ha hecho considerando la excavación en roca tipo “B” (clase II), para hacer el análisis comparativo con el sistema de perforación y voladura, cuyo

estudio se hizo en la corrida del mismo túnel en este tipo de roca. Asimismo, se ha supuesto que la generación de energía se produciría inmediatamente después de concluida la excavación, puesto que en realidad concluida la excavación, continúan los trabajos sostenimiento, reforzamiento y sobre todo los trabajos de la parte eléctrica; pero por ser etapas comunes para cualquier sistema de excavación, se les ha obviado en este análisis.



a



b

Fotografía N° 5-1: Tratamiento de las aguas del túnel. a) Tanque de sedimentación. b) Separador de aceites y grasas.

La excavación de los 5 762,52 m del túnel N° 4 con la “TBM NK-12” se culminaría antes de 2 años. Sin embargo, el presente análisis se ha hecho asumiendo una longitud de 10 km de túnel y la roca tipo “B” (clase II según Bieniawski), para este análisis previamente se determinó el tiempo en años que demandaría su excavación a base del avance promedio de 23,83 m de túnel por día registrado durante el estudio en este tipo de roca. Asimismo, asumiendo 26 días de operación por mes, se determinó el avance por mes y año de 619,45 y 7 433,40; respectivamente, con esta información se determinó el costo de operación por kilómetro y año como explicita el cuadro N° 5-7.

Establecido los 1,35 años que demandaría la excavación de los 10 km de túnel con la “TBM MK-12”, se estimó los ingresos brutos por la generación de los 130 000 KW de potencia en Yuncan, con lo cual se estimó la generación de energía por año en KWH,

Cuadro N° 5-10: Valor actual Neto (VAN) para los primeros 8 años

AÑO	FLUJO	FACTOR DE ACTUAL.	VAN
0	-10 073 341	1,000	-10 073 341
1	-5 439 535	0,909	-4 945 032
2	38 019 831	0,826	31 421 348
3	60 147 360	0,751	45 189 602
4	60 147 360	0,683	41 081 456
5	60 147 360	0,621	37 346 778
6	60 147 360	0,564	33 951 617
7	60 147 360	0,513	30 865 106
8	60 147 360	0,467	28 059 187
TOTAL			232 896 721

CAPITULO VI

ANALISIS TECNICO-ECONOMICO DE LA EXCAVACIÓN DEL TUNEL N° 4 CON EL SISTEMA CONVENCIONAL DE “PERFORACION Y VOLADURA” EN YUNCAN

En el cuadro N° 3-1 (Cap. III) se presentó los principales túneles de aducción en Yuncán, dentro de ellos el túnel N° 4, el mismo que se excavaría tanto con la “TBM MK-12” y también con el sistema convencional de “Perforación y Voladura” (P&V). El presente estudio se realizó en el tramo comprendido entre la ventana N° 3 cuya vista panorámica ilustra la fotografía N° 6-1 y la intersección de los túneles N° 2 y 3 (cerca a la presa Huallamayo), a lo largo de 321,94 m de túnel (avance de Abril y Mayo de 2001), siendo la roca predominante tipo “B” (Clase II según Bieniawski). Asimismo, se tenía previsto evacuar la “TBM MK-12” por esta ventana, una vez que concluyera la excavación del tramo asignado.

Con los resultados obtenidos del estudio, análogo al caso de la “TBM MK 12”, el análisis correspondiente se ha hecho asumiendo la excavación de 10 km de túnel en roca tipo “B” (clase II), que primó durante el período de estudio.



Fotografía N° 6-1: Vista panorámica del acceso a la ventana 3

6.1 PERFORACIÓN:

6.1.1 EQUIPO DE PERFORACIÓN :

El equipo de perforación utilizado fue la Perforadora hidráulica Atlas Copco Rocket Boomer 282 de dos brazos, cuyas características básicas se resumen en el cuadro N° 6-1. Asimismo, la fotografía N° 6-2 ilustra esta perforadora en operación en el túnel de aducción N° 4.

Cuadro N° 6-1: Especificaciones técnicas básicas de la perforadora Jumbo hidráulico Rocket Boomer 282.

EQUIPO DE PERFORACIÓN: ROCKET BOOMER 282 Dimensiones básicas: Ancho 2,20 m Largo 11,82 m Alto 3,00 m Peso 19,00 TM	Número de brazos	2
	Viga	2 x BUT 28
	Número de perforadoras COP 1838	2
	Avance	2 x BMH 2831
	Longitud total de pluma (m)	6,507
	Profundidad máxima de taladro (m)	4,625
	Número de motores eléctricos de 175 Kw	2
	Potencia requerida (Kw)	158
	Potencia de motor diesel (HP)	74



Fotografía N° 6-2: Jumbo hidráulico Rocket Boomer 282 perforando en el túnel de aducción N° 4 (ventana 3).

6.1.2 PARAMETROS DE PERFORACIÓN:

El cuadro N° 6-2 presenta las dimensiones del túnel N° 4 y los promedios de los parámetros básicos de la operación de perforación, entre ellos el diámetro y profundidad de los taladros, el número de taladros perforados por guardia, el avance, entre otros. Cabe indicar que los datos consignados en este cuadro corresponden a los promedios de los resultados de los meses de Abril y Mayo de 2001, cuyo detalle se presenta en el anexo E-1.

Cuadro N° 6-2: Dimensiones del túnel N° 4 y los parámetros de perforación

SECCION DEL TUNEL en "D"	Ancho (m)	4,10
	Alto (m)	4,05
	Sección (m ²)	14,80
PARAMETROS DE PERFORACIÓN	Diámetro (mm)	45,00
	Profundidad promedio de taladros (m)	2,85
	Número de taladros por disparo (tal/disp)	57,10
	Avance promedio por disparo (ma/disp)	2,73
	Tiempo promedio de perforación (Hr/disp)	1,87
	Velocidad de perforación (mp/Hr)	95,09
	Metros perforados por metro de avance (mp/ma)	59,502
	Sobre excavación (%)	20,000
	Volumen roto por disparo (m ³ /disp)	48,540
	Perforación específica (mp/m ³)	3,350

6.1.3 ACCESORIOS DE PERFORACIÓN Y RENDIMIENTO:

La perforación del frente se hacía en simple paso (una sola barra), con brocas de botones, y coplas además del shank adapter. Lo referente a la vida de los aceros de perforación, se ha considerado lo establecido por Atlas Copco, el mismo que se detalla en el cuadro N° 6-3, entre otros, la vida de los aceros de perforación en función del tipo roca y excavación.

6.2 VOLADURA

Para los efectos de la voladura, se emplearon básicamente explosivos y accesorios de voladura, abastecidos desde el polvorín ubicado en la localidad de Santa Isabel (cerca a la casa de máquinas). Los explosivos fueron básicamente las dinamitas semexsa 65 cuyas

dimensiones y características ilustra el cuadro N° 6-4. Los cartuchos de 32x200 y 38 x 200 mm, se cargaban a los taladros frontales; mientras que los de 22x180mm y 28x180 mm se hacían lo propio a los taladros cuadradores.

Cuadro N° 6-3: Vida útil y frecuencia de afilado en metros perforados de los aceros de perforación (fuente: Atlas Copco)

TIPO DE EXCAVACIÓN	ACCESORIOS DE PERFORACION		ROCA ABRASIVA		ROCA POCO ABRASIVA	
			AFILADO	VIDA UTIL	AFILADO	VIDA UTIL
TUNELES Y GALERIAS	BARRENOS INTEGRALES		20 - 25	200 - 300	150	700 - 800
	BROCAS DE PASTILLAS		20 - 25	250 - 350	150	900 - 1200
	BROCA DE BOTONES			250 - 550		1000 - 1300
	VARILLAJE DE EXTENSION	Perf. Neumát.		1000		1500
		Perf. Hidráulicas		1600		1900
	ADAPTADORES DE CUALATAS	Perf. Neumát.		1200		1600
Perf. Hidráulicas			2500		3500	
PERFORACION EN BANCOS	BARRENOS INTEGRALES		20 - 25	150 - 200	150	600 - 800
	BROCAS DE PASTILLAS		20 - 25	200 - 400	150	800 - 1200
	BROCA DE BOTONES	Diám.>= 64 mm	60 - 100	400 - 1000	300	1200 - 2500
		Diám.< 57 mm	100 - 150	300 - 600	300	900 - 1300
	BROCA DE BOTONES EN DTH		40 - 60	400 - 1000	300	1200 - 2500
	VARILLAJE DE EXTENSION			600		1800
	COPLAS			600		1800
	ADAPTADORES DE CUALATAS	Perf. Neumát.		1500		2000
Perf. Hidráulicas			3000		4000	

El ANFO se usaba en terreno exento de agua y más suaves. Durante los 2 meses que duró el estudio en este frente, se tuvo abundante agua en el frente de trabajo, además del terreno bastante duro (roca Clase II), por lo que las voladuras durante ese período se hicieron únicamente dinamitas. El cuadro 6-5 presenta los promedios de los parámetros de voladura en el túnel N° 4 de Yuncan, entre ellos la profundidad de taladros, avance por disparo, número de taladros, la carga explosiva y el tiempo de carguío y disparo deducidos a partir de la información presentada en el anexo E-2.

Los accesorios de voladura empleados fueron normalmente: Noneles TECNEL de período corto y largo, cordón detonante de 5 y 10 g/m, mecha de seguridad y fulminante común N° 8.

6.3 EQUIPO DE CARGUIO:

El equipo utilizado para el carguío a los camiones, fue un cargador frontal LIEBHERR L 550 2plus2, ilustrado en la fotografía N° 6-3, siendo sus características básicas: Capacidad de la cuchara 5 m³ y Potencia del motor 174 HP.

Cuadro N° 6-4: Dimensiones y características de las dinamitas Semexsa 65 en Yuncan.

Dimensiones del cartucho (mm)		Densidad (g/cc)	Peso unitario (kg/cart)
Diámetro	longitud		
22	180	1,12	0,077
28	180	1,12	0,124
32	200	1,12	0,180
38	300	1,12	0,381

Cuadro N° 6-5: Promedios de los parámetros de voladura durante Abril y Mayo de 2001 en Yuncan

Mes	Num. de disparos por guardia (disp/Gdia)	Prof. de taladros (m)	Avance por disparo (m)	Taladros por disparo (tal/disp)	CARGA EXPLOSIVA POR TIPO DE TALADRO (kg/disp)					Tiempo de carguío y disparo (Hr/disp)
					Zapater.	Cortes	Ayuda	Cuadrad.	TOTAL	
ABRIL	2,13	2,73	2,65	56,19	17,64	28,81	42,77	22,51	111,74	0,93
MAYO	1,47	2,96	2,82	58,00	31,75	49,09	80,36	20,85	182,05	0,970
TOTAL	1,80	2,85	2,73	57,10	24,70	38,95	61,56	21,68	146,89	0,781



Fotografía N° 6-3: Cargador frontal LIEBHERR L550 2plus2.

6.4 EQUIPOS DE TRANSPORTE

Los equipos para el transporte del escombros fueron los camiones VOLVO NL 12 con tolva de 12 m³ de capacidad, durante los 2 meses que se realizó el estudio estuvieron trabajando 2 camiones (normalmente con códigos de operación 327-02 y 327-04).



Fotografía N° 6-4: Volquete VOLVO NL 12.

6.5 OTROS EQUIPOS

Otros equipos utilizados en este frente de trabajo fueron: Compresor de aire portátil, retroexcavadora, bombas de agua, ventiladores, entre otros.

6.6 ESTUDIO DE TIEMPOS DE EXCAVACIÓN DEL TUNEL N° 4 CON “PERFORACIÓN Y VOLADURA”

Este estudio se llevó a cabo a partir de los reportes de las diferentes actividades que se desarrollaron como en cualquier excavación de túneles, entre ellos, perforación, voladura, ventilación, desquinche, limpieza, topografía, servicios auxiliares u otros tiempos. El cuadro N° 6-6 presenta los promedios obtenidos en los meses de Abril y Mayo del 2001 (ver detalle en el anexo E-3) y el promedio de ambos meses, así como el

número de disparos por guardia. La importancia de estos resultados radica en que permiten el cálculo de los rendimientos del sistema.

Cuadro N° 6-6: Tiempos promedios de de las unidades operativas por disparo (Abril y Mayo).

PROMEDIOS	Núm. Disp. Por Guardia (disp/Gdia)	TIEMPOS POR UNIDADES OPERATIVAS (min/disp)									Total horas por disparo (Hr/disp)
		Perfor.	Carguío y disparo	Vent	Desq	Limp	Topog	Servicios auxiliares	Otros	Total	
ABRIL	2,13	92,27	35,56	33,63	33,67	90,26	30,38	17,08	22,70	355,55	5,93
MAYO	1,47	132,36	58,21	31,91	32,00	126,00	34,09	6,23	38,49	459,29	7,65
TOTAL	1,80	112,32	46,88	32,77	32,83	108,13	32,23	11,65	30,59	407,42	6,79

6.7 INVERSION EN EQUIPOS E INSTALACIONES

La inversión en equipos para el sistema de perforación y voladura está en función de la longitud del túnel, al tener que ir incrementando unidades de transporte como profundiza su excavación, este detalle ilustra el cuadro N° 6-7. Para el análisis de costos con este sistema de excavación se ha considerado longitudes de túnel que van de 500 hasta 20 000 m a fin que permita hacer el análisis comparativo con la “TBM MK 12”. Las instalaciones son básicamente para la operación del equipo de perforación; entre otros, instalaciones eléctricas, agua, aire comprimido, al que se adiciona la instalación de la ventilación; ya incluidos dentro de la inversión en equipos de perforación.

6.8 VIDA DE LOS EQUIPOS

En cuanto a la vida de los equipos para los efectos de los cálculos, se ha tomado en cuenta lo establecido por otras experiencias y lo recomendado por el fabricante, tal como está indicado en los anexos E-4, E-5 y E-6.

6.9 ANALISIS DE COSTOS DE LA EXCAVACIÓN DEL TUNEL N° 4 CON “PERFORACIÓN Y VOLADURA”

6.9.1 COSTO DE PERFORACIÓN

El cálculo de costos de perforación se ha realizado en base a los datos presentados en los cuadros 6-1, 6-2, 6-3 y 6-7, cuyos detalles de costos unitarios y vidas útiles se presenta en el anexo E-4.

Cuadro N° 6-7: Inversión en equipos en función de la longitud del túnel

LONGITUD DEL TUNEL (m)	INVERSION EN EQUIPOS (USD)				TOTAL
	PERFORAC.	CARGUIO	TRANSPORTE		
			NUMERO CAMIONES	INVERSION	
500	1 176 000	299 000	1	120 000	1 595 001
1 000	1 176 000	299 000	1	120 000	1 595 001
1 500	1 176 000	299 000	1	120 000	1 595 001
2 000	1 176 000	299 000	2	240 000	1 715 002
2 500	1 176 000	299 000	2	240 000	1 715 002
3 000	1 176 000	299 000	2	240 000	1 715 002
3 500	1 176 000	299 000	3	360 000	1 835 003
4 000	1 176 000	299 000	3	360 000	1 835 003
4 500	1 176 000	299 000	3	360 000	1 835 003
5 000	1 176 000	299 000	4	480 000	1 955 004
5 500	1 176 000	299 000	4	480 000	1 955 004
6 000	1 176 000	299 000	4	480 000	1 955 004
6 500	1 176 000	299 000	5	600 000	2 075 005
7 000	1 176 000	299 000	5	600 000	2 075 005
7 500	1 176 000	299 000	5	600 000	2 075 005
8 000	1 176 000	299 000	6	720 000	2 195 006
8 500	1 176 000	299 000	6	720 000	2 195 006
9 000	1 176 000	299 000	6	720 000	2 195 006
9 500	1 176 000	299 000	7	840 000	2 315 007
10 000	1 176 000	299 000	7	840 000	2 315 007
10 500	1 176 000	299 000	7	840 000	2 315 007
11 000	1 176 000	299 000	8	960 000	2 435 008
11 500	1 176 000	299 000	8	960 000	2 435 008
12 000	1 176 000	299 000	8	960 000	2 435 008
12 500	1 176 000	299 000	9	1 080 000	2 555 009
13 000	1 176 000	299 000	9	1 080 000	2 555 009
13 500	1 176 000	299 000	9	1 080 000	2 555 009
14 000	1 176 000	299 000	10	1 200 000	2 675 010
14 500	1 176 000	299 000	10	1 200 000	2 675 010
15 000	1 176 000	299 000	10	1 200 000	2 675 010
15 500	1 176 000	299 000	11	1 320 000	2 795 011
16 000	1 176 000	299 000	11	1 320 000	2 795 011
16 500	1 176 000	299 000	11	1 320 000	2 795 011
17 000	1 176 000	299 000	12	1 440 000	2 915 012
17 500	1 176 000	299 000	12	1 440 000	2 915 012
18 000	1 176 000	299 000	12	1 440 000	2 915 012
18 500	1 176 000	299 000	13	1 560 000	3 035 013
19 000	1 176 000	299 000	13	1 560 000	3 035 013
19 500	1 176 000	299 000	13	1 560 000	3 035 013
20 000	1 176 000	299 000	14	1 680 000	3 155 014

Los resultado de los cálculos se presenta en el cuadro N° 6-8, del que se concluye que el costo por metro perforado usando el equipo de perforación indicado, para diámetro de perforación de 45 mm y en roca tipo “B” (clase II) es 3,22 \$/mp y el costo de perforación por metro de avance resulta 190,258 \$/ma.

Cuadro N° 6-8: Análisis del costo de perforación en la excavación del túnel N° 4 de Yuncán

COSTO DE PROPIEDAD (CP)	DEPRECIACION	63,333
	COSTO FINANCIERO	35,280
	SEGURO + IMPUESTOS	11,760
	TOTAL COSTO DE PROPIEDAD HORARIO(CP)	110,373
	COSTO DE PROP. POR METRO PERFORADO	1,161
	COSTO POR METRO DE AVANCE (\$/ma)	68,583
COSTO DE OPERACIÓN (CO)	ENERGIA	13,750
	ACEITE HIDRÁULICO	0,370
	NEUMATICOS	0,400
	COMBUSTIBLE	1,355
	REPARACIÓN Y MANTENIMIENTO	38,000
	OPERADOR	3,958
	AYUDANTE	3,667
	TOTAL COSTO HORARIO DE OPERACIÓN (CO)	47,750
	COSTO DE OPER. POR METRO PERFORADO	0,502
	COSTO POR METRO DE AVANCE (\$/ma)	29,670
COSTO DE ACEROS DE PERFORACIÓN (CAP)	BROCAS	0,286
	BROCA RIMADORA	0,943
	BARRA DE EXTENSIÓN	0,227
	ADAPTADOR DE CULATA	0,073
	COPLAS	0,029
	TOTAL CAP POR METRO PERFORADO	1,557
	COSTO POR METRO DE AVANCE (\$/ma)	70,554
TOTAL COSTO HORARIO DEL EQUIPO (\$/Hr)		158,123
COSTO DE PERFORACIÓN POR METRO PERFORADO (\$/mp)		3,220
COSTO DE PERFORACIÓN POR METRO DE AVANCE (\$/ma)		190,258

6.9.2 COSTO DE VOLADURA

Para el cálculo de voladura se ha tomado como base los datos detallados en el anexo E-2 y los precios unitarios y consumos presentados en el cuadro N° 6-9, con lo cual se llegó a establecer que el costo de voladura por metro de avance fue 438,566 \$/ma.

6.9.3 COSTO DE CARGUO

El costo de carguío con el cargador frontal LIEBHERR L550 2plus2, se ha deducido a partir de los datos detallados en el anexo E-5, cuyo resultado se presenta en el cuadro N°

6-10, donde como resultados se observan que el costo de carguío horario y por metro de avance son respectivamente 58,001 \$/Hr y 37,980 \$/ma.

Cuadro N° 6-9: Análisis del costo de voladura

SECCION DEL TUNEL EN "D"	Ancho (m)	4,10
	Alto (m)	4,05
	Sección (m ²)	14,80
	Profundidad promedio de taladros (m)	2,85
DATOS DE VOLADURA	Diámetro (mm)	45,00
	Profundidad promedio de taladros (m)	2,85
	Número de taladros	57,10
	Avance promedio por disparo (ma/disp)	2,75
	Cantidad de explosivo por disparo (kg/disp)	146,894
	Costo unitario de explosivo (\$/kg)	2,000
	Piezas de NONEL por disparo	57,10
	Costo unitario de NONEL (\$/pz)	1,300
	Metros de cordón detonante 3P por disparo (m/disp)	10,000
	Costo unitario de cordón detonante (\$/m)	0,200
	Metros de mecha de seguridad (m/disp)	2,000
	Costo unitario de mecha de Seg. (\$/m)	0,120
	Piezs de fulminante N° 6 (Pz/disp)	2,000
	Costo unitario de fulminante (\$/pz)	0,100
Maestro disparador (\$/Hr)	3,600	
Ayudante de disparador (\$/Hr)	3,400	
COSTOS DE VOLADURA POR METRO DE AVANCE (\$/ma)	Costo de explosivo por disparo (\$/disp)	293,788
	Costo de explosivo por metro de avance (\$/ma)	106,748
	NONEL (\$/ma)	26,970
	Cordón detonante (\$/ma)	0,727
	Mecha de seguridad (\$/ma)	0,087
	Fulminante (\$/ma)	0,073
	Mano de Obra (\$/ma)	10,174
TOTAL COSTO DE VOLADURA POR METRO DE AVANCE (\$/ma)		438,566

6.9.4 COSTO DE TRANSPORTE

El costo de transporte varía como profundiza la excavación del túnel, como se ha

indicado también anteriormente, donde luego de estimar el número de camiones requeridos de acuerdo a la longitud del túnel, se determinó la inversión en camiones y la inversión total. Por consiguiente, el costo de transporte estará en función de la longitud del túnel, con cuyo propósito primero se ha determinado el costo horario para un camión utilizado en el proyecto hidroeléctrico de Yuncan, el mismo que se detalla en cuadro N° 6-11, con cuyo resultado y conjugando con los datos del cuadro N° 6-7, se ha determinado el costo de transporte horario y por metro de avance, resultados que se presentan en el cuadro N° 6-12, siempre en función de la longitud del túnel. Cabe indicar que en el anexo E-6 se presente el detalle de los cálculos al respecto.

Cuadro N° 6-10: Análisis de costo de carguío a camiones

COSTO DE PROPIEDAD (CP)	DEPRECIACION	15,760
	COSTO FINANCIERO	8,970
	SEGURO + IMPUESTOS	2,990
	TOTAL COSTO DE PROPIEDAD HORARIO(CP)	27,720
	POR METRO DE AVANCE (\$/ma)	18,151
COSTO DE OPERACIÓN (CO)	ACEITE HIDRÁULICO	0,370
	NEUMATICOS	0,571
	COMBUSTIBLE	15,925
	REPARACIÓN Y MANTENIMIENTO	9,456
	OPERADOR	3,958
	TOTAL COSTO HORARIO DE OPERACIÓN (CO)	30,281
	COSTO DE OPER. POR METRO DE AVANCE (\$/ma)	19,828

TOTAL COSTO HORARIO DE EQUIPO (\$/Hr) 58,001

COSTO DE CARGUJO POR METRO DE AVANCE (\$/ma) 37,980

Cuadro N° 6-11: Costo horario de cada camión

COSTO DE PROPIEDAD (CP)	DEPRECIACION	6,167
	COSTO FINANCIERO	3,600
	SEGURO + IMPUESTOS	1,200
	TOTAL COSTO DE PROPIEDAD HORARIO(CP)	10,967
	POR METRO DE AVANCE (\$/ma)	7,181
COSTO DE OPERACIÓN (CO)	ACEITE HIDRÁULICO	0,296
	NEUMATICOS	0,603
	COMBUSTIBLE	22,050
	REPARACIÓN Y MANTENIMIENTO	3,700
	OPERADOR	3,958
	TOTAL COSTO HORARIO DE OPERACIÓN (CO)	30,607
	COSTO DE OPER. POR METRO DE AVANCE (\$/ma)	20,042

TOTAL COSTO HORARIO DE EQUIPO (\$/Hr) (cada camión) 41,574

Cuadro N° 6-12: Análisis del costo de camiones en función de la longitud del túnel

Long del túnel (m)	NUM. CAMIONES	INVERSIÓN (USD)	COSTO HORARIO POR CAMION (\$/Hr)			COSTO POR METRO DE AVANCE (\$/ma)		
			Costo de propiedad	Costo de operación	TOTAL	Costo de propiedad	Costo de operación	TOTAL
500	1	120 000	10,967	30,607	41,574	7,181	20,042	27,223
1 000	1	120 000	10,967	30,607	41,574	7,181	20,042	27,223
1 500	1	120 000	10,967	30,607	41,574	7,181	20,042	27,223
2 000	2	240 000	21,933	61,214	83,148	14,362	40,084	54,446
2 500	2	240 000	21,933	61,214	83,148	14,362	40,084	54,446
3 000	2	240 000	21,933	61,214	83,148	14,362	40,084	54,446
3 500	3	360 000	32,900	91,821	124,721	21,543	60,126	81,669
4 000	3	360 000	32,900	91,821	124,721	21,543	60,126	81,669
4 500	3	360 000	32,900	91,821	124,721	21,543	60,126	81,669
5 000	4	480 000	43,867	122,428	166,295	28,725	80,168	108,892
5 500	4	480 000	43,867	122,428	166,295	28,725	80,168	108,892
6 000	4	480 000	43,867	122,428	166,295	28,725	80,168	108,892
6 500	5	600 000	54,833	153,035	207,869	35,906	100,210	136,116
7 000	5	600 000	54,833	153,035	207,869	35,906	100,210	136,116
7 500	5	600 000	54,833	153,035	207,869	35,906	100,210	136,116
8 000	6	720 000	65,800	183,643	249,443	43,087	120,252	163,339
8 500	6	720 000	65,800	183,643	249,443	43,087	120,252	163,339
9 000	6	720 000	65,800	183,643	249,443	43,087	120,252	163,339
9 500	7	840 000	76,767	214,250	291,016	50,268	140,294	190,562
10 000	7	840 000	76,767	214,250	291,016	50,268	140,294	190,562
10 500	7	840 000	76,767	214,250	291,016	50,268	140,294	190,562
11 000	8	960 000	87,733	244,857	332,590	57,449	160,336	217,785
11 500	8	960 000	87,733	244,857	332,590	57,449	160,336	217,785
12 000	8	960 000	87,733	244,857	332,590	57,449	160,336	217,785
12 500	9	1 080 000	98,700	275,464	374,164	64,630	180,378	245,008
13 000	9	1 080 000	98,700	275,464	374,164	64,630	180,378	245,008
13 500	9	1 080 000	98,700	275,464	374,164	64,630	180,378	245,008
14 000	10	1 200 000	109,667	306,071	415,738	71,811	200,420	272,231
14 500	10	1 200 000	109,667	306,071	415,738	71,811	200,420	272,231
15 000	10	1 200 000	109,667	306,071	415,738	71,811	200,420	272,231
15 500	11	1 320 000	120,633	336,678	457,311	78,992	220,462	299,454
16000	11	1320000	120,633	336,678	457,311	78,992	220,462	299,454
16500	11	1320000	120,633	336,678	457,311	78,992	220,462	299,454
17000	12	1440000	131,600	367,285	498,885	86,174	240,504	326,677
17500	12	1440000	131,600	367,285	498,885	86,174	240,504	326,677
18000	12	1440000	131,600	367,285	498,885	86,174	240,504	326,677
18500	13	1560000	142,567	397,892	540,459	93,355	260,546	353,900
19000	13	1560000	142,567	397,892	540,459	93,355	260,546	353,900
19500	13	1560000	142,567	397,892	540,459	93,355	260,546	353,900
20000	14	1680000	153,533	428,499	582,033	100,536	280,588	381,123

6.9.5 COSTO TOTAL POR METRO DE AVANCE

El costo total por metro de avance se ha determinado a base de los cálculos anteriores

como se presenta en el cuadro N° 6-13, en función de la longitud del túnel de 500 a 20 000 m, considerando los costos de perforación, voladura, carguío y transporte, similar al análisis realizado para la excavación con la “TBM MK 12”.

Cuadro N° 6-13: Costo total por metro de avance en función de la longitud del túnel

LONGITUD DEL TUNEL (m)	COSTO DE EQUIPO POR METRO DE AVANCE (\$/ma)				COSTO DE VOLADURA (\$/ma)	COSTO TOTAL POR METRO DE AVANCE (\$/ma)
	Perforación	Carguío	Transporte	Total		
500	190,258	37,980	27,223	255,460	438,566	694,027
1 000	190,258	37,980	27,223	255,460	438,566	694,027
1 500	190,258	37,980	27,223	255,460	438,566	694,027
2 000	190,258	37,980	54,446	282,683	438,566	721,250
2 500	190,258	37,980	54,446	282,683	438,566	721,250
3 000	190,258	37,980	54,446	282,683	438,566	721,250
3 500	190,258	37,980	81,669	309,907	438,566	748,473
4 000	190,258	37,980	81,669	309,907	438,566	748,473
4 500	190,258	37,980	81,669	309,907	438,566	748,473
5 000	190,258	37,980	108,892	337,130	438,566	775,696
5 500	190,258	37,980	108,892	337,130	438,566	775,696
6 000	190,258	37,980	108,892	337,130	438,566	775,696
6 500	190,258	37,980	136,116	364,353	438,566	802,919
7 000	190,258	37,980	136,116	364,353	438,566	802,919
7 500	190,258	37,980	136,116	364,353	438,566	802,919
8 000	190,258	37,980	163,339	391,576	438,566	830,142
8 500	190,258	37,980	163,339	391,576	438,566	830,142
9 000	190,258	37,980	163,339	391,576	438,566	830,142
9 500	190,258	37,980	190,562	418,799	438,566	857,365
10 000	190,258	37,980	190,562	418,799	438,566	857,365
10 500	190,258	37,980	190,562	418,799	438,566	857,365
11 000	190,258	37,980	217,785	446,022	438,566	884,588
11 500	190,258	37,980	217,785	446,022	438,566	884,588
12 000	190,258	37,980	217,785	446,022	438,566	884,588
12 500	190,258	37,980	245,008	473,245	438,566	911,811
13 000	190,258	37,980	245,008	473,245	438,566	911,811
13 500	190,258	37,980	245,008	473,245	438,566	911,811
14 000	190,258	37,980	272,231	500,468	438,566	939,034
14 500	190,258	37,980	272,231	500,468	438,566	939,034
15 000	190,258	37,980	272,231	500,468	438,566	939,034
15 500	190,258	37,980	299,454	527,691	438,566	966,258
16 000	190,258	37,980	299,454	527,691	438,566	966,258
16 500	190,258	37,980	299,454	527,691	438,566	966,258
17 000	190,258	37,980	326,677	554,914	438,566	993,481
17 500	190,258	37,980	326,677	554,914	438,566	993,481
18 000	190,258	37,980	326,677	554,914	438,566	993,481
18 500	190,258	37,980	353,900	582,138	438,566	1 020,704
19 000	190,258	37,980	353,900	582,138	438,566	1 020,704
19 500	190,258	37,980	353,900	582,138	438,566	1 020,704
20 000	190,258	37,980	381,123	609,361	438,566	1 047,927

6.10 LONGITUD ECONOMICA DE EXCAVACIÓN CON “PERFORACION Y VOLADURA”

Similar al caso de la “TBM MK-12”, este análisis se ha hecho considerando el costo de inversión en el sistema, presentado en el cuadro N° 6-7, lo cual varía con la longitud del túnel, al que se ha adicionado los costos totales de operación y voladura cuyo detalle se presenta en el anexo E-7, para longitudes que van de 500 a 20 000 m de túnel, con los cuales se ha deducido el costo equivalente por metro excavado en (\$/ma), cuyos resultados se ilustra en el gráfico N° 6-1, donde se observa que la pendiente de la curva cae abruptamente a partir de 2 500 m de túnel, a partir de dicha longitud la curva se torna casi asintótica; del cual, se puede concluir que la longitud económica de excavación con “Perforación y Voladura” sería esta longitud.



Gráfico N° 6-1: Costo equivalente por metro de excavación Vs longitud del túnel para “P&V”.

6.11 IMPACTO AMBIENTAL Y SU COSTO

La contaminación al ambiente del sistema de perforación y voladura, son diversas, empezando por los equipos de perforación, carguío, transporte, etc., como: Emanación de gases por el accionamiento diesel, contaminación por el derrame de aceites y lubricantes, contaminación por el lodo como producto de la perforación y circulación de equipos, la

polución durante la remoción del escombros (en los puntos de carga y descarga) y por la circulación de vehículos en la superficie, ruido durante la operación de los equipos, entre otros.

A la contaminación antes indicada, se suma lo ocasionado por las voladuras, siendo uno de los más significativos la desestabilización de la roca remanente, contaminación por los gases de la detonación, polución, vibración y golpe de aire. Las voladuras también incrementan la afluencia de las aguas subterráneas a las labores, incrementando los problemas en su drenaje. Todos los residuos sólidos, se captaba en el tanque de sedimentación y un sistema de separación de grasas y aceites, a fin de drenar las aguas del túnel al río Paucartambo exento de contaminantes.

6.12 ANALISIS ECONOMICO DE LA EXCAVACIÓN CON “PERFORACIÓN Y VOLADURA”

Como se ha indicado en el análisis económico para la excavación con la “TBM MK 12” (acápite 5.7), aquí también se vuelve a considerar que la generación de energía eléctrica se produciría inmediatamente después de concluida la excavación por este método de “P&V”, es decir obviando el tiempo que demande los trabajos posteriores como sostenimiento, reforzamiento y sobre todo los trabajos de la parte eléctrica. Asimismo, asumiendo que la excavación de todo este túnel tendría lugar en roca tipo “B” (Clase II según Bieniawski).

El presente análisis se ha elaborado asumiendo una longitud de 10 km de túnel y la roca tipo “B” (Clase II), para lo cual se determinó previamente el tiempo en años que demandaría su excavación a base del avance promedio de 9,14 m/día obtenido del estudio durante los meses de Abril y Mayo de 2001. Asimismo, asumiendo 26 días de operación por mes, se determinó el avance por mes y año de 237,76 y 2 853,09 metros de túnel, respectivamente, con esta información se determinó el costo de operación por kilómetro y año como detalla el cuadro N° 6-14.

Cuadro N° 6-14: Tiempo necesario para la excavación de un túnel de 10 km y el costo de operación y voladura anual.

Longitud de túnel (m)	Tiempo de excavación (años)	Inversión (USD)	Costo de operación y voladura por Km	Costo de operación y voladura anual (\$/año)
1 000	0,35	1 595 000	600 110,6	1 840 415,9
2 000	0,70	1 715 000	620 152,6	
3 000	1,05	1 715 000	620 152,6	
4 000	1,40	1 835 000	640 194,6	1 960 667,7
5 000	1,75	1 955 000	660 236,6	
6 000	2,10	1 955 000	660 236,6	
7 000	2,45	2 075 000	680 278,5	2 080 919,5
8 000	2,80	2 195 000	700 320,5	
9 000	3,15	2 195 000	700 320,5	
10 000	3,50	2 315 000	720 362,5	720 362,5

Cuadro N° 6-15: Flujo de caja para los primeros 8 años (USD)

AÑO	0	1	2	3	4	5	6	7	8
Inversión	-2 315 000								
Costo anual de excavación		-1 840 416	-1 960 668	-2 080 920	-720 362				
Ingreso bruto por generación de energía	0	0	0	0	29 774 660	60 147 360	60 147 360	60 147 360	60 147 360
Totales	-2 315 000	-1 840 416	-1 960 668	-2 080 920	29 054 297	60 147 360	60 147 360	60 147 360	60 147 360

Establecido los años que demandaría la excavación de los 10 km de túnel, se estimó los ingresos brutos por la generación de los 130 000 KW de potencia en Yuncan, lo cual para este cálculo se convirtió en energía expresado en KWH por año, considerando 51 semanas/año, 7 días/semana, 18 Hr/día de operación y 80 % de eficiencia, obteniéndose un ingreso bruto de 60 147 360 \$/año como se ha expuesto en el cuadro N° 5-8 (caso de la TBM MK 12), decir, sin deducir los gastos operativos u otros que demanda la misma generación y distribución de energía. Seguidamente se hizo el flujo de caja para los 8 primeros años del proyecto tal como muestra el cuadro N° 6-15. A base de toda la información antes detallada, se calculó el valor actual neto (VAN) de USD 142 895 247 mostrado en el cuadro N° 6-16.

Cuadro N° 6-16: Valor actual Neto (VAN) para los primeros 8 años

AÑO	FLUJO	FACTOR DE ACTUAL.	VAN
0	-2 315 000	1,000	-2 315 000
1	-1 840 416	0,909	-1 673 105
2	-1 960 668	0,826	-1 620 387
3	-2 080 920	0,751	-1 563 426
4	29 054 297	0,683	19 844 476
5	60 147 360	0,621	37 346 778
6	60 147 360	0,564	33 951 617
7	60 147 360	0,513	30 865 106
8	60 147 360	0,467	28 059 187
TOTAL			142 895 247

CAPITULO VII

**ANALISIS Y DISCUSIÓN COMPARATIVA DE LA EXCAVACIÓN
CON LA “TBM MK 12” Y EL SISTEMA CONVENCIONAL DE
“PERFORACION Y VOLADURA” EN YUNCAN**

El presente análisis se hace tanto en forma genérica y particular, acorde con las realidades encontradas para ambos sistemas en la excavación del túnel N° 4 del proyecto hidroeléctrico de Yuncan. Líneas abajo, se detallan referente a los parámetros comparativos más importantes para ambos sistemas de los 40 que se discuten en el cuadro N° 7-5, del cual se puede concluir que para túneles de longitudes superiores a 6 500 m, conviene la aplicación de “TBMs”. Para la excavación de túneles cuyas longitudes sean menores a 6 500 m, convendría aplicar la excavación mecanizada de “Perforación y Voladura” (P&V), con equipos mecanizados similares a los aplicados en Yuncan.

7.1 RANGOS DE LAS SECCIONES DE EXCAVACIÓN

El rango de las secciones de excavación con las “TBMs”, varía de 2 á 16 m (caso de las mega “TBMs” S-317 y S-18 construidas por Herrenknecht para Shangai – China, con 15,43 m de diámetro); mientras que con el sistema de perforación y voladura tiene mayor amplitud de secciones, pudiendo superar inclusive los 30 m de ancho de excavación (caso de las cavernas). Asimismo, cada “TBM” tiene un estrecho rango de diámetros de excavación, alrededor de 0,50 m para un determinado diámetro de cabezal, por otro lado el sistema de perforación y voladura tiene un rango secciones muy amplio.

La forma geométrica de la sección de excavación con “TBMs” es únicamente circular, en cambio con la “P&V” la forma de la sección es muy variable a lo ancho y alto,

pudiendo ser en “D”, herradura, circular, cuadrada, oolítica, entre otros. En caso particular del túnel N° 4 de Yuncan, el diámetro de la “TBM” fue 4,10 m, que corresponde a una sección 13,20 m²; mientras que con el sistema de perforación y voladura se excavó con sección en “D” de 4,10 x 4,05 m, que equivale a 14,28 m² (8,2 % adicional, sin considerar la sobre excavación ni el realce).

7.2 TIEMPO DE ESPERA DE LOS PEDIDOS

Las “TBMs” son equipos sofisticados cuya construcción demanda tiempo considerable, así puede estar disponible en obra aproximadamente 1,5 años después de decidida su adquisición (máquina nueva), mientras que los equipos para la “P&V” están por el orden de los 9 meses, e inclusive algunas veces se puede encontrar en stock.

7.3 EQUIPO E INSTALACIONES NECESARIAS

La “TBM” es un solo equipo que realiza simultáneamente el corte, carguío y transporte, salvo que el transporte se realice con locomotoras. De acuerdo a los análisis en los capítulos V y VI, el número de equipos, en caso de las “TBMs” es un único equipo, mientras que en “P&V” se requieren equipo de perforación, carguío y transporte, y en caso particular para un túnel similar al túnel N° 4 de Yuncan, se requerirían 1, 1 y 7 respectivamente.

Las instalaciones para el caso de las “TBMs” son las eléctricas, la energía eléctrica requerida en la portada del túnel es de 22 000 V, el cual se transforma para llegar al backup de la “TBM” con un tensión de 10 000 V, para lo cual precisa hacer el tendido de una red de alta tensión hasta la portada del túnel; mientras que la instalación requerida por el sistema de “Perforación y Voladura” es menor. Entre otras instalaciones se requiere el servicio de agua, bombeo de entrada y salida de agua, aire comprimido, alumbrado, entre otros, siendo estos últimos prácticamente demandas comunes a ambos sistemas.

7.4 ASISTENCIA TÉCNICA Y EL PERSONAL NECESARIO

Las “TBMs” son equipos complejos y de gran envergadura que requieren de asistencia técnica especializada, que normalmente lo brinda el mismo fabricante con su propio equipo y personal; mientras que los equipos para el sistema convencional de “Perforación y Voladura” (P&V), son equipos de uso común en nuestro medio u otras partes, como tal pueden ser asistidos por técnicos nacionales, lógicamente con los repuestos proveídos por el fabricante.

Por otro lado, el personal requerido para la operación de la “TBM”, es prácticamente el operador de la “TBM” y el operador de la faja principal, al que se adicionan los mecánicos y electricistas como se ha detallado oportunamente. En caso del sistema de perforación y voladura, se requiere mayor número de personal, empezando por los operadores de cada equipo integrante del sistema, disparadores, entre otros.

7.5 VELOCIDAD DE EJECUCIÓN DE LA EXCAVACIÓN

Como ha quedado demostrado en Los capítulos V y VI, la “TBM MK-12” en roca tipo “B” (clase II), alcanza un avance promedio por día de 23,83 m, lo cual significa 160% más de avance que el sistema de “Perforación y Voladura” en el mismo tipo de roca, siendo su avance de este último 9,14 m por día. Este resultado corrobora las experiencias tenidas en otras partes del mundo, donde se alcanzaron avances de entre 2 y 3 veces superiores al de la “P&V” (en el presente estudio representa 2,6 veces). Lo cual tiene sus ventajas económicas por el retorno del capital invertido en menor tiempo, como se ilustra el cuadro N° 7-1, donde para los 8 primeros años del proyecto hidroeléctrico (Yuncan) se tendría un ingreso adicional bruto de USD 90 001 474 como VAN, respecto al sistema de “Perforación y Voladura”.

7.6 LONGITUD ADICIONAL DE EXCAVACIÓN POR CURVAS

Uno de las desventajas relativas de las “TBMs” es el amplio radio de curvatura, que superan los 100 m, dependiendo del tipo de “TBM”, tamaño de la “TBM” y sistema de

transporte del escombros. La “TBM MK-12” (tipo Kelly), sin considerar el sistema de transporte tiene un radio mínimo de 150 m aproximadamente, pero por el sistema de transporte con fajas utilizado en Yuncan, el radio de curvatura fue de 400 m. Las “TBMs” de viga principal como la que se viene aplicando en el proyecto Olmos, el radio de curvatura es menor. El radio de curvatura en el sistema de “Perforación y Voladura”, es mínima, caso del Jumbo Rocket Boomer 282, el radio mínimo de giro es alrededor de 5 m, pero en Yuncan se hicieron curvas de 23 m para este sistema.

Cuadro 7-1: Valor actual neto (VAN) asumiendo la longitud del túnel N° 4 de Yuncan de 10 km en roca clase “B” (Clase II según Bieniawski).

AÑO	FLUJO (USD)		Factor de actualización	Valor actual neto, VAN (USD)	
	TBM	P&V		TBM	P&V
0	-10 073 341	-2 315 000	1,000	-10 073 341	-2 315 000
1	-5 439 535	-1 840 416	0,909	-4 945 032	-1 673 105
2	38 019 831	-1 960 668	0,826	31 421 348	-1 620 387
3	60 147 360	-2 080 920	0,751	45 189 602	-1 563 426
4	60 147 360	29 054 297	0,683	41 081 456	19 844 476
5	60 147 360	60 147 360	0,621	37 346 778	37 346 778
6	60 147 360	60 147 360	0,564	33 951 617	33 951 617
7	60 147 360	60 147 360	0,513	30 865 106	30 865 106
8	60 147 360	60 147 360	0,467	28 059 187	28 059 187
TOTAL				232 896 721	142 895 247
INGRESO ADICIONAL RESPECTO A P & V				90 001 474	0

Lo detallado líneas arriba, implica que aplicando “TBMs”, se requerirá mayor longitud por curvas, las que están en función de los radios mínimos de curvatura con “TBMs” y “P&V”, y el ángulo de barrido. Por ejemplo siendo los radios de curvatura para la “TBM MK-12” y el sistema “P&V” de 150 m y 23 m respectivamente, la longitud adicional de excavación para un barrido de 90° sería 198 m.

7.7 GRANULOMETRIA DEL MATERIAL ARRANCADO (ESCOMBRO)

Aunque en la excavación de túneles quizás no sea relevante la granulometría del material arrancado, puesto que todo ello va al botadero y no a una planta concentradora como en minería. Sin embargo, tiene sus implicancias en cuanto al sistema de transporte a aplicar, dado que en caso de las “TBMs” el material arrancado tiene una granulometría

menuda y homogénea como ilustra la fotografía N° 7-1a, donde la escala es un flexómetro desenvainado 10 cm, esto permite aplicar sistema de transporte continuo como las fajas transportadoras. Asimismo, si este material fuera mineral ya no requeriría chancado primario; la contraparte es su fluidez, que dificulta su apilamiento en los botaderos.

Por otro lado, el material arrancado con “Perforación y Voladura” es más heterogénea y gruesa como puede verse en la fotografía N° 7-1b, donde se observa como escala un flexómetro desenvainado 35 cm, lo cual dificulta la operación de carguío; pero por otro lado facilita el apilamiento en los botaderos.

Desde el punto de esponjamiento del material, la excavación con “TBMs” tiene mayor esponjamiento, por consiguiente mayor volumen de material para la remoción. En caso de las “TBMs” el esponjamiento oscila entre 45 a 55 %, mientras que en el caso de la “P&V” entre 25 a 35 %, dependiendo del grado de fragmentación del material.



Fotografía N° 7-1: Granulometría del material fragmentado. (a) Con TBM. (b) con “P&V”.

7.8 CONTORNO DE LA EXCAVACIÓN

El contorno de la excavación con “TBMs” es prácticamente liso como puede observarse en la fotografía N° 7-2a, lo cual facilita la circulación del aire de ventilación a lo largo del túnel y también no hay presencia de protuberancias o rocas colgantes como en el caso de la excavación con “P&V” que ilustra la fotografía N° 7-2b. La suavidad del contorno de excavación también implica menor material de revestimiento, cuya estimación de costos está considerado como factor N° 34 del cuadro N° 7-5. Cabe destacar que en roca fracturada, el contorno de la excavación queda bastante irregular aun cuando la excavación se hace con “TBM”, por las cuñas que se desprenden del contorno ya sea por gravedad y/o afluencia de agua dentro del túnel.



Fotografía N° 7-2: Contornos de la excavación. (a) Con “TBM”. (b) Con “P&V”, visto antes del inicio de la excavación con “TBM”.

7.9 SOBRE EXCAVACIÓN Y PERTURBACION A LA ROCA REMANENTE

Como se evidencia en las fotografías 7-2 a y b, la sobre excavación con las “TBMs” en roca relativamente masiva es prácticamente nulo, pero debido a las fracturas existentes, se podría considerar alrededor del 5 % de sobre excavación; mientras con la perforación y voladura la sobre excavación es considerable sobre todo cuando no hay un buen control de la perforación, carguío de taladros o por el mismo realce que necesariamente se tiene que hacer para mantener la sección proyectada del túnel.

La perturbación a la roca remanente durante el proceso de corte con “TBM” es

prácticamente nula a diferencia de la perforación y voladura que es alta por la detonación de las cargas explosivas dentro de los taladros, más aun si éstos están desviados y sobrecargados. La perturbación implica el uso de mayor número elementos de sostenimiento, por consiguiente mayor costo por este rubro.

7.10 SOSTENIMIENTO Y REVESTIMIENTO DE LA EXCAVACIÓN

Como se ha citado en los puntos anteriores, el costo de sostenimiento, está en función del tipo de roca, al cual se suma los efectos vibracionales y de explosión causados durante el proceso de excavación como es el caso de las voladuras, efecto que no existe cuando se excava con “TBM”. La figura 7-1 ilustra las secciones de excavación y revestimientos aplicados en el túnel N° 4 de Yuncan y en roca tipo “CM” (clase IV), donde la Fig. 7-1(a) corresponde a la excavación con la “TBM MK-12” y la Fig. 7-1(b) a la de la perforación y voladura, evidenciándose la diferencia de los espesores de los revestimientos de 0,30 m y 0,60 m, respectivamente, cuyo volumen y costo aproximado se presenta en el cuadro N° 7-2.

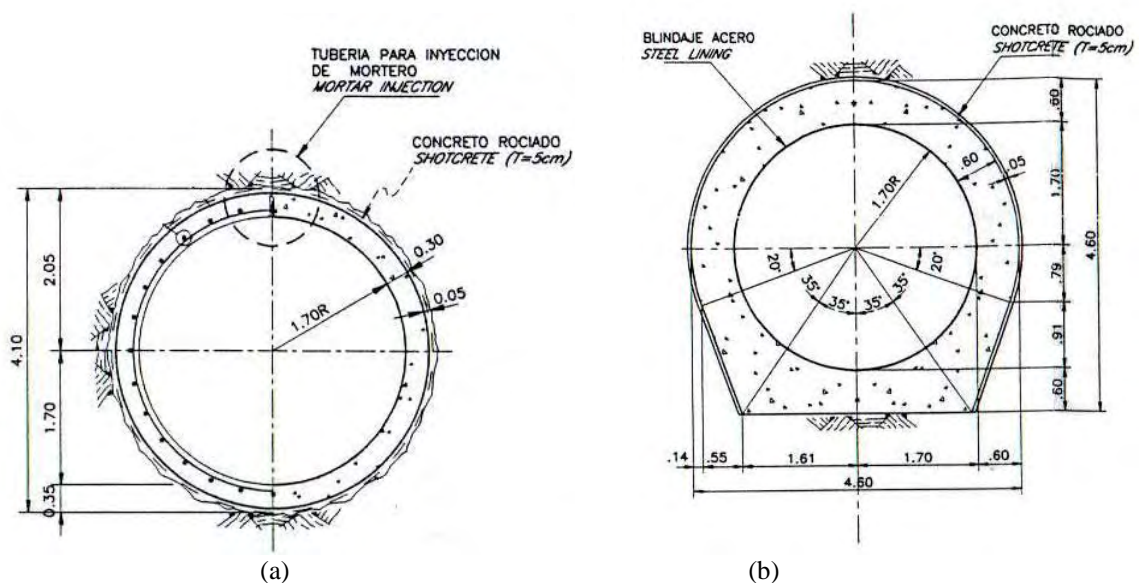


Figura N° 7-1: Secciones de excavación y revestimiento del túnel N° 4 en Yuncan. (a) con “TBM”. (b) con “P&V”.

7.11 GENERACION DE GASES

Los gases nocivos generados por el funcionamiento de las “TBMs”, es prácticamente inexistente por ser completamente eléctrico - hidráulico, salvo por la circulación de la

locomotora de servicios y el personal que labora dentro del túnel, al que ocasionalmente se puede sumar la presencia de otros equipos diesel, como cargadores frontales y camiones. Por consiguiente, no existen demoras para ventilar la labor a fin de diluir y eliminar éstos, significando un ahorro económico y de tiempo.

Cuadro N° 7-2: Revestimiento en roca tipo “CM” (Clase IV) en el túnel N° 4 de Yuncan

PARAMETRO	UNIDAD	VALORES	
		TBM	P&V
ESPESOR TIPICO DEL REVESTIMIENTO	m	0.35	0.6
VOLUMEN DE CONCRETO	m ³ /m de túnel	4.788	10.883
COSTO UNITARIO APROXIMADO	\$/m ³	60	60
COSTO DE REVESTIMIENTO	\$/m de túnel	287.28	652.98

En la excavación con perforación y voladura en cambio, las emanaciones son abundantes, desde el ingreso del equipo de perforación con su sistema diesel, emanación de vapores de la nitroglicerina que contienen las dinamitas, emanaciones como producto de la reacción explosiva (básicamente el CO y NO₂), que son los más significativos en este sistema, a esto se suman lo generado por la operación de los equipos de carguío y la circulación de los equipos de transporte. Análogo al caso de las “TBMs”, la contaminación por la respiración y transpiración del personal es aun mayor por cuanto laboran más personas dentro del túnel. Para eliminar todos los gases generados por este sistema, se considera un tiempo dentro del ciclo de excavación, tal como se mostró el resultado de este estudio en el cuadro N° 6-6, donde se aprecia que este tiempo representa en promedio 32,23 minutos por disparo, como es obvio, esto también implica mayor costo en equipos y accesorios de ventilación.

7.12 COSTOS

El resumen de costos por metro de excavación, se presenta en el cuadro N° 7-3, deducido a partir de los tratados en los capítulos V y VI, asumiendo un túnel de 10 km de longitud en roca tipo “B” (clase II). Se observa que el costo de propiedad y operación de las “TBMs” son altos debido básicamente al alto costo de inversión y el sistema

coordinado de su operación incluyendo los cortadores. Asimismo, el costo de operación se mantiene relativamente igual a lo largo del túnel, si es que emplea un sistema continuo de transporte (conveyor), justamente el ligero incremento en el costo de operación se debe a que el sistema de transporte continuo requiere de boosters al menos cada 1500 metros de excavación.

Cuadro N° 7-3: Costo por metro de excavación (\$/ma)

COSTO POR METRO DE EXCAVACIÓN (\$/ma)	TBM	D&B
COSTO DE PROPIEDAD	688,98	137,00
COSTO DE OPERACIÓN	679,94	281,80
COSTO DE VOLADURA	0,00	438,57
TOTAL	1 368,92	857,37

Los costos en el sistema de perforación y voladura, varía como profundiza la excavación debido básicamente al incremento de unidades de transporte, es por ello que el cuadro 7-3 está enfocado a la excavación de 10 000 m de túnel acorde con el análisis realizado en los capítulos precedentes. Aunque el costo de perforación, carguío y voladura se está considerando invariable; a pesar que varían ligeramente debido al desplazamiento a distancias cada vez más largas al profundizar la excavación; lo cual sería equiparable lo dejado de considerar para los boosters del conveyor de las “TBMs”.

Del análisis realizado se puede comprobar que cuanto más largo sea el túnel, la diferencia entre los costos por metro de avance para ambos sistemas se acorta, considerando únicamente la excavación y remoción propiamente, es decir, sin tomar en cuenta los costos de sostenimiento, revestimiento, contaminación ambiental, requerimientos de ventilación acorde con el grado de emanaciones que produce el sistema de perforación y voladura, etc.

7.13 LONGITUD ECONÓMICA DE EXCAVACIÓN

Fusionando los análisis realizados en los capítulos V y VI respecto a la longitud mínima o económica que justifique la aplicación de cualquiera de estos dos sistemas, se presenta en el gráfico 7-1. Para el caso de la “TBM MK-12” aplicado en Yuncan, de acuerdo a lo analizado en el capítulo V, su aplicación en nuestro país se justificaría para un

túnel cuya longitud sea al menos 6 500 m (para cabezal de 4,10 m de diámetro). Sin embargo, ello no implica necesariamente que esta longitud tenga que ser de un solo túnel, sino podría aplicarse en diferentes proyectos tuneleros, cuyas longitudes acumuladas superan dicha longitud mínima.

Análogamente, para el caso del sistema de “Perforación y Voladura” (P&V) utilizando los equipos antes descritos, la longitud mínima de túnel que justifique la adquisición y movilización de dichos equipos (mecanizados) sería 2 500 m de túnel.

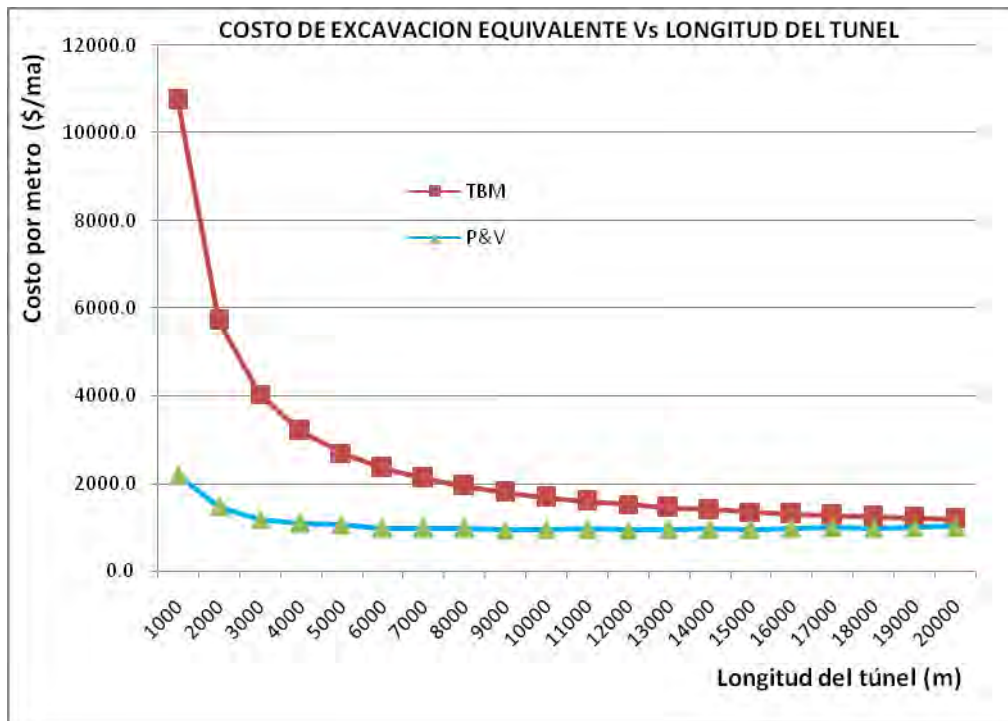


Gráfico N° 7-1: Curvas para determinar la distancia económica de excavación en el Perú

7.14 VENTAJAS Y DESVENTAJAS.

7.14.1 VENTAJAS Y DESVENTAJAS DE LAS TBMs:

A VENTAJAS:

- i. Para una determinada sección de túnel terminado, se requiere excavar menor sección durante la excavación, entre 20 – 25 % menos respecto a la “P&V”.

ii. Seguridad para el personal y el equipo, dado que la excavación con “TBMs” no requiere de voladuras para arrancar la roca, la perturbación de la roca remanente es prácticamente nula. Asimismo, debido a la sección completamente circular de la excavación con “TBMs”; permite equilibrar los esfuerzos del macizo rocoso, lográndose un perfecto equilibrio; lo cual implica menor costo en sostenimiento y revestimiento.

iii. La sobre-excavación con “TBM” es mínimo, sobre tobo en terrenos duros y homogéneos es prácticamente nulo, lo cual significa menor volumen de material arrancado para su remoción; salvo en terrenos deleznable donde puede superar los límites previsible.

iv. Menor número de personal para la operación del sistema, comparado con el sistema de D&B se reduce en casi en 40 %.

v. Menor tiempo de construcción de un proyecto tunelero, de acuerdo a distintas experiencias en diferentes proyectos, la excavación puede realizarse entre 1/3 y 1/2 del tiempo que demanda el método de “P&V”, lo cual implica menor tiempo para la recuperación de la inversión.

vi. Por la uniformidad y granulometría del material arrancado, permite aplicar un sistema de transporte continuo para evacuar el escombros. Asimismo, si el material tuviera como destino una planta concentradora, no requeriría de chancado primario.

vii. Ambiente de trabajo sin contaminación de gases producidos por las voladuras y los equipos, mitigación de polvo es eficiente y buena visibilidad en la labor. No hay ruidos molestos durante la excavación, salvo cuando se perforan los taladros para sostenimiento y/o sondaje. Mejor eficiencia de la ventilación, dado que al quedar lisas las paredes de la excavación facilitan la circulación del flujo de aire fresco.

viii. En el frente de la excavación el personal no queda expuesto a colapsos, estallidos de roca, desprendimientos del techo, etc.

B DESVENTAJAS:

- i. Alto costo de inversión en función del diámetro del cabezal.
- ii. Demora para disponer del equipo en la obra, al menos 1,5 años.
- iii. La paralización de la “TBM” implica improductividad total, por tratarse de un único equipo que hace la excavación en el frente.
- iv. Demora en el rescate de la “TBM”, al producirse colapso o al haber sufrido sepultamiento por derrumbe. Asimismo, es imposible acceder al frente de la excavación al paralizarse la “TBM”, sea por desperfectos, colapso del terreno o problemas contractuales, lo cual puede significar meses de improductividad.
- v. Cada “TBM” excava un estrecho margen de diámetros, aproximadamente 0,5 m.
- vi. Sección de la excavación únicamente circular.

7.14.2 VENTAJAS Y DESVENTAJAS DE LA PERFORACION Y VOLADURA (P&V)**A VENTAJAS:**

- i. Menor costo de inversión en el sistema.
- ii. Menor longitud de excavación por curvas cerradas.
- iii. Menor radio de curvatura en la excavación para acceder a un punto.
- iv. Formas y tamaños de la sección de excavación muy variada.
- v. Menor longitud de túnel para su aplicación.

B DESVENTAJAS:

- i. Mayor turgurización en las labores por los equipos, sobre todo de transporte y número de personal.
- ii. Desestabilización del terreno por las voladuras, requiriendo mayor elemento de sostenimiento.
- iii. Mayor contaminación ambiental, por los disparos y los equipos en operación.
- iv. Mayor espesor de revestimiento del túnel.
- v. Mayor resistencia al flujo de ventilación por la irregularidad en las paredes del túnel.
- vi. Mayor sobre excavación como producto de las voladuras.
- vii. Mayor número de personal en la operación.
- viii. Menor velocidad de avance.
- ix. Mayor requerimiento de ventilación.
- x. Menor seguridad para el personal en el frente de la excavación.

7.15 SISTEMA MAS CONVENIENTE PARA LA EXCAVACIÓN DE TUNELES

Para demostrar numéricamente el sistema más conveniente de excavación de túneles, primero se estableció una “ESCALA DE PONDERACIÓN” de acuerdo al grado de importancia de los parámetros comparativos, tal como ilustra el cuadro N° 7-4, con la cual se calificó cada uno de los 40 ítems presentados en el cuadro N° 7-5, a fin de obtener un puntaje final para cada sistema y finalmente seleccionar el método más conveniente de excavación.

Cuadro N° 7-4: Escala de valores y ponderación

ESCALA DE VALORES	PONDERACION
Muy importante	10
Importante	8
Medianamente importante	6
Poco importante	2

Cuadro N° 7-5: Análisis y evaluación numérica comparativa de la "TBM" y la "Perforación y Voladura" (P&V), para seleccionar el sistema más conveniente de excavación de túneles.

a) **PARAMETROS TECNICO – OPERACIONALES**

PARAMETROS DE EVALUACIÓN		Valores/ Apreciación		Puntuación		Pond.	Calificación	
N°	DESCRIPCIÓN	TBM	P&V	TBM	P&V		TBM	P&V
1	Sección de la excavación del túnel de aducción N° 4 (m ²)	13,20	14,28	1,00	0,92	10,00	10,00	9,25
2	Forma de la sección de la excavación	Circular	Variable	0,20	1,00	2,00	0,40	2,00
3	Rango de secciones de excavación	< 16 m de ø	> 16 m de ancho	0,50	1,00	6,00	3,00	6,00
4	Radio de curvatura de la excavación (m)	amplia > 100	Reducida <50	0,30	1,00	6,00	1,80	6,00
5	Longitud económica de excavación (m)	6500,00	2500,00	0,38	1,00	10,00	3,85	10,00
6	Metros de avance promedio por día en roca tipo "B" (clase II) (ma/día)	23,83	9,14	1,00	0,38	10,00	10,00	3,84
7	Tiempo de excavación de 10 km de túnel en roca tipo "B" (clase II) (años)	1,35	3,50	1,00	0,38	10,00	10,00	3,84
8	Rugosidad de los contornos de la excavación en tora tipo "B" (clase II) (m)	0,01	0,30	1,00	0,03	2,00	2,00	0,07
9	Sobre excavación sobre la sección nominal (%)	5,00	20,00	1,00	0,25	6,00	6,00	1,50
10	Daño a la roca remanente durante el proceso de excavación	Nulo	Elevado	1,00	0,00	10,00	10,00	0,00
11	Equilibrio de esfuerzos en el entorno de la excavación	Excelente	regular	1,00	0,50	8,00	8,00	4,00
12	Vibración del terreno durante el proceso de fragmentación	Mínimo	Elevado	1,00	0,10	6,00	6,00	0,60
13	Afluencia de aguas subterráneas como producto de la excavación	Mínimo	Elevado	1,00	0,10	8,00	8,00	0,80
14	Granulometría promedio del material arrancado (cm)	10,00	35,00	1,00	0,29	6,00	6,00	1,71
15	Esponjamiento del material (%)	50,00	35,00	0,70	1,00	8,00	5,60	8,00
16	Demora para la disponibilidad del equipo en obra (meses)	18,00	9,00	0,50	1,00	2,00	1,00	2,00
17	Número de equipos para la excavación y remoción (para 10 km de túnel)	1,00	9,00	1,00	0,11	10,00	10,00	1,11
18	Número de operadores por guardia para 10km de túnel (oper/Gdía)	2,00	9,00	1,00	0,22	8,00	8,00	1,78
19	Disponibilidad del (los) equipo(s) (%)	62,34	75,00	0,83	1,00	10,00	8,31	10,00
20	Riesgo de accidentes durante el proceso de excavación y remoción del escombros	Bajo	Alto	1,00	0,20	10,00	10,00	2,00
21	Requerimiento de tendido de rieles para servicios u otros	Sí	No	0,00	1,00	6,00	0,00	6,00
22	Sistema de mitigación del polvo durante la excavación	eficiente	deficiente	1,00	0,20	10,00	10,00	2,00

SUB TOTAL PARAMETROS TECNICO - OPERACIONALES

137,96 82,49

b) PARAMETROS ECONOMICOS

PARAMETROS DE EVALUACIÓN		Valores /Apreciación		Puntuación		Pond.	Calificación	
Nº	DESCRIPCIÓN	TBM	P&V	TBM	P&V		TBM	P&V
23	Inversión (para 10 km de túnel) (USD)	9969202,32	2315000,00	0,23	1,00	10,00	2,32	10,00
24	Valor de salvataje o valor residual (después de 10 Km de excavación) (USD)	4800000,00	694500,00	1,00	0,14	8,00	8,00	1,16
25	Costo de Propiedad por metro de excavación (\$/ma)	688,98	137,00	0,20	1,00	10,00	1,99	10,00
26	Costo de operación y voladura por metro de avance (para 10 km de tunel) (\$/ma)	679,94	720,36	1,00	0,94	10,00	10,00	9,44
27	Costo de los elementos de corte por m3 de roca triturada (brocas) o cortadores (discos) (\$/m3)	13,90	179,65	1,00	0,08	2,00	2,00	0,15
28	Costo de cortadores / aceros de perforación por metro de avance en el túnel N° 4 (\$/ma)	106,44	213,68	1,00	0,50	10,00	10,00	4,98
29	Costo de voladura por metro de avance (\$/ma)	0,00	438,57	1,00	0,00	10,00	10,00	0,00
30	Costo por metro de excavación para túnel de 10 km (\$/ma)	1368,92	857,37	0,63	1,00	10,00	6,26	10,00
31	Valor actual neto (VAN) para los primeros 8 años funcionamiento del proyecto (USD)	232896721	142895247	1,00	0,61	10,00	10,00	6,14
32	Retorno de la inversión para un túnel de 10 km (a partir del año ...)	2,00	4,00	1,00	0,50	10,00	10,00	5,00
33	Ingreso adicional en los primeros 8 años de puesta en marcha el proyecto (USD)	90001474,06	0,00	1,00	0,00	10,00	10,00	0,00
34	Costo de revestimiento para la excavación en roca tipo "B"	287,28	652,98	1,00	0,44	8,00	8,00	3,52

SUB TOTAL PARAMETROS ECONOMICOS**88,57 60,39****c) MISCELANEOS**

PARAMETROS DE EVALUACIÓN		Valores /Apreciación		Puntuación		Pond.	Calificación	
Nº	DESCRIPCIÓN	TBM	P&V	TBM	P&V		TBM	P&V
35	Tensión de corriente en el transformador primario dentro de la labor (V)	10 000	1 000	0,10	1,00	10,00	1,00	10,00
36	Contaminación por gases generados por el proceso de excavación	No	Sí	1,00	0,00	8,00	8,00	0,00
37	Contaminación de las labores por polución	Mínimo	Alto	1,00	0,20	8,00	8,00	1,60
38	Facilidad de apilamiento del escombros en los botaderos	Difícil	Fácil	0,30	1,00	6,00	1,80	6,00
39	Contaminación del medio ambiente (ríos, suelo, etc.) por la operación del sistema	Bajo	Alto	1,00	0,20	8,00	8,00	1,60
40	Facilidad de reforestación sobre el escombros apilado en los botaderos (acorde con la granulometría del material)	Fácil	Difícil	0,30	1,00	2,00	0,60	2,00

SUB TOTAL MISCELANEOS**27,40 21,20****CALIFICACIÓN TOTAL****253,93 164,08****DIFERENCIA DE CALIFICACION A FAVOR****89,85 0,00**

Asimismo, como ilustra el cuadro N° 7-5, para el proceso calificativo se ha tomado en cuenta tanto valores objetivos como subjetivos, siendo los valores objetivos los obtenidos en los cálculos para ambos sistemas en los capítulos precedentes, mientras que los valores subjetivos son parámetros difícilmente cuantificables, pero que tienen gran importancia en el proceso de excavación.

De la calificación realizada en el cuadro N° 7-5, se puede concluir que cuanto más largo sea el túnel (a partir de 6 500 m) a excavar en nuestro país, convendría aplicar “TBMs”. Para el túnel de 10 km que ha sido considerado en el presente análisis, la excavación con “TBM” aventaja a la “P&V” en 89,85 puntos (54,8 % más conveniente). Para menores longitudes conviene aplicar el sistema de “P&V”, pero teniendo en cuenta que el nivel de mecanización como la aplicada en Yuncan debe darse para longitudes superiores a los 2,5 km. Sin embargo, para longitudes menores a los 2,5 km, queda como única alternativa la “P&V”.

CAPITULO VIII

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

8.1 CONCLUSIONES

1. Para excavaciones de gran longitud (túneles y galerías) a partir de 6,5 km, conviene aplicar máquinas tuneladoras tipo “TBM”, basado en la ventaja comparativa del 41,6 % respecto a la “Perforación y Voladura”.
2. Para la selección de una “TBM” intervienen muchos parámetros. Los primeros parámetros a considerar como en todo proyecto de excavación, son los geológicos y geomecánicos, que permiten identificar el terreno y hacer su clasificación por tramos aplicando los criterios de Barton (Q_{TBM}) y Bieniawski (RMR_{TBM}), a fin seleccionar la “TBM” más adecuada (tipo Kelly, viga principal, doble escudo, simple escudo o EPB), acorde con las realidades existentes en los tramos dominantes.
3. La longitud económica de excavación en nuestro país aplicando una “TBM” de 4,10 m de diámetro (Ej. “TBM MK-12”), sería 6 500 m de excavación (túnel y galerías), mientras que para la “Perforación y Voladura” con un nivel de mecanización similar a la aplicada en Yuncan, sería de 2 500 m.
4. La velocidad de excavación con “TBM” es 2 á 3 veces más rápido que con la “Perforación y Voladura”, es decir, la apertura de túneles de gran longitud se ejecuta en menor tiempo; lo cual posibilita la recuperación de la inversión en menor tiempo y permite tener mayor rentabilidad del proyecto de excavación.

5. El factor que más afecta la productividad de las “TBMs” descubiertas (open TBMs), caso de la “TBM MK 12” que alcanzó avances hasta de 32,45 m/Gdia y 48,60 m/día en roca clase B (Clase II según Bieniawski), siendo el avance promedio en este tipo de roca 23,83 m/día. Mientras en roca mala clase C-L (Clase IV según Bieniawski), el avance promedio alcanzado fue de 0,31 m/día.

6. Durante el estudio se pudo distinguir al menos 50 ítems de tiempos, agrupados del siguiente modo: Tiempo de operación (4 ítems), problemas mecánicos (7 ítems), problemas eléctricos (16 ítems), demoras operativas (11 ítems) y tiempos muertos (12 ítems).

7. En terrenos muy alterados y deleznales (roca Clase IV según la clasificación de Bieniawski), el mayor porcentaje del tiempo se emplea en estabilizar y soportar la roca, invirtiendo en ello hasta más del 75 % del tiempo nominal por día.

8. De las estadísticas de aplicación de los equipos de minado continuo tanto en minería y construcción, se concluye que en estas últimas décadas, ha crecido vertiginosamente en sustitución del sistema de “Perforación y Voladura”, basado en su alta eficiencia y menor tiempo para la ejecución de una excavación.

9. Entre los minadores continuos subterráneos que han tenido mayor desarrollo y aplicación, son las máquinas tuneleras tipo “TBM”, con actual aplicación en distintas partes del mundo, incluyendo nuestro país en el proyecto trasvase Olmos (Lambayeque), donde 14 km de los 20 se está excavando con una “TBM” de viga principal de 5,33 m de diámetro, alcanzando records de hasta 60 m de avance por día.

10. La sección de excavación con “TBMs” es únicamente circular, cuya área varía dentro de un estrecho margen para cada “TBM”, respecto a las formas y dimensiones muy variadas de la “Perforación y Voladura”.

11. El radio de curvatura de la excavación con “TBMs” es amplio (>100 m), lo cual implica mayor longitud de excavación que con la “Perforación y Voladura”.

12. La granulometría del material excavado con la “TBM” es menuda y homogénea, salvo en terrenos fracturados o deleznales. Asimismo, el esponjamiento es mayor, lo cual implica mayor volumen de material para la remoción.

13. El contorno de la excavación con “TBM” es liso (mínima o nula sobre excavación), no produce perturbación a la roca remanente, demandando menos elementos de sostenimiento y revestimiento, con el consiguiente ahorro económico.

14. El funcionamiento de la “TBM” no produce contaminación y/o emanación de gases, ni tampoco produce polución en la labor, como el sistema de “Perforación y Voladura”.

15. El costo de excavación con “TBM”, sin considerar otros parámetros como sostenimiento, revestimiento, ventilación, etc., resulta superior que para el sistema de “P&V”. Sin embargo, a mayor longitud de la excavación, esta diferencia se reduce, tal es así que para túneles de más 20 km, no hay diferencia sustancial entre ambos.

16. El desgaste de los cortadores de las “TBMs” (tipo disco), entre otros factores, está afectado por su posición en el cabezal y abrasividad de la roca. La duración promedio alcanzada en Yuncan para los cortadores de disco 17”x3/4” HD en metros túnel fueron: 97,08 m para las cantoneras o periféricos “gauge cutters”, 375,56 m para los frontales “face cutters” y 441,84 m para los centrales “center cutters”.

17. Los efectos como la vibración, calor y temperatura, etc. cuando operara la “TBM”, son mínimos en comparación con lo producido por la “Perforación y Voladura”.

18. La penetración por giro del cabezal, varía muy ligeramente de un tipo de roca a otro de 2 á 3 mm/giro, siendo la velocidad de rotación del cabezal de la “TBM MK 12”, 12,2 RPM.

19. La presión de empuje del cabezal, varía de 153,50 bares en roca Clase II hasta 27 bares en roca Clase IV.

20. La disponibilidades de la “TBM MK12” en promedio fueron:

Disponibilidad mecánica 81,66 %, disponibilidad eléctrica 80,68 % y disponibilidad mecánica-eléctrica 62,34 %, a pesar de dichas disponibilidades su utilización fue baja, alcanzándose 39,14 % debido básicamente a las condiciones adversas del terreno encontradas durante la excavación.

8.2 RECOMENDACIONES:

1. Invocar a las autoridades universitarias y al gobierno central, brindar mayor apoyo a la investigación tecnológica y científica, como una única vía para propiciar el desarrollo de nuestro país, dentro de ello el minado continuo.
2. Propiciar la implementación de laboratorios para realizar las pruebas de perforabilidad (DRI), índice de desgaste de las brocas (BWI), Índice de desgaste de los cortadores (CLI), excavabilidad (RME), volabilidad y ripabilidad, para rocas peruanas.
3. Realizar investigaciones aplicando las clasificaciones geomecánicas de Barton y Bieniawski para “TBMs”, a las realidades de terrenos en nuestro país.
4. Realizar estudios más específicos de los parámetros que atañen a la operación de las “TBMs”, como: Tipo de “TBM” a seleccionar de acuerdo al tipo de roca, estudio de cortadores, parámetros de excavación en función del tipo de roca (amperajes, velocidad, empuje, torque, etc.), entre otros.

BIBLIOGRAFIA

1. Abril, E.G. (2007). *Macizos Rocosos*. Córdoba, Argentina: Facultad de Ciencias Exactas, Física y Naturales, Universidad Nacional de Córdoba.
2. Alonso R., Fco. Javier (2007). *Caracterización de los Macizos Rocosos*. Oviedo, España: Facultad de Geología (Petrología y Geoquímica), Universidad de Oviedo.
3. Altindag, R. (2002). The Evaluation of Rock Brittleness Concept on Rotary Blast Hole Drills. *The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, January/February, 61 – 66.
4. American Concrete Institute – aci (1992). *Diseño de Túneles*. Lima, Perú: Universidad Ricardo Palma.
5. Atlas Copco (1986). *Technical Description Tunnel Boring Machines FORO 600, 900, 1200, 1500*. Stockholm, Swedden, Atlas Copco.
6. Atlas Copco AB (1984). *Manual* (4ta. Ed.). Madrid, España: Galea S.A.
7. Atlas Copco AB (2003): *Rock Reinforcement* (2nd. Ed.). Oebro, Sweden: Atlas Copco Rock Drill AB.
8. Bator, G.T. y Grosvenor, E. (1972). Técnicas Modernas en la Perforación de Túneles. *Minería*, 111, 108 – 117.
9. *BBC News*(2007). Swiss dig world's longest tunnel. [en línea] URL<<http://news.bbc.co.uk/2/hi/europe/647124/.stm>> Consulta, 30 de Set. 2009.
10. Bienawski, Z. T., Tamames, B. Celada; Galera Fernández, J. M. y Alvarez Hernández, M. (2006). *El Índice de Excavabilidad del Macizo Rocosos (RME): Nueva Metodología para Escoger el Método Óptimo de Construcción de Túneles*. Madrid, España: Universidad Politécnica de Madrid.
11. Bilgin N. & Kahraman, S. (2003). *Drillability Prediction in Rotary Blast Hole Drilling*. Maslak, Tukey: Mining Engineering Department, Istanbul Technical University.
12. Bosshart, Walter E.; Childers, Joe & others (1992). *The Raise Boring Handbook* (1st Ed.). Kent, Washington, USA: Robbins Company.
13. Bruland, Amund (1998). *Hard Rock Boring – Drillability Statistics of Drillability Test Results*. (Doctoral Thesis, Norwegian University of Science and Technology), Vol. 10 of 10.
14. Cáceres C., Marcelo (2002). New Austrian Tunnelling Method (NATM): Las Profundidades de la Innovación. *Bit – La Revista Técnica de la Construcción*.
15. Catálogos de Robbins, Wirth, Atlas Copco, Sandvik – Coromant, Alimak, Montabert, Tamrock, Wagner, France Loader, VOLVO, etc.
16. Cedrón L., Mario (1983). Técnicas de Excavación de Túneles con Máquinas Tuneleras.

Minería, Lima, Perú: Rev. minería N° 179.

17. *Centrales Hidroeléctricas*. Central Hidroeléctrica Yanango (42,5 MW) y Chimay (150 MW). [en línea] URL<[http://www.slideshare.net/guest3a2a1c/centrales hidroeléctricas](http://www.slideshare.net/guest3a2a1c/centrales_hidroeléctricas)> Consulta, 08 de Oct. 2009.
18. Chadvik, John (1995). Por fin se pone en marcha el Lower K de Magma. *Mining, Edición en Español*, 21-29.
19. Chadwick, John (1995). Mechanised Drivage. *Mining Magazine*, Abril de 1995.
20. Cherie, M. Tilley (1988). *Tunnel Boring at the Stillwater Mine*. Nye, Montana, USA.
21. Cigla, M.; Yagis, S. & Ozdemir, L. *Aplication of Tunnel Boring Machines in Underground Mine Development*. Golden, Colorado, USA: Department of mining Engineering, Colorado School of Mines.
22. Colección de Revistas Mining, World Mining Equipment, Mining Magazine, Mining Journal, etc.
23. Colorado School of Mines (1995): *Third International Symposium on Mine Mechanization and Automation*. Golden Colorado, USA.
24. Domenge, Rogerio (2007). *Lineamientos para la Elaboracion de Tesis y Tesinas*. México: Departamento Académico de Administración, Instituto Tecnológico Autónomo de México.
25. Douglas, Walter (1985). Roadheaderes open new Horizons at San Manuel. *Engineering & Mining Journal, August 1985*, 22 – 25.
26. Drilling Equipment Dresser Industries, Inc. (1980). *Dresser Model 500-Strata-borer- Parts & Service Manual*. Columbus, Ohio, USA.
27. Earth Mechanics Institute-Colorado School Of Mines (1989). *Mechanical Excavation Techniques in Mine Development and Production*. Golden Colorado, USA.
28. *Enciclopedia Wikipedia*. Controlador Lógico Programable. http://es.wikipedia.org/wiki/controlador_1%C3%B3gico_programable.
29. *Enciclopedia Wikipedia*. Controlador Lógico Programable. <http://es.wikipedia.org/wiki/controlador_1%C3%B3gico_programable> .
30. *Enciclopedia Wikipedia*. Hsuehshan Tunnel. Taipei, Ylan, Taiwan. <[http://en.wikipedia.org/wiki/Hsuehshan Tunnel](http://en.wikipedia.org/wiki/Hsuehshan_Tunnel)> .
31. Foertig, Peter G.: *Excavación con Topo Historia y Situación Actual*. Atlas Copco Peruana. Lima, Perú.
32. Gentry, Donald W. (1984). *Mine Investment Analysis*. New York, USA: American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc.
33. Giraldo P., E. Mauro (1996). *Minadores Continuos a Sección Completa*. Trabajo monográfico. Lima, Perú: Universidad Nacional de Ingeniería.
34. Gregory, Cedric E. (1984). *Explosives for North American Engineers*(3rd ed.). Houston, Texas, USA: Gulf publishing Co.
35. Hamburger, Hermann (1997). *Wirth TBM's for the Pinglin Main Tunnels*. Erklenz, Germany.

36. Heiniö, Matti(1999). *Rock excavation handbook – For Civil Engineering*. Suecia: Sandvik Tamrock Corp.
37. Hoek, Evert (2006). *Rock Mass Classification*.
38. Hudson, John A.; Brown, Edwin T.; Fairhurst, Charles & Hoek, Evert (2003). *Comprehensive Rock Engineering*. Oxford, England: Pergamon Press Ltd.
39. Janson, Hans (1995). *TBM for Development in Block Caving Mine, San Manuel, Arizona*. Third International Symposium on Mine Mechanisation and Automation. VI. Golden, Colorado, USA.
40. Johansson, Rolf (2003). *How to Write Scientific Text – Lecture Notes*. Stockholm, Sweden: Department of Infrastructure, Royal Institute of Technology.
41. Kramer, W. M. (1976). Drilling record raised bored shaft; 12- foot diameter and 2,300 feet deep. *World Mining*, 44 – 47.
42. Langefors, Ulf y Kihlström, B. (1987). *Técnica Moderna de Voladura de Rocas*. Madrid, España: Editorial Urmo S.A.
43. Leitner, Wolfgang and Schneider, Eckart (2003). Penetration Prediction Models for Hard Rock Tunnel Boring Machines. *Felsbau* 21, 6, 8 – 13.
44. López J., Carlos (2000). *Manual de Túneles y Obras Subterráneas*. Madrid, España: Gráficas Arias Montano S.A.
45. Luengo R., Francisco J. y Gonzáles S., Salvador (2004). *Definición Racional de Ripabilidad de los Macizos Rocosos. Factores Económicos y Técnicos*. Oviedo, España: Unión Española de Explosivos S. A.
46. Melis, Manuel (2004). *El Túnel, Enemigo de las Infraestructuras – Túneles Españoles y Extranjeros: Métodos y Velocidades de Construcción 1, 2, 3 y 4*. Coruña, España: ETS Caminos Coruña.
47. Maxam. *Ripabilidad o Volabilidad*.
www.maxm-corp.com/maxam/opencms/maxam/.../abrirpdf.jsp?
48. Njaim, Humberto; Beirutti, Ivanowa y Torrealvo, José Miguel (2004). *Manual para la Elaboración de Tesis Doctorales, Trabajos de Grado y Trabajos Especiales*. Caracas, Venezuela: Centro de Estudios de Postgrado, Universidad Central de Venezuela.
49. Olofsson, Stig O. (2002). *Applied Explosives Technology for Construction and Mining* (2nd ed.). Ärla, Sweden: Nora Boktryckeri AB.
50. Ozdemir, Levent & Hanna, Kanaan (1995). *Third International Symposium on Mine Mechanisation and Automation* (vol. II). Colorado, USA: Colorado School of Mines.
51. Ozdemir, Levent(1989). *Mechanical Excavation Techniques in Mine Development and Production*. Golden, Colorado, USA: Colorado school of Mines.
52. Palmstrom, Arild & Broch, Einar (2006). Use and Misuse of Rock Mass Classification systems with Particular Reference to the Q-System. Trondheim, Norway: Norwegian University of Science and Technology.
53. Pashkin, Eugenio M. (1993). *Seis Conferencias Tecnológicas sobre Tunelería y Obras del Subsuelo*. Lima, Perú: Colegio de Ingenieros.

54. Pernia LL., José M.; López J., Carlos; Ortiz De U., Fernando y López J., Emilio (2003). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. Madrid, España: Instituto Geológico y Minero.
55. Person, Per-Anders; Holmberg, Roger and LEE, Jaimin (1994): *Rock Blasting and Explosives Engineering*. USA: CRC Press, Inc.
56. Plinger, Ralf. J.; Spaun, Georg and Thuro, Kurosh (2002). Predicting Tool Wear in Drill and Blast. *Tunnels & Tunnelling International Magazine*, 1 – 5.
57. Prats, Joaquim (2004). *Técnicas y Recursos para la Elaboración de Tesis Doctorales: Bibliografía y Orientaciones Metodológicas*. Barcelona, España: Departament de Didàctica de les Ciències Socials, Universitat de Barcelona.
58. Robbins (1992). *Robbins Mobile Miner*. Kent, Washington, USA: Mechanical Mining in Hard Rock.
59. Robbins (2008). *Earth Pressure Balance Machines*, 1 – 4.
60. Robbins (2008). *Robbins TBM Overcomes High Overburden at Olmos*. Lambayeque, Perú.
61. Robbins Company (1995). *Know – How and equipment for mechanical rock excavation in every direction*. Kent, Washington, USA: Robbins Boring Systems.
62. Rubio Davila, Eduardo (1987). *Introducción de una máquina de Minado Continuo en San vicente- SIMSA*. Lima, Perú: Cía. Minera San Ignacio de Morococha.
63. Sandvik (2000). *Voest-Alpine Bergtechnik*. Zeltweg, Austria.
64. Sandvik (2006). *Trenching and Terrain-Leveling tools*. Sandviken, Sweden: Product Catalog.
65. SKANSKA (1999). *Proyect Plan Yuncan (Paucartambo II) Yuncan Hydropower Project*.
66. Smith, Mike (1989). Zürich S-Bahn. *World Tunnellig*, Vol.2 Nro. 5, 344 – 352.
67. Smith, Mike (2000). Progress at Gotthard and Lotschberg. *World Tunnelling*, Vol. 13 No. 6, 285-288.
68. Snyder, Mark T (1994). Boring for the Lower K. *Engineering & Mining Journal*.
69. STEPHEN, Halls & HART, Herb: “Basic Tunnelling Techniques”.
70. Swiss dig world’s longest tunnel (2007, March 20). *BBC News*, 1 – 5.
71. Tapia Cubillos, Milton (2006). *Indices de Perforabilidad: Una variable de Terreno en Perforación Rotativa. Su Uso en el Diseño de Mallas de Tronaduras en Minas a Cielo Abierto*. Antofagasta, Chile: Departamento de Ingeniería de Minas, Universidad de Antofagasta.
72. The Robbins Company (1999). *Hard Rock Solutions. Performance. Leadership*. Kent, Washington, USA.
73. Tinstman, Robert A. (1997). Yucca Mountain Milestone. *The eMKayan*, 10 – 13.
Ttp://www.robins.com/products/ressure_balance.shtml.
74. *Tunnelbuilder – Tunnelling News*. Tuneladora más Grande del Mundo listo para cruzar en Río Yangtse en Shangai. [en línea] URL<http://www.tunnelbuilder.es/headline_2306_/htm> Consulta, 20 de Oct. 2009.
75. *Urbipedia*. Túnel de Base San Gotardo. [en línea].

URL<http://www.urbipedia.org/index.php/t%3%BAnel_de_base_Gotardo> Consulta, 30 de Set. 2009.

URL< www.rocscience.com/hoek/pdf/3_rock_mass_classification.pdf>

76. Vicuña Ruiz, Roberto (1989). Antecedentes y Posibilidades de Aplicación del Sistema de Minado Continuo en el Perú. *Minería*, 206, 16 – 22.
77. Wallis, Shani (1987). Mobile Miner Squares up to the Task. *Tunnels & Tunnelling*, 39 – 41.
78. White, Lane & Suttill, Keith R. (1987). Roadway Drivage in UK Mines – British Coal Relies on Roadheading Workhorses to Drive Nearly 500 KM Year. *Engineering & Mining Journal*, August 1987, 44 - 49.
79. Willie, Robert J. (1987). Raising, Drilling, and Blasting at the Stockholm Mining Exhibition. *Engineering & Mining Journal*, 52 – 58.
80. Willie, Robert J. M. (1975). How continuous Miners stope low grade iron ore in France. *World Mining*, 44 – 46.
81. Wirtgen. *Surface Miner 2200s – Caracteeísticas Técnicas*. Windhagen, Germany.
82. Wirth(2000). *Tunnel Boring Machines*. Erklenz, Germany.
83. Woof, Mike. Coal is Like Gold / Sheets, Bruce (2004). Sometimes a Great Notion. *World Mining Equipment*, vol. 8 N° 10, 8-12 / 14-16.
84. *World Tunnelling (1999)*. TBM Tunnelling at Chimay.
URL<<http://www.highbeam.con/dpc/1G1-62742769.html>>

ANEXOS

ANEXO A-1

Determinación del RMR y clasificación del macizo rocoso

A. CLASIFICACIÓN DE LOS PARAMETROS Y SU CALIFICACIÓN								
PARAMETROS			ESCALA DE VALORES					
1	Resistencia de la roca intacta	Indice de resistencia a la carga puntual (MPa)	> 10	4 - 10	2 - 4	1 - 2	Para valores bajo este rango es preferible la Compresión uniaxial	
		Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	> 250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5-25	1-5
	CALIFICACION (Rating)		15	12	7	4	2	1
2	Calidad de núcleos RQD (%)		90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25	
	CALIFICACION (Rating)		20	17	13	8	3	
3	Separación de fisuras (m)		> 2	0,6 - 2	0,2 0,6	0,06 - 0,2	< 0,06	
	CALIFICACION (Rating)		20	15	10	8	5	
4	ESTADO DE LAS FISURAS (ver E)		Superficies muy rugosas, sin continuidad, sin separación. Paredes de roca inalterada	Superficies algo rugosas, separación < 1 mm, paredes ligeramente alteradas	Superficies ligeramente rugosas. Separación < 1 mm, paredes de roca suave	Superficies pulidas o relleno < 5 mm, espesor o separación 1 - 5 mm fisuras continuas	Relleno blando > 5 mm de espesor o fisuras abiertas > 5 mm, fisuras continuas	
	CALIFICACION (Rating)		25	20	12	6	0	
5	AGUA SUBTERRÁNEA	Afluencia por 10 m de túnel (l/min)	Nada	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125	
		Presión de agua en la fisura / Mayor esfuerzo principal (σ)	0	< 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	> 0,5	
		Condición general	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Empapado (goteo)	flujo continuo	
	CALIFICACION (Rating)		15	10	7	4	0	

Determinación del RMR y clasificación del macizo rocoso (Cont.)

B. AJUSTE DE LA CALIFICACIÓN POR LA ORIENTACION DE LAS FISURAS (Ver F)						
RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS FISURAS		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavor.	Muy desfavorable
CALIFICACIONES (Ratings)	Túneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	TALUDES	0	-5	-25	-50	-60
C. CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN LA CALIFICACIÓN TOTAL (RMR)						
RMR = CALIFICACIÓN TOTAL (Rating)		100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21
NUMERO DE CLASE		I	II	III	IV	V
DESCRIPCIÓN		Roca muy buena	Buena roca	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala
D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE MACIZO ROCOSO						
NUMERO DE CLASE		I	II	III	IV	V
TIEMPO PROMEDIO DE SOSTENIMIENTO		20 años para claro de 15 m	1 año para claro de 10 m.	1 semana para claro de 5 m.	10 horas para claro de 2,5 m.	30 minutos para claro de 1 m.
Cohesión del macizo rocoso (kPa)		> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100
Angulo de fricción del macizo rocoso		> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°
E. PAUTAS PARA LA CLASIFICACION DE LAS CONDICIONES DE DISCONTINUIDAD						
Longitud de discontinuidad (persistencia)		< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
Calificación		6	4	2	1	0
Separación (apertura)		Nada	< 0,1 mm	0,1-1,0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
Calificación		6	5	4	1	0
Rugosidad		Muy rugoso	Rugoso	Ligeramente rugoso	suave	Superficie pulida
Calificación		6	5	3	1	0
Relleno		Nada	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno Blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm.
Calificación		6	4	2	2	0
Alteración		Intacto	Ligeramente alterado	Moderadamente alterado	Muy alterado	Descompuesto
Calificación		6	5	3	1	0
F. EFECTO DEL RUMBO Y BUZAMIENTO DE LA DISCONTINUIDAD EN TUNELEO						
Rumbo perpendicular al eje del túnel			Rumbo paralelo al eje del túnel			
Corrida con buzamiento - Buzamiento 45° - 90°		Corrida con buzamiento - buzam. 20° - 45°		Buzamiento 45 - 90°		Buz. 20° - 45°
Muy favorable		Favorable		Muy desfavorable		Regular
Corrida contra el buzamiento - Buz. 54° - 90°		Corrida contra el buzamiento - buzam. 20° - 45°		Buzamiento 0° - 20° independientemente del rumbo		
Regular		Desfavorable		Regular		

ANEXO A-2

SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXCAVACIÓN Y SOSTENIMIENTO A PARTIR DEL RMR.

CLASE DE MACIZO ROCOSO		RMR	EXCAVACIÓN			PERNOS DE ANCLAJE (20 mm de diámetro, completamente cementado)	CONCRETO LANZADO (Shotcrete)	ARCOS DE ACERO
NUM	DESCRIP		METODO	AVAN. (m)	SOPORTE			
I	Roca muy buena	81-100	Sección completa.	3,0	Nada	Generalmente no requiere soporte excepto empernado puntual		
II	roca buena	61 - 80	Sección completa.	1,5	Soporte terminado a 20 m del frente	Localmente, pernos de 3 m en la corona, espaciado 2,5 m malla metálica ocasional.	50 mm en la corona donde es requerido	Nada
III	Roca regular	41 - 60	Sección superior y banqueo.	1,5 - 3,0 en la sección superior	Soporte temporal después de cada disparo. Soporte terminado a 10 m del frente	Pernos sistemáticos de 4 m, espaciado 1,5 - 2,0 m en la corona y paredes, con malla metálica en la corona.	50 - 100 mm en la corona y 30 mm en los hastiales (lados)	Nada
IV	Roca mala	21 - 40	Sección superior y banqueo.	1,0 - 1,5 en la sección superior	Colocar soporte simultáneamente con la excavación, 10 m del frente.	Pernos sistemáticos de 4 - 5 m, espaciados 1,0 - 1,5 m en la corona y paredes, con malla metálica en la corona.	100 - 150 mm en la corona y 100 mm en los hastiales	Arcos de acero ligeros a medianos espaciados 1,5 m donde es necesario.
V	Roca muy mala	< 20	Múltiples secciones.	1,0 - 1,5 en la sección superior	Colocar soporte simultáneamente con la excavación. Aplicar shotcrete tan pronto como sea posible después de la voladura.	Pernos sistemáticos de 5 - 6 m, espaciados 1,0 - 1,5 m en la corona y paredes, con malla metálica en el piso.	150 - 200 mm en la corona, 150 mm en los hastiales en los hastiales y 50 mm en el frente.	Arcos de acero mediano y robustos espaciados 0,75 m con revestimiento o de acero y enrejado con vigas de acero (forepolin). Piso cerrado.

ANEJO A-3

EL INDICE DE CALIDAD DE TUNELES (Q) DE BARTON

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

Donde:

- RQD = Índice de calidad de la roca de Deere.
J_n = Número de sistemas de fisuras (Joint set number)
J_r = Número de rugosidad de las fisuras (Joint roughness number).
J_a = Número de alteración de las fisuras (Joint alteration number).
J_w = Factor de reducción en las fisuras (Joint water reduction factor), y
SRF = Factor de reducción por esfuerzos (stress reduction factor).

La explicación de Barton et al. del significado de los parámetros usados para determinar el valor de Q, es:

- El primer cociente (RQD/J_a), representa a la estructura del macizo rocoso. Es una medida rudimentaria del tamaño de los bloques o de las partículas, con 2 valores extremos (100/0,5 y 10/20), difiriendo por un factor de 400. Si el cociente es interpretado en centímetros, los extremos “tamaño de fragmento” de 200 a 0,5 cm son vistos como rudimentarias pero aproximaciones bastante realistas.
- El Segundo cociente (J_r/J_a), representa a la rugosidad y las características de fricción de las paredes de las fisuras o materiales de relleno. El valor favorable de este cociente será cuando las juntas rugosas e inalteradas se encuentran en contacto directo, es decir, las superficies están próximos a la resistencia óptima, que tenderán a dilatarse fuertemente cuando estén sometidos a esfuerzos cortantes y que por lo tanto muy favorables a las estabilidad del túnel.

Cuando las fisuras tienen recubrimientos y rellenos arcillosos delgados, se reduce sustancialmente la Resistencia. Sin embargo, el contacto con las paredes después de un ligero desplazamiento por el esfuerzo cortante puede ser muy importante y puede evitar el colapso. Donde no existe contacto de paredes, la situación para la estabilidad de un túnel se ve seriamente comprometida.

- c) El tercer conciente (J_w/SRF), consta de 2 parámetros de esfuerzos. SRF es una medida de: 1) La carga que se disipa en el caso de una excavación dentro de una zona de fallas y de roca englobada en arcilla; 2) los esfuerzos en una roca competente; y 3) las cargas compresivas en rocas plásticas incompetentes. Se puede considerar como un parámetro total de esfuerzos. El parámetro J_w corresponde a la medición de la presión de agua que tiene un efecto negativo en la resistencia al esfuerzo cortante de las fisuras debido a la reducción en el esfuerzo normal. El agua puede ocasionar además un ablandamiento de las arcillas e inclusive lavarlas. El cociente J_w/SRF , es un factor empírico complicado que describe las “fuerzas activas”.

Se observa que el índice Q de la roca para túneles puede ser considerado como una función de sólo 3 parámetros que son medidas rudimentarias de: 1) El tamaño de los bloques (RQD/J_n). 2) Resistencia al esfuerzo cortante entre bloques (J_r/J_a). 3) Esfuerzos activos (J_w/SRF).

Para relacionar el valor del índice Q a la estabilidad y requerimientos de soporte de excavaciones subterráneas, Barton et al (1974) definieron un parámetro adicional que lo llamaron “dimensión equivalente D_e ” de la excavación. Esta dimensión se obtiene al dividir el ANCHO, DIAMETRO O ALTURA de la excavación por una cantidad llamada “RELACION DE SOPORTE DE LA EXCAVACION” ($ESR = \text{Excavation Support Ratio}$).

$$D_e = \frac{\text{Ancho de la excavación, diámetro o altura (m)}}{\text{Relacion de soporte de la excavación, ESR}}$$

El valor de ESR está relacionado al uso que tendrá la excavación y hasta donde se puede permitir cierto grado de inestabilidad. Barton et al (1974), sugieren los valores que ilustra la tabla que líneas abajo se presente.

Loset (1992) sugiere que para rocas con $4 < Q < 30$, el daño de voladura resultará en la generación de nuevas fisuras con una consecuente reducción local en el valor de Q para la roca circundante a la excavación. Él sugiere que esto puede ser explicado por reducción del valor de RQD para la zona dañada por la voladura.

TIPO DE EXCAVACION	ESR
A.- Excavaciones mineras provisionales	3,0 - 5,0
B.- Excavaciones mineras, túneles de aducción de agua para obras hidroeléctricas (con excepción de cámaras de alta presión para compuertas), túneles piloto (exploración), excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes.	1,6
C.- Cámara de almacenamiento, plantas subterráneas para el tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferrocarrileros pequeños, cámara de alta presión, túneles auxiliares.	1,3
D.- Casas de máquinas, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, refugios de defensa civil, portadas y cruces de túnel.	1,0
E.- Estaciones nucleoelectricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fábricas.	0,8

Barton et al. (1980) proporcionan información adicional sobre las categorías de reforzamiento, como la longitud del anclaje, claros máximos sin soporte y presiones de soporte del techo para suplementar las recomendaciones de soporte publicado en el artículo original (1974). Sin embargo, Palmstron et al. (2002) han hecho una crítica de las limitaciones del Q de Barton et al., estableciendo que dentro del área sin sombrear que ilustra en el diagrama, que se presenta líneas abajo, no se cumple la relación, por consiguiente en dicha área debería observarse otros métodos, evaluaciones y cálculos suplementarios.

La longitud L de los pernos de anclaje puede ser estimado a partir del ancho B y la relación de soporte de la excavación ESR:

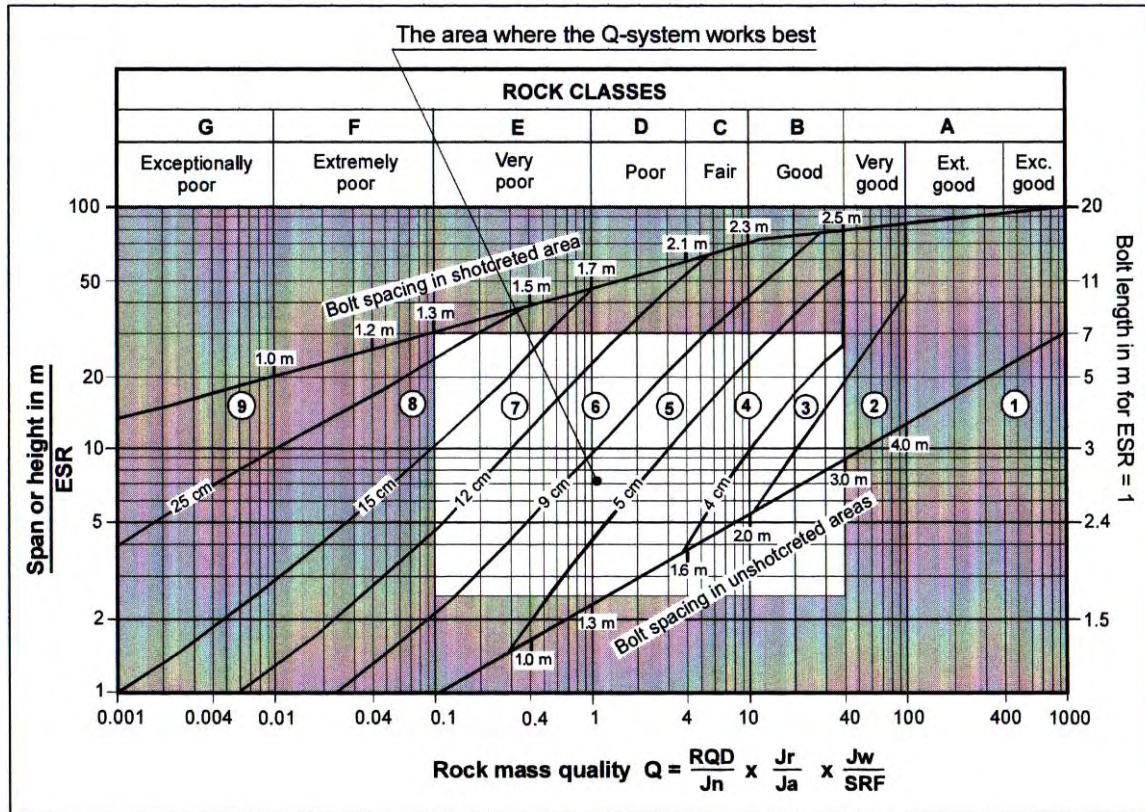
$$L = 2 + \frac{0,15B}{ESR}$$

El claro máximo sin soporte (Sm) puede estimarse de:

$$S_m = 2ESRQ^{0,4}$$

Basado en los análisis de los casos registrados, Grimstad y Barton (1993) sugieren que la relación entre el valor de Q y la presión de soporte permanente del techo (Pt) se estima como:

$$P_t = \frac{2 \sqrt{J_n} Q^{-\frac{1}{3}}}{3 J_n}$$



CATEGORIAS DE REFORZAMIENTO:

- | | |
|---|---|
| <ol style="list-style-type: none"> 1. Sin soporte 2. Empernado puntual. 3. Empernado sistemático reforzados de 4. Empernado sistemático (y shotcrete sin refuerzo, 4 – 10 cm) 5. Shotcrete reforzado con fibra, 5 - 9 cm y emperrado | <ol style="list-style-type: none"> 6. Shotcrete reforzado con fibra, 9 – 12 cm y emperrado. 7. Shotcrete reforzado con fibra, 12 – 15 cm y 8. Shotcrete reforzado con fibra > 15 cm, arcos 9. Segmentos de concreto armado |
|---|---|

Diagrama para determinar las categorías de sostenimiento basado en el índice Q según Barton y Broch (1993). Según Palmström y otros, las limitaciones de este diagrama se muestra en el área sin sombrear.

ANEXO A-4

PRUEBA SUECA A LA FRAGILIDAD Y EL EN ENSAYO SIEVERS

El ensayo de fragilidad, da una buena medida de la habilidad de la roca para resistir la trituración por repetidos impactos. Fue desarrollado en Suecia por N. von Matern y A. Hjelmér (1943), como muestra la Fig. A-4-1, este método ha sido modificado una serie de veces con varios propósitos. La prueba de perforación en miniatura de Siervers, da una medida para la dureza superficial (o la resistencia a la indentación) de la roca. Este método fue desarrollado por H. Sievers por los años 1950, como muestra la Fig. A-4-2. El valor J de Sievers, es la profundidad de taladro después de 200 revoluciones de la minibroca, medido en 1/10 mm. El valor SJ es el valor promedio de 4 – 8 taladros.

La superficie de perforación de la muestra debe ser paralela o perpendicular a la foliación de la roca. El valor SJ medido paralelo a la foliación es usado para encontrar el índice de perforabilidad (DRI). Si el valor de SJ para la perforación perpendicular a la foliación difiere del valor de la perforación paralela a la foliación, la velocidad de perforación probablemente variará más con la dirección de la perforación a la foliación.

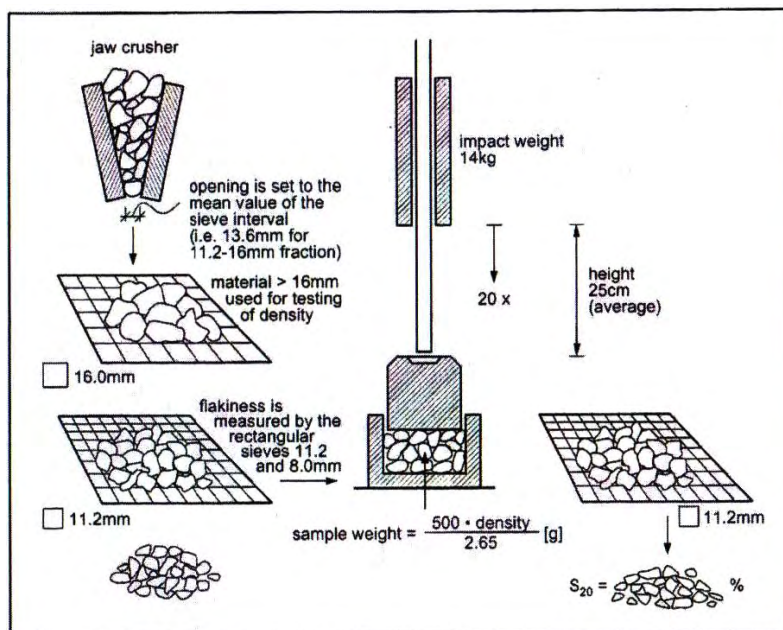


Fig. N° A-4-1 Prueba sueca de fragilidad

Para calcular el valor de DRI, se usa el Gráfico N° A-4-1 con el valor S_{20} de la fragilidad y el valor SJ de Sievers. El Índice de Perforabilidad (DRI) puede ser descrito como el valor de la fragilidad corregido por la dureza superficial de la roca. Para un valor J de Sievers de 10, que es común por ejemplo para el granito o sienita, el DRI se iguala con el valor de S_{20} .

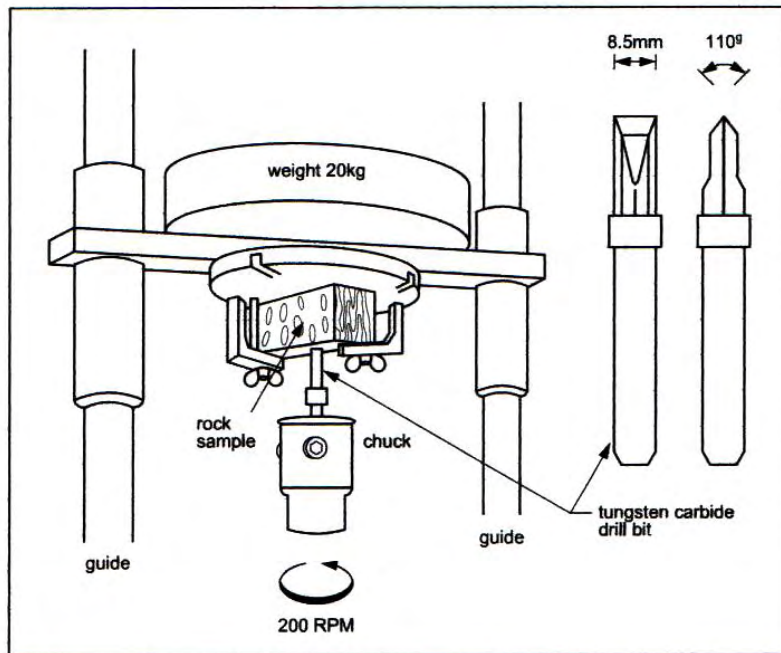


Fig. N° A-4-2: Ensayo de Sievers de mini perforación

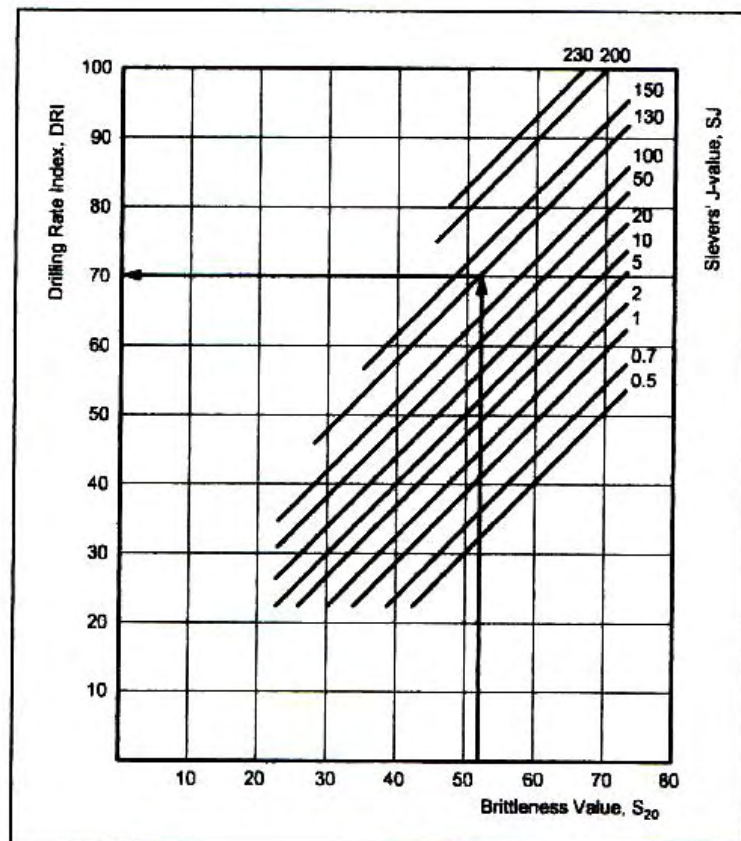
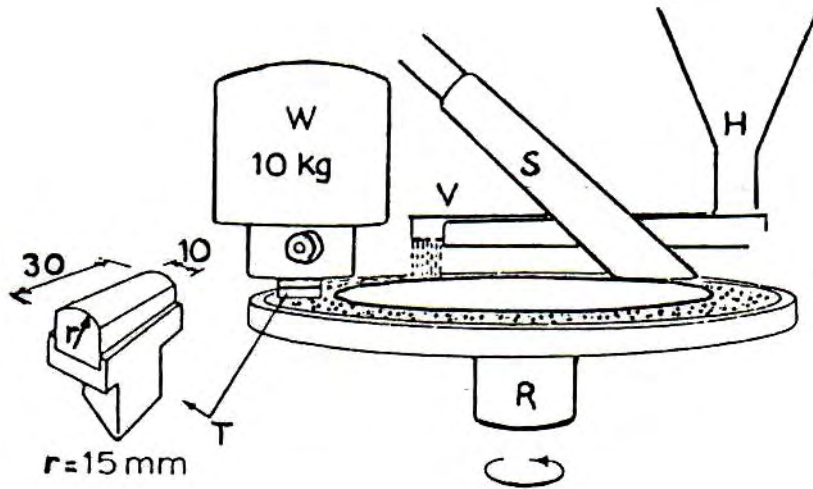


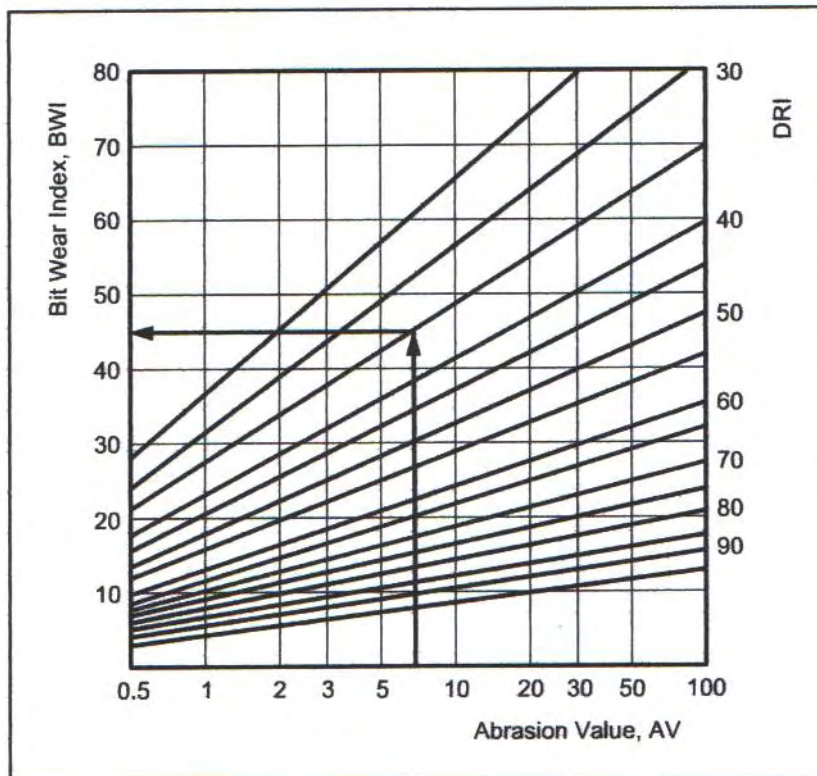
Gráfico N° A-4-1: Índice de perforabilidad (DRI) en función de la fragilidad y ensayo de Sievers.

ANEXO A-5

ENSAYO DE LA ABRASIÓN DEL CARBURO DE TUNGSTENO Y EL BWI



Prueba a la abrasión del carburo de tungsteno. T = muestra del carburo de tungsteno. W = pesa de 10 kg. V = alimentador por vibración. S = Aspiradora de polvo. Embudo de polvo de roca. R = Disco de acero rotatorio. El valor de la abrasión es medido como el peso perdido por la muestra de carburo de tungsteno en mg.



Abaco para determinar el desgaste de la broca (BWI) en función del índice de perforabilidad (DRI) y valor de la abrasión (AV).

ANEXO A-6

Número de dureza Vickers (VHN) para los minerales más comunes, P. Salminen y R. Viitala (1985), A. Lislerud (1997)

MINERAL	VICKERS HARDNESS NUMBER, VHN (kg/mm ²)
Corindón	2300
Cuarzo	1060
Granate	1060
Olivino	980
Hematita	925
Pirita	800
Plagioclasa	800
Diópsido (clinopiroxeno)	800
Magnetita	730
Ortoclasa	730
Augita	640
Ilmenita	625
Hipersteno (ortopiroxeno)	600
Hornblenda (anfíbolita)	600
Cromita	600
Apatito	550
Dolomita	365
Pirrotita	310
Fluorita	265
Pentlantita	220
Esfalerita	200
Chalcopyrita	195
Serpentina	175
Anhidrita	160
Calcita	125
Biotita	110
Galena	85
Calcosita	65
Clorita	50
Yeso	50
Talco	20
Halita	17
Silvita	10

ANEXO A-7

Propiedades mecánicas y físicas de las rocas (Kahraman et al. 2000)

Ubicación	Formación	Resistencia a la compresión (Mpa)	Resistencia a la tensión (Mpa)	Fragilidad (B1)	Fragilidad (B2)	Índice de perforabilidad* (kN/mm)	Índice de perforabilidad** (kN/mm)	Índice de carga puntual (Mpa)	Velocidad de la onda sísmica-P (km/s)	Módulo de elasticidad (Mpa)	Densidad (g/cc)
Soma/Isiklar	Marl	64,9	4,4	14,75	142,78	15,5	15,5	3	3,4	4758	2,45
Seyitömer	Marl	11,4	1	11,4	5,7	0,85	1,15	0,8	1	241	1,83
Tuncbilek (panel 36)	Marl	21,4	2,2	9,73	23,54	10,4	1,2	1,7	1,9	1595	1,91
Tuncbilek (Beke)	Marl	13,5	1,5	9	10,13	2,7	3,8	1,4	1,5	980	2,03
Pozanti	Caliza	123,8	6,6	18,76	405,9	18,8	46	5,3	5,3	10682	2,73
Pozanti	Caliza arcilloso	45,1	6	7,52	135,3	8	6,5	4,6	3,3	22419	2,42
Emet	Arenisca	70,5	5,5	12,82	198,88	5,5	9	6,3	3,7	13855	2,56
Emet	Caliza	42,1	6	7,02	126,3	16	18	4,4	4,7	16757	2,7
Orhaneli	Tufo	1,1	0,9	11,22	4,55	0,83	0,62	1,2	1,2	193	1,85
Bahce	Arenisca-1	149,2	16,1	9,27	1201,1	43	69	11,2	4,6	8746	3
Bahce	Arenisca-2	45,2	5,8	7,79	131,08	4,5	6,5	3,6	4,5	11092	2,77
Bahce	Dolomita	68	6	11,33	204	71	51,7	3,5	6,3	6830	2,92
Enrikli	Caliza	51,3	7	7,33	179,55	15	23,5	4,6	5,4	7193	2,74
Enrikli	Serpentina	69,1	7,5	9,21	259,13	-----	14,4	5,8	2,9	21116	2,88
Enrikli	Diabasa	110,9	10,1	10,98	560,04	34,5	48	10,3	5,2	10901	2,96
Enrikli	Marl	39,5	5,2	7,6	205,4	8,2	11	2,7	3,1	4060	2,2
Konya	Serpentina	54,3	11,7	4,64	314,66	54,6	62	13,2	5	20224	2,63
Yahyali	Hematita	61,8	6,6	9,36	203,94	26,5	29	6,7	2,8	19566	3,61
Adana	Caliza	15,7	0,9	17,44	7,07	6,8	5	1,1	2,2	790	1,86
Misis	Caliza	85,2	9,1	9,36	387,66	37	38	8	5,5	20253	2,71
Darica	Dolomita	189,8	10	18,98	949	36	46,5	14,9	5,1	30163	2,92
Darica	Caliza	70,56	5,5	12,83	194,04	-----	25	3,9	4	12517	2,5

(*): Para broca de diente cónica, (**): Para broca de diente esférica.

ANEXO A-8

Propiedades mecánicas y físicas de las rocas (Bilgin et al. 1993).

Ubicación	Formación	Resistencia a la compresión (Mpa)	Resistencia a la tensión (Mpa)	Fragilidad (B1)	Fragilidad (B2)	Índice de perforabilidad* (kN/mm)	Valor del martillo de Schmidt	Índice de carga puntual (Mpa)	Valor del cono de indentación	Velocidad de penetración (m/min)
Isiklar	Marl	88,7	6	14,78	264	21,86	57	3,9	2,9	0,78
Isiklar	Caliza	77,3	5,5	14,5	213	14,71	62	2,8	3,4	0,97
Elmali	Marl	80,2	5,8	13,83	232,9	14,71	56	4,1	2,2	-----
Ksrakdere	Marl	82,4	6,3	13,08	259,6	21,61	53	3,7	3,1	0,61
Sarkaya	Marl	69,2	5	13,84	173	15,69	59	3	2,7	0,63
Tnaz-B. Yaka	Marl	52,1	5,2	10,02	135,5	-----	54	2,1	2,2	-----
Tnaz-B. Yaka	Marl	66,6	6,5	10,25	216,5	7,84	54	2,1	3,5	1,47
Eskihisar	Marl	17,9	1,6	11,19	14,3	0,59	42	0,8	0,7	-----
Eskihisar	Weath-MI	8	0,8	11,1	3,31	-----	27	0,3	0,4	-----
Milas-Sekköy	Marl	21,6	2,1	10,29	22,7	0,94	46	1	0,8	-----
Milas-Sekköy	Marl	22	2,2	10	24,5	0,65	45	1,1	0,6	-----
Beke	Marl	16,1	1,4	11,5	11,3	-----	41	0,6	0,7	1,33
Panel 12 A	Marl	49,3	4,3	11,47	105,5	-----	54	2	2,1	-----
Panel 12 B	Silex	152,7	15,1	10,11	1152,9	38,54	69	5,7	6,9	-----
Örmerler 4 CD	Marl	41,8	4,2	9,95	87,4	4,57	46	1,7	1,7	-----
Panel 37	Marl	38,7	3,7	10,46	71,6	3,92	47	1,1	1,7	-----
Panel 36	Marl	46,9	4,5	10,42	105,5	6,54	47	2,1	1,8	2,03
Panel 37/Sh.	Marl	33,4	3,2	10,44	53,5	2,48	-----	1,8	1	-----
Orhaneli	Marl	45,5	5,3	8,58	120,6	7,6	34	1,7	2,1	1,85
Orhaneli	Tufo	26,2	2,8	9,36	36,7	1,23	38	1,1	1	-----
Orhaneli	Tufo	43,4	4	1,85	86,8	5,88	34	1,7	1,6	1,98
Keles	Arcilla-Marl	10	1,3	8,08	6,8	-----	15	0,4	0,4	-----
Keles	Marl-Caliza	61,5	5,7	10,79	175,3	9,8	34	3,3	1,9	1,52
Keles	Caliza	91,2	9,1	10,02	414,9	-----	-----	3,8	3,7	-----
Seyitömer	Silex-Marl	2,4	0,5	4,8	0,6	0,1	-----	0,2	0,1	-----
Seyitömer	Marl	7,9	0,8	9,88	3,2	0,26	29	0,4	0,3	2,68
Seyitömer	Marl	10,5	1	10,5	5,3	0,54	42	0,6	0,3	2,43

(*): Para broca de botón esférico.

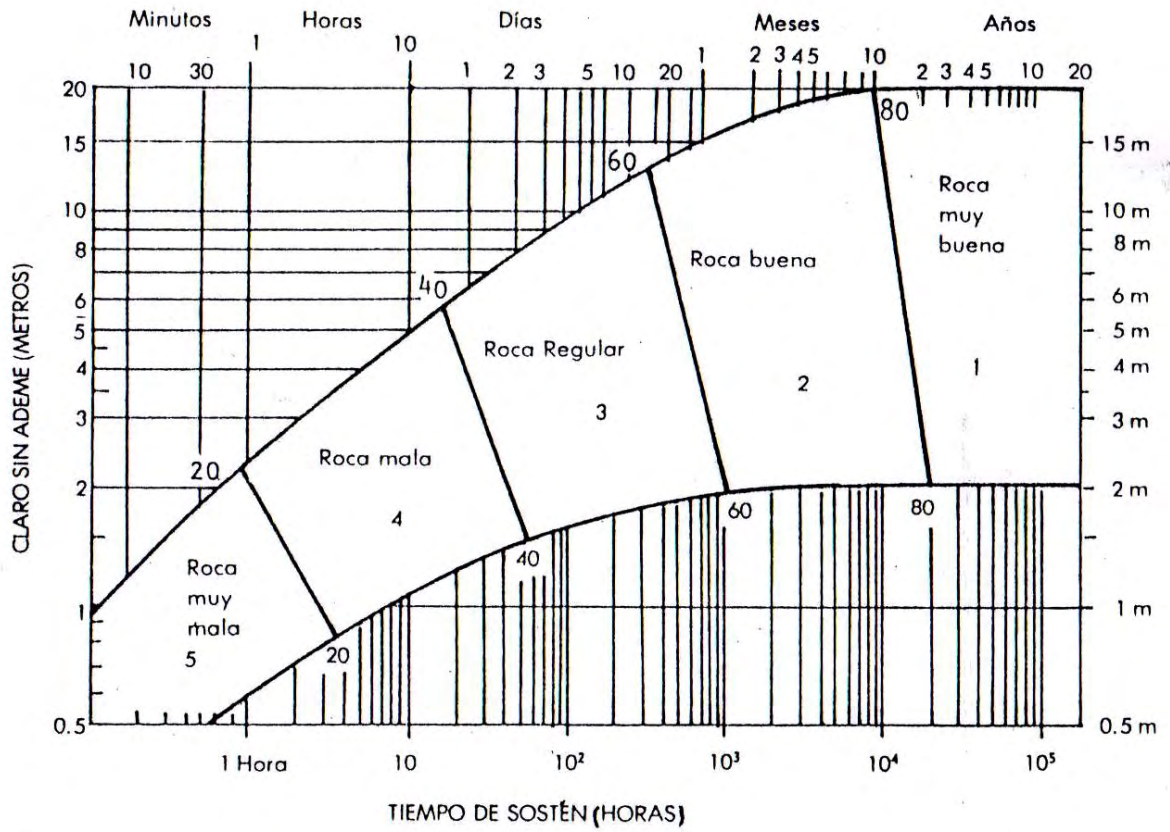
ANEXO A-9

Ecuaciones de perforabilidad, velocidad de penetración y propiedades físicas y mecánicas de la roca, en función de la fragilidad (B2) (R. Altintag, 2002).

PARAMETRO	ECUACIONES	COEFICIENTE DE CORRELACIÓN (r)	OBSERVAC.
Indice de perforabilidad, DRI (kN/mm)	$DRI = 0,6344 (B2)^{0,6186}$	0,82	Anexo A-7, Broca de botones balísticos.
Indice de perforabilidad, DRI (kN/mm)	$DRI = 03537 (B2)^{0,7534}$	0,89	Anexo A-7, broca con botón esférico
Indice de perforabilidad, DRI (kN/mm)	$DRI = 0,086 (B2)^{0,9096}$	0,97	Anexo A-8, broca con botón esférico.
Indice de carga puntual, PL (Mpa)	$PL = 0,4178 (B2)^{0,473}$	0,93	
Indice de carga puntual, PL (Mpa)	$PL = 0,9526 (B2)^{0,4835}$	0,98	
Velocidad sísmica de la roca, v (km/s)	$v = 0,8718 (B2)^{0,2818}$	0,87	
Densidad de la roca, ρ (g/cc)	$\rho = 1,572 (B2)^{0,0978}$	0,86	
Velocidad de penetración, Vp (m/min)	$Vp = - 0,0057 (B2) + 2,3053$	0,79	
Valor del cono de indentación, CI	$CI = 0,1495 (B2)^{0,5406}$	0,99	
Valor del martillo de schmidt, RN	$RN = 5,9528 \ln(B2) + 20,933$	0,75	
Indice de carga puntual, PL (Mpa)	$PL = 0,2365 (B2)^{0,5229}$	0,92	
Indice de perforabilidad, DRI (kN/mm)	$DRI = 0,1376 (B2)^{0,8792}$	0,92	De los Anexos A-7 y A-8.
Fragilidad de la roca, B2	$B2 = \frac{\sigma_c \sigma_t}{2}$		σ_c = Resistencia a la compresión de la roca y σ_t = resistencia a la tensión de la roca.

ANEXO A-10

GRÁFICO RMR DE BIENIAWSKI (1979)



ANEXO A-11

Criterio de volabilidad y ripabilidad según Weaver (Luengo R. et al., 2004).

CLASE DE ROCA		I	II	III	IV	V
DESCRIPCIÓN		Roca muy buena	Roca buena	Roca media	Roca mala	Roca muy mala
VELOCIDAD SISMICA	Rango (m/s)	>2150	2150 - 1850	1850 - 1500	1500 - 1200	1200 - 450
	Valoración	26	24	20	12	5
DUREZA	Categoría	Roca extremadam. dura	Roca muy dura	Roca dura	Roca blanda	Roca muy blanda
	Valoración	10	5	2	1	0
ALTERACIÓN	Categoría	Sana	Ligeramente alterada	Alterada	Muy alterada	Completam. alterada
	Valoración	9	7	5	3	1
ESPACIAMIENTO DE JUNTAS	Rango (mm)	>3000	3000 - 1000	1000 - 300	300 - 50	<50
	Valoración	30	25	20	10	5
CONTINUIDAD DE JUNTAS	Categoría	Discontinuas	Poco continuas	Continuas sin relleno	Continuas con algún relleno	Continua con relleno
	Valoración	5	5	3	0	0
RELLENO DE JUNTAS	Categoría	Cerradas	Algo separadas	Separación < 1 mm	Relleno < 5 mm	Rellenp > 5 mm
	Valoración	5	5	4	3	1
ORIENTACIÓN DE LA DIRECCIÓN Y BUZAMIENTO	Categoría	Muy desfavorable	Desfavorable	Poco favorable	Favorable	Muy favorable
	Valoración	15	13	10	5	3
VALORACIÓN TOTAL		100 - 90	90 - 70 *	70 - 50	50 - 25	< 25
APRECIACION DE LA RIPABILIDAD		Voladura	Extremadam. difícil de repar	Muy difícil de repar	Difícil de repar	Fácilmente ripable
TRACTOR SELECCIONADO		_____	DD9G / D9G	D9 / D8	D8 / D7	D7
POTENCIA	HP	_____	770 / 388	388 / 270	270 / 180	180
	Kw	_____	575 / 290	290 / 200	200 / 135	135

- Para la valoración total por encima de 75 se considera macizo rocoso no ripable sin previa voladura.

ANEXO B – 1

PREDICCION SISMICA EN EL TUNEL DE ADUCCION N° 4

INTERPRETACION

El ensayo fue ejecutado el día 28/Noviembre/2001. Los recibidores estuvieron instalados en la progresiva 5 + 596.90; el frente de excavación se ubica en la progresiva 5 + 501.20; por lo tanto, la predicción comprende los próximos 204.30 m, esto es, hasta la progresiva 5 + 296.90.

De acuerdo a las velocidades registradas por las ondas P (V_p), las cuales se mantienen casi uniformes y cercanas a 5000 m/s, el tramo que abarca la predicción se encuentra en roca de regular a buena calidad. Entre las progresivas 5 + 500 y 5 + 460 no se observan planos reflectores, por lo que se espera encontrar zonas poco fracturadas; entre las progresivas 5 + 460 á 5 + 425 se observan algunos planos reflectores, entendiéndose que se trata de una probable zona de fracturas con algunas fallas, implicando una disminución en la calidad de la roca; entre las progresivas 5 + 425 á 5 + 380 no se observan planos reflectores; finalmente, entre las progresivas 5 + 380 á 5 + 296.60, se observan pocos planos reflectores, de lo que se deduce que en este tramo es posible encontrar algunas fracturas menores.

Seismic prediction in N° 4 Headrace Tunnel

Interpretation

The survey was carried out on November 28, 2001. Receivers were installed in chainage 5 + 596.90. Excavation front located in chainage 5 + 501.20. Therefore, prediction will comprise the next 204.30 m, up to chainage 5 + 296.90.

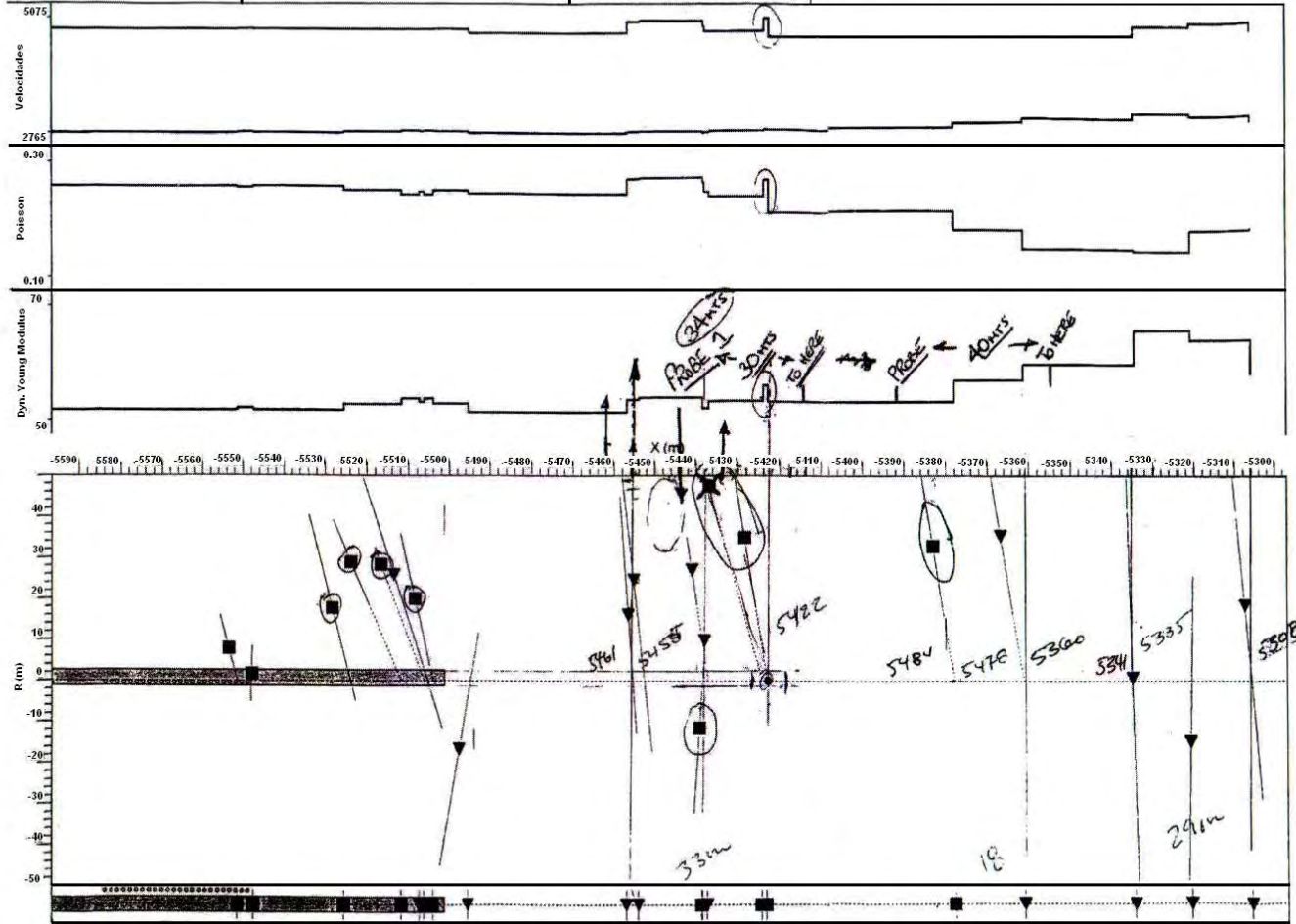
According to the speeds registered by the P (V_p) waves, which remain almost uniform and near 5000 m/s, the section that comprises the prediction that is found in rock form regular to good quality. Between chainages 5 + 500 to 5 + 460 no reflector planes are observed, that's why it is expected to find areas not so fractured; between chainage 5 + 460 to 5 + 425 some reflector planes are observed, indicating that is a probable fractures zone with some faults, implicating a decrease in quality of the rock; Between chainage 5 + 425 to 5 + 380 no reflector planes are observed; finally, between chainage 5 + 380 to 5 + 296.60, very few reflector planes are observed, which indicates that in that section is possible to find some minor fractures.

Tunnel - Test: TUIEL 4 - PRUEBA 05
 Test date : 28/11/2001
 TM (m) : -5504.2
 Ref. Location (m) : 5596.90


Rock strength : Decreasing ----
 Increasing ----
 X Scale : 1/1000
 R Scale : 1/1000

Wave type : P-wave ▽
 SV-wave □
 SH-wave ○
 Receiver : 1 ■

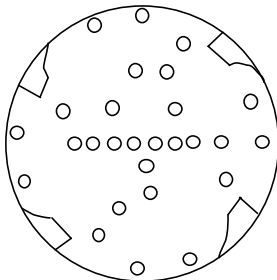
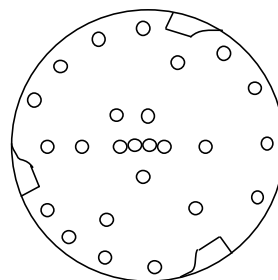
TSPwin
 Tunnel Seismic Prediction
 Amberg Measuring Technique



ANEXO C - 1
 REPORTE DE LA EXCAVACIÓN CON TBM POR GUARDIA (hoja 1)

Contractor	YUNCAN HYDROPOWER PROJECT								Supervision																		
<small>ASOCIACION</small> 	Tunnel:- N° 4 HEADRACE TUNNEL								EPDC																		
TBM OPERATOR REPORT																											
Working shift / Turno			Date / Fecha			Weather / Clima																					
Activities / Actividades																											
Description		Activities / Hours Actividades / Horas																									
		7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	Total													
TBM																											
Boring																											
Boring															0.00												
Re-set															0.00												
Cutter Inspection															0.00												
Cutter Change															0.00												
Service															0.00												
Mechanical B/D															0.00												
Electrical B/D															0.00												
Hydraulic B/D															0.00												
Back Up																											
Muck Transport															12.00												
Power supply															0.00												
Water Supply															0.00												
Ventilation															0.00												
Dust separator															0.00												
Mechanic B/D															0.00												
Electric B/D															0.00												
Hydraulic B/D															0.00												
Food stop															0.50												
Miscellaneous																											
Probing															0.00												
Rock Support															12.00												
Survey															0.00												
Rails/ Trains															0.00												
Miscellaneous															12.00												
Thrust Pressure														#iDIV/0!													
C.H.R.S (rpm)																											
Torque (tm)																											
TBM Operator																											
T.D From /				TD To				Advance																			
Laser Position																											
Time of Reading Front Target																											
		7			11			3			7																
<table border="1" style="width: 100%; height: 40px;"> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> </table>						<table border="1" style="width: 100%; height: 40px;"> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> </table>							<table border="1" style="width: 100%; height: 40px;"> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> </table>							<table border="1" style="width: 100%; height: 40px;"> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> </table>							
Time of Reading Back Target																											
		7			11			3			7																
<table border="1" style="width: 100%; height: 40px;"> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> </table>						<table border="1" style="width: 100%; height: 40px;"> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> </table>							<table border="1" style="width: 100%; height: 40px;"> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> </table>							<table border="1" style="width: 100%; height: 40px;"> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> </table>							
Probing Record																											
Conventional Probing							Seismic Prediction																				
Start TD		<table border="1" style="width: 100%; height: 20px;"> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> </table>							Start TD		<table border="1" style="width: 100%; height: 20px;"> <tr><td style="width: 50%; text-align: center;">0</td><td style="width: 50%;"></td></tr> </table>						0										
0																											
FinishTD		<table border="1" style="width: 100%; height: 20px;"> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> </table>							FinishTD		<table border="1" style="width: 100%; height: 20px;"> <tr><td style="width: 50%; text-align: center;">0</td><td style="width: 50%;"></td></tr> </table>						0										
0																											
Total (m)		<table border="1" style="width: 100%; height: 20px;"> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> </table>							Total (m)		<table border="1" style="width: 100%; height: 20px;"> <tr><td style="width: 50%; text-align: center;">0</td><td style="width: 50%;"></td></tr> </table>						0										
0																											
Next Probe		<table border="1" style="width: 100%; height: 20px;"> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> </table>							Next Test		<table border="1" style="width: 100%; height: 20px;"> <tr><td style="width: 50%;"></td><td style="width: 50%;"></td></tr> </table>																
Comments							Comments																				
By Contractor								By Engineer																			

ANEXO C - 1
 REPORTE DE LA EXCAVACIÓN CON TBM POR GUARDIA (hoja 2)

Geology								
Rock Type <i>Tipo de Roca</i>		Current Field Instruction No.						
Rock Support Types / Tipos de Soporte de Roca Instalados								
Description	Unit <i>Un</i>	Type <i>Tipo</i>	From TD <i>De</i>	To TD <i>A</i>	Quantity <i>Cantidad</i>	Accumulative <i>Acumulado</i>	Remarks / Observaciones	
Rock Bolt	u	I - 2m				0		
<i>Perno de Anclaje</i>	u	II - 3 m				0		
Spiling Bolt	u	II - 3 m				0		
Steel	u	1mt				0		
Shotcrete	u	I - 5cm				0		
<i>Concreto rociado</i>	u	II - 7cm				0		
	u	III - 10cm				0		
Fibercrete	u	I - 6cm				0		
<i>Fibraconcreto</i>	u	II - 8cm				0		
	u	III - 12cm				0		
Rock Anchor /								
Lining Concrete /								
Otros / Others	u	I - 2m				0		
Labour / Mano de Obra								
	No.	hrs	Total					
Foreman / <i>Capataz</i>				Mechanics				
Skilled / <i>Operario</i>				Electricians				
Unskilled / <i>Peon</i>				Track Men				
Others / <i>Otros</i>				Others / <i>Otros</i>				
TOTAL No. of Men		0		TOTAL MANHOURS		0		
Material & Equipment								
Materials / <i>Materiales</i>	Temp	Perm	Unit <i>Und</i>	Quantity <i>Cantidad</i>	Equipment / <i>Equipo</i>	Plant No.	Hours	Status.
							Horas	
Cement								
Wire #14 and #16								
Bolt M16x35 complete								
Bolt M16x40 complete								
Oxygen and Acetylen								
Silicone								
Insulating scotch								
Welding rod								
Valve 1" with couple and Niple								
Industrial Wipe								
TBM Report								
Total No. of Boring Hours	0.00							
Total No. of Delay Hours								
No. of Cutters Changed								
MK- 12, Cutters			MK - 12			Foro 900S		
Double Center No: 1+3, 2+4			Cutter positions			Cutter positions		
Front No: 5,6,7,8,9,10,11,12,13,14,15,16,17,18,19								
Guage No: 21,22,23,24,25,26,27.								
FORO, Cutters								
Double Center No: 1+3, 2+4								
Front No: 5,6,7,8,9,10,11,12,13,14,15,16,17,18,19								
Guage No: 21,22,23,24,25								
Remarks / Observaciones								

ANEXO C - 2

REPORTE SEMANAL DEL AVANCE DE LA EXCAVACION CON TBM



TBM WEEKLY PROGRESS REPORT - UNDERGROUND EXCAVATION

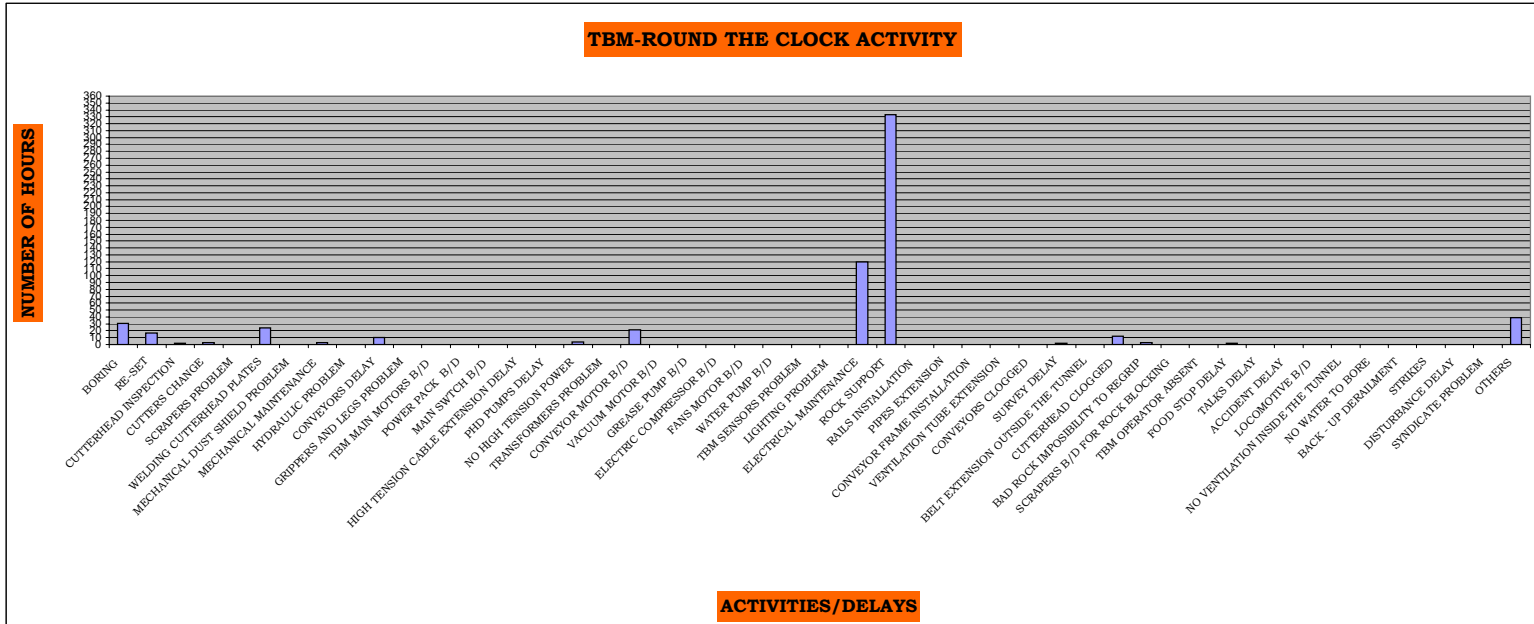
Location		This week				Accumulated				Cutters - this week				Cutters - total									
N° 4 HEDRACE TUNNEL		Cut meters		Boring hours		Cut meters		Boring hours		Center	Face	Gauge	Total	meter/cutter		Cutters total		meter/cutter					
Week No. 34		0.00		0.00		1023.05		0.50		0	0	0	0	-									
Activity	Day Shift	Monday		Tuesday		Wednesday		Thursday		Friday		Saturday		Sunday		Total, this week		Total, accum.					
		Day	Night	Day	Night	Day	Night	Day	Night	Day	Night	Day	Night	Day	Night	Hours	%	Hours	%				
TBM										Insert minutes in these columns										Calculated values			
Boring		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.00	0.00						
Re-cut		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.00	0.00						
Cutter inspection		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.00	0.00						
Cutter change		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.00	0.00						
Service		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.00	0.00						
Mechanic breakdown		0	0	300	0	300	0	0	0	0	0	50	0	0	0	10.83	0.03						
Electric breakdown		190	0	0	0	0	0	240	0	0	0	0	0	0	7.17	0.02							
Hydraulic breakdown		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.00	0.00							
TBM Total		190	-	300	-	300	-	240	-	-	-	50	-	-	-	18.00	0.06						
Back-Up																							
Muck Transport		0	660	720	720	0	0	480	0	0	0	0	240	0	0	47.00	0.15						
Power supply		0	0	0	0	60	0	0	0	0	0	0	0	0	1.00	0.00							
Water supply		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.00	0.00							
Ventilation		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.00	0.00							
Dust separator		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.00	0.00							
Mechanic breakdown		0	0	0	0	0	0	0	0	0	240	0	0	0	4.00	0.01							
Electric breakdown		0	0	0	0	0	0	0	0	0	140	0	0	0	2.33	0.01							
Hydraulic breakdown		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.00	0.00							
Food Stop		30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	0	6.00	0.02							
Back-Up Total		30	690	750	750	90	30	510	30	30	30	30	270	-	-	60.33	0.19						
Miscellaneous																							
Probing		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.00	0.00							
Rock Support		420	720	720	720	720	720	0	570	510	0	360	480	0	99.00	0.31							
Survey		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.00	0.00							
Rails/train		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.00	0.00							
Misc. see remarks		720	720	720	720	720	720	720	720	720	690	720	720	0	143.50	0.45							
Miscellaneous Total		1140	1440	1440	1440	1440	1440	720	1290	1230	690	1080	1200	-	-	242.50	0.76						
Chainage Start		902.95								Chainage Finish				902.95									
Shift time	TOTAL	1360.2	2130	2490	2190	1830	1470	1470	1320	1260	720	1160	1470	-	-	320.83	100%	-	-				
Advance	m	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00							
Manhours	hrs	374	297	341	308	319	220	297	275	275	231	341	220	0	0	3498.00							
Split Sets	no.	0	19	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0								
Rock Bolts	no.	0	0	17	5	8	0	0	8	3	0	0	0	0	0								
Fibercrete	m ³	3	1.5	3	0	0	0	0	0	4	0	1	2	0	0								
Shotcrete	m ³	0	0	0	5	4	11	3.5	4.5	0	0	0	0	0	0								
Cutting rate	m/hrs	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1							
Number of cutters changed	center	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	Degree of Usage of TBM							
	face	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	This week		Accumulated					
	gauge	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0							
	Total	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	Weekly report approved by:							
Remarks																							
. We start with 15cm Fibercrete on Saturday																							
. The rock is very poor																							
. The water flow was 18lt/s till Saturday																							
																Date August 20, 2001							

SITE: PENSTOCK 1 FRONT: N° 4 HEADRACE TUNNEL

TBM - ROUND THE CLOCK ACTIVITY ANALYSIS

YEAR: 2001

MONTH: JULY



ACTIVITIES/DELAYS

TOTAL HOURS		%
TOTAL PROGRAMMED HOURS	600	100
TOTAL OPERATED HOURS	51.67	8.61
TOTAL DELAY HOURS	548.33	91.4
TOTAL BORED HOURS	30.17	5.03

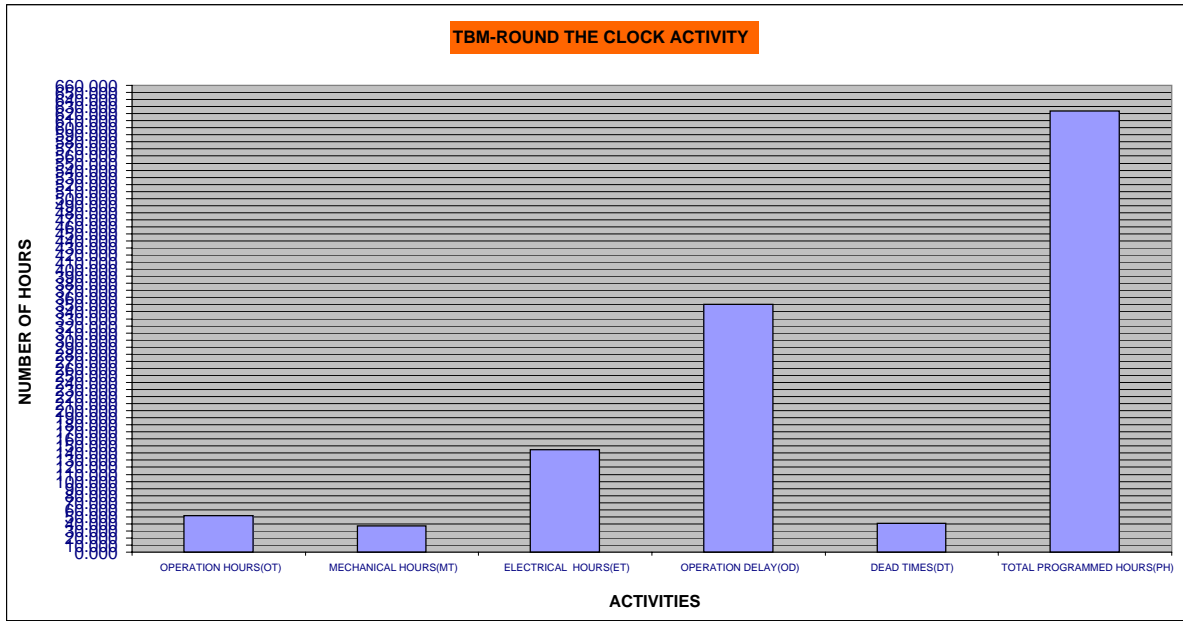
AVAILABILITIES	
MECHANICAL AVAILABILITY (DM)	94.1%
ELECTRICAL AVAILABILITY (DE)	76.8%
MECHANICAL-ELECTRICAL AVAILABILITY (DME)	70.9%
AVAILABILITY UTILIZATION (UD)	11.7%

REMARKS: . Stop for personnel disturbance from July 2 to July 13.
 . National Day stop July 28
 . Welding cutterhead and fixing scrapers from July 16 to July 22.

STEVE HALLS
 Site Superintendent

SITE: PENSTOCK FRONT: N° 4 HEADRACE TUNNEL
TBM - ROUND THE CLOCK ACTIVITY ANALYSIS

YEAR: 2001 MONTH: JULY



AVAILABILITY UTILIZATION (UD)	
MECHANICAL AVAILABILITY (DM)	94.1 %
ELECTRICAL AVAILABILITY(DE)	76.8 %
MECHANICAL-ELECTRICAL AVAILABILITY(DME)	70.9 %
AVAILABILITY UTILIZATION (UD)	11.7 %

Remarks:

- . Personnel disturbance stop from July 2 to July 13.
- . Peruvian Independence Day, July 28
- . Welding Cutterhead and fixing scrapers from July 16 to July 22.

SITE SUPERINTENDENT

TIMES DEFINITION FOR TBM OPERATION

A) OPERATION TIMES:

- . Boring
- . Re.set.
- . Cutterhead inspection
- . Cutters change

B) MECHANICAL TIMES:

- . Scrapers problem
- . Dust shield problem
- . Mechanical Maintenance(greas, oil, etc.)
- . Hydraulic problems.
- . Conveyors delay(mechanica part).
- . Grippers B/D.
- . Front and rear legs B/D.

C) ELECTRICAL TIMES:

- . TBM main motros broken down.
- . Power pack B/D(hydraulic pump).
- . Main switch B/D.
- . Hihg cable table extension delay.
- . PHD pump B/D
- . No high tension power
- . Transformers problem.
- . Conveyors motor B/D(main drive, conveyor power pack).
- . Vacuum motor B/D
- . Grease pump B/D.
- . Electrical compessors B/D.
- . Fans B/D.
- . Water pump B/D.
- . TBM sensors problem.
- . Lighting problem.
- . Electrical maintenance.

C) OPERATION DELAY:

- . Rock support(drilling and installing rock bolts).
- . Rails installation.
- . Pipes extension.
- . Conveyor frame installation.
- . Ventilation tube extension.
- . Conveyors clogged.
- . Survey delay(laser alignment).
- . Belt extension outside the tunnel.

D) DEAD TIMES:

- . Food stop delay
- . Talks delay(Safety, environmental, training, etc.)
- . Accident delay
- . Locomotive B/D.
- . No ventilation inside the tunnel
- . NO water to bore
- . TBM operator absent.
- . Back-up derailment.
- . Strikes
- . Disturbance delay(Company People, town people, etc.)
- . Syndicate problem.
- . Cutterhead clogged for bad rock
- . Bad rock impossibility the regrip.

YEAR: 2001

MONTH: SEPTEMBER

ITEM	VALUES																															TOTAL PER MONTH
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	
BORING, Hrs	0	0	0	0	0	3	1	0.67	0	0.83	0	0	0.33	0	0.5	0	0.33	0.5	0.5	0	2.17	1.17	0	3.17	1.67	2	3.16	4	5.17	0	0	30.17
TOTAL OPERATION TIME(OP), Hrs	0	0	0	0	0	5	3	2.17	0	1	0	0	0.5	0	0.67	0	0.5	2.67	1.17	0	3.83	2.34	0	4.5	2.17	2.67	4.16	8.49	6.83	0	###	#REF!
TOTAL MECHANICAL TIME(MT), Hrs	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	12	12	0	0	0	0	0.33	0	6.33	0	2.5	0	0	0	1	0.5	0	0	1.17	0	###	#REF!
TOTAL ELECTRICAL TIME(ET), Hrs	4	24	24	24	24	16	1	1	0	0.67	0	0	0	1	0	0	5	1	0	12	2.17	0	0	0	1.17	2.83	0.33	0	0.5	0	###	#REF!
TOTAL OPERATION DELAY(OD), Hrs	0	0	0	0	0	0	1	1	0	0	12	0	0	0	0	0	0	0	0	3	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	###	#REF!
TOTAL DEAD TIMES(DT), Hrs	0	0	0	0	0	0	9	4.16	0	13.2	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	6.5	0.66	0	1.84	1.49	0	0	1.84	0.83	0	###	#REF!
METERS BORED (m/day)	0.0	0.0	0	0	0	1.4	2.4	0.7	0	0.5	0	0	2.75	1	1.4	0	1.4	0	1.4	0	5.7	1.2	0.0	5.6	2.5	5.85	8.7	11.3	14.3	0	68.05	
NET PENETRATION RATE, m/Hr	#DIV/0!	###	###	###	###	0.47	2.4	1.04	###	0.6	###	###	8.33	###	2.8	###	4.24	0	2.8	###	2.63	1.03	###	1.77	1.5	2.93	2.75	2.81	2.77	###	###	2.26
NET PENETRATION RATE, cm/min	#DIV/0!	###	###	###	###	0.78	4	1.74	###	1	###	###	13.9	###	4.67	###	7.07	0	4.67	###	4.38	1.71	###	2.94	2.5	4.88	4.59	4.69	4.61	###	###	3.76
PENETRATION PER REVOLUTION, mm/rev(15 RPM)	#DIV/0!	###	###	###	###	0.52	2.67	1.16	###	0.67	###	###	9.26	###	3.11	###	4.71	0	3.11	###	2.92	1.14	###	1.96	1.66	3.25	3.06	3.13	3.07	###	###	2.51
ROCK TYPE	D	D	D	D	D	D	CL-D	CL-D	CL		CL	CL-D	CL-D	D-CL	D-CL		D-CL	CL-CM	CL-CM	CL-CM	CL-CM	CL-CM	D-CL	D-CL	CL-CM	CL-CM	CM	CM	CM	CM		
THRUST PRESSURE (bar)										40			30		20		30	30	35		23			33	28	25	32	35	38			

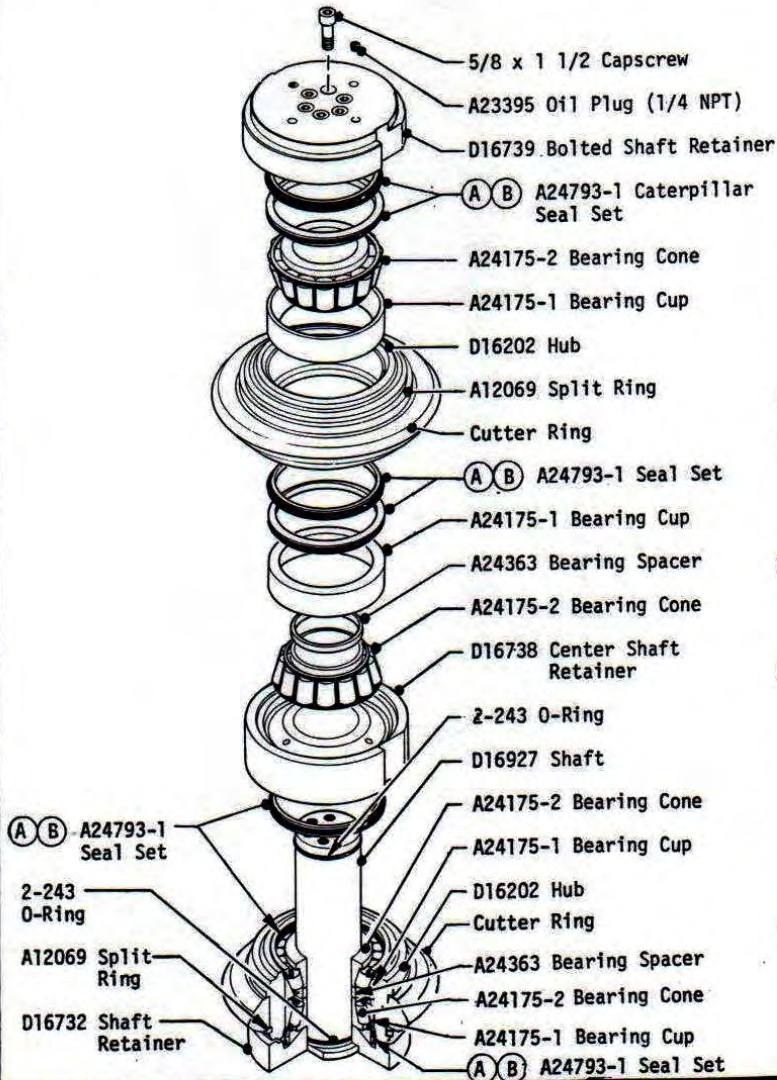
PROGRAMMED HOURS = 288 HOURS/MONTH

ANEXO D-1

Montaje de los cortadores centrales (center cutters)

MAINTENANCE INSTRUCTIONS - D16597 15 1/2" DIA. TWIN DISC ASSEMBLY QUAD DISC CENTER CUTTER

These instructions will be used as a Master-Procedure for other similar twin disc Assemblies. Since a few parts are different from one assembly to the other, part numbers have been eliminated from the major portion of these instructions. For part numbers of details used on D16597 Assy. - SEE FIGURE ON THIS PAGE.



For required maintenance tools, see drawing C9027 (Section B in cutter manual).

If crush spacers are used, see sheet 23 for crush spacer installation procedure. B

A are metal seal rings, in this procedure referred to as "seals".

B are rubber toric rings, in this procedure referred to as "torics".

One Seal Set consists of:

- (2) Seal halves
- (2) Torics

B Torics can be procured separately under part number A24793-2.

		TOLERANCE		REV.	DATE	DESCRIPTION	BY
		FRACTIONAL: ±	ANGLES: ±				
		DECIMAL: ±	HOLES: +	MATERIAL:			
		Robbins		MAINTENANCE INSTRUCTIONS			
		Seattle, Washington, U.S.A.		D16597 15 1/2" DIA TWIN DISC ASSEMBLY			
				QUAD DISC CENTER CUTTER			
MACHINE	NEXT ASSY	ENGR.	DATE	NO.	SHT.	REV.	
			6-23-80	A 24796	1	B	
WEIGHT LBS	CHK.	APP'D	SCALE	OF 23			

ANEXO D-2

Montaje de los cortadores frontales (face cutters)

CUTTER ASSEMBLY D63759-1
(REF)

(8.75) -1
(12.25) -2

-1 SHOWN
-2 AS NOTED

QTY	PART NO.	DESCR	QTY REQ
1	D61823-1	HOUSING ASSY, F.L. FACE, #17 W.L. CUTTER	1
1	D61823-2	HOUSING ASSY, F.L. FACE, #17 W.L. CUTTER	1
1	D63756-1	HOUSING, F.L. FACE, #17 W.L. CUTTER	1
1	D63756-2	HOUSING, F.L. FACE, #17 W.L. CUTTER	1
2	B63481-1	BARREL NUT, #17 F.L.W.L. HOUSING	2
2	B63484-1	WASHER, HARDENED, 1/2X	2
2	B63482-1	MEX HD BOLT, REDUCED SHFT 1/2X 1.200	2
2	C63730-1	WEDGE, #17 F.L.W.L. HOUSING	2

EMILIANO MAURU GONZALO PAREDEZ
 INGENIERO DE MINAS
 Reg. del Colegio de Ingenieros N° 39109

NOTES:

- 1 THIS HOUSING ASSEMBLY ACCEPTS CUTTER ASSEMBLY D63759-1.
- ORIENT BARREL NUT (Pc 3) SUCH THAT THREAD COUNTERBORING FACES UPWARD TOWARD WEDGE (Pc 6).
- FOR ASSEMBLY, LIGHTLY OIL THREADS OF M24X200 BOLT (Pc 2), THEN TORQUE TO: M24X200 - 520 ft-lb (700 Nm)
- WEIGHTS: -1 = 201 LBS.
-2 = 282 LBS.

D	4/4/83	ADDED -2 TALL HOUSING, REARRANGED W.L. FACE HOUSING. ADDED 12.25 DIM. (Pc 2)	D	D	JCH
C	8/20/79	REMOVED TO COMPONENT REVISING WORKSHOP	SD	FX	
B	10/27/76	D63756-1 WAS B63481-1			JD
A	1/27/76	1. B63481-1 WAS B63484-1, 2. B63484-1 WAS B63482-1, 3. B63482-1 WAS 608-83A, 4. B63730-1 WAS B63482-1.			JD

ANEXO D-3

Montaje de los cortadores cantoneras (gauge cutters)

CUTTER ASSEMBLY
 D6405-1 (REF) EXTENDED TIP
 D72015-1 (REF) STANDARD WEDGE LOCK

NOTES:
 ▲ THIS HOUSING ASSEMBLY ACCEPTS CUTTER ASSEMBLIES D6405-1 AND D72015-1.
 ▽ ASSEMBLY SEQUENCE AS FOLLOWS:
 A. CLEAN ALL MATING SURFACES.
 B. APPLY OIL TO THREADS OF ALL M24 BOLTS (Pcs 7, 10, & 11).
 C. LOOSELY ASSEMBLE ALL MATING PIECES HAND TIGHT.
 D. SHIP M24X360 BOLT (1), Pc 7.
 E. FULLY TORQUE M24X360 BOLT, Pc 7.
 F. FULLY TORQUE M24X360 BOLTS (Pc 10), AND M24X100 BOLTS (Pc 11) THRU BLOCK (Pc 3).
 G. FULLY TORQUE M24X260 BOLT (1), Pc 10, THRU WEDGE (Pc 8).
 INSTALLATION TORQUE FOR BOLTS - 740 Nm (1000 Nm)
 ▽ FOR HELICOL INSERT INSTALLATION, USE HELICOL HAND TOOL P/N 7751-24.

QTY	PART NO.	DESCRIPTION	UNITS	REV
1	D69279-1	HOUSING ASSEMBLY, #17' GAGE	-	1
1	D69279-2	HOUSING ASSEMBLY, #14' GAGE	-	2
1	D69280-1	HOUSING GAGE, MACHINING	-	4
1	D69282-1	BLOCK, CLAMP, MACHINING	-	4
1	D64007-1	BEARING PLATE, #17' FLANG WEDGING	-	5
1	D64007-2	BEARING PLATE, #14' FLANG HOUSING	-	6
5	D6008-17	INSERT, HELICOL, P/N 608-420-0000	-	7
1	D64006-1	SEAT INSERT, #17' FLANG HOUSING	-	8
1	D64059-1	HEX HD BOLT, M24 X 360	-	9
1	D57730-1	WEDGE, #17' FLANG HOUSING	-	10
5	D63484-1	WASHER, HARDENED, M24	-	11
2	D608-7048	HEX HD BOLT, M24 X 260	SR 10X	12
2	D608-7048	HEX HD BOLT, M24 X 100	SR 10X	13

REVISIONS:
 C. POWER UPDATED REVISION TO PIECE -3
 B. REVISED CHAMFER TO BOTTOM OF HOUSING
 A. REVISED PART NUMBER TO REFLECT CHANGES

TITLE BLOCK:
 HOUSING ASSEMBLY, #17' GAGE
 D69279-1

ANEXO D-4
CALCULO DE COSTO DE CORTADORES POR METRO DE AVANCE

COMPONENTE	UNIDAD	CANTIDAD REQUERIDA	PRECIO UNITARIO (U.S.D.)	COSTO POR MELLIZO ENSAMBLADO (U.S.D.)	COSTO TOTAL DE CORTADORES CENTRALES (USD)	VIDA EN METROS DE TUNEL EXCAVADO (m)	COSTO POR METRO DE TUNEL (\$/m)	COSTO PORCENTUAL POR METRO DE TUNEL (%)
CUBO DEL CORTADOR	Pz	2	473.34	946.68	1893.36	8836.80	0.214	2.14
EJE DEL CORTADOR	Pz	1	382.2	382.20	764.40	8836.80	0.087	0.87
RETEN FINAL DEL EJE	Pz	1	446.88	446.88	893.76	441.84	2.023	20.25
RETEN EMPERNADO DEL EJE	Pz	1	510.58	510.58	1021.16	441.84	2.311	23.13
CUBETA DEL RODAJE	Pz	4	516.42	2065.68	4131.36	8836.80	0.468	4.68
RODAJE CONICO	Pz	4	186.2	744.80	1489.60	8836.80	0.169	1.69
JUEGO DE EMPAQUETADURAS	Pz	4	74.48	297.92	595.84	441.84	1.349	13.50
ESPACIADOR DE RODAJES DE 60 ton	Pz	1	57.82	57.82	115.64	88296.80	0.001	0.01
ESPACIADOR DE RODAJES DE 70 ton	Pz	1	57.82	57.82	115.64	88296.80	0.001	0.01
TORNILLO DE CABEZA HUECA	Pz	6	8.86	53.16	106.32	441.84	0.241	2.41
TAPON DE ACEITE HEXAGONAL	Pz	2	0.98	1.96	3.92	441.84	0.009	0.09
O - RING	Pz	2	0.98	1.96	3.92	441.84	0.009	0.09
RETEN DEL DISCO	Pz	2	12.74	25.48	50.96	441.84	0.115	1.15
ACEITE LUBRICANTE (Omala 320)	Lt	2	1.84	3.68	7.36	441.84	0.017	0.17
MANO DE OBRA PARA SU ENSAMBLAJE	Experto	1	1000	33.33	66.67	441.84	0.151	1.51
	Ayudante	2	700	46.67	93.33	441.84	0.211	2.11
DISCO CORTADOR (Standard Alloy) de 17" x 3/4" - AM 1724-1	Pz	2	289	578.00	1156.00	441.84	2.616	26.19
COSTOS TOTALES				6254.62	12509.24		9.991	100.00

COSTO DE LOS CORTADORES CENTRALES POR METRO DE AVANCE (\$/m)

COMPONENTE	UNIDAD	CANTIDAD REQUERIDA	PRECIO UNITARIO (U.S.D.)	COSTO POR CORTADOR ENSAMBLADO (U.S.D.)	VIDA EN METROS DE TUNEL EXCAVADO (m)	COSTO POR METRO DE TUNEL (\$/m)	COSTO PORCENTUAL POR METRO DE TUNEL (%)
CUBO DEL CORTADOR	Pz	1	473.34	473.34	7511.20	0.063	2.48
EJE DEL CORTADOR	Pz	1	340.06	340.06	7511.20	0.045	1.78
RETEN DEL EJE, IZQUIERDO	Pz	1	183.26	183.26	375.56	0.488	19.17
RETEN DEL EJE, DERECHO	Pz	1	216.58	216.58	375.56	0.577	22.66
RETEN DEL DISCO	Pz	1	12.74	12.74	375.56	0.034	1.33
JUEGO DE EMPAQUETADURAS	Pz	2	70.56	141.12	375.56	0.376	14.76
BLOQUEADOR	Pz	1	8.82	8.82	375.56	0.023	0.92
CUBETA DEL RODAJE	Pz	2	59.78	119.56	3755.60	0.032	1.25
RODAJE CONICO	Pz	2	145.04	290.08	3755.60	0.077	3.03
TAPON MAGNETICO	Pz	3	0.98	2.94	375.56	0.008	0.31
O - RING	Pz	2	0.98	1.96	375.56	0.005	0.21
ACEITE LUBRICANTE (Omala 320)	Lt	1	1.84	1.84	375.56	0.005	0.19
MANO DE OBRA PARA SU ENSAMBLAJE	Experto	1	1000.00	6.67	375.56	0.018	0.70
	Ayudante	2	700.00	9.33	375.56	0.025	0.98
DISCO CORTADOR (Standard Alloy) de 17" x 3/4" - AM 1724-1	Pz	1	289.00	289.00	375.56	0.770	30.23
COSTOS TOTALES				2097.30		2.545	100.00

COSTO DE LOS CORTADORES FACIALES POR METRO DE AVANCE (\$/m)

COMPONENTE	UNIDAD	CANTIDAD REQUERIDA	PRECIO UNITARIO (U.S.D.)	COSTO POR CORTADOR ENSAMBLADO (U.S.D.)	VIDA EN METROS DE TUNEL EXCAVADO (m)	COSTO POR METRO DE TUNEL (\$/m)	COSTO PORCENTUAL POR METRO DE TUNEL (%)
CUBO DEL CORTADOR	Pz	1	473.34	473.34	1941.00	0.244	2.41
EJE DEL CORTADOR	Pz	1	440.02	440.02	970.50	0.453	4.48
RETEN DEL EJE, IZQUIERDO	Pz	1	183.26	183.26	97.05	1.888	18.64
RETEN DEL EJE, DERECHO	Pz	1	216.58	216.58	97.05	2.232	22.03
RETEN DEL DISCO	Pz	1	12.74	12.74	97.05	0.131	1.30
JUEGO DE EMPAQUETADURAS	Pz	2	70.56	141.12	97.05	1.454	14.36
BLOQUEADOR	Pz	1	8.82	8.82	97.05	0.091	0.90
CUBETA DEL RODAJE	Pz	2	59.78	119.56	970.50	0.123	1.22
RODAJE CONICO	Pz	2	145.04	290.08	970.50	0.299	2.95
TAPON MAGNETICO	Pz	3	0.98	2.94	97.05	0.030	0.30
O - RING	Pz	2	0.98	1.96	97.05	0.020	0.20
ACEITE LUBRICANTE (Omala 320)	Lt	1	1.84	1.84	97.05	0.019	0.19
MANO DE OBRA PARA SU ENSAMBLAJE (Costo mensual)	Experto	1	1000.00	6.67	97.05	0.069	0.68
	Ayudante	2	700.00	9.33	97.05	0.096	0.95
DISCO CORTADOR (Standard Alloy) de 17" x 3/4" - AM 1724-1	Pz	1	289.00	289.00	97.05	2.978	29.40
COSTOS TOTALES				2197.26		10.128	100.00

COSTO DE LOS CORTADORES CANTONERAS POR METRO DE AVANCE (\$/m)

TIPO DE CORTADOR	COSTO UNITARIO (\$/m)	NUMERO DE CORTADORES	COSTO TOTAL (\$/m)
CENTRALES, DOS MELLIZOS (Center Cutter)	9.991	1	9.991
FACIAL (Face Cutter)	2.545	18	45.814
CANTONERAS (Gauge cutter)	10.128	5	50.638
COSTO TOTAL DE CORTADORES POR METRO DE TUNEL (\$/m)			106.444

COSTO TOTAL DE LOS CORTADORES POR METRO DE AVANCE

TIPO DE CORTADOR	COSTO UNITARIO (\$/m)	NUMERO DE CORTADORES	COSTO TOTAL (\$/m)
CENTRAL (Center Cutter)	9.991	1	9.991
FACIAL (Face Cutter)	2.545	18	45.814
CANTONERAS (Gauge cutter)	10.128	5	50.638
COSTO TOTAL DE CORTADORES POR METRO (\$/m)			106.444

CUADRO N° COSTO TOTAL DE LOS CORTADORES POR METRO DE AVANCE

ANEXO E - 1

ANALISIS DE PERFORACIÓN DURANTE LOS MESES DE ABRIL Y MAYO DE 2001 EN YUNCAN

SECCION DE LA EXCAVACIÓN 4,10 X 4,05 (m²) 14.28
 TIPO DE ROCA "B" (tipo II)
 DIAMETRO DE PERFORACIÓN (mm) 45
 EQUIPO DE PERFORACIÓN: Jumbo hidráulico Rocket Boomer 282.

1.- PERFORACIÓN: MES DE ABRIL

FECHA	GUARDIA	NUM DE DISPAROS	Prof. de Tal. (m)	NUMERO DE TALADRO POR TIPO				Numero de taladros			TIEMPO DE PERF. (min/disp)	Velocidad de perforación
				Arras	Arran	Ayu	Cuadr	Por disparo	Por Guardia	Por día		
01/04/2001	Noche	2	2.4	7	12	20	18	57	114	114	90	91.20
	Día		2.4	7	12	20	18	57			90	91.20
02/04/2001	Día	1	2.7	7	12	21	20	60	60	245	90	108.00
			2.7	7	12	24	20	63			90	113.40
	Noche	3	2.7	7	12	20	21	60	185		90	108.00
			2.7	7	12	21	22	62			90	111.60
03/04/2001	Día	2	3	7	12	20	21	60	119	293	90	120.00
			3	7	12	19	21	59			90	118.00
	Noche	3	2.7	7	12	19	20	58	174		90	104.40
			2.7	7	12	19	20	58			90	104.40
			2.7	7	12	19	20	58			90	104.40
			2.7	7	12	19	20	58			90	104.40
04/04/2001	Día	2	3	7	12	17	16	52	94	94	90	104.00
	Noche		3	6	8	12	16	42			90	84.00
18/04/2001	Día	2	3.6	7	12	15	24	58	111	212	90	139.20
			3.6	8	12	17	16	53			90	127.20
	Noche	2	2.1	7	12	16	15	50	101		90	70.00
			2.1	7	12	15	17	51			90	71.40
19/04/2001	Día	3	2.7	7	12	18	17	54	162	330	90	97.20
			2.7	7	12	18	17	54			90	97.20
			2.7	7	12	18	17	54			90	97.20
	Noche	3	2.70	7	12	18	18	55	168		90	99.00
			2.70	7	12	19	18	56			90	100.80
			2.70	7	12	20	18	57			90	102.60
20/04/2001	Día	2	2.7	7	12	18	21	58	114	225	60	156.60
			2.7	7	12	17	20	56			120	75.60
	Noche	2	3	7	12	20	18	57	111		90	114.00
			2.7	7	12	17	18	54			60	145.80
21/04/2001	Día	3	2.7	7	12	18	18	55	169	284	60	148.50
			2.7	7	12	19	19	57			60	153.90
			2.7	7	12	19	19	57			90	102.60
	Noche	3	2.7	7	12	19	19	57	115		90	102.60
			2.7	7	12	17	18	54			60	145.80
			2.7	7	12	19	20	58			60	156.60
22/04/2001	Día	3	2.4	7	12	18	19	56	169	288	60	134.40
			2.4	7	12	18	20	57			60	136.80
	Noche	2	2.4	7	12	18	19	56	119		30	268.80
			2.7	7	12	20	18	57			60	153.90
23/04/2001	Día	3	3	7	12	20	20	59	175	291	90	118.00
			3	7	12	19	19	57			120	85.50
			3	8	12	18	21	59			90	118.00
	Noche	2	2.7	7	12	18	21	58	116		90	104.40
			2.4	7	12	19	20	58			90	92.80
			2.4	7	12	19	19	57			90	92.80
24/04/2001	Día	2	2.4	7	12	19	18	56	113	228	90	89.60
			2.7	7	12	19	19	57			90	102.60
	Noche	2	2.7	7	12	21	18	58	115		90	104.40
			2.4	7	12	19	19	57			90	91.20
25/04/2001	Día	2	2.4	7	12	19	19	57	112	226	60	136.80
			2.4	7	12	18	18	55			90	88.00
	Noche	2	3	7	12	19	19	57	114		90	114.00
			3	7	12	19	19	57			90	114.00
26/04/2001	Día	3	2.7	7	12	20	19	58	172	285	90	104.40
			2.7	7	12	19	19	57			90	102.60
			2.7	7	12	19	19	57			90	102.60
	Noche	2	3	7	12	21	18	58	113		90	116.00
27/04/2001	Día	2	3	7	12	18	18	55	122	246	90	110.00
			2.7	8	12	21	19	60			90	108.00
	Noche	2	2.7	7	12	22	21	62	124		90	111.60
			2.7	9	12	24	18	63			120	85.05
28/04/2001	Día	2	2.7	7	12	24	18	61	118	175	150	65.88
			3	7	12	19	21	59			90	70.80
	Noche	1	3	7	12	20	20	59	57		120	88.50
			3	7	12	20	18	57			180	57.00
29/04/2001	Día	1	3	8	12	20	20	60	115	180	60.00	
	Noche	1	3	7	12	19	17	55		120	82.50	
30/04/2001	Día	1	2.4	8	12	21	19	60	60	60	150	57.60

PROMEDIOS 2.13 2.73 7.09 11.94 19.09 18.92 56.19 119.71 218.29 92.27 108.20

2.- PERFORACIÓN: MES DE MAYO

FECHA	GUARDIA	NUM DE DISPAROS	Prof. de Tal. (m)	NUMERO DE TALADRO POR TIPO				Numero de taladros			TIEMPO DE PERF. (min/disp)	Velocidad de perforación
				Arras	Arran	Ayu	Cuadr	Por disparo	Por Guardia	Por día		
02/05/2001	Día	2	3	7	12	21	19	59	114	169	180	59.000
	Noche	1	3	7	12	20	16	55	55		120	82.500
03/05/2001	Día	2	3.5	7	10	23	17	57	113	223	150	79.800
			3.5	7	10	22	17	56			90	130.667
	Noche	2	3	7	12	20	16	55	110		150	66.000
			3	7	12	20	16	55			150	66.000
04/05/2001	Día	1	3	7	12	24	19	62	62	183	120	93.000
	Noche	2	3	7	13	23	18	61	121		150	73.200
05/05/2001	Día	1	3	7	12	23	19	61	61	117	100	109.800
	Noche	1	3	7	12	21	16	56	56		120	84.000
06/05/2001	Día	1	3	7	13	23	19	62	62	184	125	89.280
	Noche	2	3	7	12	23	19	61	122		120	91.500
07/05/2001	Día	2	3	8	12	21	16	57	115	234	150	68.400
			3	7	12	22	17	58			90	116.000
	Noche	2	3	7	13	23	17	60	119		150	72.000
			3	7	12	23	17	59			90	118.000
09/05/2001	Día	1	2.4	10	10	22	17	59	59	59	100	84.960
15/05/2001	Día	1	3	7	13	23	20	63	63	115	150	75.600
	Noche	1	3	7	10	21	14	52	52		120	78.000
16/05/2001	Día	2	3	7	13	21	18	59	119	119	150	70.800
			3	7	12	23	18	60			150	72.000
17/05/2001	Día	2	3	7	12	21	17	57	118	232	120	85.500
			3	7	13	23	18	61			120	91.500
	Noche	2	3	7	12	20	20	59	114		90	118.000
			3	7	12	20	16	55			120	82.500
18/05/2001	Día	1	3	7	13	23	17	60	60	232	150	72.000
			3	7	12	21	17	57	120		85.500	
	Noche	3	3	7	13	21	16	57	172		90	114.000
			3	7	13	22	16	58			90	116.000
19/05/2001	Día	1	3	7	13	23	16	59	59	170	180	59.000
	Noche	2	3	7	13	21	17	58	111		120	87.000
20/05/2001	Día	2	3	7	13	23	16	59	120	238	150	70.800
			3	7	12	23	19	61			120	91.500
	Noche	2	3	7	12	21	15	55	118		150	66.000
			3	8	13	25	17	63			90	126.000
21/05/2001	Día	1	3.3	7	13	23	16	59	59	173	180	64.900
	Noche	2	3.5	7	13	21	16	57	114		120	99.750
22/05/2001	Día	1	2.4	7	13	24	18	62	62	180	120	74.400
			3	7	13	22	17	59	118		120	88.500
	Noche	2	3	7	13	22	17	59	118		120	88.500
23/05/2001	Día	1	2.4	7	12	21	18	58	58	111	180	46.400
	Noche	1	3	7	10	21	15	53	53		150	63.600
24/05/2001	Día	1	2.4	6	12	16	17	51	51	106	180	40.800
	Noche	1	3	7	12	19	17	55	55		180	55.000
25/05/2001	Día	1	2.4	7	12	21	19	59	59	115	180	47.200
	Noche	1	2.4	7	12	20	17	56	56		120	67.200
26/05/2001	Día	1	2.4	7	13	22	17	59	59	114	180	47.200
	Noche	1	3	7	12	19	17	55	55		120	82.500

PROMEDIOS 1.47 2.96 7.09 12.21 21.57 17.13 58.00 85.39 161.79 132.36 81.97

3.- PROMEDIOS DE PERFORACIÓN

PROMEDIOS	NUM DE DISPAROS	Prof. de Tal. (m)	TIPO DE TALADRO				Numero de taladros			TIEMPO DE PERF. (min/disp)	Velocidad de perforación (m/Hr)
			Arras	Arran	Ayu	Cuadr	Por disparo	Por Guardia	Por día		
ABRIL	2.13	2.73	7.09	11.94	19.09	18.92	56.19	119.71	218.29	92.27	108.20
MAYO	1.47	2.96	7.09	12.21	21.57	17.13	58.00	85.39	161.79	132.36	81.97
TOTAL	1.80	2.85	7.09	12.07	20.33	18.03	57.10	102.55	190.04	112.32	95.09

ANEXO E - 2
ANALISIS DE LA VOLADURA DURANTE LOS MESES DE ABRIL Y MAYO DE 2001 EN YUNCAN

SECCION DE LA EXCAVACION 4 - 14.28
 TIPO DE ROCA "B" (tipo II)
 DIAMETRO DE PERFORACION (mm) 45
 EXPLOSIVO: DINAMITA SEMEXSA 65

Dimensiones del		
Diámetro	Longitud	Peso unitario (kg/can)
22	180	1.12
28	180	1.12
32	200	1.12
38	300	1.12

1.- VOLADURA: MES DE ABRIL

FECHA	Guardia	Num. de disparos	Prof. de Tal (m)	Avances de la Excavación			NUMERO DE TALADRO POR DISPARO (taladro)										NUM. DE CARTUCHOS DE DINAMITA POR TIPO DE TALADRO (can./disp)										CARGA EXPLOSIVA POR TIPO DE TALADRO (kg/disp)					TIEMPO DE CARGUIO Y DISPARO (min/disp)
				Por disparo (m/disp)	Por guardia (m/Gda)	Por dia (media)	Zapateras	Corte	Ayudas	cuadradores	Total	Zapateras		Corte		Ayudas		CUADRADORES					Zapateras	Corte	Ayuda	Cuadrad.	TOTAL					
												tipo de cartucho	Cantidad	tipo de cartucho	Cantidad	tipo de cartucho	Cantidad	Carga de fondo		Carga de columna								Numero de Cartuchos				
												tipo de cartucho	Cantidad	tipo de cartucho	Cantidad	tipo de cartucho	Cantidad	tipo de cartucho	Cantidad	tipo de cartucho	Cantidad	tipo de cartucho							Cantidad			
01/04/2001	Noche	2	2.400	2.800	5.100	5.100	7	12	20	18	57	32 x 200 mm	84	32 x 200 mm	132	32 x 200 mm	190	32 x 200 mm	18	22 x 180 mm	122	140	15.133	23.780	34.229	23.358	96.500	30				
	Dia	1	2.700	3.670	3.670		7	12	21	20	60	32 x 200 mm	84	32 x 200 mm	140	32 x 200 mm	218	32 x 200 mm	20	22 x 180 mm	118	138	15.133	25.221	39.273	22.791	102.418	35				
02/04/2001	Noche	3	2.700	2.800	8.600	12.270	7	12	24	20	63	32 x 200 mm	77	32 x 200 mm	176	32 x 200 mm	266	32 x 200 mm	165	185	13.872	31.707	47.920	31.258	124.757	33						
	Dia	2	2.700	2.600	5.700	14.500	7	12	21	22	62	32 x 200 mm	105	32 x 200 mm	180	32 x 200 mm	265	32 x 200 mm	22	22 x 180 mm	158	180	18.916	32.427	47.740	30.150	129.234	33				
03/04/2001	Noche	3	3.000	2.700	8.800	14.500	7	12	20	21	60	32 x 200 mm	84	32 x 200 mm	152	32 x 200 mm	218	32 x 200 mm	21	22 x 180 mm	152	173	15.133	27.383	39.273	28.992	110.781	38				
	Dia	2	3.000	3.000	6.100	6.100	7	12	19	21	59	32 x 200 mm	112	32 x 200 mm	188	32 x 200 mm	290	32 x 200 mm	21	22 x 180 mm	189	210	20.177	33.869	52.244	35.658	141.948	38				
04/04/2001	Noche	2	2.700	2.600	5.300	8.300	7	12	19	20	58	32 x 200 mm	84	32 x 200 mm	140	32 x 200 mm	209	32 x 200 mm	20	22 x 180 mm	120	140	15.133	25.221	37.652	23.151	101.157	30				
	Dia	2	3.000	3.200	6.100	6.100	6	8	12	16	42	32 x 200 mm	66	32 x 200 mm	96	32 x 200 mm	132	32 x 200 mm	16	22 x 180 mm	100	116	11.890	17.295	23.780	19.241	72.206	36				
18/04/2001	Noche	2	3.600	1.400	3.600	8.300	7	12	15	24	58	32 x 200 mm	49	32 x 200 mm	88	32 x 200 mm	87	32 x 200 mm	24	22 x 180 mm	65	89	8.827	15.853	15.673	13.549	53.903	42				
	Dia	2	3.600	2.200	4.700	8.300	8	12	17	16	53	32 x 200 mm	56	32 x 200 mm	88	32 x 200 mm	93	32 x 200 mm	16	22 x 180 mm	48	64	10.089	15.853	16.754	9.873	52.569	45				
19/04/2001	Noche	3	2.700	2.500	8.500	16.300	7	12	18	17	54	32 x 200 mm	77	32 x 200 mm	140	32 x 200 mm	166	32 x 200 mm	15	22 x 180 mm	80	95	13.872	25.221	29.905	15.862	84.560	28				
	Dia	3	2.700	2.800	7.800	16.300	7	12	18	17	54	32 x 200 mm	77	32 x 200 mm	140	32 x 200 mm	156	32 x 200 mm	17	22 x 180 mm	90	107	13.872	25.221	28.104	17.516	84.713	29				
20/04/2001	Noche	3	2.700	2.500	5.470	11.070	7	12	18	17	54	32 x 200 mm	77	32 x 200 mm	140	32 x 200 mm	180	32 x 200 mm	17	22 x 180 mm	85	102	13.872	25.221	32.427	16.616	88.136	35				
	Dia	2	2.700	2.700	8.200	8.200	7	12	18	18	55	32 x 200 mm	77	32 x 200 mm	150	32 x 200 mm	220	32 x 200 mm	18	22 x 180 mm	142	160	13.872	27.023	39.633	26.961	107.489	37				
21/04/2001	Noche	3	2.700	2.600	5.600	16.600	7	12	17	18	54	32 x 200 mm	84	32 x 200 mm	148	32 x 200 mm	180	32 x 200 mm	20	22 x 180 mm	95	115	15.133	26.662	32.427	18.647	92.870	33				
	Dia	3	2.700	2.600	8.200	8.200	7	12	17	18	54	32 x 200 mm	84	32 x 200 mm	140	32 x 200 mm	212	32 x 200 mm	18	22 x 180 mm	120	138	15.133	25.221	36.192	22.998	101.544	40				
22/04/2001	Noche	3	2.400	2.400	7.400	12.400	7	12	18	18	55	32 x 200 mm	77	32 x 200 mm	148	32 x 200 mm	177	32 x 200 mm	18	22 x 180 mm	100	118	13.872	25.221	31.887	19.395	80.374	32				
	Dia	3	2.400	2.400	5.000	5.000	7	12	18	19	56	32 x 200 mm	77	32 x 200 mm	148	32 x 200 mm	199	32 x 200 mm	20	22 x 180 mm	100	120	13.872	25.221	35.850	19.548	84.491	30				
23/04/2001	Noche	2	2.400	2.400	5.000	12.400	7	12	18	19	56	32 x 200 mm	77	32 x 200 mm	148	32 x 200 mm	180	32 x 200 mm	19	22 x 180 mm	110	129	13.872	26.662	32.427	21.273	94.234	30				
	Dia	3	3.000	2.900	8.800	13.900	7	12	18	20	59	32 x 200 mm	105	32 x 200 mm	188	32 x 200 mm	256	32 x 200 mm	19	22 x 180 mm	90	109	15.133	25.221	46.119	17.670	104.143	36				
24/04/2001	Noche	2	2.400	2.400	5.200	10.400	7	12	19	19	57	32 x 200 mm	77	32 x 200 mm	154	32 x 200 mm	204	32 x 200 mm	20	22 x 180 mm	88	108	13.872	25.221	35.751	17.386	93.230	32				
	Dia	2	2.400	2.400	5.800	10.400	7	12	19	19	57	32 x 200 mm	77	32 x 200 mm	140	32 x 200 mm	226	32 x 200 mm	19	22 x 180 mm	98	117	17.743	25.221	40.714	19.111	112.790	30				
25/04/2001	Noche	2	3.000	2.700	5.700	10.500	7	12	19	19	57	32 x 200 mm	77	32 x 200 mm	156	32 x 200 mm	218	32 x 200 mm	21	22 x 180 mm	95	114	13.872	26.104	39.273	18.363	99.612	34				
	Dia	2	3.000	2.700	5.700	10.500	7	12	19	19	57	32 x 200 mm	77	32 x 200 mm	140	32 x 200 mm	252	32 x 200 mm	19	22 x 180 mm	104	123	17.655	32.427	45.398	20.192	115.672	36				
26/04/2001	Noche	2	2.700	2.400	7.600	12.300	7	12	20	19	58	38 x 300 mm	49	38 x 300 mm	96	38 x 300 mm	145	38 x 300 mm	19	22 x 180 mm	108	127	18.672	36.582	55.254	20.912	131.421	34				
	Dia	2	2.700	2.400	7.600	12.300	7	12	19	19	57	38 x 300 mm	49	38 x 300 mm	72	38 x 300 mm	114	38 x 300 mm	95	133	21.340	27.437	43.441	20.027	112.244	33						
27/04/2001	Noche	2	2.700	2.900	5.500	10.500	7	12	21	19	60	38 x 300 mm	49	38 x 300 mm	84	38 x 300 mm	199	32 x 200 mm	38	22 x 180 mm	95	133	18.672	32.009	75.832	20.027	146.540	32				
	Dia	2	2.700	2.600	5.500	10.500	8	12	21	21	62	38 x 300 mm	70	38 x 300 mm	112	38 x 300 mm	189	38 x 300 mm	63	22 x 180 mm	147	210	26.674	42.679	72.021	34.303	175.677	36				
28/04/2001	Noche	2	3.000	3.300	5.900	9.100	7	12	19	21	59	38 x 300 mm	70	38 x 300 mm	96	38 x 300 mm	143	28 x 180 mm	60	22 x 180 mm	160	220	26.674	36.582	54.492	36.272	154.021	45				
	Dia	1	3.000	3.200	5.900	9.100	7	12	18	18	55	38 x 300 mm	63	38 x 300 mm	84	38 x 300 mm	127	38 x 300 mm	18	22 x 180 mm	180	234	26.674	43.950	70.487	51.057	191.288	42				
29/04/2001	Noche	1	3.000	2.900	2.900	5.800	8	12	20	20	60	38 x 300 mm	63	38 x 300 mm	96	38 x 300 mm	160	28 x 180 mm	57	22 x 180 mm	152	209	24.007	36.582	60.970	34.459	156.018	47				
	Dia	1	3.000	2.900	2.900	5.800	7	12	19	17	55	38 x 300 mm	49	38 x 300 mm	72	38 x 300 mm	125	38 x 300 mm	107	158	18.672	27.437	47.633	25.607	119.349	40						
30/04/2001	Noche	1	2.400	2.100	2.100	2.100	8	12	21	19	60	38 x 300 mm	56	38 x 300 mm	93	38 x 300 mm	133	28 x 180 mm	38	22 x 180 mm	95	133	21.340	35.439	50.681	21.832	129.292	32				
PROMEDIOS		2.13	2.73	2.69	5.72	10.43	7.09	11.94	19.09	18.92	56.19		80.52		134.76		195.53		23.24		116.50	138.00	17.64	28.81	42.77	22.51	111.74	35.56				

2.- VOLADURA: MES DE MAYO

FECHA	GUARDA	NUM DE DISPAROS	Prof. de Tal. (m)	AVANCE DE LA EXCAVACION			NUMERO DE TALADROS POR TIPO (tal/disp)				NUM. DE CARGUICHOS DE DINAMITA POR TIPO DE TALADRO (cart./disp)										TIEMPO DE CARGUICHOS (seg)				TIEMPO DE CARGUICHOS Y DISPARO (min/disp)			
				POR DISPARO (ma/disp)	POR GUARDA (ma/dia)	POR DIA (ma/dia)	Zapateras	Corte	Ayudas	Cuadradores	TOTAL	Zapateras		Corte		Ayudas		CUADRADORES				Zapateras	Corte	Ayuda		TOTAL		
												Tipo de cartucho	Cantidad	Tipo de cartucho	Cantidad	Tipo de cartucho	Cantidad	Carga de fondo	Carga de columna	NUM. DE CARGUICHOS	Cantidad						Cantidad	Cantidad
02/05/2001	Dia	2	3	2.7	5.1	8	7	12	21	19	59	38 x 300 mm	70	38 x 300 mm	81	38 x 300 mm	180	28 x 180 mm	57	22 x 180 mm	207	264	26.674	30.866	68.591	22.938	149.071	30.00
	Noche	1	3	2.9			2.9	7	12	19	17	55	38 x 300 mm	70	38 x 300 mm	108	38 x 300 mm	152	28 x 180 mm	51	22 x 180 mm	153	204	26.674	41.155	57.922	18.056	143.807
03/05/2001	Dia	2	3.5	2.7	5.1	10.7	7	10	23	17	57	38 x 300 mm	70	38 x 300 mm	90	38 x 300 mm	194	28 x 180 mm	51	22 x 180 mm	153	204	26.674	34.296	73.926	18.056	152.963	60.00
	Noche	2	3	2.5			5.6	7	12	20	16	55	38 x 300 mm	70	38 x 300 mm	104	38 x 300 mm	166	28 x 180 mm	48	22 x 180 mm	128	176	26.674	39.631	63.257	15.768	145.329
04/05/2001	Dia	1	3	3.1	6.1	9.2	7	12	24	19	62	38 x 300 mm	70	38 x 300 mm	114	38 x 300 mm	202	28 x 180 mm	108	22 x 180 mm	160	268	26.674	44.965	76.975	40.173	188.787	70.00
	Noche	2	3	2.8			7	13	23	18	61	38 x 300 mm	70	38 x 300 mm	120	38 x 300 mm	184	28 x 180 mm	54	22 x 180 mm	162	216	26.674	45.728	70.116	19.118	161.636	60.00
05/05/2001	Dia	1	3	3.1	6.1	6.1	7	12	23	19	61	38 x 300 mm	70	38 x 300 mm	118	38 x 300 mm	194	28 x 180 mm	50	22 x 180 mm	120	170	26.674	44.965	73.926	15.403	160.989	50.00
	Noche	1	3	3			7	13	23	19	62	38 x 300 mm	80	38 x 300 mm	108	38 x 300 mm	205	28 x 180 mm	57	22 x 180 mm	171	228	30.485	41.155	78.118	20.180	169.938	50.00
06/05/2001	Dia	1	3	3	6	9	7	12	23	19	61	38 x 300 mm	70	38 x 300 mm	115	38 x 300 mm	184	28 x 180 mm	74	22 x 180 mm	162	236	26.674	43.822	70.116	21.601	162.213	40.00
	Noche	2	3	3			8	12	21	20	61	38 x 300 mm	70	38 x 300 mm	115	38 x 300 mm	184	28 x 180 mm	144	22 x 180 mm	48	192	26.674	43.822	70.116	21.554	162.166	30.00
07/05/2001	Dia	2	3	2.8	5.8	11.5	8	12	21	16	57	38 x 300 mm	77	38 x 300 mm	116	38 x 300 mm	177	28 x 180 mm	48	22 x 180 mm	144	192	29.342	44.203	67.448	16.994	157.987	60.00
	Noche	2	3	2.7			7	12	22	17	58	38 x 300 mm	70	38 x 300 mm	108	38 x 300 mm	186	28 x 180 mm	51	22 x 180 mm	153	204	26.674	41.155	70.878	18.056	156.783	40.00
09/05/2001	Dia	1	2.4	2.5	2.5	2.5	7	13	23	17	60	38 x 300 mm	70	38 x 300 mm	115	38 x 300 mm	184	28 x 180 mm	74	22 x 180 mm	162	236	26.674	43.822	70.116	21.601	162.213	40.00
	Noche	2	3	2.7			7	12	23	17	59	38 x 300 mm	70	38 x 300 mm	115	38 x 300 mm	184	28 x 180 mm	153	22 x 180 mm	51	204	26.674	43.822	70.116	22.901	163.514	40.00
15/05/2001	Dia	1	3	3	5.5	5.5	10	10	22	17	59	38 x 300 mm	69	38 x 300 mm	88	38 x 300 mm	176	28 x 180 mm	136	187	26.293	33.534	67.067	16.753	143.647	60.00		
	Noche	1	3	2.5			7	13	23	20	63	38 x 300 mm	63	38 x 300 mm	110	38 x 300 mm	154	28 x 180 mm	40	22 x 180 mm	180	220	24.007	41.917	58.684	18.760	143.367	50.00
16/05/2001	Dia	2	3	2.6	5.5	5.5	7	10	21	14	52	38 x 300 mm	36	38 x 300 mm	68	38 x 300 mm	147	28 x 180 mm	20	118	13.718	25.912	56.016	13.698	109.345	50.00		
	Noche	2	3	2.9			7	13	21	18	59	38 x 300 mm	56	38 x 300 mm	95	38 x 300 mm	147	28 x 180 mm	36	22 x 180 mm	126	162	21.340	36.201	56.016	14.125	127.682	70.00
17/05/2001	Dia	2	3	2.6	5.6	11	7	12	23	18	60	38 x 300 mm	70	38 x 300 mm	117	38 x 300 mm	161	28 x 180 mm	162	22 x 180 mm	36	198	37.344	44.584	61.351	22.869	186.149	60.00
	Noche	2	3	2.8			7	12	23	17	59	38 x 300 mm	70	38 x 300 mm	115	38 x 300 mm	184	28 x 180 mm	153	22 x 180 mm	51	204	26.674	43.822	70.116	22.901	163.514	40.00
18/05/2001	Dia	2	3	2.7	5.4	11.4	7	13	23	18	61	38 x 300 mm	98	38 x 300 mm	105	38 x 300 mm	189	28 x 180 mm	37	22 x 180 mm	162	199	37.344	40.012	72.021	17.008	166.385	50.00
	Noche	2	3	2.6			7	12	20	20	59	38 x 300 mm	98	38 x 300 mm	114	38 x 300 mm	150	28 x 180 mm	36	22 x 180 mm	162	198	37.344	43.441	57.160	16.884	154.829	60.00
19/05/2001	Dia	1	3	3.2	8.5	11.4	7	12	20	16	55	38 x 300 mm	98	38 x 300 mm	114	38 x 300 mm	165	28 x 180 mm	32	22 x 180 mm	1144	1176	37.344	43.441	62.875	91.643	235.304	65.00
	Noche	3	3	3.2			7	13	23	17	60	38 x 300 mm	84	38 x 300 mm	106	38 x 300 mm	189	28 x 180 mm	51	22 x 180 mm	136	187	32.009	40.393	72.021	16.753	161.176	60.00
19/05/2001	Dia	1	3	3.2	6.3	9.5	7	12	21	17	57	38 x 300 mm	98	38 x 300 mm	126	38 x 300 mm	178	28 x 180 mm	34	22 x 180 mm	153	187	37.344	48.014	67.829	15.946	169.133	80.00
	Noche	2	3	3.1			7	13	23	16	59	38 x 300 mm	84	38 x 300 mm	121	38 x 300 mm	189	28 x 180 mm	48	22 x 180 mm	128	176	32.009	46.109	72.021	15.768	165.907	60.00
20/05/2001	Dia	2	3	2.9	5	10.9	7	13	21	17	58	38 x 300 mm	98	38 x 300 mm	130	38 x 300 mm	194	28 x 180 mm	51	22 x 180 mm	168	219	37.344	49.538	73.926	19.206	180.014	60.00
	Noche	2	3	2.7			7	12	19	15	53	38 x 300 mm	98	38 x 300 mm	118	38 x 300 mm	171	28 x 180 mm	45	22 x 180 mm	120	165	37.344	44.965	65.162	14.782	162.254	55.00
21/05/2001	Dia	1	3.3	3.5	6.9	10.4	7	13	23	16	59	38 x 300 mm	140	38 x 300 mm	169	38 x 300 mm	276	28 x 180 mm	48	22 x 180 mm	176	224	53.349	64.400	105.174	19.446	242.368	60.00
	Noche	2	3	3.1			7	12	23	19	61	38 x 300 mm	98	38 x 300 mm	100	38 x 300 mm	184	28 x 180 mm	152	22 x 180 mm	57	209	37.344	38.106	70.116	23.237	168.803	60.00
22/05/2001	Dia	1	2.4	2.5	2.5	8	7	12	21	15	55	38 x 300 mm	105	38 x 300 mm	202	38 x 300 mm	304	28 x 180 mm	135	22 x 180 mm	45	180	40.012	76.975	115.843	20.207	253.037	50.00
	Noche	2	3	2.6			8	13	25	17	63	38 x 300 mm	102	38 x 300 mm	108	38 x 300 mm	208	28 x 180 mm	51	22 x 180 mm	153	204	38.868	41.155	137.183	18.056	235.262	70.00
23/05/2001	Dia	1	3.3	3.5	3.5	10.4	7	13	23	16	59	38 x 300 mm	98	38 x 300 mm	208	38 x 300 mm	321	28 x 180 mm	48	22 x 180 mm	128	176	37.344	79.261	122.321	15.768	254.695	55.00
	Noche	2	3.5	3.3			7	13	21	16	57	38 x 300 mm	108	38 x 300 mm	207	38 x 300 mm	217	28 x 180 mm	48	22 x 180 mm	144	192	37.344	77.356	117.368	16.994	249.062	60.00
24/05/2001	Dia	1	2.4	2.6	5.5	8	7	13	24	18	62	38 x 300 mm	105	38 x 300 mm	192	38 x 300 mm	375	28 x 180 mm	51	22 x 180 mm	153	204	40.012	73.164	142.899	18.056	274.131	55.00
	Noche	2	3	2.6			7	13	22	17	59	38 x 300 mm	105	38 x 300 mm	204	38 x 300 mm	328	28 x 180 mm	48	22 x 180 mm	144	192	40.012	77.737	124.889	16.994	259.731	60.00
25/05/2001	Dia	1	2.4	2.6	2.6	5.3	7	13	22	17	59	38 x 300 mm	105	38 x 300 mm	208	38 x 300 mm	330	28 x 180 mm	51	22 x 180 mm	153	204	40.012	79.261	125.751	18.056	283.080	50.00
	Noche	1	3	2.9			7	12	21	18	58	38 x 300 mm	84	38 x 300 mm	144	38 x 300 mm	247	28 x 180 mm	54	22 x 180 mm	126	180	32.009	54.873	94.123	16.359	197.365	50.00
26/05/2001	Dia	1	2.4	2.3	2.3	5.1	7	10	21	15	53	38 x 300 mm	84	38 x 300 mm	128	38 x 300 mm	252	28 x 180 mm	105	22 x 180 mm	45	150	32.009	48.776	96.028	16.483	193.296	60.00
	Noche	1	2.4	2.3			6	12	16	17	51	38 x 300 mm	72	38 x 300 mm	144	38 x 300 mm	192	28 x 180 mm	51	22 x 180 mm	119	170	27.437	54.873	73.164	15.450	170.924	70.00

ANEXO E - 3

ANÁLISIS DE TIEMPOS DE LA UNIDADES OPERATIVAS EN LA EXCAVACION DEL TUNEL N° 4 EN YUNCAN DURANTE LOS MESES DE ABRIL Y MAYO DE 2001

SECCION DE LA EXCAVACIÓN 4.10 X 4.05 (m²)

TIPO DE ROCA

DIAMETRO DE PERFORACIÓN (mm)

EXPLOSIVO: DINAMITA SEMEXSA 65

Dimensiones del cartucho (mm)		Densidad (g/cc)
Diámetro	longitud	
22	180	1.12
28	180	1.12
32	200	1.12
38	300	1.12

1.- ANÁLISIS DE TIEMPOS: MES DE ABRIL

FECHA	GUARDIA	NUM DE DISPAROS	Prof. de Tal. (m)	TIEMPOS POR UNIDADES OPERATIVAS (min/disp)								
				Perforación	Carguo y disparo	Vent	Desq	Limp	Topog	Servicios auxiliares	Otros	
01/04/2001	Noche	2	2.400	90.00	30	30			90	30	0	15
			2.400	90.00	30	30			90	30	0	15
02/04/2001	Día	1	2.700	90.00	35	60	60	240	30	60	30	
			2.700	90.00	33	20	10	60	20	20	30	
	Noche	3	2.700	90.00	33	20	10	60	20	20	30	
			2.700	90.00	33	20	10	60	20	20	30	
03/04/2001	Día	2	3.000	90.00	38	45	45	90	30	0	15	
			3.000	90.00	38	45	45	90	30	0	15	
	Noche	3	2.700	90.00	36	20	20	70	30	0	20	
			2.700	90.00	38	20	20	70	30	0	20	
04/04/2001	Día	2	2.700	90.00	30	20	20	70	30	0	20	
			3.000	90.00	42	45	45	90	30	60	15	
	Noche		3.000	90.00	36	45	45	90	30	60	15	
18/04/2001	Día	2	3.600	90.00	42	30	15	45	30	30	50	
			3.600	90.00	45	30	60	30	30	0	0	
	Noche	2	2.100	90.00	28	30	60	30	30	0	30	
			2.100	90.00	28	30	30	30	30	0	0	
19/04/2001	Día	3	2.700	90.00	33	30	30	90	30	0	30	
			2.700	90.00	35	30	30	60	30	0	0	
	Noche	3	2.700	90.00	32							
			2.700	90.00	37	35	30	90	30	0	0	
20/04/2001	Día	2	2.700	90.00	30	35	30	90	30	0	120	
			2.700	90.00	32						0	0
	Noche	2	2.700	60.00	34	30	30	90	30	60	30	
			2.700	120.00	33	30	30	120	30	0	0	
21/04/2001	Día	3	3.000	90.00	40	30		120	30	0	0	
			2.700	60.00	32	30		180	45	0	0	
	Noche	3	2.700	60.00	32	30	30	90	30	0	0	
			2.700	60.00	35	30	30	120	35	0	30	
22/04/2001	Día	3	2.700	90.00	36	30	30			0	30	
			2.700	90.00	35	30		120	30	0	0	
	Noche	2	2.700	60.00	36	30		60	30	0	0	
			2.700	60.00	30	30	30	60	30	0	0	
23/04/2001	Día	3	2.400	60.00	30	30	30	30	30	0	30	
			2.400	60.00	32	30	30	60	30	0	60	
	Noche	2	2.400	30.00	33	30	30	60	30	0	30	
			2.700	60.00	35	30		60	30	0	0	
24/04/2001	Día	2	2.400	90.00	36	30		60	30	0	0	
			2.400	90.00	30	45		120	30	0	0	
	Noche	2	2.700	90.00	37	30	30	90	30	0	0	
			2.700	90.00	33	45	30	60	30	0	0	
25/04/2001	Día	2	2.400	90.00	30	45		120	30	0	0	
			2.400	60.00	32	30	30	60	30	0	30	
	Noche	2	2.400	90.00	35	30		90	30	0	0	
			3.000	90.00	38	30		120	30	0	0	
26/04/2001	Día	3	3.000	90.00	40	30	30	90	30	0	0	
			2.700	90.00	34	30	120			0	0	
	Noche	2	2.700	90.00	33	30	60			0	30	
			2.700	90.00	32					0	0	
27/04/2001	Día	2	3.000	90.00	37	45		90	30	0	0	
			3.000	90.00	43	45	30	120	30	0	0	
	Noche	2	2.700	90.00	33	30	30	120	30	0	0	
			2.700	120.00	37	30	30	90	30	0	60	
28/04/2001	Día	2	2.700	150.00	38	30	30	120	30	0	0	
			3.000	150.00	45	30		60	30	0	0	
	Noche	1	3.000	120.00	42	30	30	120	30	0	0	
			3.000	180.00	46	60	30	120	30	0	240	
29/04/2001	Día	1	3.000	180.00	47	60	30	120	30	30	240	
	Noche	1	3.000	120.00	40	60	60	60	360	90		
30/04/2001	Día	1	2.400	150.00	32	30		240		360	30	

PROMEDIOS 2.13 2.73 92.27 35.56 33.63 33.67 90.26 30.38 17.08 22.70

2.- ANALISIS DE TIEMPOS: MES DE MAYO

FECHA	GUARDIA	NUM DE DISPAROS	Prof. de Tal. (m)	TIEMPOS POR UNIDADES OPERATIVAS (min/disp)								
				Perforación	Carguo y disparo	Vent	Desq	Limp	Topog	Servicios auxiliares	Otros	
02/05/2001	Día	2	3	180	30.00	30		90	60	0	0	
			3	120	30.00		90	30	0	0		
02/05/2001	Noche	1	3	90	40.00	60		120	30	0	120	
			3.5	150	60.00	30	30	120	30	0	0	
03/05/2001	Día	2	3.5	90	60.00	30	30	90		0	0	
			3	150	60.00	30	30	60	60	0	0	
03/05/2001	Noche	2	3	150	60.00			90	30	0	0	
			3	150	60.00			90	30	0	0	
04/05/2001	Día	1	3	120	70.00	60	60	120	30	0	300	
			3	150	60.00	30	30	180	30	0	30	
04/05/2001	Noche	2	3	150	50.00					0	0	
			3	100	50.00	30	30	180	30	0	60	
05/05/2001	Día	1	3	120	60.00	30	30	180	30	0	120	
			3	125	50.00	30		180	30	0	30	
06/05/2001	Día	1	3	120	40.00	30	30	150	30	0	0	
			3	120	30.00	30	30	150	30	0	0	
06/05/2001	Noche	2	3	120	30.00	30	30	150	30	0	0	
			3	150	60.00	60		120	90	0	60	
07/05/2001	Día	2	3	90	40.00	30				0	0	
			3	150	40.00	30	30	150	30	0	0	
07/05/2001	Noche	2	3	90	40.00	30		120	30	0	0	
			3	150	40.00	30	30	150	30	0	0	
09/05/2001	Día	1	2.4	100	60.00	30	30	120	30	0	30	
15/05/2001	Día	1	3	150	50.00	30		150	30	0	0	
			3	120	50.00	30	30	120	60	0	90	
15/05/2001	Noche	1	3	150	70.00	30	30	120	30	60	60	
			3	150	60.00	30		120	30	30	0	
16/05/2001	Día	2	3	120	60.00			90	30	0	30	
			3	120	50.00	30	30	120	30	0	0	
17/05/2001	Día	2	3	90	60.00	30		60	30	0	0	
			3	120	65.00	30		120	30	0	180	
17/05/2001	Noche	2	3	150	60.00	30	30	120	30	0	180	
			3	120	80.00	30	30	90	30	0	0	
18/05/2001	Día	1	3	90	90.00	30		60	30	0	0	
			3	90	70.00					0	0	
18/05/2001	Noche	3	3	180	60.00	30	30	90	30	0	90	
			3	120	60.00	30	30	120	30	0	60	
19/05/2001	Día	1	3	120	55.00	30	30	90		0	0	
			3	120	60.00	30		120	30	0	60	
19/05/2001	Noche	2	3	150	60.00	30		120	30	0	0	
			3	120	60.00	30		150	30	0	0	
20/05/2001	Día	2	3	150	50.00	30		120	30	0	30	
			3	90	70.00	30		120	30	0	0	
20/05/2001	Noche	2	3	180	55.00	30	30	150	30	0	0	
			3.5	120	60.00	30	30	120	30	0	0	
21/05/2001	Día	1	3.5	150	60.00	30		120		0	0	
			3	120	55.00	30	30	90	30	0	30	
22/05/2001	Día	1	3	120	60.00	30	30	150	30	0	0	
			3	120	50.00	30	30	120	30	0	0	
22/05/2001	Noche	2	3	180	55.00	30	30	150	30	0	30	
			3	150	60.00	30	30	120	30	0	240	
23/05/2001	Día	1	2.4	180	70.00	30	60	90	30	0	150	
			3	180	70.00	30	30	120	30	0	90	
23/05/2001	Noche	1	2.4	180	70.00	30		240	60	0	0	
			3	120	70.00	30	30	240	30	240	0	0
24/05/2001	Día	1	2.4	180	70.00	30		240	60	0	0	
			3	180	70.00	30	30	120	30	0	90	
25/05/2001	Día	1	2.4	180	70.00	30		240	60	0	0	
			3	120	70.00	30	30	240	30	240	0	0
25/05/2001	Noche	1	2.4	180	60.00	30		180	30	0	30	
			3	120	120.00	30	30				0	0
26/05/2001	Día	1	2.4	180	60.00	30		180	30	0	30	
			3	120	120.00	30	30				0	0
26/05/2001	Noche	1	3	120	120.00	30	30			0	0	
			3	120	120.00	30	30				0	0
PROMEDIOS			1.472	2.964	132.358	58.208	31.915	32.000	126.000	34.091	6.226	38.491

3.- TIEMPOS PROMEDIOS

PROMEDIOS	NUM DE DISPAROS POR GUARDIA (disp/Gdia)	PROFUND. DE TALADROS (m)	TIEMPOS POR UNIDADES OPERATIVAS (min/disp)								Total	Total horas por disparo (Hr/disp)
			Perforación	Carguo y disparo	Vent	Desq	Limp	Topog	Servicios auxiliares	Otros		
ABRIL	2.13	2.73	92.27	35.56	33.63	33.67	90.26	30.38	17.08	22.70	355.55	5.93
MAYO	1.47	2.96	132.36	58.21	31.91	32.00	126.00	34.09	6.23	38.49	459.29	7.65
TOTAL	1.80	2.85	112.32	46.88	32.77	32.83	108.13	32.23	11.65	30.59	407.42	6.79

ANEXO E - 4

ANÁLISIS TÉCNICO Y ECONÓMICO DE LA PERFORACIÓN EN LA EXCAVACION DEL TUNEL DE ADUCCIÓN N° 4 EN YUNCAN

1.- DATOS GENERALES

SECCION DEL TUNEL en "D"	Ancho (m)	4.10
	Alto (m)	4.05
	Sección (m ²)	14.80
	Tipo de roca	"B" (tipo II)
DATOS DE PERFORACIÓN	Diámetro (mm)	45.00
	Profundidad promedio de taladros (m)	2.85
	Número de taladros por disparo (tal/disp)	57.10
	Avance promedio por disparo (ma/disp)	2.75
	Tiempo de perforación (Hr/disp)	1.87
	Metros perforados por hora (mp/Hr)	95.09
	Metros perforados por metro de avance (mp/ma)	59.085
EQUIPO DE PERFORACIÓN: ROCKET BOOMER 282	Número de brazos	2
	Viga	2 x BUT 28
	Avance	2 x BMH 2831
	Longitud total de pluma (m)	6,507
	Profundidad máxima de taladro (m)	4,625
	Potencia requerida (kW)	125
	Potencia de motor diesel (HP)	74

2.- INVERSION, PRECIOS Y VIDA UTIL

PARAMETROS DEL EQUIPO	UNIDAD	PARCIAL	IMPORTE (USD)
PRECIO DEL EQUIPO EN OBRA	USD	1120000	1120000
INTALACIONES	%	5	56000
TOTAL INVERSION EN EL SISTEMA	USD		1176000
VIDA DEL EQUIPO	AÑOS	5	5.00
	HORAS	15000	15000
VALOR DE RESCATE	%	20	224000
NEUMATICOS	C/U. nuevos (USD)	500	2000
	Horas de vida nuevos	4000	4000
	C/U. reencauchados (USD)	200	800
	Horas de vida reencauchadas	3000	3000
ACEITE HIDRÁULICO	Capacidad de tanque (l)	100	100
	Costo (\$/gl)	7	700
	Vida útil (horas)	500	500
COMBUSTIBLE	gl/Hr	1.55	
	Costo (\$/gl)	3.5	
	Factor de uso por el	0.25	
ENERGÍA ELECTRICA	kw necesaria	125	
	Costo (\$/KWH)	0.11	
FACTOR DE REPARACIÓN	%	60	
OPERADOR (sueldo + BBSS)	\$/día	31.67	
	\$/Hr	3.96	
AYUDANTE (sueldo + BBSS)	\$/día	29.33	
	\$/Hr	3.67	

BROCA DE BOTONES	Costo (\$/pz)	100
	Vida útil (mp)	350
BROCA RIMADORA (3")	Costo (\$/pz)	330
	Vida útil (mp)	350
BARRA DE EXTENSIÓN (R32)	Costo (\$/pz)	340
	Vida útil (mp)	1500
ADAPTADOR DE CULATA	Costo (\$/pz)	220
	Vida útil (mp)	3000
COPLAS	Costo (\$/pz)	100
	Vida útil (mp)	3500

3.- ANALISIS DE COSTOS

COSTO DE PROPIEDAD (CP)	DEPRECIACION	63.333
	COSTO FINANCIERO	35.280
	SEGURO + IMPUESTOS	11.760
	TOTAL COSTO DE PROPIEDAD HORARIO(CP)	110.373
	COSTO DE PROP. POR METRO PERFORADO	1.161
	COSTO POR METRO DE AVANCE (\$/ma)	68.583
COSTO DE OPERACIÓN (CO)	ENERGIA	13.750
	ACEITE HIDRÁULICO	0.370
	NEUMATICOS	0.400
	COMBUSTIBLE	1.355
	REPARACIÓN Y MANTENIMIENTO	38.000
	OPERADOR	3.958
	AYUDANTE	3.667
	TOTAL COSTO HORARIO DE OPERACIÓN (CO)	47.750
	COSTO DE OPER. POR METRO PERFORADO	0.502
	COSTO POR METRO DE AVANCE (\$/ma)	29.670
COSTO DE ACEROS DE PERFORACIÓN (CAP)	BROCAS	0.286
	BROCA RIMADORA	0.943
	BARRA DE EXTENSIÓN	0.227
	ADAPTADOR DE CULATA	0.073
	COPLAS	0.029
	TOTAL CAP POR METRO PERFORADO	1.557
	COSTO POR METRO DE AVANCE (\$/ma)	70.554
TOTAL COSTO HORARIO DEL EQUIPO (\$/Hr)	158.123	
COSTO POR METRO PERFORADO (\$/mp)	3.220	
COSTO POR METRO DE AVANCE (\$/ma)	190.258	

ANEXO E - 5

ANÁLISIS TÉCNICO Y ECONÓMICO DE LA OPERACIÓN DE CARGUIO EN EXCAVACION DEL TUNEL DE ADUCCIÓN N° 4 EN YUNCAN

1.- DATOS GENERALES

SECCION DEL TUNEL en "D"	Ancho (m)	4.10
	Alto (m)	4.05
	Sección (m ²)	14.80
DATOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	Diámetro (mm)	45.00
	Profundidad promedio de taladros (m)	2.85
	Avance promedio por disparo (ma/disp)	2.75
	Volumen roto para la sección nominal (m ³ /disp)	40.74
	Volumen roto considerando 20 % de sobre excavación (m ³ /disp)	48.88
	Volumen roto esponjado, 35 % de Esp. (m ³ /disp)	65.99
	Volumen roto esponjado por metro de avance (m ³ /ma)	23.98
EQUIPO DE CARGUÍO: CARGADOR FRONTAL LIEBHERR L 550 2plus2	Capacidad de cuchara (m ³)	5.00
	Capacidad de carga (kg)	11650.00
	Peso operativo del equipo (kg)	16525.00
	Potencia del motor (HP)	175.00
	Horas de carguío por disparo	1.80
	Factor de llenado de la cuchara (%)	85.00
	Volumen cargado por ciclo (m ³ /ciclo)	4.25

2.- INVERSION, PRECIOS Y VIDA UTIL

PARAMETROS DEL EQUIPO	UNIDAD	PARCIAL	IMPORTE (USD)
PRECIO DEL EQUIPO EN OBRA	USD	299000	299000
TOTAL INVERSION EN EL SISTEMA	USD		299000
VIDA DEL EQUIPO	AÑOS	5	5.00
	HORAS	15000	15000
VALOR DE RESCATE	%	20	59800
NEUMATICOS	C/U. nuevos (USD)	700	2800
	Horas de vida nuevos	4000	4000
	Costo de reencache (USD)	300	1200
	Horas de vida reencachadas	3000	3000
ACEITE HIDRÁULICO	Capacidad de tanque (l)	100	100
	Costo (\$/gl)	7	700
	Vida útil (horas)	500	500
COMBUSTIBLE	gl/Hr	4.55	
	Costo (\$/gl)	3.5	
	Factor de uso por el	1	
FACTOR DE REPARACIÓN	%	60	
OPERADOR (sueldo + BBSS)	\$/día	31.67	
	\$/Hr	3.96	

3.- ANALISIS DE COSTOS

COSTO DE PROPIEDAD (CP)	DEPRECIACION	15.760
	COSTO FINANCIERO	8.970
	SEGURO + IMPUESTOS	2.990
	TOTAL COSTO DE PROPIEDAD HORARIO(CP)	27.720
	POR METRO DE AVANCE (\$/ma)	18.151
COSTO DE OPERACIÓN (CO)	ACEITE HIDRÁULICO	0.370
	NEUMATICOS	0.571
	COMBUSTIBLE	15.925
	REPARACIÓN Y MANTENIMIENTO	9.456
	OPERADOR	3.958
	TOTAL COSTO HORARIO DE OPERACIÓN (CO)	30.281
	COSTO DE OPER. POR METRO DE AVANCE (\$/ma)	19.828
TOTAL COSTO HORARIO DE EQUIPO (\$/Hr)		58.001
COSTO CARGUO POR METRO DE AVANCE (\$/ma)		37.980

ANEXO E - 6

ANALISIS TECNICO Y ECONÓMICO DE LA OPERACIÓN DE TRANSPORTE EN EXCAVACION DEL

ANALISIS DEL COSTO DE TRANSPORTE EN ROCA TIPO B (TIPO II)

1. DATOS DE INGRESO

SECCION DEL TUNEL en "D"	Ancho (m)	4.10
	Alto (m)	4.05
	Sección (m ²)	14.80
DATOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	Diámetro (mm)	45.00
	Profundidad promedio de taladros (m)	2.85
	Avance promedio por disparo (ma/disp)	2.75
	Volumen roto para la sección nominal (m ³ /disp)	40.74
	Volumen roto considerando 20 % de sobre excavación (m ³ /disp)	48.88
	Volumen roto esponjado, 35 % de Esp. (m ³ /disp)	65.99
	Volumen roto esponjado por metro de avance (m ³ /ma)	23.98

Ciclo de camión por km (Hr/km)

EQUIPO DE TRANSPORTE: CAMION VOLVO NL 12	Capacidad de tolva (m ³)	12.00
	Capacidad de carga (kg)	20000.00
	Potencia del motor (HP)	350.00
	Horas de transporte por disparo (Hr/disp)	1.802
	Número de camiones por disparo (hasta 2 km)	2.00
	Factor de llenado de la tolva (%)	85.00
	Volumen transportado por viaje (m ³ /viaje)	10.20
	Número de viajes por disparo (viajes/disp)	6
	Tiempo de acarreo por disparo por camión (Hr)	0.901
	Volumen transportado por ciclo (m ³ /viaje)	10.200
	Número de viajes por camión (m ³ /camión)	3.235
	Ciclo del camión (Hr/viaje)	0.279
	Distancia de transporte (km)	1.500
	Número de passes por camión (passes/viaje)	3

ESTIMACION DEL NÚMERO DE CAMIONES DE ACUERDO A LA LONGITUD DEL TUNEL

Long del tunel (m)	Tiempo por viaje (Hr/viaje)	tiempo total de transporte (Hr/disp)	Numero de camiones necesarios
500	0.093	0.601	1.000
1000	0.186	1.201	1.000
1500	0.279	1.802	1.000
2000	0.371	2.403	2.000
2500	0.464	3.004	2.000
3000	0.557	3.604	2.000
3500	0.650	4.205	3.000
4000	0.743	4.806	3.000
4500	0.836	5.406	3.000
5000	0.929	6.007	4.000
5500	1.021	6.608	4.000
6000	1.114	7.209	4.000
6500	1.207	7.809	5.000
7000	1.300	8.410	5.000
7500	1.393	9.011	5.000
8000	1.486	9.611	6.000
8500	1.578	10.212	6.000
9000	1.671	10.813	6.000
9500	1.764	11.414	7.000
10000	1.857	12.014	7.000
10500	1.950	12.615	7.000
11000	2.043	13.216	8.000
11500	2.136	13.817	8.000
12000	2.228	14.417	8.000
12500	2.321	15.018	9.000
13000	2.414	15.619	9.000
13500	2.507	16.219	9.000
14000	2.600	16.820	10.000
14500	2.693	17.421	10.000
15000	2.786	18.022	10.000
15500	2.878	18.622	11.000
16000	2.971	19.223	11.000
16500	3.064	19.824	11.000
17000	3.157	20.424	12.000
17500	3.250	21.025	12.000
18000	3.343	21.626	12.000
18500	3.435	22.227	13.000
19000	3.528	22.827	13.000
19500	3.621	23.428	13.000
20000	3.714	24.029	14.000

ANALISIS DE COSTOS PARA UN CAMION

PARAMETROS DEL EQUIPO	UNIDAD	PARCIAL	IMPORTE (USD)
PRECIO DEL EQUIPO EN OBRA	USD	120000	120000
TOTAL INVERSION EN EL SISTEMA	USD		120000
VIDA DEL EQUIPO	ANOS	5	5.00
	HORAS	15000	15000
VALOR DE RESCATE	%	20	24000
NEUMATICOS	C/U. nuevos (USD)	350	3500
	Horas de vida nuevos	4000	4000
	C/U. reencauchados (USD)	180	720
	Horas de vida reencauchadas	3000	3000
ACEITE HIDRÁULICO	Capacidad de tanque (l)	80	80
	Costo (\$/gl)	7	560
	Vida útil (horas)	500	500
COMBUSTIBLE	gl/Hr	6.30	
	Costo (\$/gl)	3.5	
	Factor de uso por el	1	
FACTOR DE REPARACIÓN	%	60	
OPERADOR (sueldo + BBSS)	\$/día	31.67	
	\$/Hr	3.96	

CALCULO DE COSTOS PARA UN CAMION

COSTO DE PROPIEDAD (CP)	DEPRECIACION	6.167
	COSTO FINANCIERO	3.600
	SEGURO + IMPUESTOS	1.200
	TOTAL COSTO DE PROPIEDAD HORARIO(CP)	10.967
	POR METRO DE AVANCE (\$/ma)	7.181
COSTO DE OPERACIÓN (CO)	ACEITE HIDRÁULICO	0.296
	NEUMATICOS	0.603
	COMBUSTIBLE	22.050
	REPARACIÓN Y MANTENIMIENTO	3.700
	OPERADOR	3.958
	TOTAL COSTO HORARIO DE OPERACIÓN (CO)	30.607
	COSTO DE OPER. POR METRO DE AVANCE (\$/ma)	20.042
	TOTAL COSTO HORARIO DE EQUIPO (\$/Hr) (cada camión)	41.574
Costo de transporte por km y metro de avance (\$/km-ma)	36.297	
Inversión equivalente por metro de avance (USD/ma)	160000.000	

COSTO DE TRANSPORTE EN FUNCION DE LA LONGITUD DEL TÚNEL

Long del tunel (m)	NUMERO DE CAMIONES REQUERIDOS	INVERSIÓN	COSTO HORARIO POR CAMION (\$/Hr)		
			COSTO DE PROPIEDAD	COSTO DE OPERACIÓN	TOTAL
500	1	120000	10.967	30.607	41.574
1000	1	120000	10.967	30.607	41.574
1500	1	120000	10.967	30.607	41.574
2000	2	240000	21.933	61.214	83.148
2500	2	240000	21.933	61.214	83.148
3000	2	240000	21.933	61.214	83.148
3500	3	360000	32.900	91.821	124.721
4000	3	360000	32.900	91.821	124.721
4500	3	360000	32.900	91.821	124.721
5000	4	480000	43.867	122.428	166.295
5500	4	480000	43.867	122.428	166.295
6000	4	480000	43.867	122.428	166.295
6500	5	600000	54.833	153.035	207.869
7000	5	600000	54.833	153.035	207.869
7500	5	600000	54.833	153.035	207.869
8000	6	720000	65.800	183.643	249.443
8500	6	720000	65.800	183.643	249.443
9000	6	720000	65.800	183.643	249.443
9500	7	840000	76.767	214.250	291.016
10000	7	840000	76.767	214.250	291.016
10500	7	840000	76.767	214.250	291.016
11000	8	960000	87.733	244.857	332.590
11500	8	960000	87.733	244.857	332.590
12000	8	960000	87.733	244.857	332.590
12500	9	1080000	98.700	275.464	374.164
13000	9	1080000	98.700	275.464	374.164
13500	9	1080000	98.700	275.464	374.164
14000	10	1200000	109.667	306.071	415.738
14500	10	1200000	109.667	306.071	415.738
15000	10	1200000	109.667	306.071	415.738
15500	11	1320000	120.633	336.678	457.311
16000	11	1320000	120.633	336.678	457.311
16500	11	1320000	120.633	336.678	457.311
17000	12	1440000	131.600	367.285	498.885
17500	12	1440000	131.600	367.285	498.885
18000	12	1440000	131.600	367.285	498.885
18500	13	1560000	142.567	397.892	540.459
19000	13	1560000	142.567	397.892	540.459
19500	13	1560000	142.567	397.892	540.459
20000	14	1680000	153.533	428.499	582.033

LONGITUD DEL TUNEL (m)	COSTO DE TRANSPORTE POR METRO DE AVANCE
200	7.259
400	14.519
600	21.778
800	29.038
1000	36.297
1200	43.557
1400	50.816
1600	58.076
1800	65.335
2000	72.595
2200	79.854
2400	87.114
2600	94.373
2800	101.633
3000	108.892
3200	116.152
3400	123.411
3600	130.671
3800	137.930
4000	145.190
4200	152.449
4400	159.709
4600	166.968
4800	174.228
5000	181.487
5200	188.747
5400	196.006
5600	203.266
5800	210.525
6000	217.785

ANEXO E-7

DEDUCCIÓN DE LA DISTANCIA ECONOMICA DE LA EXCAVACIÓN CON PERFORACION Y VOLADURA

LONGITUD DEL TUNEL (m)	INVERSION EN EQUIPO (USD)				COSTOS DE OPERACIÓN Y VOLADURA POR METRO DE AVANCE (\$/ma)			COSTO EQUIVALENTE POR METRO DE EXCAVACIÓN (\$/ma)
	PERFORAC.	CARGUIO	TRANSPORTE	TOTAL	COSTO EQUIPO (\$/ma)	COSTO DE VOLADURA (\$/ma)	TOTAL	
500	1176000	299000	120000	1595000	140.09	438.57	578.66	3768.66
1000	1176000	299000	120000	1595000	140.09	438.57	578.66	2173.66
1500	1176000	299000	120000	1595000	140.09	438.57	578.66	1641.99
2000	1176000	299000	240000	1715000	160.14	438.57	598.70	1456.20
2500	1176000	299000	240000	1715000	160.14	438.57	598.70	1284.70
3000	1176000	299000	240000	1715000	160.14	438.57	598.70	1170.37
3500	1176000	299000	360000	1835000	180.18	438.57	618.74	1143.03
4000	1176000	299000	360000	1835000	180.18	438.57	618.74	1077.49
4500	1176000	299000	360000	1835000	180.18	438.57	618.74	1026.52
5000	1176000	299000	480000	1955000	200.22	438.57	638.79	1029.79
5500	1176000	299000	480000	1955000	200.22	438.57	638.79	994.24
6000	1176000	299000	480000	1955000	200.22	438.57	638.79	964.62
6500	1176000	299000	600000	2075000	220.26	438.57	658.83	978.06
7000	1176000	299000	600000	2075000	220.26	438.57	658.83	955.26
7500	1176000	299000	600000	2075000	220.26	438.57	658.83	935.50
8000	1176000	299000	720000	2195000	240.30	438.57	678.87	953.25
8500	1176000	299000	720000	2195000	240.30	438.57	678.87	937.11
9000	1176000	299000	720000	2195000	240.30	438.57	678.87	922.76
9500	1176000	299000	840000	2315000	260.35	438.57	698.91	942.60
10000	1176000	299000	840000	2315000	260.35	438.57	698.91	930.41
10500	1176000	299000	840000	2315000	260.35	438.57	698.91	919.39
11000	1176000	299000	960000	2435000	280.39	438.57	718.95	940.32
11500	1176000	299000	960000	2435000	280.39	438.57	718.95	930.69
12000	1176000	299000	960000	2435000	280.39	438.57	718.95	921.87
12500	1176000	299000	1080000	2555000	300.43	438.57	739.00	943.40
13000	1176000	299000	1080000	2555000	300.43	438.57	739.00	935.53
13500	1176000	299000	1080000	2555000	300.43	438.57	739.00	928.26
14000	1176000	299000	1200000	2675000	320.47	438.57	759.04	950.11
14500	1176000	299000	1200000	2675000	320.47	438.57	759.04	943.52
15000	1176000	299000	1200000	2675000	320.47	438.57	759.04	937.37
15500	1176000	299000	1320000	2795000	340.51	438.57	779.08	959.40
16000	1176000	299000	1320000	2795000	340.51	438.57	779.08	953.77
16500	1176000	299000	1320000	2795000	340.51	438.57	779.08	948.47
17000	1176000	299000	1440000	2915000	360.56	438.57	799.12	970.59
17500	1176000	299000	1440000	2915000	360.56	438.57	799.12	965.69
18000	1176000	299000	1440000	2915000	360.56	438.57	799.12	961.07
18500	1176000	299000	1560000	3035000	380.60	438.57	819.16	983.22
19000	1176000	299000	1560000	3035000	380.60	438.57	819.16	978.90
19500	1176000	299000	1560000	3035000	380.60	438.57	819.16	974.81
20000	1176000	299000	1680000	3155000	400.64	438.57	839.21	996.96

LONGITUD DEL TUNEL (m)	COSTO EQUIVALENTE POR METRO DE EXCAVACIÓN (\$/ma)
500	3768.66
1000	2173.66
1500	1641.99
2000	1456.20
2500	1284.70
3000	1170.37
3500	1143.03
4000	1077.49
4500	1026.52
5000	1029.79
5500	994.24
6000	964.62
6500	978.06
7000	955.26
7500	935.50
8000	953.25
8500	937.11
9000	922.76
9500	942.60
10000	930.41
10500	919.39
11000	940.32
11500	930.69
12000	921.87
12500	943.40
13000	935.53
13500	928.26
14000	950.11
14500	943.52
15000	937.37
15500	959.40
16000	953.77
16500	948.47
17000	970.59
17500	965.69
18000	961.07
18500	983.22
19000	978.90
19500	974.81
20000	996.96

Gráfico N° COSTO EQUIVALENTE POR METRO DE EXCAVACIÓN Vs LONGITUD DEL TUNEL

