



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO
PROGRAMA DE MAESTRÍA Y DOCTORADO EN INGENIERÍA
INGENIERÍA CIVIL – TÚNELES Y OBRAS SUBTERRÁNEAS

HERRAMIENTAS DE CORTE Y SU CONSUMO EN TÚNELES MECANIZADOS.
CASO TÚNEL EMISOR ORIENTE, TRAMO 5

TESIS
QUE PARA OPTAR POR EL GRADO DE:
MAESTRO EN INGENIERÍA

PRESENTA:
CARLOS ALBERTO MARTÍNEZ CONDE

TUTOR:
M.I. ANDRÉS A. MORENO Y FERNÁNDEZ, FACULTAD DE INGENIERÍA

CIUDAD DE MÉXICO, ABRIL 2021



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

JURADO ASIGNADO:

Presidente: Dra. Alexandra Ossa López.
Secretario: Dr. José Anselmo Pérez Reyes.
1 er. Vocal: M. en I. Andrés A. Moreno Y Fernández.
2 do. Vocal: M. en I. José Francisco Suárez Fino.
3 er. Vocal: M. en I. Jorge A. López Molina.

Lugar donde se realizó la tesis: FACULTAD DE INGENIERÍA, UNAM.

TUTOR DE TESIS:

M. en I. Andrés A. Moreno Y Fernández

A handwritten signature in blue ink, appearing to read 'Andrés', is written over a horizontal dashed line.

FIRMA

RESUMEN

Las herramientas de corte utilizadas en tuneladoras son de gran relevancia en el proceso de excavación debido a que son las encargadas de realizar el corte del material, sin embargo, la interacción herramienta- terreno provoca desgastes físicos en ellas que deben de ser previstos con la finalidad de establecer su durabilidad y estimar su consumo.

El objetivo principal de este trabajo es recopilar literatura de los modelos de predicción de la vida útil de las herramientas de corte, desarrollarlos en un caso real y comparar la desviación de los resultados obtenidos con la finalidad de verificar cuales son los modelos con mejor adaptabilidad a las características geológicas-geotécnicas dadas.

Además, se expone información particular de cada tipo de herramienta de corte para comprender de mejor manera la forma en que trabajan y los fenómenos a los que están sometidas durante el proceso de excavación.

De las conclusiones derivadas se resalta la dependencia de los modelos de predicción a la calidad y cantidad de información que caracteriza el material a excavar, así como la importancia de la continua retroalimentación durante la ejecución del proyecto a través de inspecciones físicas con la finalidad de calibrar las estimaciones realizadas con antelación.

DEDICATORIAS

A mi amada Alicia, por su apoyo incondicional y consejos. Por tener siempre las palabras indicadas para poder mirar más allá y superar las dificultades. ¡Mil gracias!

A mis padres, Mercedes y Eric, por sus consejos y apoyo. Lo que soy es un reflejo de ustedes.

A mis hermanas, Patricia y Sandra, porque nunca han dudado de mí y por su incondicional confianza y apoyo.

A la familia Avila Vargas, por abrirme las puertas de su hogar y ser parte de mi familia.

AGRADECIMIENTOS

A mi tutor, Andrés Moreno, por el apoyo, consejos y guía para la elaboración de este trabajo.

A cada uno de mis sinodales, por el tiempo brindado para hacer de este trabajo la mejor versión posible.

A la empresa Lytsa, por toda la información brindada, la cual ha sido parte fundamental de esta tesis.

A todos los maestros del programa de maestría en Túneles y Obras Subterráneas de la Facultad de Ingeniería de la UNAM, por compartir sus conocimientos y experiencias.

A mis compañeros de generación, por compartir sus experiencias y dejar un grato recuerdo de esta etapa.

Al CONACYT, por el apoyo económico otorgado para hacer una realidad mis estudios de maestría.

A todos aquellos que directa e indirectamente contribuyeron en mi aprendizaje y culminación de esta gratificante experiencia.

GRACIAS.

CONTENIDO

RESUMEN

CAPÍTULO 1 INTRODUCCIÓN	1
1.1 ANTECEDENTES.....	1
1.2 OBJETIVOS Y ALCANCES	2
1.3 CONTENIDO Y ORGANIZACIÓN DE LA TESIS	3
CAPÍTULO 2 TÚNELES MECANIZADOS	5
2.1 HISTORIA DE LOS TÚNELES MECANIZADOS	5
2.2 TUNELADORAS.....	6
2.2.1 Clasificación de las tuneladoras.....	8
CAPÍTULO 3 HERRAMIENTAS DE CORTE	11
3.1 CINCELES.....	13
3.1.1 Rastreles.....	13
3.1.2 Picas	15
3.2 DISCOS DE CORTE.....	19
3.3 NUEVAS TECNOLOGÍAS EN HERRAMIENTAS DE CORTE	26
CAPÍTULO 4 MECANISMOS DE CORTE	30
4.1 MECANISMO DE CORTE EN CINCELES.....	30
4.1.1 Estimación de la fuerza de corte en cinceles	33
4.1.2 Efecto de la separación de los cinceles	37
4.2 MECANISMO DE CORTE EN DISCOS.....	37
4.2.1 Estimación de la fuerza de corte en discos.....	38
4.2.2 Efecto de la separación de los discos de corte	42
4.3 EFECTO DE LA FOLIACIÓN EN LA PROPAGACIÓN DE FISURAS.....	43
CAPÍTULO 5 DESGASTE DE LAS HERRAMIENTAS DE CORTE	45
5.1 DESGASTE PRIMARIO EN HERRAMIENTAS DE CORTE	50
5.2 DESGASTE SECUNDARIO DE LAS HERRAMIENTAS DE CORTE	51
5.3 PREVENCIÓN DE DESGASTE EN LAS HERRAMIENTAS DE CORTE	57
5.3.1 Control de parámetros de excavación	57

5.3.2	Uso de tensoactivos.....	59
5.3.3	Sensores de desgaste en la rueda de corte.....	62
5.4	INSPECCIÓN Y CAMBIO DE HERRAMIENTA DE CORTE	63
5.4.1	Intervenciones atmosféricas	67
5.4.2	Intervenciones hiperbáricas	68
5.4.3	Nuevas tecnologías en inspección de herramientas.....	71
CAPÍTULO 6 VIDA ÚTIL Y CONSUMO DE HERRAMIENTAS		77
6.1	ESTIMACIÓN DE LA VIDA ÚTIL.....	78
6.1.1	Estimación de vida útil en discos	79
6.1.2	Estimación de vida útil en cinceles	101
CAPÍTULO 7 CASO DE ESTUDIO		108
7.1	TÚNEL EMISOR ORIENTE	108
7.2	TRAMO 5.....	111
7.2.1	Generalidades del tramo 5.....	111
7.2.2	Características geotécnicas del tramo 5	112
7.3	CONSUMO REAL DE HERRAMIENTAS DE CORTE	116
7.3.1	Túnel Lumbrera 17 a Lumbrera 18.	116
7.3.2	Túnel Lumbrera 19 a Lumbrera 18.	121
7.3.3	Túnel Lumbrera 20 a Lumbrera 19.	126
7.4	VIDA ÚTIL Y CONSUMO TEÓRICO	127
7.4.1	Túnel Lumbrera 17 a Lumbrera 18	128
7.4.2	Túnel Lumbrera 19 a Lumbrera 18	132
7.4.3	Túnel Lumbrera 20 a Lumbrera 19	136
CAPÍTULO 8 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		137
8.1	CONCLUSIONES.....	137
8.2	RECOMENDACIONES.....	140
BIBLIOGRAFÍA		141

LISTA DE FIGURAS

Figura 2.1 (a) Tuneladora de J. Price; (b) Tuneladora de J.S Robbins. Tomado de (Maidl, Herrenknecht, Maidl, & Wehrmeyer, 2012) (TunnelTalk, 2012)

Figura 2.2 Configuraciones de rueda de corte. Tomado de therobbinscompany.com

Figura 2.3 Sistemas de extracción de rezaga: (a) Por bombeo; (b) Extracción combinada con tornillo sin fin y/o banda. Tomado de herrenknecht.com

Figura 2.4 Sistema de empuje de tuneladoras: (a) Grippers; (b) Cilindros hidráulicos. Tomado de herrenknecht.com

Figura 2.5 (a) Topo con protección perimetral; (b) Topo con escudo; (c) Topo doble escudo. Tomado de (The Robbins Company, 2020)

Figura 2.6 (a) TBM tipo EPB; (b) TBM tipo hidroescudos. Tomado de herrenknecht.com

Figura 2.7 (a) Tuneladora Dual EPB-Roca; (b) Tuneladora Dual Hidroshield-EPB. Tomado de therobbinscompany.com, herrenknecht.com

Figura 3.1 Herramienta de corte usadas en TBM's: (a) Disco central; (b) Disco frontal; (c) Disco periférico; (d) Pica radial; (e) Pica tangencial; (f) Rastrel frontal; (g) Rastrel periférico

Figura 3.2 Tipos de distribución de las herramientas de corte. Tomado de (Geng, Bruland, & Macias, 2017)

Figura 3.3 Ubicación de rastreles. (a) A lado de la herramienta de corte; (b) Espaciados unos de otros

Figura 3.4 (a) Rastrel periférico; (b) Rastrel frontal, (c) Rastrel central. Tomado de (Willis & Shanahan, 2013)

Figura 3.5 Variantes de picas. Tomado de (Bartz, Tuneladoras, 2020)

Figura 3.6 Altura de la herramienta de corte. Tomado y editado de (González Izquierdo R. , 2020)

Figura 3.7 Geometría de picas tangenciales. Tomado de (Gunes Yilmaz, Yurdakul, & Goktan, 2007)

Figura 3.8 Picas radiales. Tomado y editado de (González Páez, 2014)

Figura 3.9 Geometría de picas tangenciales. Tomado de (Gunes Yilmaz, Yurdakul, & Goktan, 2007)

Figura 3.10 Picas de sobrecorte. Tomado y editado de (Hunan HM Machinery Co., Ltd., 2020)

Figura 3.11 Comparación de área de contacto y volumen de desgaste en discos de $\phi 17''$, $\phi 19''$ y $\phi 20''$. Tomado y editado de (González Izquierdo R. , 2020)

Figura 3.12 Componentes de un disco de corte. Tomado de (Liu & Xia, 2015)

Figura 3.13 Tipos de aros de corte. Tomado de (Shandong Tianyou Túnel Ingeniería Equipment Co., 2020)

Figura 3.14 Clasificación de los discos de corte según su posición

Figura 3.15 Disco doble. Tomado de (Chang & Rostami, 2017)

Figura 3.16 Discos de corte frontales: (a) mellizo; (b) trillizo; (c) sencillo. Tomado y editado de (Shandong Tianyou Túnel Ingeniería Equipment Co., 2020)

Figura 3.17 Ángulo de inclinación de discos de corte periféricos. Tomado de (Chang & Rostami, 2017)

Figura 3.18 Discos de sobrecorte. Tomado y editado de (Brundan & Danno, 2019)

Figura 3.19 Disco monobloque: (a) Disco sencillo; (b) disco mellizo. Tomado y editado de (Burger, 2007)

Figura 3.20 Tecnología NanoSHIELD. Tomado de (Lawrence Livermore National Laboratory, 2020)

Figura 3.21 Elementos para la instrumentación de la herramienta de corte. Tomado de (Shanahan, 2011)

Figura 3.22 Compensador de presión en discos de corte. Tomado de (González Izquierdo R. , 2020)

Figura 3.23 Diseño de control de tracción en discos de corte. Tomado de (Log, Smading, & Mosavat, 2018)

Figura 3.24 TBM propuesta para corte con Water Jet y alambre de diamante. Tomado de (Pacheco dos Santos, Pierri, Faria, & Marques Noronha, 2018)

Figura 4.1 Mecanismos de corte: (a) Comportamiento frágil; (b) Comportamiento dúctil. Tomado de (Shao, 2016) (González Páez, 2014)

Figura 4.2 Zona de esfuerzos producido por la penetración del cincel. Tomado de (Yao, 2012)

Figura 4.3 Mecanismo de corte en cinceles utilizados en rocas. Tomado de (Yao, 2012)

Figura 4.4 Sistema de fuerzas actuantes: (a) Pica radial; (b) Pica tangencial. Tomado de (Cornejo A., 1987)

Figura 4.5 Esquema de la interacción cuña/terreno de la teoría de Evans. Tomado de (Shao, 2016)

Figura 4.6 Esquema de la interacción cuña/ terreno de la teoría de Nishimatsu. Tomado de (Shao, 2016)

Figura 4.7 Efecto de la separación entre cinceles. Tomado y editado de (González Páez, 2014), (Shao, 2016)

Figura 4.8 Mecanismo de corte producto de discos de corte. Tomado y editado de (Botello Rionda & Medel Morales, 2013)

Figura 4.9 Fuerzas que actúan en el fracturamiento del material mediante uso de discos de corte. Tomado de (Wang, Kang, Zhao, & Zhang, 2015)

Figura 4.10 Efecto del espaciamiento en discos. Tomado y editado de (Xia, y otros, 2018) (González Páez, 2014)

Figura 4.11 Definición de la foliación del terreno en términos de α' y β' . Tomado de (Cornejo A., 1987)

Figura 4.12 Efecto de la foliación en la propagación de fisuras por indentación: (a) Foliación paralela; (b) Foliación perpendicular. Tomado de (M. Cigla & Ozdemir, 2001)

Figura 5.1 Factores que influyen en el desgaste de la herramienta de corte. Tomado y editado de (Amoun, Sharifzadeh, Shahriar, Rostami, & Azali, 2016)

Figura 5.2 Ejemplo de ensayos de laboratorio simplificadas. Tomado de (Farrokh & Kim, 2018)

Figura 5.3 Efectos del desgaste en tuneladoras: (a) Desgaste de las herramientas de corte; (b) Daño de la estructura en rueda de corte; (c) Revisión de las herramientas corte. TEO, tramo 4

Figura 5.4 Desgastes registrados en el Túnel Metro Shanzhen, China. Tomado de (Weilin, y otros, 2020)

Figura 5.5 Desgastes registrados en el Túnel Tsuen Wan Drainage, Hong Kong. Tomado de (Farrokh & Kim, 2018)

Figura 5.6 Desgaste normal en discos de corte. Tomado de (Karami, Rostami, & Zare, 2020)

Figura 5.7 Desgaste primario: (a) Disco nuevo Vs Disco con desgaste; (b) Scrapers periférico nuevo vs scrapers con desgaste. TEO, tramo 4

Figura 5.8 Desgaste primario excesivo. TEO, Tramo IV

Figura 5.9 Disco bloqueado: (a) Disco sencillo; (b) Disco doble. TEO, Tramo IV

Figura 5.10 Daño por impacto en aros de discos: (a) Disco sencillo; (b) Disco doble. TEO, Tramo IV

Figura 5.11 Aro astillado. TEO, Tramo IV

Figura 5.12 Deformaciones plásticas en discos. Tomado de (Pérez Fernández, 2018)

Figura 5.13 Deslizamiento de aro. TEO, Tramo IV

Figura 5.14 Auto-afilado en disco. Tomado de (Farrokh & Kim, 2018)

Figura 5.15 Pérdida del aro de corte: (a) Disco doble; (b) Disco sencillo. TEO, Tramo IV

Figura 5.16 (a) Daño en el cuerpo del disco; (b) Cuña y tornillos de fijación flojos. TEO, Tramo IV

Figura 5.17 Daños en cinceles: (a) Rotura frágil; (b) Desgaste por abrasión. TEO, Tramo IV

Figura 5.18 Desgaste en cinceles: (a) Rotura frágil; (b) Desgaste por abrasión; (c) Pérdida de cincel por cizallamiento de tornillos; (d) Pérdida de base y cincel. TEO, Tramo IV

Figura 5.19 (a) Inyección de espuma a través de la rueda de corte; (b) Comparación de material acondicionado con uso de espuma. Tomado de (Reynolds, 2021), (Peila, 2010)

Figura 5.20 Comparación parámetros de excavación con uso y sin uso de tensoactivos en TBM para roca. Tomado de (Langmaack, Grothen, & Jakobsen, 2010)

Figura 5.21 Sensores de desgaste. Tomado de (González Izquierdo R., 2020)

Figura 5.22 Diagrama de longitud máxima de avance. Tomado de (Farrokh & Kim, 2018)

Figura 5.23 Toma de desgaste en discos de corte. TEO, Tramo IV

Figura 5.24 Desgaste entre discos contiguos. Tomado y editado de (Leng, 2005)

Figura 5.25 Límite de desgaste en cinceles (calibre). Tomado de (Conrads, Scheffer, König, & Thewes, 2018)

Figura 5.26 Intervención atmosférica. Teo Tramo IV

Figura 5.27 Cámaras hiperbáricas en TBM. Tomado de (González I., 2020)

Figura 5.28 Prototipo de robot NeTTUN. Tomado de (Kirchner, 2020)

Figura 5.29 Robot de inspección, sistema IIRTT. Tomado de (Gangqiang, 2019)

Figura 5.30 Robot para cambio de herramienta, sistema IIRTT. Tomado de (Gangqiang, 2019)

Figura 5.31 Equipo para prueba CPT. Tomado de (Gharahbagh, Mooney, Glen, Walter, & DiPonio, 2013)

Figura 5.32 Medición de longitud de sobrecorte en dos puntos, anillo 67 del Túnel de Tren Ligero de Conexión. Tomado de (Gharahbagh, Mooney, Glen, Walter, & DiPonio, 2013)

Figura 5.33 Inspección mediante CCTV. (a) Cámara instalada en mamparo de TBM; (b) Visualización en cabina de operación. Tomado de (Herrenknecht Tunnelling Systems USA, 2016)

Figura 5.34 Sistema de cambio atmosférico en rueda de corte. Tomado de (Herrenknecht Tunnelling Systems USA, 2016)

Figura 6.1 (a) Disco de sección V; (b) Disco de sección CCS. Tomado de (Wijk, 1992)

Figura 6.2 Ejemplo de parámetros y salida de entrada. CSM Modificado, Queens Tunnel. Tomado de (Yagiz, 2003)

Figura 6.3 Correlación H_f - CAI. Tomado de (Schneider, Thuro, & Galler, 2012)

Figura 6.4 Parámetros y puntuación de RME. Tomado de (Farrokh E. , 2013)

Figura 6.5 Correlación SDCWR – UCS - CAI. Tomado de (Pérez Fernández, 2018)

Figura 6.6 Correlación H_f - UCS - VHNR en rocas ígneas piroclásticas y maficas. Tomado de (Hassanpour, Rostami, Tarigh Azali, & Zhao, 2014)

Figura 6.7 (a) Correlación SJ - CAI; (b) Correlación AVS - CAI. Tomado de (Young Ko, kon Kim, Son, & Jeon, 2016)

Figura 6.8 (a) Corrección K_D ; (b) Corrección K_Q . Tomado de (Macias, 2016)

Figura 6.9 (a) Número estándar de cortadores; (b) Empuje medio ($4.5 < CLI < 5.9$). Tomado de (Macias, 2016)

Figura 6.10 Correlación K_s - Clase de fractura y ángulo entre el eje del túnel y los planos de debilidad α .

Figura 6.11 Proyección estereográfica para cálculo de α . Tomado de (Macias, 2016)

Figura 6.12 Pérdida de peso permisible en discos de corte. Tomado de (Farrokh & Kim, 2018)

Figura 6.13 Distancia del centro de la rueda a la interfaz. Tomado de (Ren, Shen, Arulrajah, & Cheng, 2018)

Figura 6.14 Determinación del coeficiente k. Tomado de (Ren, Shen, Arulrajah, & Cheng, 2018)

Figura 6.15 Correlación desgaste - índice CLH. Tomado de (Lain, Llamas, Pous, & Lain, 2018)

Figura 6.16 Vida útil en discos en macizos rocosos. Tomado de (González Izquierdo R. , 2020)

Figura 6.17 Correlación H_f - SAT en herramienta para suelos. Tomado de (Jakobsen, 2014)

Figura 6.18 Correlación H_f - Cu. Tomado de (Jakobsen, 2014)

Figura 6.19 Distancia de corte para una herramienta. Tomado de (Conrads, Scheffer, König, & Thewes, 2018)

Figura 6.20 Modelo privado de predicción de rendimiento y consumo de herramientas. Tomado de (González Izquierdo R. , 2020)

Figura 6.21 Correlación H_f de picas tangenciales - Índice F_{schim} propuesta por Schimazek & Knatz, 1970 Tomado de (González Páez, 2014)

Figura 6.22 Correlación H_f de picas tangenciales - Contenido de cuarzo propuesta por Thuro & Plinninger, 2003. Tomado de (González Páez, 2014)

Figura 7.1 Geología del trazo del Túnel Emisor Oriente. Tomado de (Lombardo Aburto, 2019)

Figura 7.2 Configuración de la rueda de corte de la TBM-EPB S-209 "Morelos". Tomado de (LYTSA Lumberas y Túneles, 2021)

Figura 7.3 Configuración de la rueda de corte de TBM-EPB S-519. Tomado de (LYTSA Lumberas y Túneles, 2021)

Figura 7.6 Sección geotécnica tramo 5. Tomado de (LYTSA Lumberas y Túneles, 2013)

Figura 7.7 Perfil geológico del túnel L-17 a L-18 . Tomado de (LYTSA Lumberas y Túneles, 2021)

Figura 7.8 Cambios de herramientas por posición de instalación. TEO, L-17 a L-18

Figura 7.9 Perfil geológico del túnel L-19 a L-18. Tomado de (LYTSA Lumberas y Túneles, 2021)

Figura 7.10 Cambios de herramientas de corte por posición de instalación. TEO, L-19 a L-18

Figura 7.11 Perfil geológico del túnel L-20 a L-19. Tomado de (LYTSA Lumberas y Túneles, 2021)

Figura 7.12 Vida útil de las herramientas de corte, Tramo 5: L-17 a L-18

Figura 7.13 Consumo de herramientas de corte, Tramo 5: L-17 a L-18

Figura 7.14 Vida útil de las herramientas de corte, Tramo 5: L-19 a L-18

Figura 7.15 Consumo de herramientas de corte, Tramo 5: L-19 a L-18

LISTA DE TABLAS

- Tabla 3.1 Capacidad de carga en discos de corte. Tomado y editado de (Roby, Sandell, Kocab, & Lindbergh, 2008)*
- Tabla 5.1 Mecanismos de desgaste en herramientas. Tomado y modificado (Farrokh & Kim, 2018)*
- Tabla 5.2 Correlación entre índices de abrasividad. Tomado de (Farrokh & Kim, 2018)*
- Tabla 5.3 Clasificación de abrasividad CAI. Tomado de (Bieniawski, Celada, Galera, & Tardáguila, 2009)*
- Tabla 5.4 Desgaste máximo en discos de corte*
- Tabla 6.1 Índices de medición de vida útil de herramientas. Tomado de (Wang, y otros, 2020)*
- Tabla 6.2 Factores de corrección k_k y k_v . Tomado de (Frenzel, 2012)*
- Tabla 6.3 Correlación H_f - Parámetros geológicos-geotécnicos. Tomado de (Hassanpour, Rostami, Tarigh Azali, & Zhao, 2014)*
- Tabla 6.4 Correlación entre índice CAI y DWI. Tomado de (Farrokh & Kim, 2018)*
- Tabla 6.5 Estimación de vida útil de discos. Tomado de (Farrokh & Kim, 2018)*
- Tabla 6.6 Valores para cálculo de índice CLH (Lain, Llamas, Pous, & Lain, 2018)*
- Tabla 6.7 Valores de coeficiente K determinados por la Sociedad Japonesa de Túneles. Tomado de (Li, Li, & Yuan, 2017) (Tang, y otros, 2020)*
- Tabla 7.1 Parámetros del trazo del túnel. Tomado de (Porrás López & Lombardo Aburto, 2011)*
- Tabla 7.2 Caracterización geotécnica de los materiales a partir de la exploración selectiva. TEO-Tramo 5. Tomado y editado de (LYTSA Lumbreras y Túneles, 2013)*
- Tabla 7.3 Resumen de los cambios de herramientas. TEO, L-17 a L-18*
- Tabla 7.4 Distancia entre intervenciones. TEO, L-17 a L-18*
- Tabla 7.5 Cambios de herramientas de corte por intervención. TEO L-17 a L-18*
- Tabla 7.6 Volumen de excavación por tipo de herramienta instalada. TEO, L-17 a L-18*
- Tabla 7.7 Vida útil en sitio de las herramientas de corte. TEO, L-17 a L-18*
- Tabla 7.8 Resumen de cambios de herramienta. TEO, L-19 a L-18*
- Tabla 7.9 Distancia entre intervenciones. TEO, L-19 a L-18*
- Tabla 7.10 Cambios por intervención de herramientas de corte. TEO, L-19 a L-18*
- Tabla 7.11 Volúmenes de excavación por tipo de herramienta instalada. TEO, L-19 a L-18*
- Tabla 7.12 Vida útil en sitio de las herramientas de corte. TEO, L-19 a L-18*
- Tabla 7.13 Vida útil en obra de las herramientas de corte. TEO, L-20 a L-19*
- Tabla 7.14 Estimación de la vida útil y consumo de herramientas de corte. Túnel L-17 a 18 (Parte 1)*
- Tabla 7.15 Estimación de la vida útil y consumo de herramientas de corte. Túnel L-17 a 18 (Parte 2)*
- Tabla 7.16 Comparación de H_f y consumo de herramientas. Caracterización SS-01, Túnel L-17 a L-18*
- Tabla 7.17 Comparación de H_f y consumo de herramientas. Caracterización SS-02, Túnel L-17 a L-18*
- Tabla 7.18 Comparación de H_f y consumo de herramientas. Caracterización SS-03, Túnel L-17 a L-18*
- Tabla 7.19 Comparación de H_f y consumo de herramientas. Caracterización SS-04, Túnel L-17 a L-18*
- Tabla 7.20 Comparación de H_f y consumo de herramientas. Túnel L-17 a L-18*
- Tabla 7.21 Estimación de la vida útil y consumo de herramientas de corte. Túnel L-19 a 18 (Parte 1)*
- Tabla 7.22 Estimación de la vida útil y consumo de herramientas de corte. Túnel L-19 a 18 (Parte 2)*
- Tabla 7.23 Comparación de H_f y consumo de herramientas. Caracterización SS-07, Túnel L-19 a L-18*
- Tabla 7.24 Comparación de H_f y consumo de herramientas. Caracterización SS-06, Túnel L-19 a L-18*
- Tabla 7.25 Comparación de H_f y consumo de herramientas. Caracterización SS-04, Túnel L-19 a L-18*
- Tabla 7.26 Comparación de H_f y consumo de herramientas. SS-05, Túnel L-19 a L-18*
- Tabla 7.27 Comparación de H_f y consumo de herramientas. Túnel L-19 a L-18*

CAPÍTULO 1

INTRODUCCIÓN

1.1 ANTECEDENTES

El uso de tuneladoras es algo cada vez más común en el mundo debido a las ventajas que representan respecto a los medios convencionales de excavación, en especial en proyectos de gran longitud y diámetro. En México, ejemplos del uso de TBM's en proyectos de gran envergadura en los últimos años son: *el Túnel Churubusco-Xochiaca* con 13 km y $\varnothing 5.00$ m; *el Túnel de la línea 12 del metro de la Ciudad de México* con 5.64 km y $\varnothing 10.20$ m; *el Túnel Emisor Oriente* con 63 km y $\varnothing 8.74$ a $\varnothing 8.93$ m; *el Túnel de la Línea 3 del Tren Ligero de Guadalajara* con 5.37 km y $\varnothing 11.55$ m; *los Túneles del tren interurbano México-Toluca* con 4.73 km y $\varnothing 8.57$ m y; *el Túnel Emisor Poniente II* con 5.57 km y $\varnothing 8.70$ m.

El principio general de la excavación con tuneladora es hacer rotar la rueda de corte contra el frente de excavación al mismo tiempo que se ejerce una fuerza de empuje axial al túnel. La rueda al estar equipada con herramienta de corte, previamente seleccionada para el tipo de material, comienza a desgarrar y/o fracturar el material logrando con ello la excavación del terreno.

El proceso descrito produce un desgaste en las herramientas de corte que dependerá de una compleja interacción entre las propiedades del material excavado, de las características propias de las herramientas, así como también de la operación de la tuneladora. Lo anterior implica que el desgaste y consumo de herramientas de corte que se presente en la ejecución de un proyecto no pueda ser interpolado de un proyecto, Por lo tanto, es necesario realizar un análisis detallado para estimar la cantidad de herramientas de corte a utilizar con base a su rendimiento (vida útil) para las características geológicas-geotécnicas esperadas.

Entre los modelos empíricos de mayor uso para la estimación de la vida útil de las herramientas son: los desarrollados por la Escuela de Minas de Colorado (CSM), la

Universidad Noruega de Ciencia y Tecnología (*NTNU*), el modelo Gehring, entre otros. Por otra parte, la construcción de grandes proyectos alrededor del mundo en las últimas décadas ha impulsado el desarrollo de modelos estadísticos que representan una alternativa viable para la estimación de la vida útil de las herramientas, entre ellos se puede mencionar: el modelo de Hassanpour et al (2014), el modelo de Köppl et al. (2015), el modelo de Amoun et al. (2017).

Cabe destacar que, una vez que las herramientas alcanzan un desgaste límite o que sufren algún daño debido a circunstancias extraordinarias, deben de ser remplazadas de manera manual por personal que ingresa al frente de excavación, sin embargo, el proceso de cambio de herramientas debe ser planificado para disminuir los tiempos y costos que conllevan la realización de estos trabajos denominados intervenciones, ya que su realización debe ser con un total paro de producción y condiciones que garanticen la integridad del personal. *González I. (2020)*, *Bertomeu J. (2010)*, entre otros establecen procedimientos guía a considerar, los cuales se deben adecuar a las necesidades propias del proyecto.

Por otra parte, se han desarrollado mecanismos para disminuir y monitorear el desgaste en las herramientas de corte como el uso de químicos, el control de parámetros de operación, sensores de desgaste, entre otros, los cuales al ser implementados de manera adecuada favorecen el rendimiento de las herramientas y disminuyen el *tiempo muerto* debido al proceso de revisión y cambio de herramientas de corte.

1.2 OBJETIVOS Y ALCANCES

El principal objetivo del presente trabajo es recopilar los modelos de predicción de la vida útil de herramientas de corte de una tuneladora y desarrollarlos para el caso de estudio elegido.

El *tramo 5 del Túnel Emisor Oriente con 8.46 km de longitud* es seleccionado debido a la disponibilidad de información geológica-geotécnica, información del consumo de herramientas de corte e intervenciones realizadas.

De la comparación de los resultados obtenidos mediante los modelos de predicción y los datos de campo se derivarán conclusiones sobre los modelos con mayor eficiencia respecto a las características del terreno y, además, que puedan ser considerados para situaciones con características similares.

Por otra parte, como objetivo particular se tiene exponer al lector los procesos e implicaciones dependientes de las herramientas de corte durante el proceso de excavación a través de la recopilación de información general de los tipos de herramientas utilizadas en equipos TBM; interacción entre la herramienta de corte y el terreno; mecanismos de desgaste y daños a los que se someten las herramientas durante el proceso de excavación y; proceso de inspección y cambio de las herramientas de corte.

1.3 CONTENIDO Y ORGANIZACIÓN DE LA TESIS

En el capítulo 2 se presenta un breve recorrido por la historia de los túneles mecanizados, además de exponer de manera general los principales componentes de una tuneladora y los diferentes tipos de TBM's existentes, así como su campo de aplicación.

En el capítulo 3 se describe de manera minuciosa los tipos de herramientas de corte con los que es equipada la rueda de corte de una tuneladora. Se expone las características físicas y mecánicas, sus campos de aplicación y función de acuerdo a su clasificación. Además, se aborda las recientes innovaciones que han sufrido las herramientas de corte con la finalidad de mejorar su desempeño.

En el capítulo 4 se aborda los mecanismos de corte entre el material y las herramientas de corte. Además, se discuten los modelos de estimación de fuerza de corte necesario para que la herramienta efectúe el desgarre y/o corte del material.

En el capítulo 5 se expone los mecanismos que produce el desgaste físico de las herramientas de corte y los tipos de daños que se producen en su estructura durante el proceso de excavación. También se discute sobre la prevención y disminución del desgaste en las herramientas mediante el uso de tensoactivos y el uso de sensores de desgaste para evitar daños a nivel grupal de ellas. Además, se describe el proceso de inspección y cambio de herramientas de corte y se expone las tendencias de automatizar dicho proceso.

El capítulo 6 aborda los principales modelos de predicción de la vida útil de las herramientas de corte que se han desarrollado a lo largo de la evolución de la excavación mecanizada, haciendo una distinción entre los modelos enfocados a discos de corte y los enfocados a cinceles.

En el capítulo 7 se realiza la descripción general del proyecto seleccionado para el análisis, así como una descripción a detalle de las características geológicas-geotécnicas de los subtramo que lo componen. Se hace además un procesamiento de la información de campo sobre el consumo de herramientas de corte con la finalidad de obtener la vida útil que las herramientas presentaron para cada condición geotécnica existente en el trazo del túnel.

Por otra parte, se desarrollan los modelos de predicción expuestos en el capítulo 6, tomando como criterio de selección la existencia de información necesaria para desarrollarlos, así como también los modelos cuyo dato de salida sea expresado en volumen excavado por herramienta.

Finalmente, se presentan y comentan los resultados obtenidos de la estimación teórica de la vida útil de las herramientas y el consumo que representan respecto a lo observado en la ejecución del proyecto.

En el capítulo 8 se presentan las conclusiones y recomendaciones derivadas del análisis realizado en el presente trabajo.

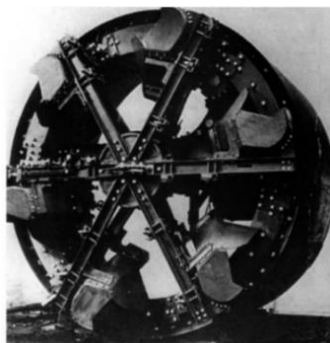
CAPÍTULO 2 TÚNELES MECANIZADOS

2.1 HISTORIA DE LOS TÚNELES MECANIZADOS

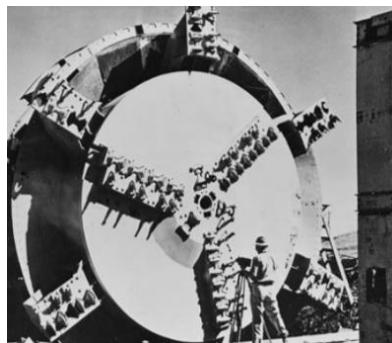
La construcción de túneles mecanizados inicia en 1818 con la construcción del Túnel del Támesis, para lo cual Sir Brunel patentó dos escudos, uno de sección cilíndrica y otro rectangular de 11.43 m de ancho, 6.78 m de altura y 2.72 m de longitud, dividido en 36 compartimientos que podían ser operados independientemente y con rendimientos de 4.30 m/semana (Sánchez Reyes, 2019).

En 1838, T. Chocrane usó aire comprimido para mitigar la aportación de agua al frente de excavación y, en 1886 J. H. Greathead mejoró la técnica (Britannica, 2011). En 1876 los ingleses J. D. Bruton y G. Bruton patentaron un escudo con rueda de corte semiesférica rotatoria, además de usar una banda transportadora para retirar el material (Maidl, Herrenknecht, Maidl, & Wehrmeyer, 2012).

En 1896, J. Price patentó un escudo en el cual la rueda de corte estaba conformada por cuatro brazos dotados de cortadores o scrapers. Esta modificación proporcionó rendimientos de hasta 55 m/semana (Vittorio Guglielmetti, 2008). En 1952, James S. Robbins construyó una tuneladora para rocas en la cual utilizó por primera vez discos de corte de $\varnothing 11"$, la cual se utilizó para los túneles de la presa de Oahe excavando 7.50 km con rendimientos de hasta 42 m/día (TunnelTalk, 2012).



(a)



(b)

Figura 2.1 (a) Tuneladora de J. Price; (b) Tuneladora de J.S Robbins. Tomado de (Maidl, Herrenknecht, Maidl, & Wehrmeyer, 2012) (TunnelTalk, 2012)

La tecnología japonesa fue el referente en los años 60's para la excavación en suelos y en ella se optó por usar ruedas de corte cerradas y lodos de arcillas para mantener una presión en el frente de excavación. Posteriormente, en los años 90's, la tecnología alemana aportó modificaciones como el uso exclusivo de lodos bentónicos más el uso de aire a presión por medio de compresores para mantener la presión deseada en el frente de excavación.

A finales de los años 70's se desarrollaron escudos tipo EPB cuyas bases fueron la estabilización del frente mediante el uso del propio terreno excavado, tratado con productos químicos, y la extracción de material mediante un tornillo sin fin para mantener la presión en el frente de excavación (Mendaña Saavedra & Fernández Martínez, 2011).

2.2 TUNELADORAS

Las tuneladoras, también conocidas como TBM por sus siglas en inglés (Tunnel Boring Machine), son máquinas integrales para la excavación de túneles debido a que son capaces de excavar un túnel a plena sección y a su vez colaboran a la colocación de un revestimiento primario (Fernández González, 1997).

De manera general, los diferentes tipos de TBM's comparten características en cuanto a los elementos que la conforman, tales como la rueda de corte, el sistema de extracción de rezaga, el sistema de empuje y una serie de carros (back-up) en los que se instalan todos los componentes adicionales necesarios para el funcionamiento de la TBM.

La rueda de corte es una estructura metálica reforzada con placas de acero resistentes a la abrasividad y/o soldadura anti-desgaste para su protección contra la interacción terreno-acero. En ella se disponen preparaciones para el montaje de las herramientas de corte y además, se diseña de tal manera que exista un radio de apertura para el ingreso de material a la cámara de excavación. Un mayor radio de apertura es utilizado para excavación de suelos, mientras que un menor radio de apertura es utilizado para la excavación de rocas.

Sin embargo, debido a los cambios de material que tienden a presentarse durante la excavación, es necesario la adecuación del radio de apertura mediante la colocación o retiro de barras limitadoras (barras grizzly) soldadas en las ventanas de la rueda de corte, logrando con ello permitir mayor entrada de material evitando con ello problemas de taponamiento de las ventanas o, impedir el paso de fragmentos de roca cuyo tamaño no es apto para su correcta extracción. Estas modificaciones deben de ser planificadas de acuerdo al conocimiento previo de la geología.

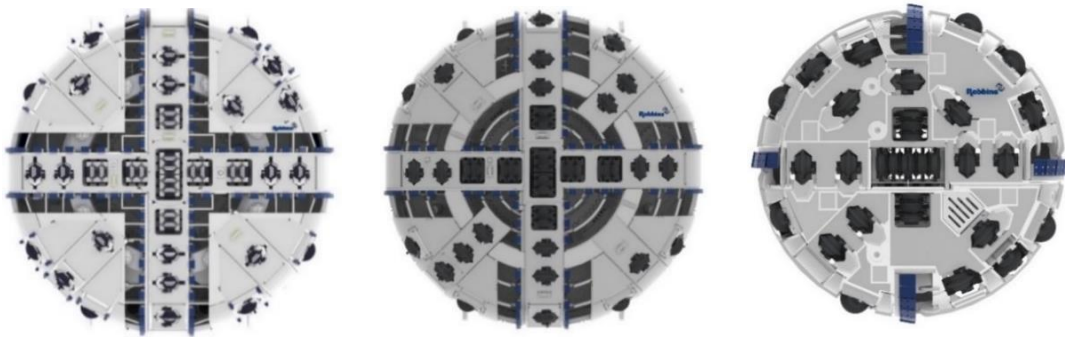


Figura 2.2 Configuraciones de rueda de corte. Tomado de therobbinscompany.com

El tipo de sistema de extracción de rezaga depende del tipo de TBM que se utilice, pudiendose utilizar bandas, tornillos sin fin, bombas de lodos o combinacion de ellos.

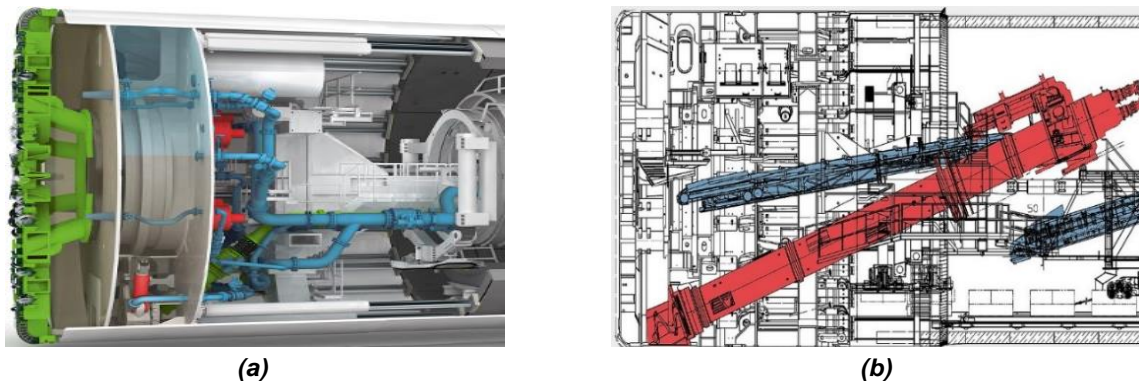


Figura 2.3 Sistemas de extracción de rezaga: (a) Por bombeo; (b) Extracción combinada con tornillo sin fin y/o banda. Tomado de herrenkecht.com

El sistema de empuje es conformado por cilindros hidráulicos los cuales se apoyan en el revestimiento (dovelas) o en el terreno (grippers), dependiendo el tipo de tuneladora.

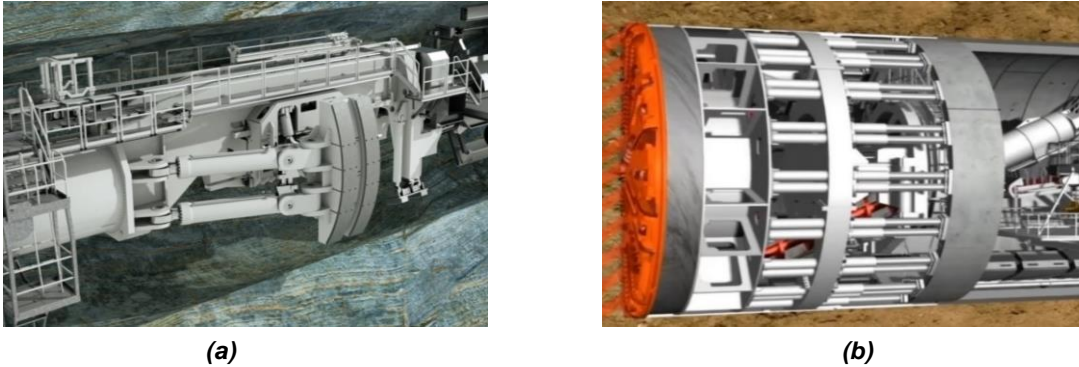


Figura 2.4 Sistema de empuje de tuneladoras: (a) Grippers; (b) Cilindros hidráulicos. Tomado de herrenknecht.com

2.2.1 Clasificación de las tuneladoras

Dependiendo la geología a excavar se tienen las tuneladoras para rocas de dureza media a alta y sin necesidad de colocar un soporte inicial y, por otro lado, las tuneladoras para rocas blandas y suelos en los cuales los frentes son inestables, como por ejemplo los suelos saturados y en ocasiones debajo del nivel freático, lo que conlleva a la colocación de un revestimiento (Fernández González, 1997). Además, se ha desarrollado tuneladoras duales, las cuales pueden hacer frente a los cambios geológicos durante la excavación del túnel.

a) Tuneladoras para roca.

También conocidas como topos, son utilizadas para rocas duras en las cuales la rueda de corte está dotada de discos de corte que son capaces de provocar la rotura de la roca en lascas, las cuales son extraídas mediante un sistema de bandas.

La disminución de la calidad de la roca implica la instalación de componentes adicionales en el topo con la finalidad de mejorar la operación y optimización de rendimientos sin disminuir la seguridad (Callejo Escriche, 2013) (González Páez, 2014).

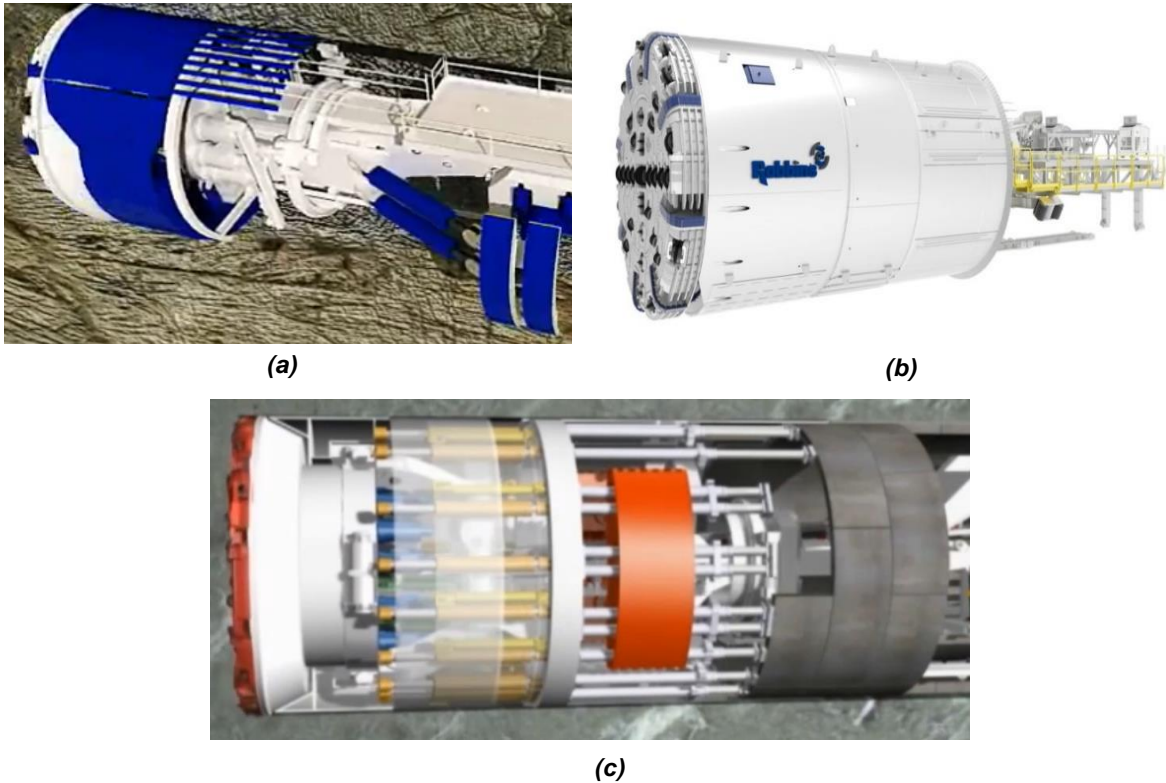


Figura 2.5 (a)Topo con protección perimetral; (b) Topo con escudo; (c) Topo doble escudo. Tomado de (The Robbins Company, 2020)

b) Tuneladoras para suelos.

Utilizadas para rocas blandas y suelos, los cuales muestran una pronta inestabilidad y tiempo de autosoporte. Este tipo de tuneladoras brindan protección debido a que cuentan con escudo metálico que soporta las paredes de la excavación mientras se coloca el revestimiento primario (Fucugauchi, 1998).

La herramienta de corte puede ser discos, picas, scrapers o combinación de ellos, según la geología a excavar y el avance es mediante cilindros hidráulicos apoyados en el revestimiento primario. Según la tecnología de estabilización del frente de excavación se clasifican en:

- *Tuneladora de Balance de Presión de Tierras (EPB)* para terrenos cohesivos.
- *Hidroescudos (Mixshield/Escudos de lodos)* para terrenos no cohesivos.

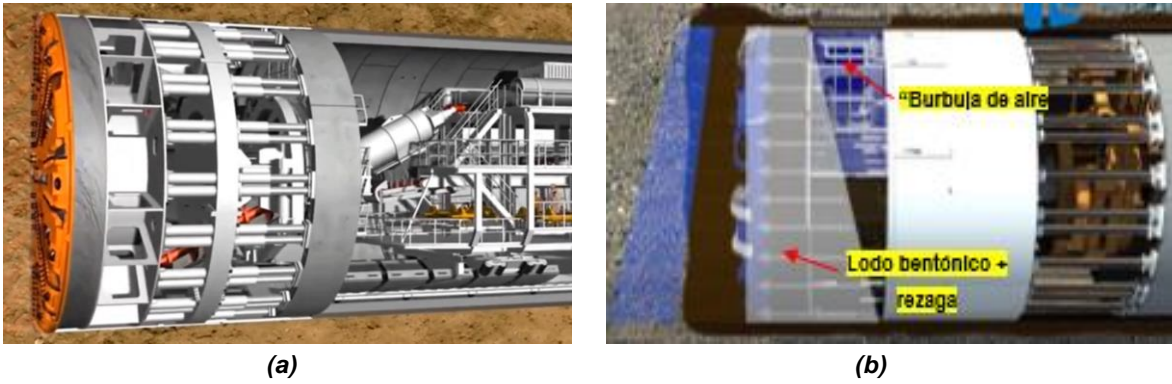


Figura 2.6 (a) TBM tipo EPB; (b) TBM tipo hidroescudos. Tomado de herrenknecht.com

c) *Tuneladoras duales.*

TBM's que combinan las características de las tuneladoras existentes para diferentes condiciones de terreno a través de modificaciones estructurales menores que pueden realizarse con la tuneladora dentro del túnel. Sin embargo, las adecuaciones que son necesarias realizar exigen una programación detallada para no comprometer los tiempos de ejecución de obra establecidos, ya que dichas adecuaciones solo son posibles con la tuneladora detenida, por lo tanto, su uso necesita una justificación con bases sólidas sobre las condiciones existentes a lo largo del trazo del túnel.

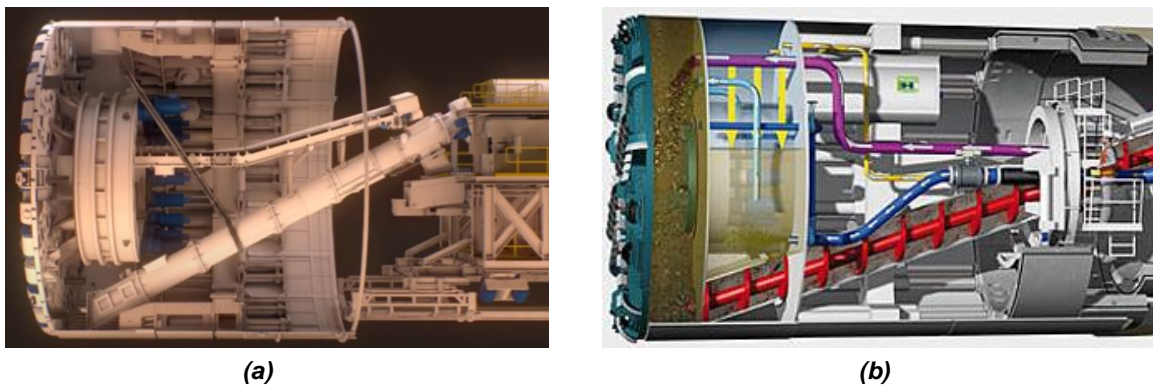


Figura 2.7 (a) Tuneladora Dual EPB-Roca; (b) Tuneladora Dual Hidroshield-EPB. Tomado de therobbinscompany.com, herrenknecht.com

CAPÍTULO 3 HERRAMIENTAS DE CORTE

La excavación del terreno se realiza mediante la interacción de las herramientas de corte con el frente de excavación. Las herramientas son las encargadas de efectuar la rotura y/o desgarre del material al concentrar la energía desarrollada por la tuneladora sobre el terreno.

Una primera distinción de las herramientas de corte es considerando su relación respecto a la rueda de corte (González Páez, 2014):

- *Herramienta fija:* herramientas que carecen de movimiento propio y están fijadas a la rueda de corte, como es el caso de los cinceles y sus variantes.
- *Herramientas con giros libres:* herramientas que cuentan con un eje de giro propio, lo que permite movimientos independientes al movimiento de la rueda de corte, como es el caso de los discos de corte.

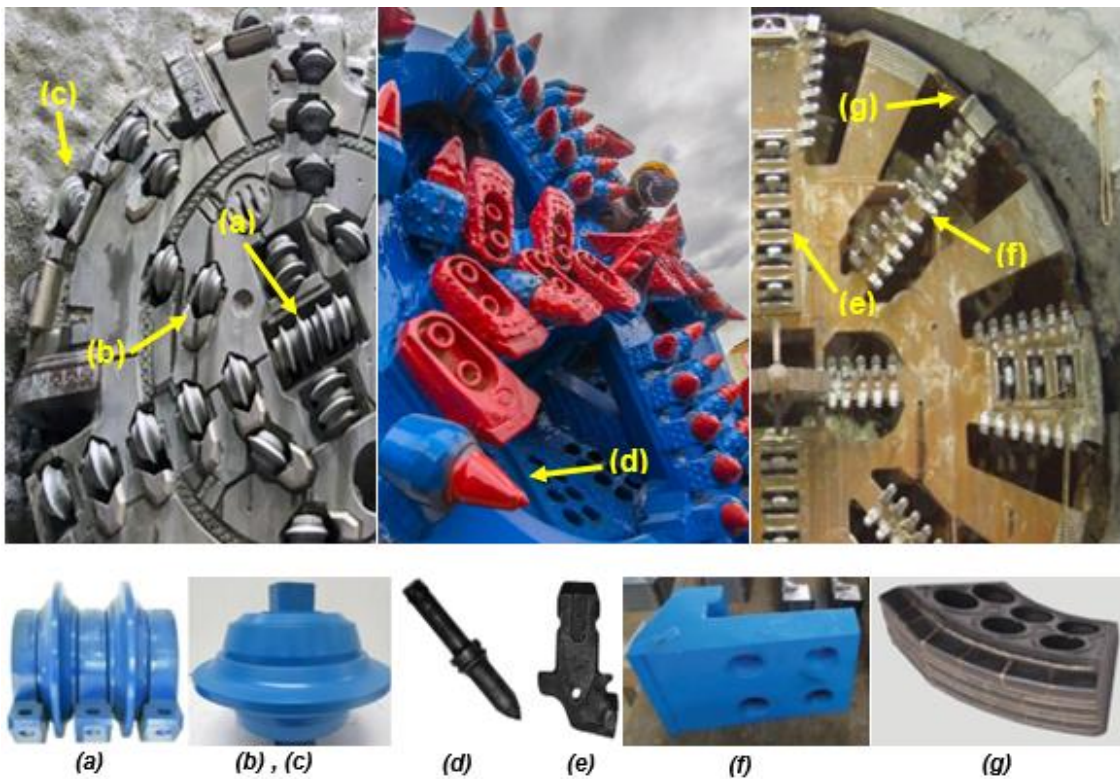


Figura 3.1 Herramienta de corte usadas en TBM's: (a) Disco central; (b) Disco frontal; (c) Disco periférico; (d) Pica radial; (e) Pica tangencial; (f) Rastrel frontal; (g) Rastrel periférico

La selección del tipo de herramientas depende de la geología, siendo los discos de corte los de uso común en rocas y los cinceles utilizados para suelos y rocas débiles; las características geométricas de las herramientas se rigen por la carga a la que estarán sometidas y del diámetro del túnel; la distribución y el número de herramientas depende del análisis de las cargas de corte, es decir, de la fuerza de empuje estimada para la operación de la TBM (Chang & Rostami, 2017).

La distribución de la herramienta tiene el propósito de repartir la fuerza que ejerce la TBM sobre el frente de excavación, además de buscar que cada herramienta de corte tenga una distancia diferente con respecto al centro de la rueda de corte logrando con ello un proceso de fracturamiento y/o desgarre del terreno que no requiera un uso excesivo de energía. Ejemplos de los tipos de distribución más comunes son: en espiral, estrella o asimétrica.

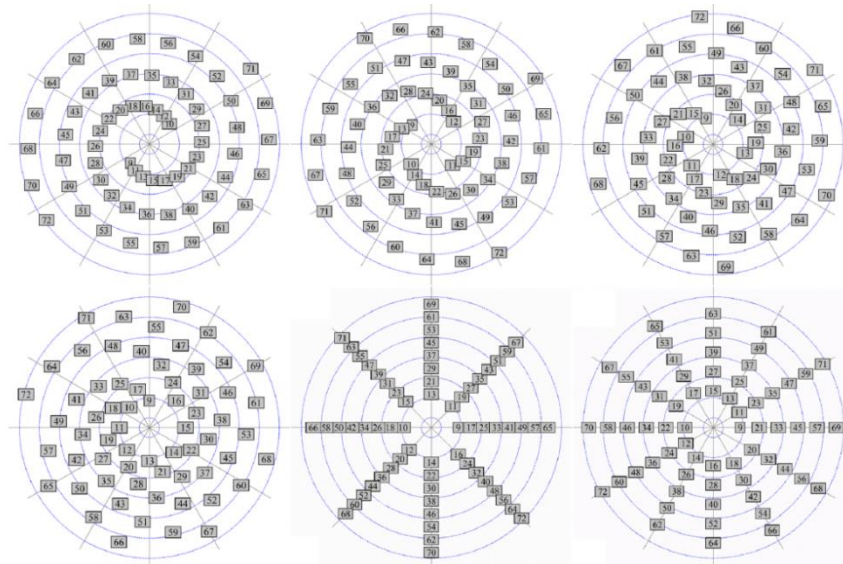


Figura 3.2 Tipos de distribución de las herramientas de corte. Tomado de (Geng, Bruland, & Macias, 2017)

En cuanto a la cantidad de herramientas de corte, una baja cantidad requiere un mayor esfuerzo específico sobre ellas, lo que contribuye a una menor vida útil, además de la generación de vibración en la TBM que es perjudicial para sus componentes. Por otro lado, un elevado número de herramientas disminuye la eficiencia del proceso de corte y la necesidad de mayor fuerza de empuje (González Páez, 2014).

Las características mencionadas anteriormente forman parte del proceso de diseño de la rueda de corte, el cual es realizado en la mayoría de los casos por los fabricantes de tuneladoras, los cuales solicitaran al dueño o contratista las características del proyecto para así realizar la propuesta adecuada.

3.1 CINCELES

Herramienta de corte con campo de aplicación en rocas blandas y suelos. Los cinceles a primera instancia se clasifican dependiendo su función en el proceso de corte, siendo clasificados como herramienta de corte principal o de apoyo. Sin embargo, también se clasifican según el tipo de material que estén destinados a cortar.

3.1.1 Rastreles

También conocidos como *scrapers*, son herramientas utilizadas generalmente como apoyo a las herramientas de corte principales y como elementos de protección de la estructura de la rueda de corte.

Su distribución depende del diseño propio de la rueda de corte, sin embargo, se puede observar dos configuraciones típicas para su instalación. En la primera configuración son instalados a ambos lados de la herramienta de corte principal, ayudando a disminuir el contacto del terreno excavado con la parte posterior de la herramienta de corte, zona propensa a sufrir mayor desgaste debido a que esa zona que normalmente no cuenta con protección.

En la segunda configuración, los rastreles opuestos se encuentran ubicados a una mayor separación, lo cual representa una ventaja cuando la operación de la tuneladora es en modo abierto debido a que el material excavado tiende a fluir entre la rueda de corte y el frente de excavación. Una distribución de rastreles a mayor separación retiene el material dentro de la cámara de excavación (Grothen, 2015).

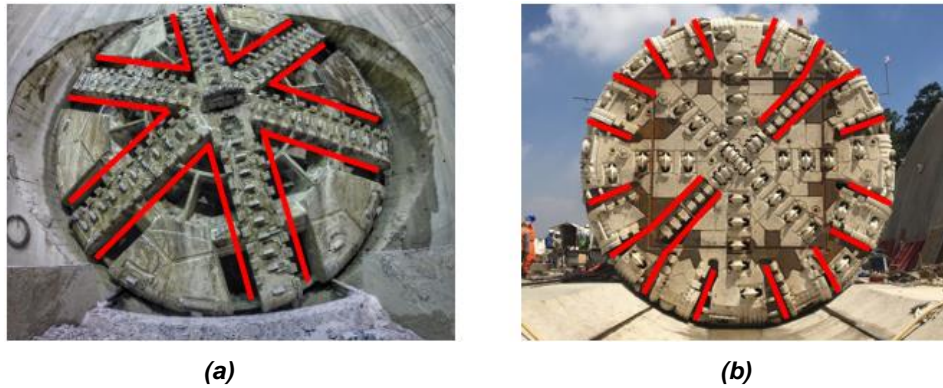


Figura 3.3 Ubicación de rastreles. (a) A lado de la herramienta de corte; (b) Espaciados unos de otros

Para conseguir una gran resistencia a la abrasión y al desgaste cada fabricante lleva a cabo un proceso propio para la elaboración de las herramientas de corte. Ejemplo de ello son las características que la empresa *Bartz* dota a los rastreles que fabrica: cuerpo fabricado en acero al carbono aleado con una dureza de 35 HRc¹, con recargue de soldadura antidesgaste de carburo de cromo que aporta una resistencia a la abrasión entre 60 y 90 HRc. Si es necesario mayor resistencia a la abrasión y al desgaste se puede incorporar carburo de tungsteno con una dureza de 1370 HV30² (Bartz, Tuneladoras, 2020).

Según la ubicación de instalación sobre la rueda de corte se clasifican en:

a) Rastreles periféricos.

Instalados en la parte más exterior de la rueda de corte. En tuneladoras para roca tienen la función de conducir el material excavado hacia el interior de la cámara de excavación y, en el caso de las tuneladoras para suelos, además de conducir el material también tienen la función de apoyar el corte de la periferia del túnel.

Se debe de tener especial cuidado con el desgaste que sufren ya que condicionan la sobre-excavación. Desgastes excesivos pueden conducir a problemas en el libre paso del escudo (Bo, 2010).

¹ HRc = Dureza Rockwell para aceros de alta resistencia.

² HV30 = Dureza Vickers con prueba de carga a 30 Kgf (294.2 N).

b) Rastreles frontales.

Instalados en los brazos y/o ventanas de la rueda de corte de manera que se tenga una cobertura de forma radial. Su función en suelos es la de excavar el terreno, mientras que en ruedas de corte para terrenos mixtos y rocas blandas su función es de apoyar el corte que realizan las herramientas principales y protegerlas, así como también, proteger la estructura de la rueda de corte evitando el contacto excesivo del material con la estructura.

c) Rastreles centrales.

Conocidos como cola de pescado o fishtail, estos son colocados en el centro de la rueda de corte, maximizando el reducido espacio existente en el centro para poder colocar herramientas individuales.

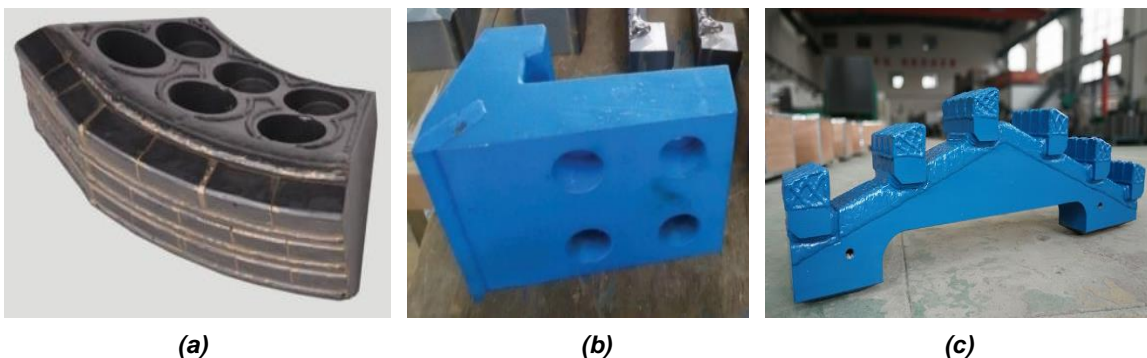


Figura 3.4 (a) Rastrel periférico; (b) Rastrel frontal, (c) Rastrel central. Tomado de (Willis & Shanahan, 2013)

3.1.2 Picas

También conocidas como *rippers*, son herramientas que tienen un campo de aplicación en suelos blandos y rocas de dureza media, como son el caso de las rocas sedimentarias y rocas metamórficas con resistencia a compresión no mayor a los 80 MPa. Dependiendo la geología en la que se emplearán se determina las características particulares de ellas como son: el tipo de pica (radial o tangencial), dimensiones de la placa de tungsteno y la disposición de insertos de carburo de tungsteno para su protección (Bartz, Tuneladoras, 2020).



Figura 3.5 Variantes de picas. Tomado de (Bartz, Tuneladoras, 2020)

Los elementos que conforman una pica son:

- Portapica: medio por el cual es instalada a la rueda de corte.
- Vástago: cuerpo general de la pica.
- Punta: parte de la pica que estará en contacto con el terreno.

En los casos en los que la rueda de corte utilice tanto discos de corte como picas, los primeros sobresalen unos milímetros respecto a las picas con el propósito de protegerlas de roturas frágiles. Cuando el terreno a excavar cambia a suelos blandos donde no es posible desarrollar la fuerza de tracción en los discos, las picas y los rastreles son los encargados de realizar el corte del terreno.

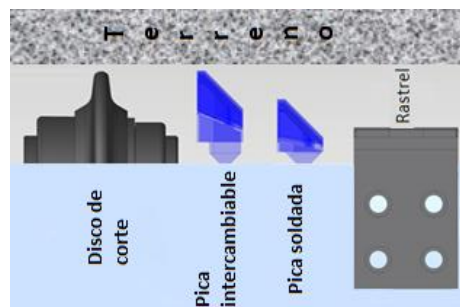


Figura 3.6 Altura de la herramienta de corte. Tomado y editado de (González Izquierdo R. , 2020)

a) Picas tangenciales.

Las picas tangenciales consisten en un inserto de carburo de tungsteno dentro de una matriz de acero de alta dureza y tenacidad, son de forma cónica y están diseñadas para soportar la fricción de la roca, por lo que también son denominadas como picas auto-afilantes, de lapicero o de fricción.

El campo de utilización óptimo es en materiales cuya resistencia a la compresión no sea mayor de 80 a 120 MPa o menor si la roca es muy abrasiva o masiva, es decir, rocas blandas o moderadamente duras con una resistencia a la tracción de 10 MPa y un coeficiente de desgaste Schimazek de 0.5 N/mm (Cornejo Alvarez, 1988).

La geometría de las picas tangenciales está gobernada por los siguientes parámetros:

- Ángulo de ataque (rake angle), α .
- Ángulo del cuerpo de la pica cónica (cone angle), θ .
- Ángulo de despeje (clearance angle), β .
- Profundidad de corte, d .

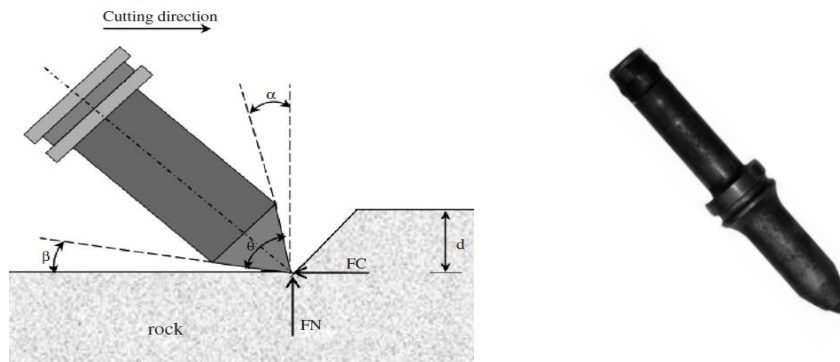


Figura 3.7 Geometría de picas tangenciales. Tomado de (Gunes Yilmaz, Yurdakul, & Goktan, 2007)

b) Picas radiales.

Utilizadas exclusivamente en terrenos blandos, se caracterizan por tener un filo de corte constituido por una pastilla de carburo de tungsteno. Estas son ubicadas en el contorno de las ventanas de la rueda de corte con el filo hacia el hueco, de manera que dependiendo el sentido de giro de la rueda trabajarán unas u otras.

Una de las características importantes de este tipo de picas es lo que se denomina como calibre de la pica, la cual es la distancia que hay entre la punta de la pica a la base. Picas con corto calibre son usadas en tuneladoras mientras que las que cuentan con calibre largo son usadas en equipos minadores (González Páez, 2014).

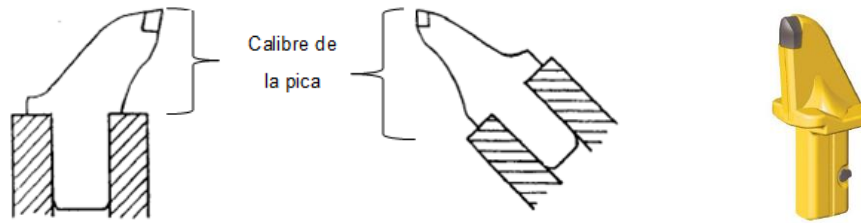


Figura 3.8 Picas radiales. Tomado y editado de (González Páez, 2014)

La geometría de las picas radiales está gobernada por los siguientes parámetros:

- Ángulo de ataque (rake angle), α .
- Ángulo del cuerpo de la pica (cone angle), ϕ
- Ángulo de despeje (clearance angle), β .
- Profundidad de corte, d .

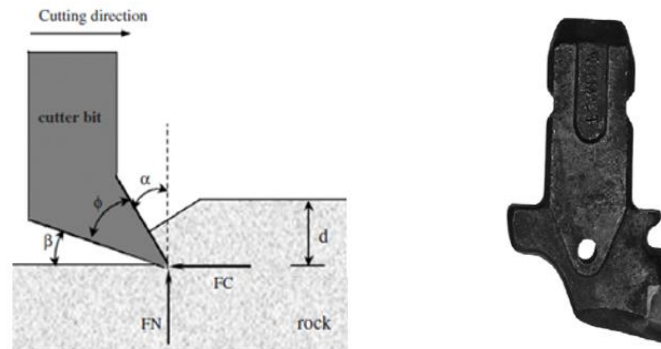


Figura 3.9 Geometría de picas tangenciales. Tomado de (Gunes Yilmaz, Yurdakul, & Goktan, 2007)

c) Picas de sobrecorte.

Las picas de sobrecorte (copy cutter bits) son utilizados como apoyo para garantizar el diámetro de túnel en TBM's para roca dura/abrasiva y en terrenos mixtos. Estas son instaladas en la parte más exterior de la periferia y son utilizados mayormente en los tramos de curva con radios de giro pequeños o en ajustes de dirección para dejar espacio suficiente para el paso del escudo.

Son fabricadas de acero endurecido con o sin insertos de tungsteno y con dureza entre 55~62 HRc y montadas sobre bases que le permiten extenderse entre 70~150 mm y retraerse según el sobrecorte requerido (Hunan HM Machinery Co., Ltd., 2020).

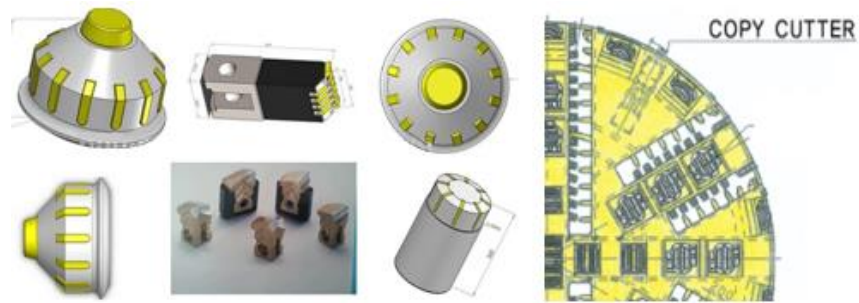


Figura 3.10 Picas de sobrecorte. Tomado y editado de (Hunan HM Machinery Co., Ltd., 2020)

3.2 DISCOS DE CORTE

Los discos de corte fueron implementados con éxito por primera vez en el proyecto de la presa de Oahe, Dakota del Sur en 1952 para poder afrontar terrenos de mayor dureza (Roby, Sandell, Kocab, & Lindbergh, 2008). Estos consisten en una base de metal duro en forma de disco con un aro recambiable de acero endurecido y montado sobre un soporte con rodamientos.

El campo de aplicación de los discos de corte ha aumentado con el paso del tiempo siendo posible su utilización en arenas y gravas bajo la influencia de grandes presiones de agua hasta en rocas extremadamente duras con una resistencia a la compresión simple de hasta 420 MPa.

Al comienzo los aros del disco eran en forma de “V” con un ángulo entre 60° y 120°, sin embargo, con el pasar el tiempo fueron sustituidos por discos de sección transversal constante, CCS (Constant Cross Section). Lo anterior debido a que la eficiencia de los discos en forma de “V” disminuye al presentar desgaste en su vértice, situación que se vio resuelta al dotar al disco de una sección trasversal constante. (González Páez, 2014).

El tamaño estándar de los discos, por balance de durabilidad y manejo, es de $\varnothing 17''$ tipo CCS, sin embargo, para TBM de diámetros mayores de 10.50 m se ha utilizado discos de hasta $\varnothing 20''$. Por otra parte, se ha observado que discos de $\varnothing 19''$ presentan buenos resultados en rocas muy abrasivas. En lo que refiere a tuneladoras pequeñas y microtuneladoras, discos de diámetro menor a $\varnothing 14''$ son utilizados.

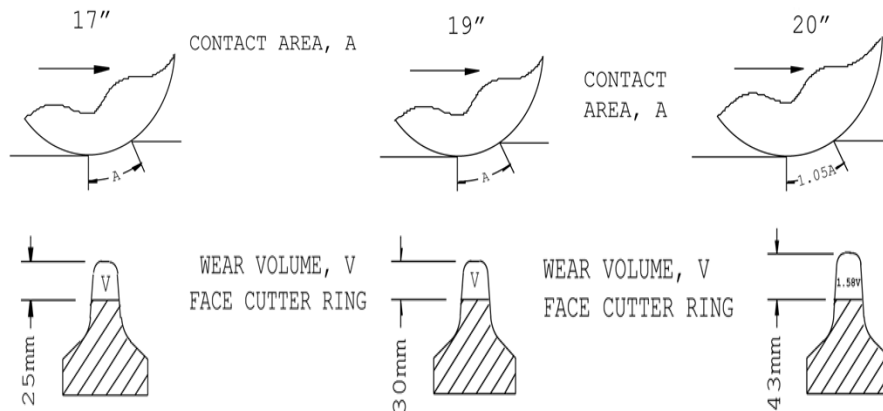


Figura 3.11 Comparación de área de contacto y volumen de desgaste en discos de $\phi 17''$, $\phi 19''$ y $\phi 20''$. Tomado y editado de (González Izquierdo R. , 2020)

A pesar de que los discos de mayor diámetro logran aumentar la capacidad de carga y durabilidad debido al aumento de volumen disponible para desgaste, estos tienen la desventaja de que su peso propio dificulta el proceso de cambio que, generalmente, se realiza de forma manual (Callejo Escriche, 2013). Además, debido al aumento de área de contacto entre el aro y el disco, mayor debe ser la fuerza de empuje para mantener la penetración establecida.

Tabla 3.1 Capacidad de carga en discos de corte. Tomado y editado de (Roby, Sandell, Kocab, & Lindbergh, 2008)

Diámetro (plg)	Carga (kN)	Año de introducción	Diámetro (plg)	Carga (kN)	Año de introducción
11	85	1961	16.25	200	1987
12	125	1969	17	215	1983
13	145	1980	19	312	1989
14	165	1976	20	312	2006
15.50	200	1973			

Los componentes que conforman este tipo de herramienta son:

- Eje (Shaft).
- Rodamientos (tapered roller bearing).
- Aro de corte (Cutter ring).
- Cuerpo (hub).
- Sellos (seal set).
- Reten de sellos (Seal retainer).
- Tuerca de retención (nut-retaining).
- Sellos hidráulicos (O-Ring).

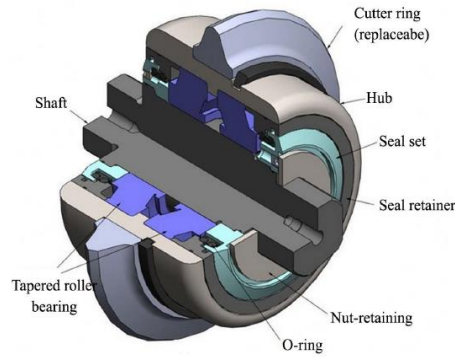


Figura 3.12 Componentes de un disco de corte. Tomado de (Liu & Xia, 2015)

El aro de corte se fabrica de metal duro tipo H13, resistente a la fatiga térmica o con incrustaciones de carburo de tungsteno con resistencia entre 55~61 HRc (Giraldo Paredez, Ortiz Sánchez, & Blas Guzmán, 2009). Existen variaciones en el diseño del aro de corte, lo que dota de diversas características al disco (Shandong Tianyou Túnel Ingeniería Equipment Co., 2020):

- (a) *Aro de borde agudo*: alto rendimiento en el fracturamiento de rocas micrometeorizadas.
- (b) *Aro de borde plano*: resistencia al desgaste, rango de aplicación en roca pizarra, roca meteorizada y roca blanda.
- (c) *Aro de borde en arco*: disipación de fuerza, buen rendimiento en el fracturamiento de la roca y resistencia al desgaste. Rango de aplicación en calizas y rocas moderadamente meteorizadas con resistencia ≤ 70 MPa.
- (d) *Aro con dientes en forma de bola de tungsteno*: mejor comportamiento ante el desgaste en composiciones geológicas de dureza moderada.
- (e) *Aro con dientes en forma de cuña*: buen desempeño en el fracturamiento de la roca y resistencia al desgaste en geologías compuestas de dureza moderada.

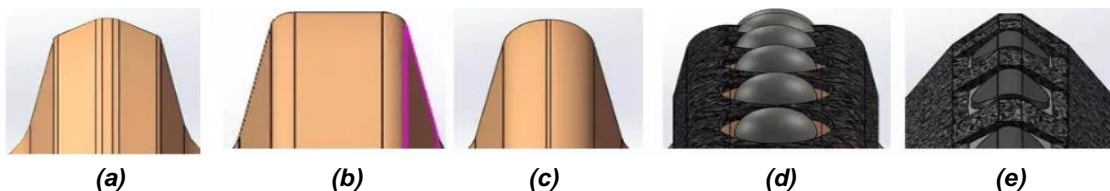


Figura 3.13 Tipos de aros de corte. Tomado de (Shandong Tianyou Túnel Ingeniería Equipment Co., 2020)

Discos con punta delgada aseguran una elevada penetración pero un desgaste rápido, caso contrario, la penetración con puntas de mayor grosor para la misma fuerza y material es menor pero con menor desgaste (Gutiérrez Manjón, Gracia Aldaya, & De la Guía Prados, 2010).

Según la posición que ocupen los discos de corte algunas características en cuanto a función y durabilidad se hacen presentes. Lo anterior conlleva a clasificarlos en discos centrales, discos frontales, discos periféricos y discos de sobrecorte.

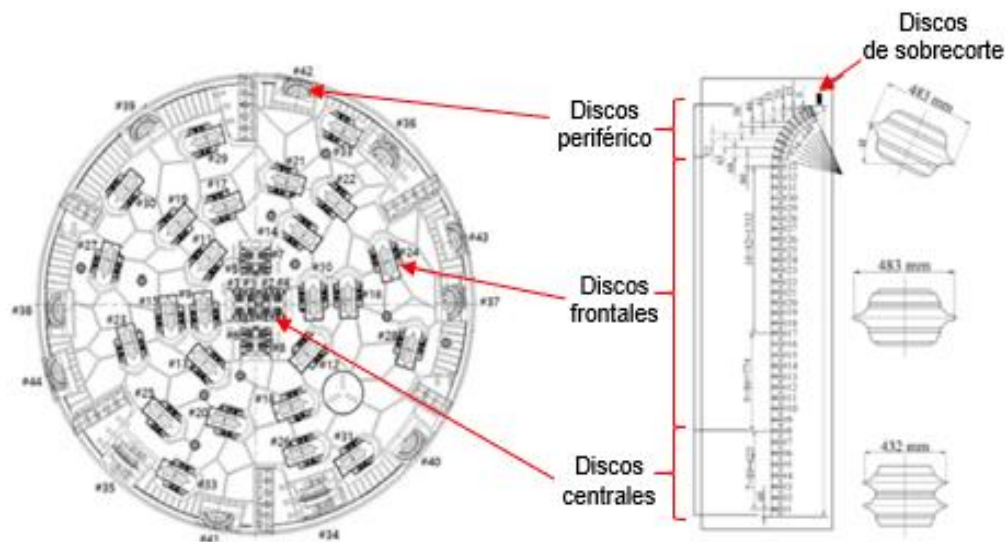


Figura 3.14 Clasificación de los discos de corte según su posición

a) Discos centrales.

Discos utilizados para solventar el reducido espacio existente en el centro de la rueda de corte para instalar herramientas individuales. Este tipo de discos proporcionan el espaciamiento adecuado entre pistas de corte, formando lo que se denomina como “*cuadro central*” (Chang & Rostami, 2017).

El radio de giro para estos discos es pequeño, siendo mayor su duración contra el desgaste primario a comparación de discos instalados en otras posiciones, sin embargo, el desgaste tiende ser de tipo secundario. Además, son de un diámetro menor y tienen un mayor espaciamiento entre aros para evitar que se atasquen debido a la baja velocidad de rotación con la que trabajan (Weilin, y otros, 2020).

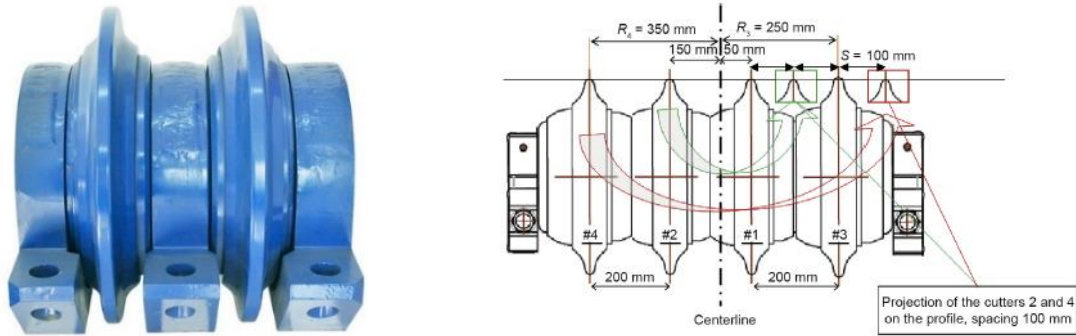


Figura 3.15 Disco doble. Tomado de (Chang & Rostami, 2017)

b) Discos frontales.

Estos discos se encargan de cortar el terreno entre el cuadro central y la periferia, teniendo la particularidad de que a medida que se alejan del centro, su radio de giro y velocidad de giro aumenta, lo cual provoca que entre más alejado del centro se instalen mayor desgaste primario se provoque y disminuya su vida útil.

Discos sencillos, mellizos y trillizos son utilizados para esta zona. Los discos sencillos son de mayor uso en roca dura y terreno mixto mientras que los discos mellizos y trillizos muestran buen comportamiento para el corte de material suave debido a que presentan menor riesgo de falla debido a la falta de tracción para girar (Giraldo Paredez, Ortiz Sánchez, & Blas Guzmán, 2009).



Figura 3.16 Discos de corte frontales: (a) mellizo; (b) trillizo; (c) sencillo. Tomado y editado de (Shandong Tianyou Túnel Ingeniería Equipment Co., 2020)

c) Discos periféricos.

Se encargan de perfilar el diámetro de la excavación por lo que es necesario tener un especial cuidado en cuanto al control del desgaste que sufren. Debido a su ubicación son los que mayor radio y velocidad de giro presentan y, por lo tanto, mayor es el desgaste primario y secundario que presentan (Pérez Fernández, 2018). Los discos utilizados para esta zona son generalmente discos sencillos.

El espaciamiento entre ellos disminuye conforme más alejado al centro se localicen con la finalidad de reducir su desgaste y daño causado por el corte del material a mayor velocidad (Weilin, y otros, 2020). Por otra parte, debido a la curvatura propia de la rueda de corte, estos cortadores son colocados con un ángulo de inclinación entre 65° a 70° respecto al eje del disco de corte y el eje de excavación para garantizar el contacto perpendicular entre el disco y la superficie de corte (Chang & Rostami, 2017).

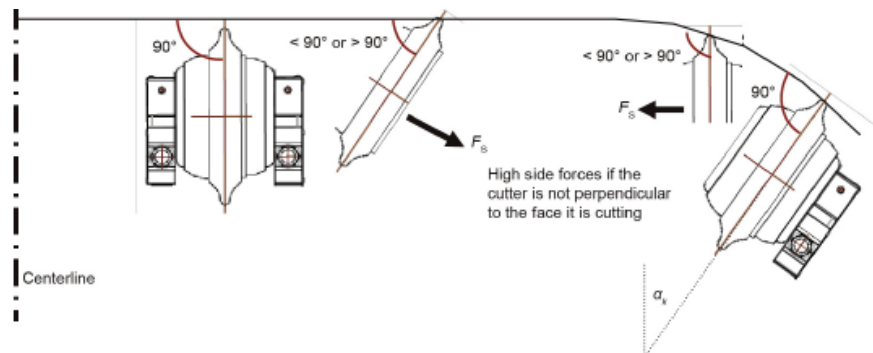


Figura 3.17 Ángulo de inclinación de discos de corte periféricos. Tomado de (Chang & Rostami, 2017)

d) Discos de sobrecorte (copy cutter).

Discos sencillos colocados en pares, en TBM's para rocas duras y abrasivas, de manera adicional a la última posición de los discos periféricos con la función de: garantizar el diámetro del túnel; realizar el sobrecorte necesario en curvas con radio de giro pequeño; realizar sobrecorte y evitar atascos debido a la convergencia del terreno y; para realizar un sobrecorte que permita la instalación de discos periféricos nuevos y evitar sobrecargas en ellos.

El aro de corte de los discos de sobrecorte es más ancho o con insertos de carburo de tungsteno y son montados con dispositivos que permiten extenderlos entre 10~25 mm sobre el perfil normal de corte o retraerlo (Chang & Rostami, 2017). Estos discos no trabajan de manera constante a excepción de cuando el sobrecorte es requerido.

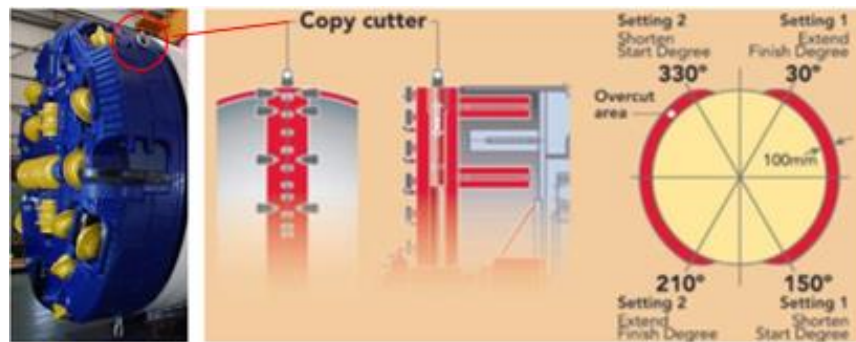


Figura 3.18 Discos de sobrecorte. Tomado y editado de (Brundan & Danno, 2019)

e) Discos monobloque.

Discos en los cuales el aro forma parte del disco, lo cual favorece la resistencia a desgaste secundario (Burger, 2007). Estos discos son fabricados en las variantes vistas anteriormente, dobles, sencillo, mellizo, copy cutter, etc.

Microtuneladoras y equipos de minería como cantraposeras utilizan en gran medida este tipo de discos (Palmieri Group, 2016).



Figura 3.19 Disco monobloque: (a) Disco sencillo; (b) disco mellizo. Tomado y editado de (Burger, 2007)

3.3 NUEVAS TECNOLOGÍAS EN HERRAMIENTAS DE CORTE

a) *Recubrimiento NanoSHIELD.*

Recubrimiento de gran dureza y económico, colocado con láser sobre la herramienta de corte. El láser funde un nanopolvo de una aleación amorfa de compuestos ferrosos y los deposita sobre el substrato del acero de la herramienta formando una unión metalúrgica con un espesor de 0.07 mm como máximo que es tan dura como los compuestos de carburo de tungsteno y cobalto, pero a mitad de precio.

Pruebas de campo en el proyecto Combined Sewer Overflow Tunnel en Atlanta fueron realizadas remplazando varios discos de corte por unos con recubrimiento NanoSHIELD y se observó una mayor duración de ellos sin agrietarse o astillarse, durando 20% más en comparación de los discos sin recubrimiento (Bolufer, 2020).

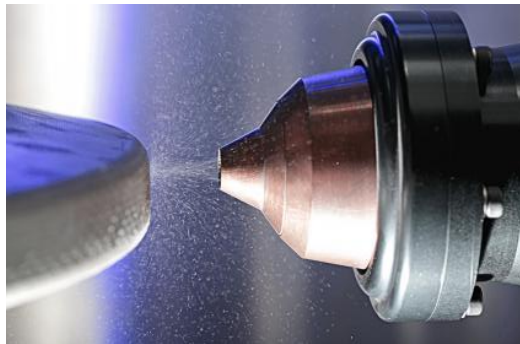


Figura 3.20 Tecnología NanoSHIELD. Tomado de (Lawrence Livermore National Laboratory, 2020)

b) *Instrumentación de la herramienta de corte.*

El sistema denominado *SmartCutter*, desarrollado por The Robbins Company, ha sido implementado en proyectos como Svartisen en Noruega, Malaysia's Pahang-Selangor Water Tunnel, Norway's Røsså y ARM en India, entre otros (Mosavat, 2017). Consta de una instrumentación inalámbrica con la cual se da información en tiempo real al operador de la TBM sobre las condiciones de trabajo de las herramientas de corte.

Los parámetros que pueden ser monitoreados son:

- Temperatura: es un indicador de un mal funcionamiento, proporcionando información de un posible bloqueo del giro del disco.
- Velocidad de rotación: proporciona información del estado de los discos e información sobre el frente de excavación. Una velocidad constante indica el estado de los baleros y sellos del disco, así como también indica que el material que se está excavando es competente y sin variaciones importantes.
- Vibración: determina la carga bajo la cual el disco está trabajando y puede revelar condiciones como sobrecarga en los rodamientos, montaje inadecuado o daño a el aro del disco.

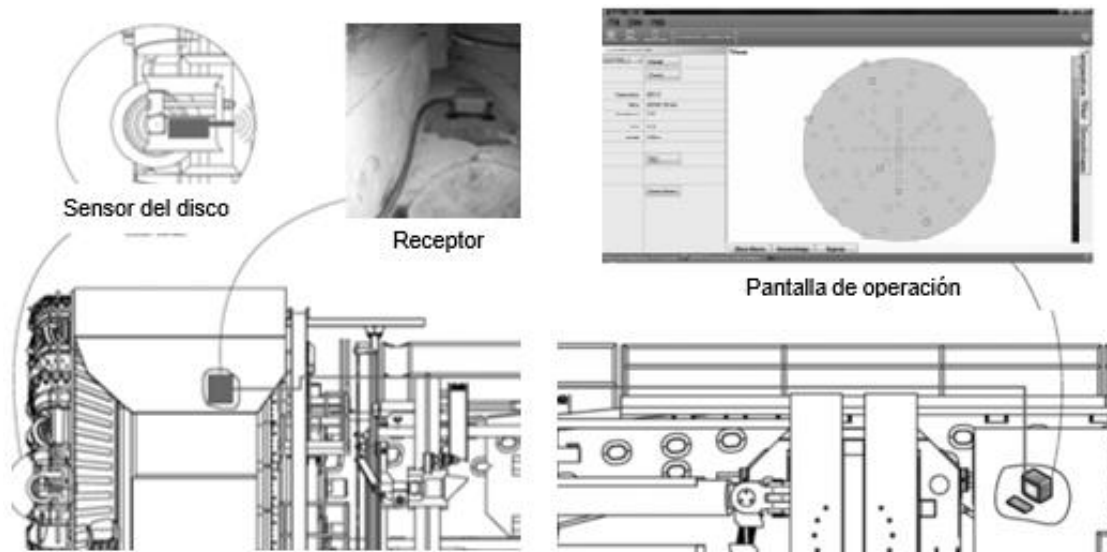


Figura 3.21 Elementos para la instrumentación de la herramienta de corte. Tomado de (Shanahan, 2011)

c) Discos de corte para condiciones de altas presiones.

Pese a existir discos para trabajar con presiones mayores a los 3 bar, en TBM-EPB se tienen la problemática de que al disminuir la presión del frente los discos de corte se pueden atascar fácilmente con las partículas finas del material. Para afrontar el desafío anterior, nuevos diseños en los discos de corte han sido desarrollados por The Robbins Company, dotando a los cortadores con una cámara de compensación de presión, los cuales incluyen un retén final de dos piezas que transmite la presión

exterior al interior del disco, poniendo a cero la diferencia de presión a través de los sellos del disco. Esto minimiza la falla de los sellos que provoca el paso de contaminantes al interior de la estructura del disco que daña a los rodamientos.

El compensador de presión está en contacto con el aceite lubricante dentro del disco y transmite la presión externa al interior para equilibrar las fuerzas en ambos lados del sello. Anteriormente se instalaban pistones de compensación de presión, sin embargo, estos tendían a conectar con el exterior (Willis & Shanahan, 2013)

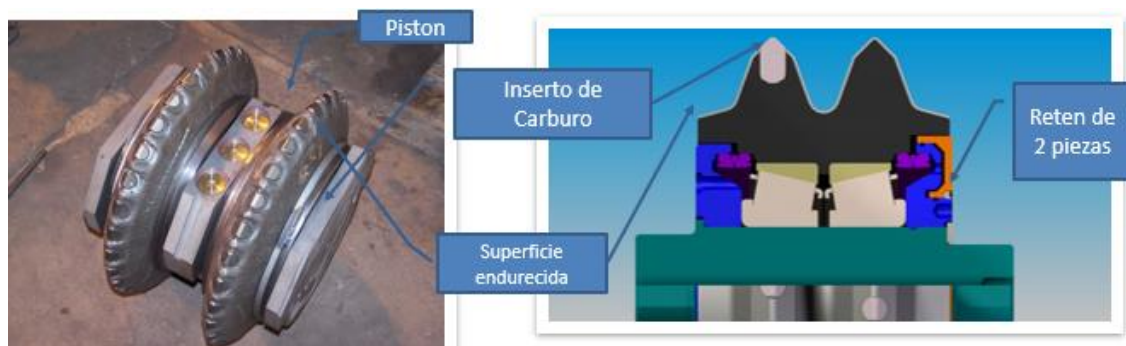


Figura 3.22 Compensador de presión en discos de corte. Tomado de (González Izquierdo R. , 2020)

d) Control de tracción para discos de corte.

El diseño de estos discos combina el perfil estándar de los discos para roca dura con protuberancias sobre los flancos del aro similares a un engranaje, dotando al disco de la habilidad de penetrar en suelos blandos y forzar la rotación, evitando con ello el bloqueo del disco (Log, Smading, & Mosavat, 2018).



Figura 3.23 Diseño de control de tracción en discos de corte. Tomado de (Log, Smading, & Mosavat, 2018)

e) *Water Jet y alambre de diamante como herramienta de corte en roca.*

Se propone el uso de agua a alta presión y el uso de alambre de diamante como herramienta de la rueda de corte, así como realizar el proceso de excavación en dos etapas. En la primera etapa se realiza el corte anular mediante hidrocorte y en la segunda etapa se corta el núcleo de la roca mediante el alambre de diamante y se realiza el proceso de remoción del material.

En el análisis realizado por los autores se muestran rendimientos de 174 m/día en roca blanda y porosa y, 0.64 m/día en roca dura y no porosa. En cuanto a costos de excavación, se observa que para rocas blandas y porosas el costo se encuentra entre el rango que se tiene en una TBM tradicional, sin embargo, para el caso de rocas duras el costo se eleva debido a que el hidrocorte no es eficiente en este tipo de material. Para el caso expuesto, se hace el modelado de una TBM de sección cuadrada de 4.0 m por lado dividido en tres módulos: Módulo de corte axial, módulo de corte transversal y módulo de sistemas adicionales, back up (Pacheco dos Santos, Pierri, Faria, & Marques Noronha, 2018).

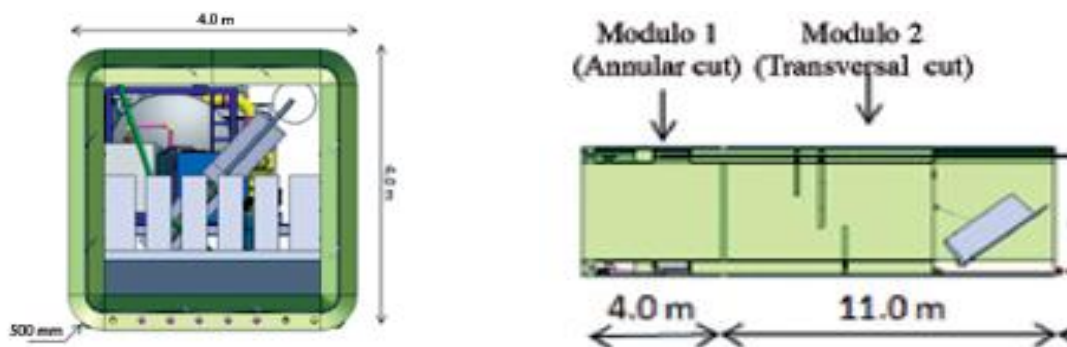


Figura 3.24 TBM propuesta para corte con Water Jet y alambre de diamante. Tomado de (Pacheco dos Santos, Pierri, Faria, & Marques Noronha, 2018)

CAPÍTULO 4 MECANISMOS DE CORTE

4.1 MECANISMO DE CORTE EN CINCELES

Como se mencionó anteriormente, los cinceles tienen mayores rendimientos en rocas suaves y suelos, pero en terreno de mayor dureza su efectividad disminuye debido a la mayor tasa de desgaste que sufren, lo cual disminuye el filo de la punta del cincel, pasando de un mecanismo de desgarre a uno por indentación³.

El mecanismo de corte de los cinceles se produce debido al movimiento paralelo a la superficie, con lo cual se generan lascas de material (*chips*) a través de la rotura frágil de la roca o el desgarre del material a través del comportamiento dúctil del suelo (González Páez, 2014). En el caso de la roca, este proceso experimenta tres etapas: la generación de una zona de esfuerzos, la formación de la zona triturada, y el fracturamiento y desprendimiento de chips de la superficie del material (Yao, 2012).

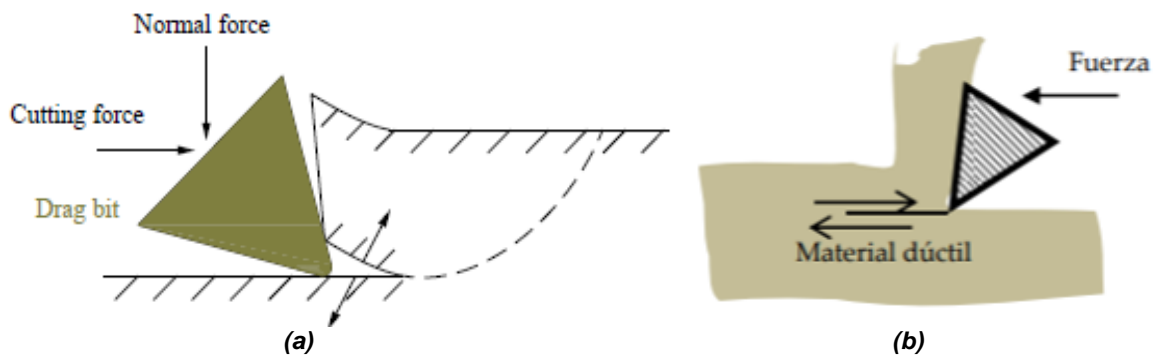


Figura 4.1 Mecanismos de corte: (a) Comportamiento frágil; (b) Comportamiento dúctil. Tomado de (Shao, 2016) (González Páez, 2014)

Durante la etapa de generación de la zona de esfuerzos se presenta un proceso de consolidación y desprendimiento del material en la roca con una deformación superficial adicional antes de que ocurra la falla, además de generarse una zona de

³ El mecanismo por indentación se produce al aplicar una carga sobre el material, el cual produce una huella y grietas en los vértices de ella.

esfuerzos tridimensionales debido a la penetración del cincel. En esta zona el aumento de fuerza induce la densificación gradual de la roca seguida de grietas radiales, las cuales se alejan de eje del cincel.

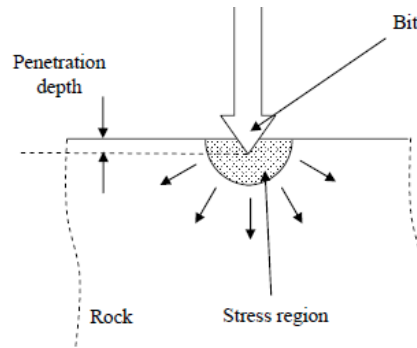


Figura 4.2 Zona de esfuerzos producido por la penetración del cincel. Tomado de (Yao, 2012)

Después de la densificación de la roca producto del agrandamiento de la zona de esfuerzos se forma una zona triturada debido a la concentración de fracturas entre el contacto de la punta del cincel y el terreno.

Además del intenso fracturamiento, polvo y granos finos son generados debido al aplastamiento del material con la punta del cincel y por el fracturamiento por cortante en la superficie de las fracturas.

La observación y comparación de los granos finos puede ser utilizada para evaluar la eficiencia del cincel, sin embargo, debe de considerarse la geometría del cincel, así como también el efecto que tiene el ángulo de ataque del cincel respecto a la generación de granos finos.

El fracturamiento y desprendimiento de chips ha sido analizado y estudiado por diversos autores siendo L. Mishnaevsky quien en 1995 demostró que el mecanismo de fracturamiento es debido a una combinación de fuerzas de tensión y cortante.

Para modelar la fuerza de corte máxima, algunos autores aproximaron la geometría del chip bajo dos supuestos básicos: el tamaño de los chips es de la misma geometría y; la superficie de la roca es lisa y sin cortes previos. Lo anterior permite que la fuerza de corte este en función de la geometría del cincel, la geometría del

chip y las propiedades de la roca, con la validación de los resultados experimentales en muestras de roca. Sin embargo, debido a que el corte es continuo los supuestos pierden validez debido a que la roca ha sido afectada por cortes previos.

Rånman analizó de manera estadística las dimensiones de los chips mediante la distribución de Poisson, con lo cual pueden analizarse como grupo y, por lo tanto, el área de la superficie de fractura total se puede calcular utilizando una función matemática y tamaño de grupo.

Esto demuestra que el análisis estadístico podría ser una manera de vincular el tamaño de los chips con el área total de la superficie fracturada, lo cual está estrechamente relacionado con la energía de fractura según el teorema de Griffith⁴, por lo que la eficiencia de corte se puede investigar mediante la superficie de fractura con relación a la energía total de corte (Yao, 2012).

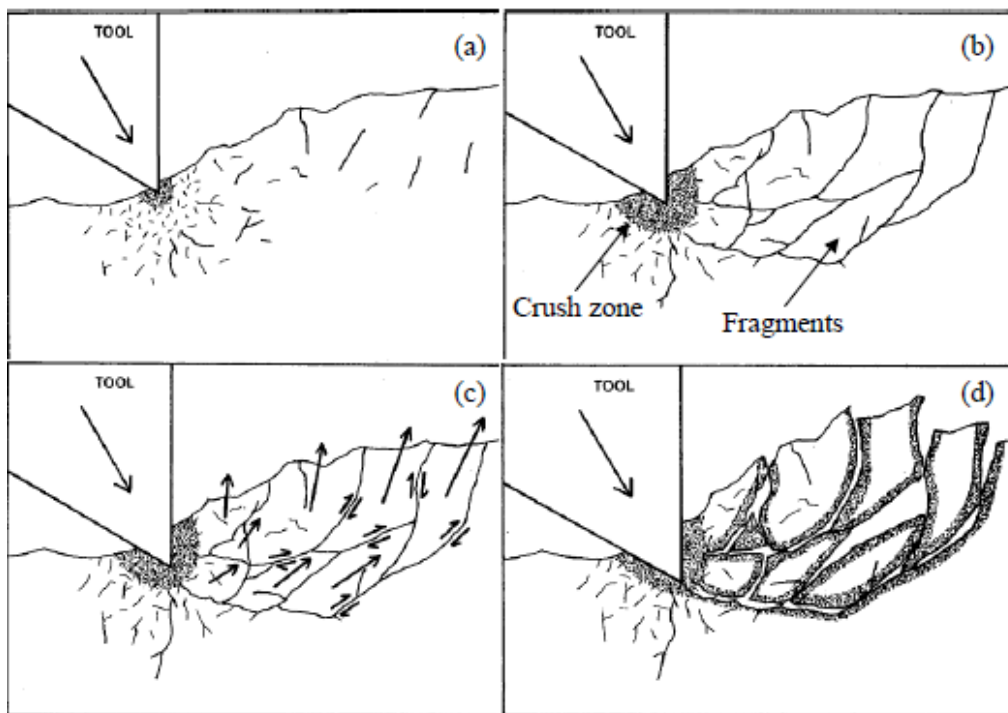


Figura 4.3 Mecanismo de corte en cinceles utilizados en rocas. Tomado de (Yao, 2012)

⁴ Teorema de Griffith: criterios de propagación de grietas en sólidos, basados en conceptos de transformación de energía elástica en energía de superficie.

4.1.1 Estimación de la fuerza de corte en cinceles

La fuerza que actúa en el proceso de corte del material consta de tres componentes ortogonales: la fuerza de corte o arrastre (F_c) que actúa de manera paralela a la dirección del corte y es la causante del desgarre del suelo o de la generación de las fracturas de falla y generación de los chips de roca; la fuerza normal (F_N) que corresponde a la fuerza requerida para mantener el cincel a la profundidad de corte deseada y que actúa de manera normal a la superficie del material y; la fuerza lateral (F_s) que actúa de manera perpendicular al plano de corte y fuerzas normales, sin embargo, su magnitud es despreciable en comparación con la fuerza de corte y normal.

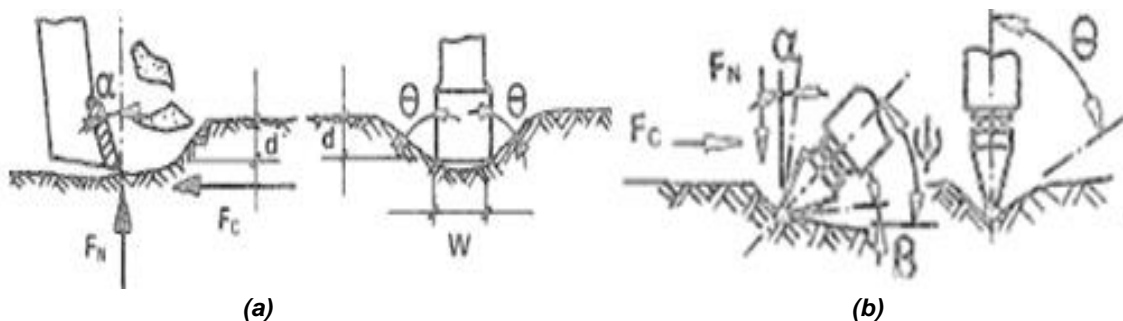


Figura 4.4 Sistema de fuerzas actuantes: (a) Pica radial; (b) Pica tangencial. Tomado de (Cornejo A., 1987)

Para la estimación de las fuerzas de corte, las pruebas en laboratorio a gran escala son el método más aceptable, confiable y preciso, sin embargo, debido a que estas pruebas suelen ser un proceso complicado, costoso y que requiere mucho tiempo, se pueden emplear diversos modelos teóricos y empíricos como alternativa a la estimación de las fuerzas de corte en los cinceles (Shao, 2016).

a) Modelo modificado de Ernst-Merchant (1994).

Inicialmente propuesto para analizar el proceso de corte de metales mediante la formación de chips y adaptada posteriormente para el corte de rocas mediante un proceso discontinuo de falla por cortante en la cual se asume que el criterio de falla es satisfecho por la ecuación de Mohr-Coulomb. El chip es tratado como un cuerpo

separado, considerando el equilibrio de fuerzas y esfuerzos sobre él. La fuerza de corte que actúa sobre la punta del cincel está dada por:

$$F_c = \frac{2S_s dW \cos(\delta - \alpha)}{\sin \theta_s \cos(\theta_s + \delta - \alpha)} \quad (1)$$

Donde (F_c) es la fuerza máxima de corte; (S_s) es la resistencia al corte; (d) es la profundidad de corte; (W) es el ancho de la punta del cincel; (δ) es ángulo de fricción entre el cincel y la roca; (α) es el ángulo de ataque; y (θ_s) es el ángulo de corte entre el plano de corte y la dirección de corte.

b) *Modelo de I. Evans (1962).*

Desarrollado para la rotura del carbón mediante una herramienta en forma de cuña. La fuerza máxima de corte requerida para formar el chip está dada por:

$$F_c = \frac{2\sigma_t dW \sin[(90^\circ - \alpha)/2]}{1 - \sin[(90^\circ - \alpha)/2]} \quad (2)$$

Donde (F_c) es la fuerza máxima de corte; (σ_t) es la resistencia a tensión; (d) es la profundidad de corte; (W) es el ancho de la punta del cincel; y (α) es el ángulo de ataque.

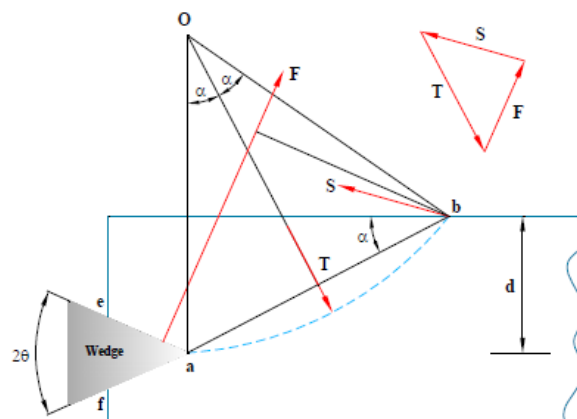


Figura 4.5 Esquema de la interacción cuña/terreno de la teoría de Evans. Tomado de (Shao, 2016)

Aunque el modelo fue pensado para carbón, también ha sido empleado en rocas blandas, obteniendo resultados aceptables.

c) *Modelo de Nishimatsu (1972).*

En esta teoría se asumen que la distribución de esfuerzos a lo largo del plano de falla disminuye desde el punto de borde de la herramienta “a” hasta el punto de la superficie “b” (Figura 4.6). Los esfuerzos que actúan en un punto arbitrario sobre el plano de falla “a-b” es proporcional a la n^{th} potencia de la distancia desde ese punto al punto “b” de la superficie. También se asume que la iniciación y extensión de las fracturas satisface el criterio de falla de Mohr-Coulomb.

Con base al equilibrio de la fuerza resultante F_c y la integración de la resultante de esfuerzos P , la fuerza de corte está dada por:

$$F_c = \frac{2S_s dW \cos \varphi \cos(\delta - \alpha)}{(n + 1)[1 - \sin(\delta - \alpha + \varphi)]} \quad (3)$$

Donde (F_c) es la fuerza máxima de corte; (S_s) es la resistencia al corte; (d) es la profundidad de corte; (W) es el ancho de la punta del cincel; (δ) es ángulo de fricción entre la herramienta y la roca; (α) es el ángulo de ataque; y (φ) es el ángulo de fricción interna. El valor de (n) es el factor de distribución del esfuerzo, estimado por:

$$n = 11.3 - 0.18\alpha \quad (4)$$

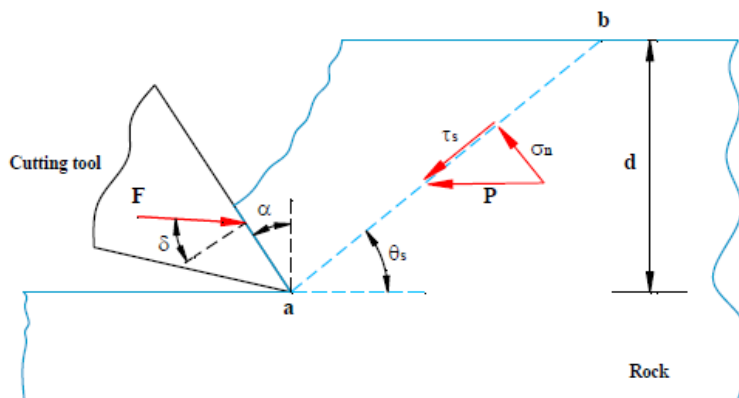


Figura 4.6 Esquema de la interacción cuña/ terreno de la teoría de Nishimatsu. Tomado de (Shao, 2016)

d) *Teoría de I. Evans para picas tangenciales (1984).*

Se asume que los esfuerzos por tensión y compresión radial son producidos en la roca debido a la penetración de la pica de ataque puntual. Cuando los esfuerzos en la roca exceden su resistencia a la tensión se producen fisuras y se forma un chip en forma de V que es simétrica con respecto al plano vertical central. Bajo la teoría de Evans, en su informe de 2005 Goktan y Gunes consideraron la condición de asimetría en el proceso de corte, definiendo la fuerza de corte como:

$$F_c = \frac{12\pi\sigma_t d^2 \sin^2[(90 - \alpha)/2 + \theta + \delta]}{\cos[(90 - \alpha)/2 + \theta + \delta]} \quad (5)$$

Donde (F_c) es la fuerza máxima de corte; (σ_t) es la resistencia a tensión; (d) es la profundidad de corte; (α) es el ángulo de ataque; (θ) es la mitad del ángulo formado por la punta de la pica; y (δ) es ángulo de fricción entre la herramienta y la roca.

e) *Modelo de Goktan (1995).*

$$F_c = \frac{(0.8 - 0.01(\sigma_c/\sigma_t))\sigma_c dW}{\sin(90^\circ - \alpha) + \cos(90^\circ - \alpha)} \quad (6)$$

Donde (F_c) es la fuerza máxima de corte; (σ_c) es la resistencia a la compresión uniaxial; (σ_t) es la resistencia a tensión; (d) es la profundidad de corte; (W) es el ancho de la punta del cincel; y (α) es el ángulo de ataque.

f) *Modelo de Yilmaz et al. (2007).*

$$F_c = -24.504 + 0.513S_s + 1.873d + 0.249\delta + 0.227W - 0.154\alpha - 0.047\sigma_c \quad (7)$$

Donde (F_c) es la fuerza máxima de corte; (S_s) es la resistencia al corte de la roca; (d) es la profundidad de corte; (δ) es ángulo de fricción entre la herramienta y la roca; (W) es el ancho de la punta del cincel; (α) es el ángulo de ataque; y (σ_c) es la resistencia a la compresión uniaxial.

4.1.2 Efecto de la separación de los cinceles

La eficiencia de corte aumenta a medida que el espaciamiento entre los cinceles es mayor hasta un valor óptimo en el cual la energía específica es mínima para llevar a cabo el mecanismo de corte, sin embargo, si la separación es mayor a la requerida, los cinceles pierden la interacción con los cinceles contiguos formando una cresta entre ellos. Por otra parte, si la separación disminuye se provoca una trituración excesiva de la roca. (Shao, 2016). La interacción entre dos cinceles se produce cuando la separación (S) entre ellos es:

$$S = 2p \tan \theta \quad (8)$$

Donde (p) es la profundidad de corte; y (θ) es el ángulo formado entre el cincel y la cresta de material.

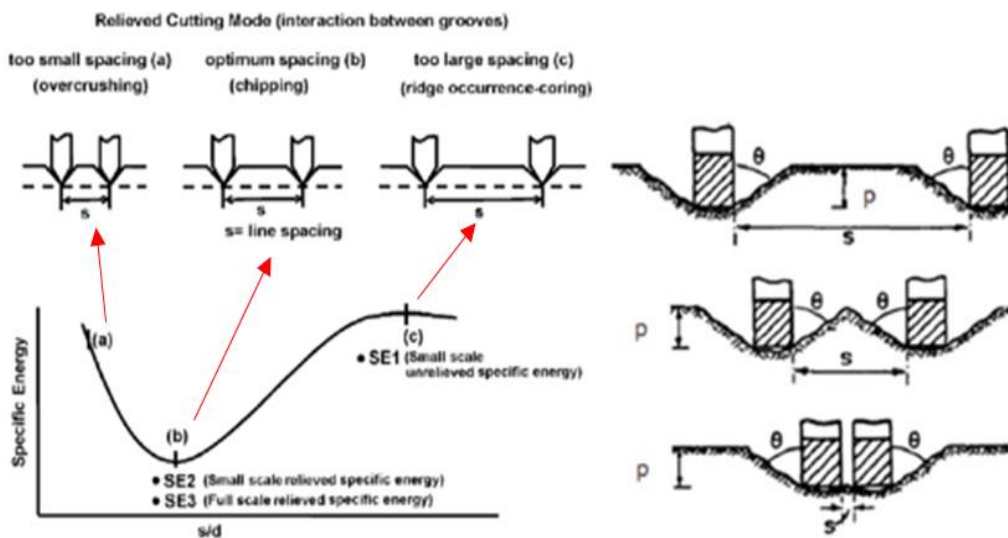


Figura 4.7 Efecto de la separación entre cinceles. Tomado y editado de (González Páez, 2014), (Shao, 2016)

4.2 MECANISMO DE CORTE EN DISCOS

Los discos de corte tienen su rango de aplicación en rocas y suelos duros. En estos materiales, la fuerza del sistema de empuje de la TBM produce la aplicación de una fuerza normal a través del disco de corte hacia la superficie excavada, lo cual permite al disco penetrar en el material una profundidad de 1 a 15 mm, dependiendo

la resistencia del material, generando una zona triturada bajo la punta de la disco conocida como *burbuja de presión*.

La zona de *burbuja de presión* se encuentra en un estado de esfuerzos hidrostáticos que inducen la formación de grietas por tensión (fenómeno conocido como indentación) las cuales al intersecarse con las grietas producidas por los discos contiguos forman lajas de material comúnmente nombradas *chips* y cuyo tamaño dependerá de la penetración y separación de los discos, así como también a las propiedades del material excavado (foliación, dirección de juntas, etc.) (Ramezanzadeh, Rostami, & Kastner, 2016).

En terrenos blandos la presión provoca que el disco penetre en el material y que las fisuras por tensión no se desarrollen. Bajo estas condiciones el corte del material se produce a través del desgarre del material.

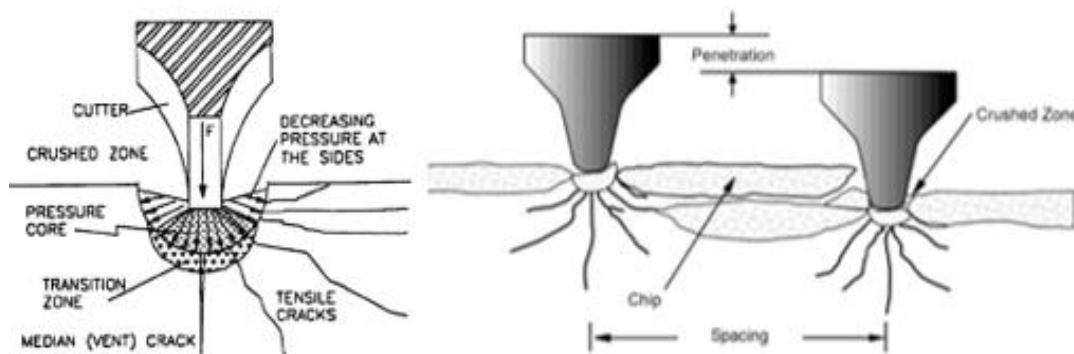


Figura 4.8 Mecanismo de corte producto de discos de corte. Tomado y editado de (Botello Rionda & Medel Morales, 2013)

4.2.1 Estimación de la fuerza de corte en discos

Las fuerzas y factores que interfieren en el proceso de corte de un disco son (Wang, Kang, Zhao, & Zhang, 2015):

- ϕ es el ángulo entre al arco de contacto del disco y el material.
- θ es el ángulo del filo del disco.
- R es el radio del disco.
- F_n es la fuerza de empuje/normal aplicada por la rueda de corte.

- F_r o Rolling es la fuerza de tracción aplicada al disco en dirección al giro de la rueda de corte.
- F' es la fuerza normal del material que actúa en el arco de contacto entre el disco y el terreno.
- Q es la fricción entre el disco y el terreno.
- P es la profundidad de penetración del disco.

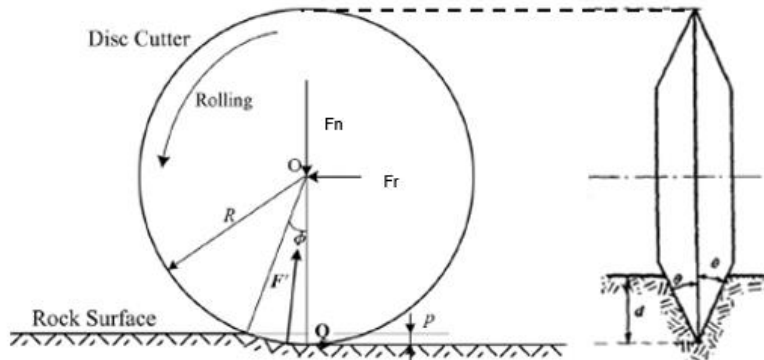


Figura 4.9 Fuerzas que actúan en el fracturamiento del material mediante uso de discos de corte. Tomado de (Wang, Kang, Zhao, & Zhang, 2015)

Algunos de los modelos empíricos desarrollados para la estimación de la carga en discos de corte son (Oyanguren, 1987), (Ramezanzadeh, Rostami, & Kastner, 2016), (Chang & Rostami, 2017):

a) *Modelo de Roxborough y Phillips (1975).*

Se basa en los principios básicos y geometría de corte para el cálculo teórico de la fuerza normal (F_n) y la fuerza de tracción (F_r) en un solo disco en forma de V. Sin embargo, no toma en cuenta la separación entre discos.

La fuerza normal requerida para la penetración es producto del área del disco en contacto con la superficie de la roca y la resistencia a compresión de la roca.

$$F_n = 4\sigma_c \times \tan \frac{\phi}{2} \times \sqrt{D \times P^3 - P^4} \quad (9)$$

La fuerza de tracción está dada por:

$$Fr = 4\sigma_c \times P^2 \times \tan \frac{\phi}{2} \quad (10)$$

Donde (F_n) es la fuerza normal; (Fr) es la fuerza de tracción; (σ_c) es la resistencia a compresión de la roca; (ϕ) es la mitad del ángulo de la punta del disco; (D) es el diámetro del disco; y (P) es la penetración.

b) Modelo de Sanio (1985).

Considera una falla por tensión para la formación de chips e introduce algunas ecuaciones para estimar la fuerza de corte por unidad de ancho.

$$Fn = 2 \times P \times \tan \left(\frac{\alpha}{2} \right) \times \sigma_0 \quad (11)$$

Donde (F_n) es la fuerza normal; (P) es la penetración; (α) es el ángulo de la punta del disco; y (σ_0) es la presión hidrostática de la zona triturada.

c) Modelo de Sato et al. (1991).

Siguiendo la línea del modelo propuesto por Sanio, pero sobre una máquina de corte rotativa (no corte lineal).

$$F = k \times P^a \times S^b \quad (12)$$

Donde (F) es la fuerza de corte; (k) es el coeficiente de corte; (P) es la penetración; (a) es un coeficiente de penetración con un valor ~ 0.5 para la fuerza normal y de ~ 1 para fuerza de tracción; (S) es el espaciamiento de los discos; y (b) es un coeficiente de espaciamiento de ~ 0.5 para la fuerza normal y de tracción.

Los coeficientes (a) y (b) son casi independientes del tipo de roca y el coeficiente (k) es función tanto del tipo de roca como de la geometría del disco.

En 1993, se replanteo el modelo extendiendo para incluir los efectos de la orientación de la herramienta con un ángulo respecto a la superficie de corte.

$$Fn = A \times P^m \quad (13)$$

$$Fr = B \times P^n \quad (14)$$

Donde (m) es el coeficiente de penetración para la fuerza normal con un valor de ~ 0.5 ; y (n) es el coeficiente de penetración para la fuerza de tracción con un valor de 1.0.

$$A = k_n \times \tan\left(\frac{\varphi}{2} + \alpha\right) \times \sqrt{D \times S} \quad (15)$$

$$B = k_r \times \tan\left(\frac{\varphi}{2} + \alpha\right) \times \sqrt{S} \quad (16)$$

$$k_n = 0.13 \times E^{0.36} \times K_{Ic}^{0.23} \quad (17)$$

$$k_r = 0.11 \times E^{0.40} \times K_{Ic}^{0.28} \quad (18)$$

Donde (K_{Ic}) es la tenacidad a la fractura de la roca determinada por el método ISRM; (φ) es el ángulo de la superficie de corte; (α) es el ángulo de la punta del disco; (D) es el diámetro del disco; y (S) es la separación.

d) Modelo de la Escuela de Minas de Colorado (CSM).

Modelo desarrollado por primera vez en 1977 por la Escuela de Minas de Colorado y siendo su última actualización en 2020. Este modelo estima las fuerzas de corte para una penetración dada considerando las propiedades de la roca y la geometría del disco, así como una gran base de datos sobre pruebas de corte lineal a gran escala realizados en los laboratorios de la CSM.

$$F_t = C \times T \times R \times \varphi \times \left(\frac{\sigma_c^2 \times \sigma_t \times S}{\varphi \times \sqrt{R \times T}} \right)^{1/3} \quad (19)$$

Donde (F_t) es la fuerza total; (C) es una constante de valor igual a 2.12; (T) es el ancho de la punta del disco; (R) es el radio del disco; (σ_c) es la resistencia a

compresión de la roca; (σ_t) es la resistencia a tensión la roca; (S) es el espaciamiento entre discos; y (φ) es el ángulo del área de contacto, estimado como:

$$\varphi = \cos^{-1} \frac{R - P}{R} \quad (20)$$

Donde (P) es la penetración del disco; y (R) es el radio del disco.

La fuerza normal (F_n) y de fuerza de tracción (F_r) están dadas por:

$$F_n = F_t \times \cos\left(\frac{\varphi}{2}\right) \quad (21)$$

$$F_r = F_t \times \sin\left(\frac{\varphi}{2}\right) \quad (22)$$

4.2.2 Efecto de la separación de los discos de corte

Al igual que ocurre con los cinceles, la separación de los discos de corte influye en la energía específica necesaria para realizar un eficiente proceso de corte del material. Cuando la separación entre los discos de corte es grande las grietas que se producen debajo de la carga puntual no se intersecan entre ellas dando como resultado fragmentos triangulares y la formación de crestas, siendo necesario mayor energía específica para realizar el corte. Por otra parte, cuando el espaciamiento entre discos es pequeño, las grietas se escalonan y superponen unas a otras provocando un sobrefracuramiento del material, lo cual indica un uso de energía específica mayor a la requerida. En el caso de una separación óptima, las trayectorias de las grietas producidas por dos discos contiguos se encuentran en línea recta y cada una propaga la mitad del espacio de corte, dando como resultado la formación de chips de material (Xia, y otros, 2018).

Por lo tanto, el espaciamiento óptimo es aquel en el que la energía requerida para realizar el corte del material es la mínima para una penetración dada. Al graficar la energía específica contra la relación separación/penetración (s/p) , es posible observar que el rango de relaciones (s/p) se encuentra típicamente entre 10 y 20.

El valor óptimo de la relación (s/p) está en función del tipo de roca y la penetración, aumentando con la fragilidad de la roca y con el aumento de la penetración.

En la práctica, para evitar la generación de crestas en rocas duras y de alta resistencia el espaciamiento que se opta es de 75~100 mm pudiendo llegar hasta a 110 mm en rocas más blandas y quebradizas, siendo el espaciamiento seleccionado en función de la roca más dura que se vaya a tener en el proyecto (Chang & Rostami, 2017).

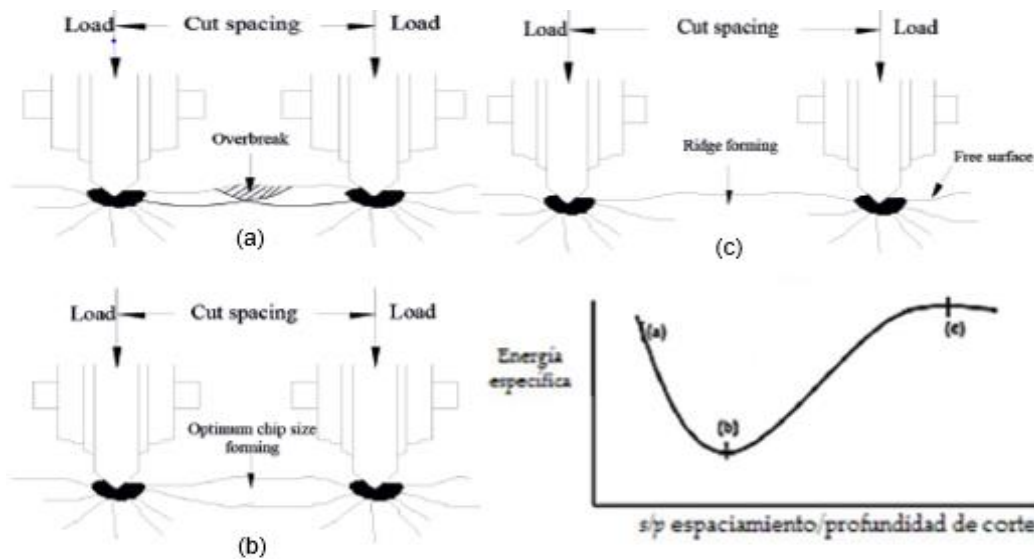


Figura 4.10 Efecto del espaciamiento en discos. Tomado y editado de (Xia, y otros, 2018) (González Páez, 2014)

Sin embargo, la interacción entre discos y la formación de chips que se ha descrito es considerando un medio homogéneo, por lo que la presencia de juntas e imperfecciones en el medio afectara la propagación de las grietas y la formación de los chips (Xia, y otros, 2018).

4.3 EFECTO DE LA FOLIACIÓN EN LA PROPAGACIÓN DE FISURAS

La foliación con respecto al avance de la tuneladora puede llegar a ser de gran importancia en la propagación de las fisuras que se producen a través del mecanismo de corte presente en rocas. El ángulo α' es formado por la dirección instantánea de rodadura de un disco aislado y varía entre $0^\circ \sim 90^\circ$ durante la

rotación de la rueda de corte. El ángulo β' es el ángulo entre los planos de estratificación o foliación respecto al frente del túnel y varía solamente por la rotación de la rueda de corte cuando esta es cónica. Ensayos de laboratorio ha demostrado que el ángulo α' tiene poca influencia en la fuerza normal (F_n), sin embargo, el ángulo β' es de gran influencia.

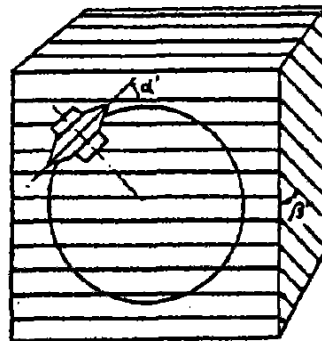


Figura 4.11 Definición de la foliación del terreno en términos de α' y β' . Tomado de (Cornejo A., 1987)

Cuando la TBM avanza paralela a los planos de foliación la propagación de las fisuras es forzada a ocurrir a través de los planos de foliación, dando como resultado la reducción de la penetración de la maquina debido a que se incrementa la dificultad de rotura de la roca.

Por otra parte, cuando la foliación es perpendicular en dirección del avance de la tuneladora las fisuras acurren a lo largo de la foliación, lo cual representa la situación más favorable debido a que los planos favorecen el proceso de indentación.

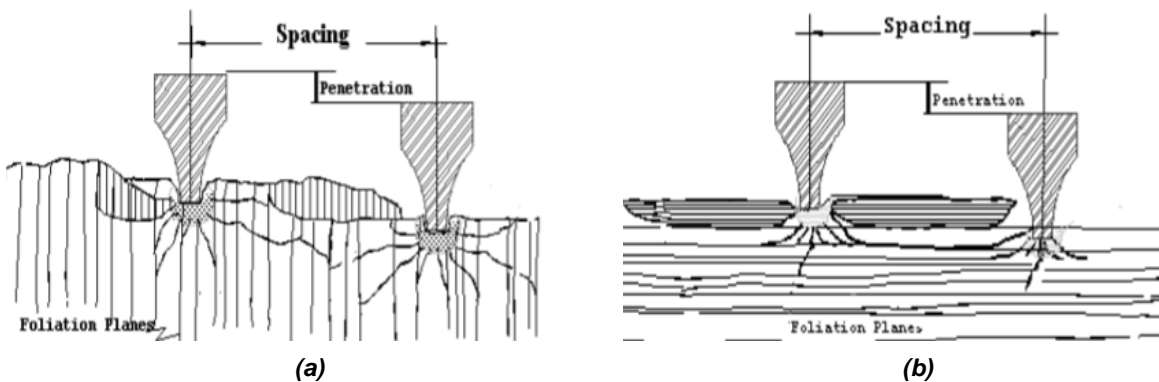


Figura 4.12 Efecto de la foliación en la propagación de fisuras por indentación: (a) Foliación paralela; (b) Foliación perpendicular. Tomado de (M. Cigla & Ozdemir, 2001)

CAPÍTULO 5

DESGASTE DE LAS HERRAMIENTAS DE CORTE

El desgaste de las herramientas de corte es un fenómeno en el cual se pierde de manera paulatina el material que las constituye o sufre fracturas al entrar en contacto con el frente de excavación y es producto de factores como las condiciones geológicas, características mecánicas de las herramientas y la operación de la tuneladora.

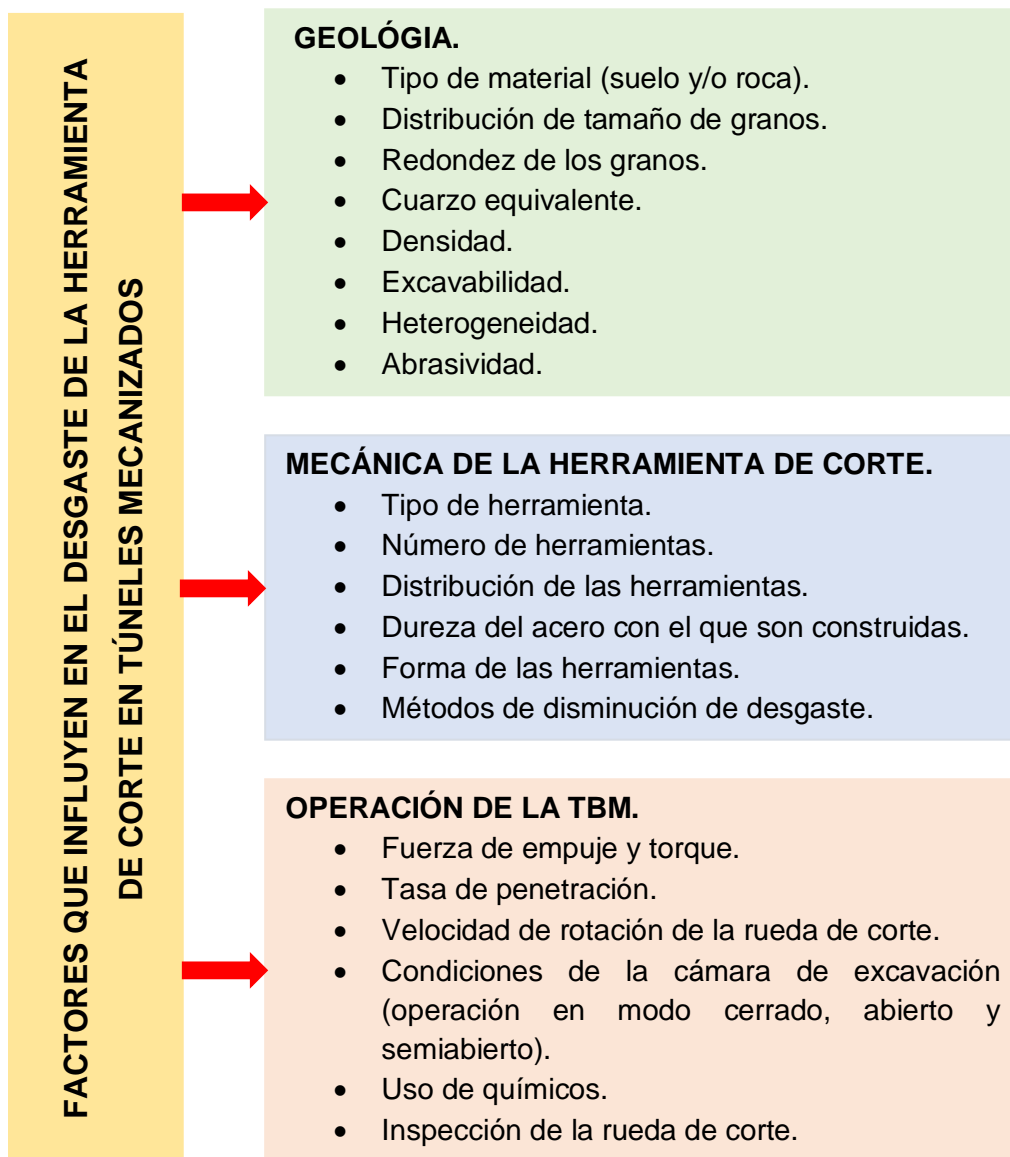


Figura 5.1 Factores que influyen en el desgaste de la herramienta de corte. Tomado y editado de (Amoun, Sharifzadeh, Shahriar, Rostami, & Azali, 2016)

Existen diversos mecanismos de desgaste que actúan en las herramientas de corte, los cuales se describen en la Tabla 5.1:

Tabla 5.1 Mecanismos de desgaste en herramientas. Tomado y modificado (Farrokh & Kim, 2018)

	Mecanismo	Causa
Macroscópicos	Fatiga térmica	Herramienta bajo elevados esfuerzos a compresión a una elevada temperatura.
	Fatiga por impacto	Desgaste por impactos que producen una sobrecarga estructural.
Microscópicos	Fatiga superficial	Concentración de esfuerzos mayores a los que el material soporta.
	Reacción química	Reacciones químicas mientras ocurre el contacto entre la herramienta y el material, ej. oxidación.
	Adhesión / Deslizamiento	Herramienta bajo elevados esfuerzos y temperaturas, las partículas de la herramienta se adhieren al material.
	Abrasión / Fricción	Daño a la herramienta debido a las asperezas duras en la superficie del material.

El mecanismo de desgaste por abrasión es el que predomina en el corte de rocas y ocurre cuando una superficie dura y rugosa se desliza sobre otra produciendo surcos en una superficie más blanda y/o cuando se introducen partículas duras entre dos superficies que deslizan produciendo que las partículas desgasten una o ambas superficies (Hood & Alehossei, 2000)

Existen diversas pruebas de laboratorio para determinar el índice de abrasividad y la elección de una u otra dependerá del tipo de material que se presente en la ejecución del proyecto.

Entre las pruebas de laboratorio se tienen (Farrokh & Kim, 2018):

a) *Índices geotécnicos.*

- Índice de desgaste Schimazek (F_{schim}).
- Escala de Mohs.
- Dureza Vickers (VHNR).

- Índice de abrasividad de la roca (RAI).
- Contenido de mineral abrasivo (AMC).
- Contenido equivalente de cuarzo (EQC).
- Índice de desgaste (F).
- Mineral (R).
- Índice de vida del disco NTNU (CLI).

b) *Ensayos de laboratorio simplificados.*

- Abrasión Los Ángeles (LAA).
- Índice de abrasividad Cerchar (CAI).
- LCPC.
- Nuevo método de abrasión (NAT)
- Índice de abrasión de suelos (SAT).

c) *Ensayos que usan herramienta de corte.*

- Pruebas de carga.

d) *Ensayos a gran escala.*

- Ensayos in situ.

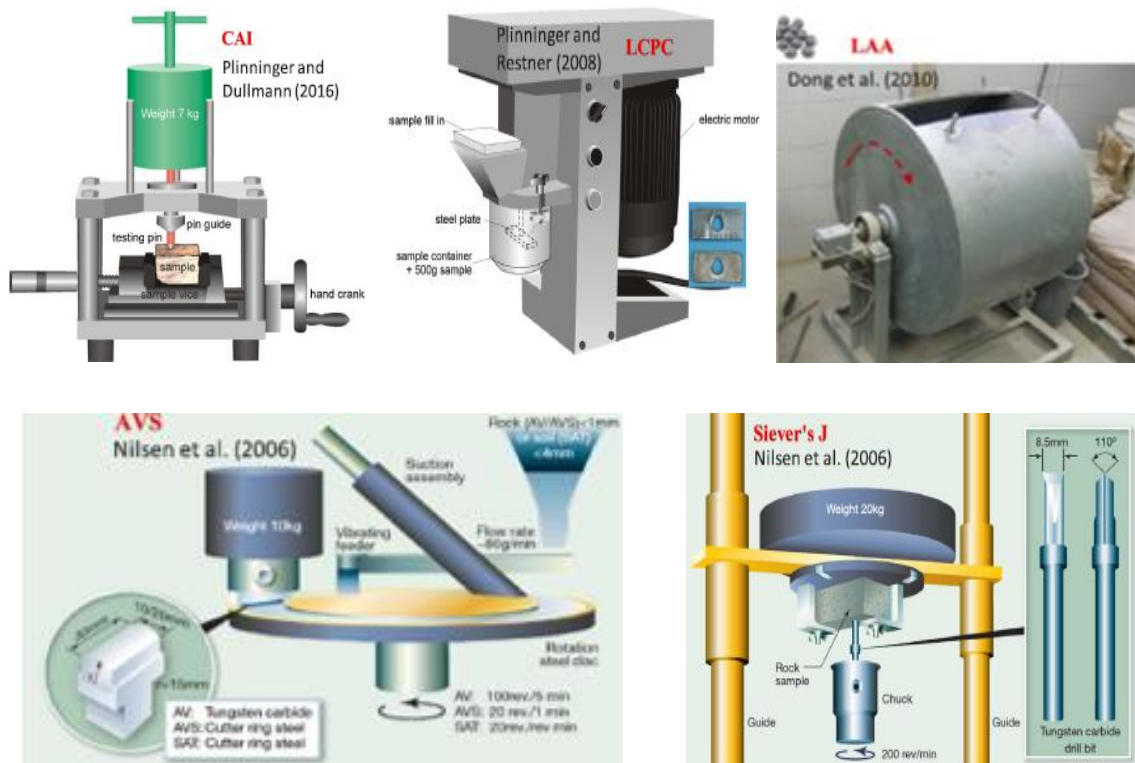


Figura 5.2 Ejemplo de ensayos de laboratorio simplificados. Tomado de (Farrokh & Kim, 2018)

CAPITULO 5 DESGASTE DE LAS HERRAMIENTAS DE CORTE

Debido a la existencia de diferentes índices de abrasividad, se han desarrollado correlaciones entre ellos con la finalidad de facilitar el procesamiento de la información.

Tabla 5.2 Correlación entre índices de abrasividad. Tomado de (Farrokh & Kim, 2018)

Indices		Correlation
CAI	AVS	$AVS = 6.5 \cdot CAI - 9.5$
CAI	EQC	$CAI (54 \text{ HRC-Rough}) = 0.0151 \cdot UCS^{0.788} \cdot EQC^{-0.377}$
CAI	LAC	$LAC = 273 \text{ CAI}$
LAC	EQC	$LAC = 0.455 \text{ EQC}^{1.929}$
CAI	LCPC	$CAI = LCPC/300$
Rosiwal	Mohs	$Rosiwal = \exp(0.95 \cdot Mohs \cdot 2.02)$
CAI	EQC	$CAI = 0.054 \text{ EQC}$
CAI	RAI	Refer to the reference
CAI	CLI	$CLI = 2.681 \text{ CAI}^2 - 34.319 \text{ CAI} + 111.09$
CAI	F	$CAI = 0.6 + 3.32 \cdot F$
CAI	VHNR	$CAI = VHNR/145$ (for CAI > 0.7 and non-weathered rocks)

Producto de diversas pruebas de laboratorio y a la experiencia en campo se ha establecido el nivel de abrasividad de algunos materiales, lo cual es de utilidad en una etapa preliminar de análisis.

Tabla 5.3 Clasificación de abrasividad CAI. Tomado de (Bieniawski, Celada, Galera, & Tardáguila, 2009)

Clasificación	CAI	Rocas típicas
Extremadamente abrasivo	> 4.50	Gneiss, pegmatita
Altamente abrasivo	4.25 - 4.50	Anfibolita
Abrasivo	4.00 - 4.25	Granito, gneiss, esquito, piroxenita
Moderadamente abrasivo	3.50 - 4.00	Arenisca
Abrasividad media	2.50 - 3.50	Granito californiano, dolerita
Ligeramente abrasivo	1.20 - 2.50	Arenisca Portland
Muy poco abrasivo	< 1.20	Caliza

Los efectos que provoca el desgaste de las herramientas de corte en el proceso de excavación son:

- Reducción de la eficiencia de corte debido a la pérdida de la geometría de la herramienta, demandando una mayor fuerza de corte para el corte de un mismo volumen de material.

- Daños a la estructura de la rueda de corte debido a la pérdida de herramientas por desgaste excesivo, quedando la estructura en contacto directo con el terreno.
- Tiempos muertos debido a paro del ciclo de excavación para poder realizar la inspección y reemplazo (programado o extraordinario) de las herramientas de corte dañadas.

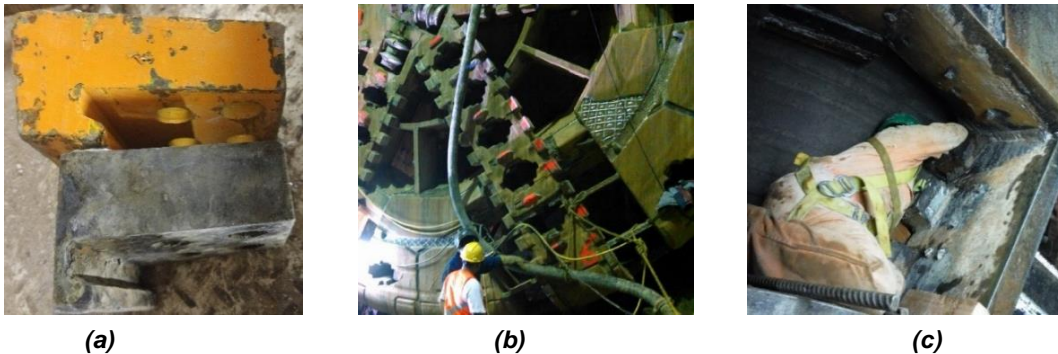


Figura 5.3 Efectos del desgaste en tuneladoras: (a) Desgaste de las herramientas de corte; (b) Daño de la estructura en rueda de corte; (c) Revisión de las herramientas corte. TEO, tramo 4

Se ha clasificado el desgaste que sufren las herramientas de corte en dos tipos:

- *Desgaste primario*: producto de la pérdida paulatina del material que constituye el cuerpo de la herramienta.
- *Desgaste secundario* producto de situaciones anormales durante el proceso de excavación.

De los dos tipos de desgaste el primero es el de mayor ocurrencia durante la excavación.

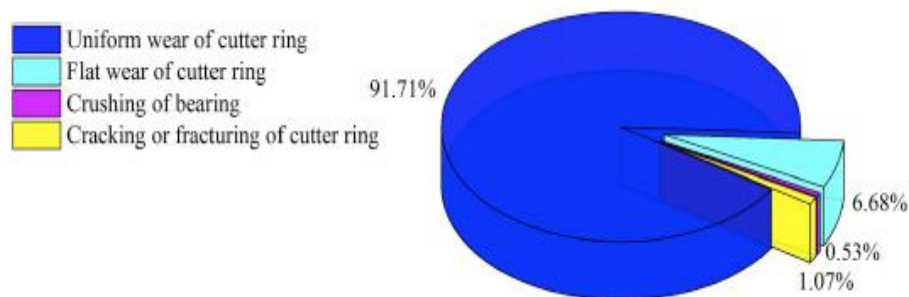


Figura 5.4 Desgastes registrados en el Túnel Metro Shanzhen, China. Tomado de (Weilin, y otros, 2020)

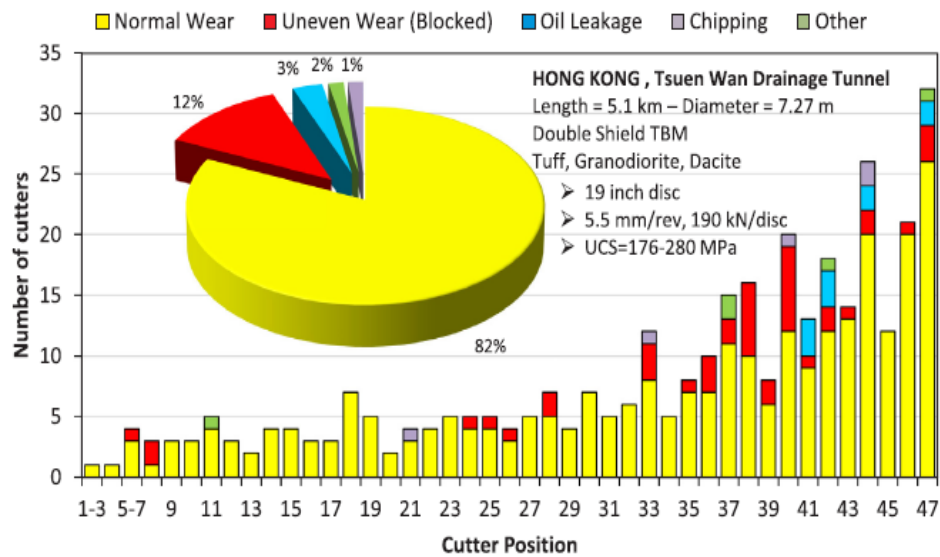


Figura 5.5 Desgastes registrados en el Túnel Tsuen Wan Drainage, Hong Kong. Tomado de (Farrokh & Kim, 2018)

5.1 DESGASTE PRIMARIO EN HERRAMIENTAS DE CORTE

El desgaste primario, también conocido como desgaste normal, se refiere a la pérdida paulatina del material que conforma la estructura de la herramienta como producto de su interacción con el frente de excavación. Este tipo de desgaste es considerado para la programación de las inspecciones de la rueda de corte.

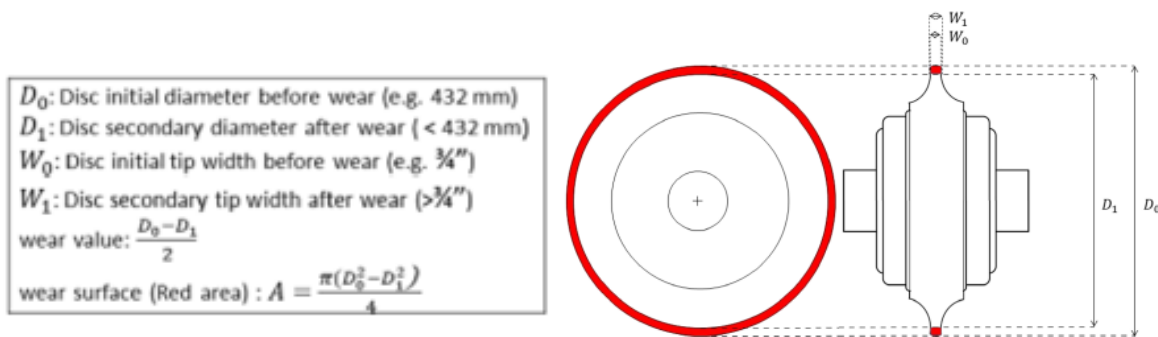


Figura 5.6 Desgaste normal en discos de corte. Tomado de (Karami, Rostami, & Zare, 2020)

Este tipo de desgaste es el que predomina en las herramientas de corte y es fundamental que sea monitoreado su comportamiento para detectar, programar y realizar los replazos oportunos de las herramientas de corte que se encuentren fuera del rango de tolerancia establecido para el proyecto.

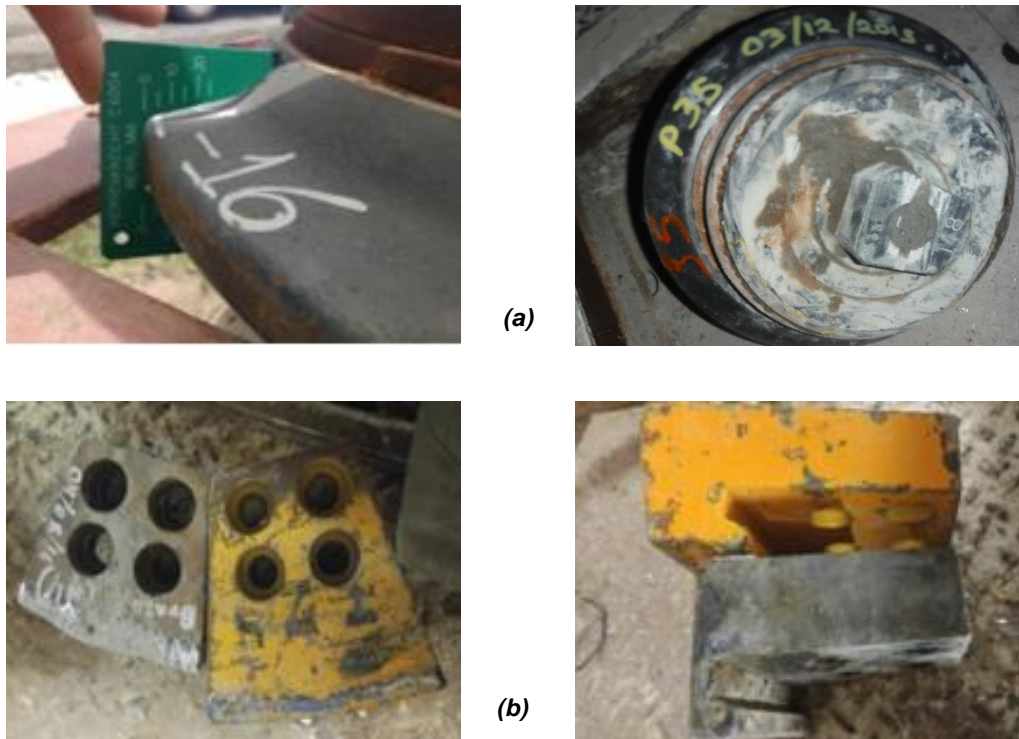


Figura 5.7 Desgaste primario: (a) Disco nuevo Vs Disco con desgaste; (b) Scrapers periférico nuevo vs scrapers con desgaste. TEO, tramo 4

5.2 DESGASTE SECUNDARIO DE LAS HERRAMIENTAS DE CORTE

El desgaste secundario en las herramientas de corte, también conocido como desgaste anormal, se refiere a un desgaste primario excesivo o daños no previstos que provocan el reemplazo de las herramientas antes de lo estimado y que en el peor de los casos puede llegar a provocar daños a las herramientas a nivel grupal e incluso dañar la estructura de la rueda de corte si no se atiende en tiempo y forma.

Cambios en los parámetros de operación son indicadores de la existencia de anomalía en la rueda de corte por lo que el ingeniero de turno y el operador de la tuneladora deben de tener especial cuidado de la variación de parámetros, tales como la fuerza de empuje, torque, penetración, variaciones de voltaje en los motores de la rueda de corte, aumento de temperatura, exceso de vibración, entre otros, ya que estos serán una alerta para realizar el paro de la excavación y realizar una revisión de la rueda de corte con la finalidad de evitar posibles daños.

Los tipos de desgaste secundario que se presentan en discos de corte son (Farrokh & Kim, 2018), (González Pascual, 2017), (Bo, 2010), (González Páez, 2014):

a) Desgaste primario excesivo.

Producto de un alto grado de abrasividad del material del frente de excavación lo cual provoca un rápido desgaste de la punta del disco o cincel, reduciendo la vida útil de la herramienta. Se presenta en rocas abrasivas y de alta resistencia.



Figura 5.8 Desgaste primario excesivo. TEO, Tramo IV

b) Bloqueo del giro de disco.

El bloqueo del giro en un disco de corte puede ocurrir debido a alguno de los siguientes factores: presencia de material blando que no permite superar el pretorque de los rodamientos; acumulación de material en las ventanas de alojamiento del disco lo cual impiden su libre giro o; daño en los rodamientos debido a sobrecargas en materiales mixtos.



Figura 5.9 Disco bloqueado: (a) Disco sencillo; (b) Disco doble. TEO, Tramo IV

c) Daño por impacto.

Este tipo de daño es producto de sobrecargas, corte de materiales con distinta dureza (frentes mixtos) o caídas de bloques que golpean la herramienta provocando la fisura del aro del disco o del cuerpo del cincel. En caso de no ser detectadas las fisuras a tiempo pueden inducir a la rotura del aro o cincel en varias secciones. Se presenta en frentes mixtos, rocas fracturadas y rocas de alta dureza.



(a)



(b)

Figura 5.10 Daño por impacto en aros de discos: (a) Disco sencillo; (b) Disco doble. TEO, Tramo IV

d) Daño por fatiga.

Debido a la fatiga provocada en el aro por altos esfuerzos a los que se somete el disco de corte produciendo pequeños desprendimientos del material que conforma el aro del disco, pero sin llegar a romperse completamente.

Se presenta en frentes mixtos, rocas fracturadas, rocas duras y cuando la dureza del acero es demasiado alta comparada con la resistencia de la roca (comportamiento frágil).



Figura 5.11 Aro astillado. TEO, Tramo IV

e) *Daño por fatiga térmica.*

Deformaciones del aro producto de la baja dureza del acero que conforma el aro del disco y a la presencia de roca muy dura lo cual produce altas deformaciones en el aro.

Este efecto también es conocido como deformación de *hongo* (*mushrooming*) debido a la forma que toma.



Figura 5.12 Deformaciones plásticas en discos. Tomado de (Pérez Fernández, 2018)

f) *Deslizamiento del aro de corte.*

Daño que se produce debido a sobrecargas o daño al reten del aro con lo cual el aro se desliza de su posición. Este tipo de daño se presenta en frentes mixtos, rocas fracturadas y roca dura.



Figura 5.13 Deslizamiento de aro. TEO, Tramo IV

g) Auto-afilado del aro de corte.

El aro sufre un alto desgaste en los laterales y poca abrasión en la punta. Se presenta en rocas con baja resistencia a la indentación y baja abrasividad.



Figura 5.14 Auto-afilado en disco. Tomado de (Farrokh & Kim, 2018)

h) Pérdida del aro de corte.

Producto de sobrecargas e impactos excesivos que provoca el fracturamiento y pérdida del aro. Esto puede provocar daños en cadena a los discos contiguos debido al aumento de carga que deben de soportar para compensar el trabajo en conjunto que realizan en el proceso de corte del material.



(a)



(b)

Figura 5.15 Pérdida del aro de corte: (a) Disco doble; (b) Disco sencillo. TEO, Tramo IV

i) Otros daños.

Debido a la compleja interacción de las herramientas de corte y el material, tanto en el proceso de corte como en la cámara de mezclado, algunos daños secundarios pueden llegar a presentarse, como:

- Daño al cuerpo del disco debido a la alta abrasión del terreno.
- Daños a los sellos lo cual propicia la entrada de material a los rodamientos y un eventual bloqueo del giro del disco.
- Pérdida y/o aflojamiento de los tornillos de fijación de la herramienta.



(a)



(b)

Figura 5.16 (a) Daño en el cuerpo del disco; (b) Cuña y tornillos de fijación flojos. TEO, Tramo IV

En cuanto a los cinceles, estos son más susceptibles al desgaste en comparación con los discos de corte debido a la mayor carga térmica a la que están sometidos durante la excavación.

La alta carga térmica se debe a que la punta se mantiene en constante contacto con el terreno, por lo que el calor se aplica de manera constante en el mismo lugar, cosa que contrasta con el caso de los discos, los cuales debido a el giro del aro distribuyen el calor.

En las ruedas de corte dotadas con cinceles para la excavación de rocas débiles y suelos el desgaste secundario que sufren los cinceles son producto de fallas de tipo frágil debidos a los altos esfuerzos de flexión.



(a)



(b)

Figura 5.17 Daños en cinceles: (a) Rotura frágil; (b) Desgaste por abrasión. TEO, Tramo IV

En el caso de las ruedas de corte para frentes mixtos, el acomodo de los discos de corte es tal que sobresalen unos milímetros con respecto a los cinceles, protegiendo a estos últimos de roturas frágiles.

Cuando no se lleva un control adecuado de los desgastes máximos permitidos en los discos de corte los cinceles sufren un mayor desgaste llegando a presentarse roturas e incluso desprendimientos por cizallamiento de los tornillos de fijación o incluso por desprendimiento de la base del soporte, comprometiendo la estructura de la rueda de corte.

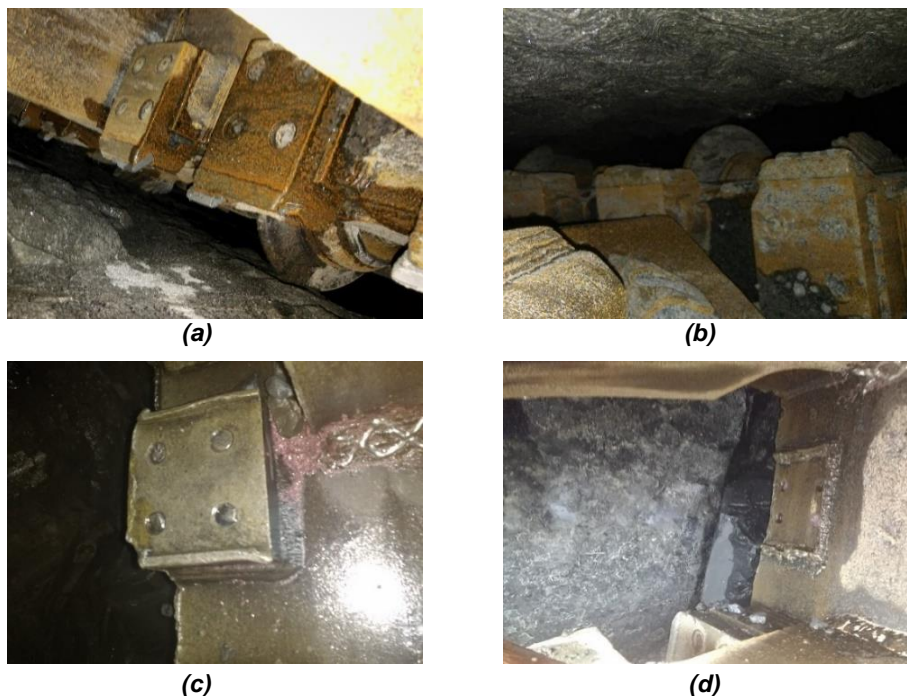


Figura 5.18 Desgaste en cinceles: (a) Rotura frágil; (b) Desgaste por abrasión; (c) Pérdida de cincel por cizallamiento de tornillos; (d) Pérdida de base y cincel. TEO, Tramo IV

5.3 PREVENCIÓN DE DESGASTE EN LAS HERRAMIENTAS DE CORTE

5.3.1 Control de parámetros de excavación

Variación en algunos parámetros de operación de la tuneladora son indicadores de la condición de las herramientas de corte y la pronta actuación ante ellos permiten tomar medidas preventivas para evitar daños a las herramientas y no comprometer la excavación.

Los parámetros relacionados con las condiciones de las herramientas de corte son (Bo, 2010), (Fernández, 2021) (Amoun, Sharifzadeh, Shahriar, Rostami, & Azali, 2016):

- *Fuerza de empuje y fuerza de contacto (corte)*: Un aumento en estas fuerzas puede provocar sobrecargas en las herramientas dando lugar a bloqueos en discos o fracturamiento de las herramientas.
- *Torque de la rueda de corte*: Variaciones en este parámetro son indicios de cambios en la geología, lo que es de especial interés para poder adecuar los parámetros de excavación, evitando así daños en las herramientas. Por otro lado, si la geología no presenta variación y el torque varía, es un indicador del mal estado de las herramientas (pérdida de geometría en cinceles, discos dañados, etc.).
- *Penetración y velocidad de giro de la rueda de corte*: Una mayor tasa de penetración y reducción de la velocidad del giro de la rueda de corte teóricamente reduce el número de cambios de herramientas.
- *Velocidad de extracción de la rezaga de la cámara de excavación*: una extracción lenta del material provoca un aumento en el desgaste a la herramienta y en la estructura de la rueda de corte debido al incremento de la presión de trabajo en el frente de excavación.
- *Modo de excavación: (relacionado con el nivel de material dentro de la cámara de excavación y la presión de trabajo en el frente)*:
 - *Modo cerrado*: la presión de trabajo a la cual está sometida la herramienta es alta, por lo que los discos de corte deben ser seleccionados para altas presiones, de lo contrario los rodamientos tenderán a fallar provocando bloqueos en los discos.
 - *Modo semi-abierto y abierto*: el material produce mayores impactos en las herramientas de corte, provocando daños al cuerpo de las herramientas.
- *Inyección de contacto*: de no existir una eficiente inyección de contacto el agua puede ingresar al frente de excavación modificando la presión de trabajo y alterando las presiones de trabajo esperadas.

- *Inyección de bentonita a través del mamparo en escudo:* al igual que la inyección de contacto, permite mantener la presión de trabajo en el frente de excavación, evitando con ello cambios de presión que dañen los sellos en los discos de corte.

5.3.2 Uso de tensoactivos

El uso de tensoactivos, denominados *espumas*, que se utilizan en la excavación de túneles mecanizados se realiza a través de una serie de puertos distribuidos sobre la rueda de corte con la finalidad de dotar de ciertas características al terreno favoreciendo la excavabilidad, manejo de la rezaga y protección de las partes mecánicas de la rueda de corte.



Figura 5.19 (a) Inyección de espuma a través de la rueda de corte; (b) Comparación de material acondicionado con uso de espuma. Tomado de (Reynolds, 2021), (Peila, 2010)

Entre los beneficios obtenidos en excavabilidad que se obtienen al utilizar tensoactivos se tienen (Fernández, 2021):

- *Disminución del consumo energético:* reduce el torque de la rueda de corte.
- *Disminución de la abrasividad del terreno:* aumenta la duración de las partes mecánicas en contacto con terreno.
- *Manejabilidad del terreno:* en TBM's-EPB reduce la permeabilidad del material permitiendo mantener la presión de trabajo, el flujo de material a través de la rueda de corte y, facilitar la extracción de rezaga de la cámara de excavación.

- *Distribución de la presión de trabajo en la cámara de excavación:* la distribución de las presiones favorece la estabilidad del frente de excavación, disminuyendo los asentamientos en superficie.

Por su parte, el efecto que tiene el uso espumas sobre la herramienta de corte en tuneladoras tipo EPB son (Mendaña Saavedra & Fernández Martínez, 2011):

- Refrigeración del corte mecánico: disminuye la fatiga térmica en las herramientas.
- Reducción de la pegajosidad del terreno: evita que las ventanas y alojamientos de los discos se tapen con la rezaga, evitando así bloqueos en discos de corte.
- Reducción de la abrasividad del terreno: aumenta la vida útil de la herramienta de corte frente al desgaste primario.
- Reducción de formación de *bolas de material* en la zona central de la rueda de corte, fenómeno que aumenta el daño en la herramienta de corte central.
- Distribución y sostenimiento de la presión de frente, protegiendo de cambios de presión que puedan dañar los sellos de los discos de corte.

En cuanto a tuneladoras para rocas, los beneficios del uso de espumas sobre las herramientas de corte son (Wiedenmann, 2008):

- Disminución de la generación de polvo: reduce el daño en los discos de corte debido a que el polvo puede infiltrarse en los rodamientos de los discos provocando daño por bloqueo.
- Disminución de la temperatura en la rueda de corte: disminuye el daño debido a deformaciones plásticas del aro del disco y daño de los sellos.
- Reducción de la abrasividad del terreno: aumenta la vida útil de las herramientas de corte.

En la Figura 5.20 se observa la comparación en diversos proyectos de la tasa de avance, vida útil de las herramientas de corte y el costo de excavación con uso y sin uso de tensoactivos.

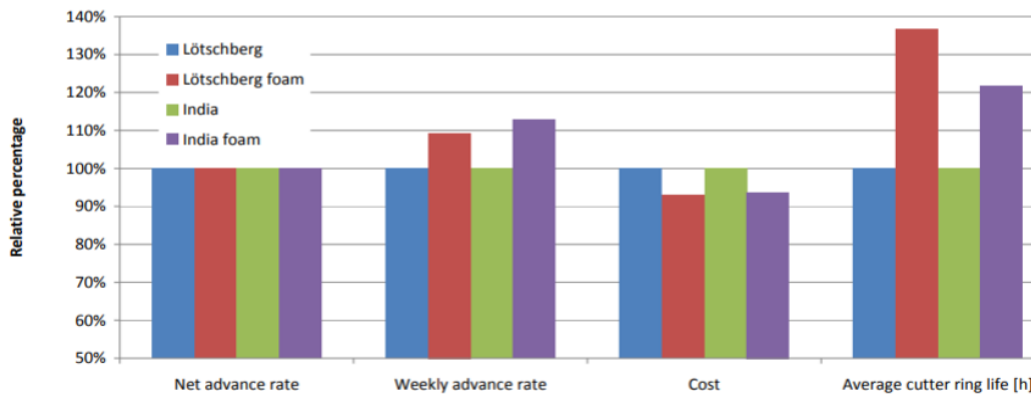


Figura 5.20 Comparación parámetros de excavación con uso y sin uso de tensoactivos en TBM para roca. Tomado de (Langmaack, Grothen, & Jakobsen, 2010)

El diseño de la mezcla, tipo de acondicionante y dosificación es diferente para cada proyecto y es necesario la realización de ensayos de laboratorio para establecer el diseño inicial, sin embargo, al presentarse variaciones en las condiciones en campo el operador de la tuneladora bajo la supervisión del ingeniero de turno y personal técnico de apoyo adecuan los parámetros de dosificación para lograr el efecto deseado en el material excavado.

Entre los ensayos de laboratorio que se realizan se encuentran (Peila, 2010):

- Ensayos de bombeo.
- Ensayo de permeabilidad.
- Ensayo de desgaste.
- Ensayo de simulación de extracción de la rezaga por el tornillo sin fin.

Los parámetros de control y dosificación de los tensoactivos son (Montalbán, 2010):

a) *Concentración del agente espumante (Cf%).*

Disolución del agente espumante en el agua. Los valores de la concentración del agente espumante están comprendidos entre un 2~5 %, variando según las condiciones físico-químicas del terreno.

$$Cf(\%) = \frac{100 \times \text{masa del tensoactivo (kg)}}{\text{masa de la solución espumante (kg)}} \quad (23)$$

b) Tasa de expansión (FER).

Volumen de espuma generado a partir de un volumen dado de solución (agua + agente espumante). Terrenos con alta humedad condicionan la formación de una espuma seca (FER entre 14~20). Por el contrario, terrenos con un alto valor de sequedad o baja cohesividad condicionan la formación de una espuma húmeda (FER entre 7~10) la cual mejora la maleabilidad y ductilidad del mismo.

$$FER = \frac{\text{Volumen de espuma}}{\text{Volumen de solución}} \quad (24)$$

c) Tasa de tratamiento (FIR).

Volumen de espuma total inyectada al frente de excavación respecto al volumen de terreno excavado por avance. Terrenos con un alto efecto de pegajosidad requieren un FIR elevado ≥ 60 .

$$FIR = \frac{\text{Volumen de espuma}}{\text{Volumen de terreno}} \quad (25)$$

5.3.3 Sensores de desgaste en la rueda de corte

Los sensores de desgaste son estructuras diseñadas de tal manera que se conectan a un circuito cerrado presurizado con aceite hidráulico o de algún otro tipo y que proporcionan en tiempo real la información de la presión dentro del circuito al operador de la tuneladora.

Cuando el desgaste y/o daño de en la herramienta de corte es excesivo y la distancia que separa la estructura de la rueda de corte con el terreno disminuye provoca que los sensores entren en contacto con el terreno y comiencen a desgastarse hasta que el circuito cerrado se despresuriza, momento en el cual una alerta es enviada al operador para detener la excavación y realizar las inspecciones pertinentes.

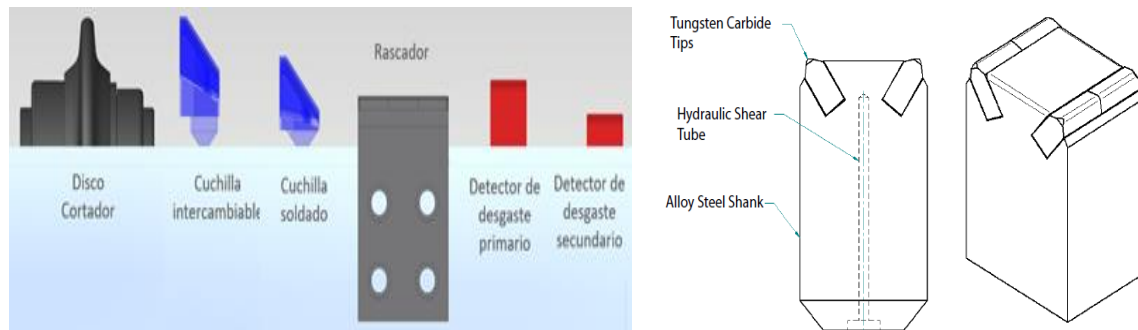


Figura 5.21 Sensores de desgaste. Tomado de (González Izquierdo R. , 2020)

5.4 INSPECCIÓN Y CAMBIO DE HERRAMIENTA DE CORTE

Debido a que el desgaste que sufren las herramientas de corte es algo que no puede ser evitado es necesario programar y llevar a cabo inspecciones preventivas con el propósito de detectar herramientas con desgaste fuera del límite establecido o que presenten daño debido a desgaste secundario y para monitorear el comportamiento del desgaste general de las herramientas.

Existen diferentes criterios para determinar la distancia entre cada una de las inspecciones de la rueda de corte, como:

- *Avance máximo en función de la resistencia a compresión del material:* ejemplo de este criterio se observa en la programación de inspecciones propuesta para el Túnel Lanzhou, en la cual a partir de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca se estableció el avance máximo entre inspecciones, siendo un intervalo de tres anillos excavados para una resistencia entre 60 a 90 MPa, dos anillos excavados para una resistencia entre 90 a 120 MPa, un anillo excavado para una resistencia entre 120 a 150 MPa y, revisiones a la mitad de cada excavación para resistencias mayores a 150 MPa (Yang, y otros, 2019).
- *Avance máximo en función de la abrasividad del material:* un intervalo razonable entre inspecciones varía entre 150 a 200 anillos (270 a 360 m aproximadamente) reduciendo esta distancia en terrenos muy abrasivos (González Páez, 2014).

- *Avance máximo en función del desgaste de las herramientas de corte:* Farrokh & Kim proponen una longitud máxima para revisión (IL_{max}), la cual está en función de la pérdida de peso admisible de los discos periféricos, así como de un subintervalo (Rd) en función de la pérdida admisible de los discos frontales. Estos intervalos están dados por (Farrokh & Kim, 2018):

$$IL_{max} = \frac{\text{Pérdida admisible de peso de los discos periféricos}}{2 \times \pi \times R \times S \times Spcwl} \quad (26)$$

Donde (IL_{max}) es la longitud máxima de revisión; (R) es el radio de la rueda de corte; (S) es el espaciado entre disco; y ($Spcwl$) es la pérdida específica de peso del disco determinado con el método NAT.

$$Rd = \frac{\text{Pérdida admisible de peso de los discos frontales}}{2 \times \pi \times r \times S \times Spcwl} \quad (27)$$

Donde (Rd) es la longitud máxima del subintervalo; (r) es el radio de instalación del disco; (S) es el espaciado entre discos; y ($Spcwl$) es la pérdida específica de peso del disco mediante el método NAT.

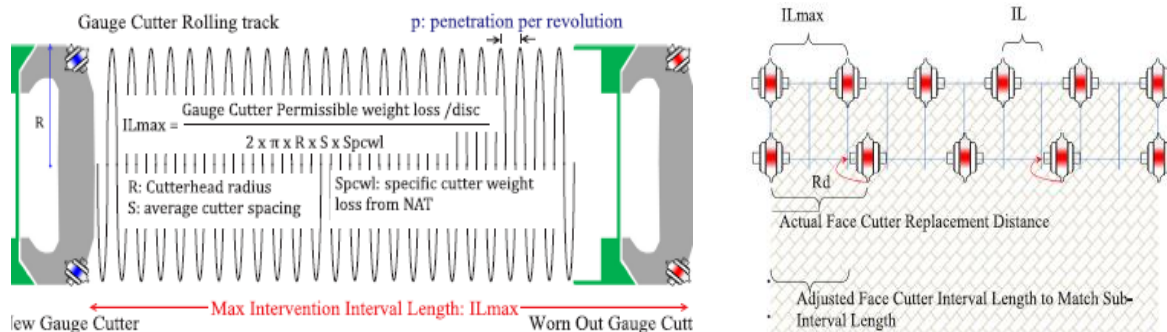


Figura 5.22 Diagrama de longitud máxima de avance. Tomado de (Farrokh & Kim, 2018)

Pese a que la distancia máxima para realizar inspecciones puede ser estimada, en la práctica es poco probable seguir de manera fiel dicha programación. Por lo tanto, se debe de realizar un exhaustivo monitoreo de los desgastes de las herramientas de corte en cada revisión. Con estos datos se puede optimizar la distancia máxima en la cual se debe de realizar las inspecciones, minimizando así el número de paradas del ciclo de excavación.

Durante las inspecciones realizadas a las herramientas se debe de:

- En el caso de discos de corte:
 - Verificar las condiciones físicas del aro de corte, girándolo 360° para detectar posibles fisuras, golpes o bloqueos.
 - Verificar que no existan daños en el cuerpo del disco, exposición de los sellos y pérdida de aceite.
 - Tomar lectura del desgaste del aro de corte mediante un escantillón específico para la marca del disco (usar uno distinto puede arrojar lecturas erróneas).
- En el caso de cinceles:
 - Verificar la existencia de fisuras o fracturas en el cuerpo del cincel.
 - Pérdida del calibre y ángulo de ataque.
 - Condiciones del recubrimiento antidesgaste.
- Revisión de la tornillería de sujeción de las herramientas de corte, apriete o remplazo de ella según sea el caso.

Además de las actividades mencionados, las inspecciones son utilizadas para la revisión general de la rueda de corte, es decir, revisión de la estructura, líneas de inyección de espuma, condiciones del sello exterior de la junta rotaria, etc.

Respecto a los límites de desgaste permitidos en discos de corte, este varía según su posición y las exigencias del proyecto. En la Tabla 5.4 se muestran algunos límites establecidos en algunos proyectos relevantes:

Tabla 5.4 Desgaste máximo en discos de corte

Proyecto	Discos centrales (mm)	Discos frontales (mm)	Discos periféricos (mm)
Túnel Línea 3 Guadalajara, México	30	25	15
Túnel Lanzhou, China	25	20 ~ 30	13
Túnel Emisor Oriente, México	30	30	13 ~ 25



Figura 5.23 Toma de desgaste en discos de corte. TEO, Tramo IV

Es común que, si un disco periférico es cambiado debido a desgaste primario este pueda ser reutilizado en alguna posición frontal debido a que estas posiciones se tiene mayor tolerancia en cuanto al límite de desgaste.

Por otra parte, se recomienda que el cambio de herramientas se realice en grupos para evitar cargas excesivas en montajes individuales y tener un uso más eficiente de los cortadores en el cambio. Si del grupo de cambio, un disco es remplazado por algún tipo de desgaste, es recomendable utilizar un disco parcialmente desgastado para evitar sobrecargas a los discos contiguos que induzcan desgastes iniciales excesivos (González Izquierdo R. , 2020).

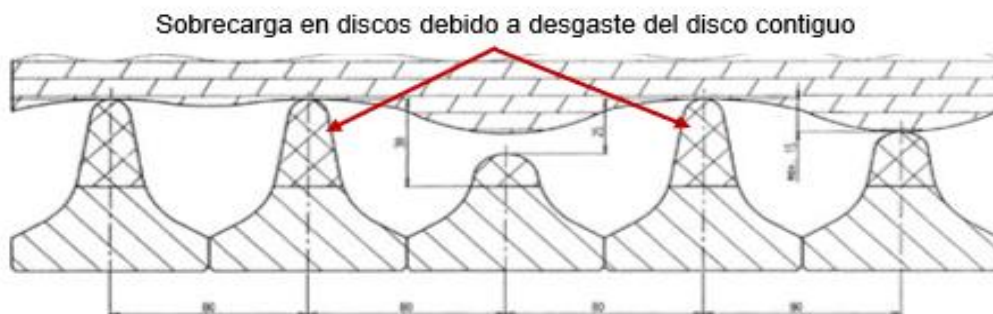


Figura 5.24 Desgaste entre discos contiguos. Tomado y editado de (Leng, 2005)

En lo que respecta a cinceles (rastreles, picas, etc.), no existe mucha discusión sobre las tolerancias para el desgaste, siendo los fabricantes de las tuneladoras y el contratista los que establece criterios para ello durante la ejecución del proyecto.

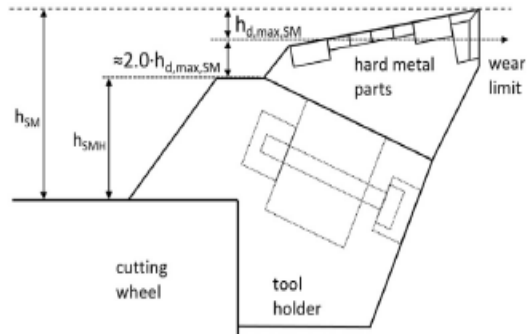


Figura 5.25 Límite de desgaste en cinceles (calibre). Tomado de (Conrads, Scheffer, König, & Thewes, 2018)

5.4.1 Intervenciones atmosféricas

Las intervenciones atmosféricas son el proceso mediante el cual el personal ingresa a la cámara de excavación sin la necesidad de algún proceso para estabilizar el frente y poder realizar la inspección de los componentes de la rueda de corte.

Este tipo de intervenciones tienen un menor tiempo de duración y costo a comparación de las intervenciones hiperbáricas, motivo por el cual es preferible estudiar el trazo del túnel para identificar las zonas en las que se tendrán las condiciones adecuadas para realizarlas. En caso de que no existieran zonas con las características requeridas, es posible inducirlas mediante el mejoramiento del terreno y/o abatimiento del nivel freático, sin embargo, esta solución debe ser analizada y compararla contra los requisitos, costos y proceso de una intervención hiperbárica para así optar por la solución más viable.

El proceso para realizar una intervención atmosférica puede resumirse en (González Izquierdo R. , 2020):

- Al finalizar la excavación del anillo en curso, se realiza una sobre-excavación de 0.15 a 0.20 m haciendo uso de los cilindros de articulación con los que cuenta la TBM. Una vez realizada la sobre-excavación, se retrae la rueda de corte a su posición original. Este proceso se realiza con la finalidad de facilitar el cambio de herramientas creando un espacio entre la rueda de corte y el terreno.

- En el caso de TBM para suelos, se realiza el vaciado parcial de la cámara de excavación con la finalidad de tener acceso.
- Antes de que el personal ingrese se deberá realizar la ventilación del área, así como la lectura de gases para asegurar la integridad del personal.
- En caso de existir aportación de agua hacia el frente de excavación es necesario garantizar las condiciones de trabajo mediante bombeo de achique.
- Se realiza la limpieza de las ventanas, brazos y herramienta de corte con agua a presión, rompedoras, etc. según se requiera para facilitar la inspección y medición del desgaste de las herramientas de corte, así como la revisión general de la rueda de corte.
- Se realiza la inspección de las herramientas de corte llevando un registro de la información (desgastes, daños, etc.). Con el análisis de los datos obtenidos se programan los cambios de herramientas necesarios.
- Se realizan los cambios de las herramientas de corte programadas.
- Se realizan revisiones a los componentes generales de la rueda de corte.
- Finalizada la inspección, lectura de desgastes y cambios de herramientas, se retira todo el equipo instalado dentro de la cámara de excavación, se cierra las compuertas (TBM para suelos) y se procede a reanudar el ciclo de excavación.

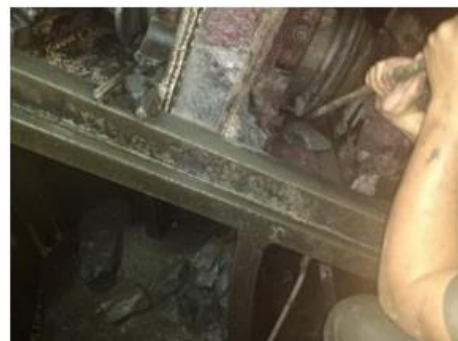


Figura 5.26 Intervención atmosférica. Teo Tramo IV

5.4.2 Intervenciones hiperbáricas

Las intervenciones hiperbáricas se realizan en condiciones en las cuales el terreno es inestable o cuando la presencia de agua es tal que no permite el acceso del personal a la cámara de excavación y, además, que no sea posible continuar la

excavación hasta un punto con mejores condiciones que permitan la realización de una intervención en condiciones atmosféricas.

En una intervención hiperbárica, el frente se presuriza con aire a presión respirable para estabilizar el frente de excavación y evitar el ingreso de agua. Esta presurización implica que el personal que ingresa a realizar los trabajos de inspección y cambio de herramientas deben ser sometido a un proceso de presurización y despresurización, siendo necesario en algunos casos la contratación de personal especializado para realizar las actividades. *El Manual de Buceo de Marina de EUA* presenta información referente a trabajos bajo condiciones de presurización que son una guía para este tipo de intervenciones.

Para lograr las condiciones de presurización la tuneladora cuenta con sistemas que permiten inyectar y controlar la cantidad de aire para lograr la presión de trabajo deseada y mantenerla, además de cámaras hiperbáricas para que el personal se pueda presurizar y despresurizar para realizar los trabajos y cámaras especiales para el suministro de materiales.

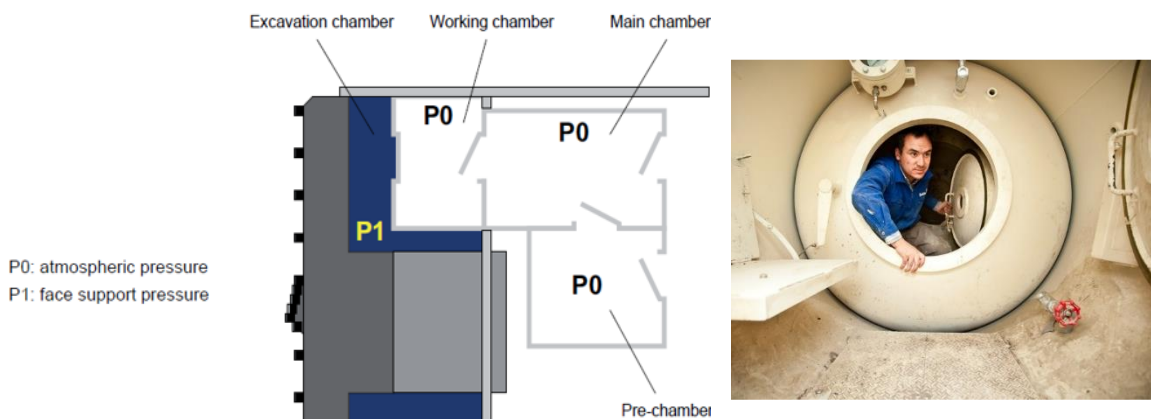


Figura 5.27 Cámaras hiperbáricas en TBM. Tomado de (González I., 2020)

Antes de proceder con preparativos previos a la intervención hiperbárica es necesario conocer el tipo de material del frente de excavación, el recubrimiento superficial y la existencia de estructuras cercanas con la finalidad de determinar la presión de trabajo necesaria para la intervención (Bo, 2010).

Para estabilizar el frente, se tienen diferentes alternativas, como (González I., 2020):

- Inyección y mezclado de bentonita con la rezaga para crear una pantalla de lodos y poder realizar un vaciado parcial de la cámara. Posteriormente se presuriza con aire a presión.
- Reemplazo de la rezaga de la cámara de excavación con bentonita, la cual posteriormente se permea con el terreno para formar una pantalla de lodos.
- Reemplazo de toda la rezaga de la cámara de excavación con aire comprimido.

En el caso del uso de bentonita para la creación de una pantalla de lodos impermeable, denominada “*cake*”, es necesario un estricto control de la dosificación para obtener las características necesarias. Para terrenos muy permeables se requiere que la mezcla tenga gran retención de sólidos en suspensión que limite la penetración en el terreno, lo cual se denomina *cake de impregnación* o *cake externo*. Para terrenos cohesivos pero porosos y filtrantes se requiere que la mezcla tenga alta capacidad de retención de agua, lo que se denomina *cake de infiltración* o *cake interno* (Bo, 2010).

El proceso general para realizar una intervención hiperbárica es (González I., 2020):

- Durante la excavación previa a la intervención, se realiza la inyección de bentonita a la cámara de excavación con la finalidad de crear el *cake*.
- Al finalizar la excavación del anillo, se realiza una sobre-excavación de 0.15 a 0.20 m mediante los cilindros de articulación con los que cuenta la TBM. Una vez realizada la sobre-excavación, se retrae la rueda de corte a su posición original. Este proceso se realiza con la finalidad de crear un espacio entre la rueda de corte y terreno que facilite el cambio de las herramientas.
- Se realiza el vaciado parcial o total de la cámara de excavación.
- Se realiza la inyección de aire comprimido hasta llegar a la presión establecida para la estabilización del frente, dando un lapso para verificar si existen pérdidas de presión. Una vez verificado la estabilidad de los parámetros, el personal puede ingresar.

- El personal es sometido a un proceso de compresión mediante el uso de las cámaras hiperbáricas para poder ingresar a la cámara de excavación. El tiempo que permanecerá el personal dentro de la cámara está en función de la presión a la que están sometidos, siendo intervalos relativamente cortos, motivo por el cual se debe de contar con varios grupos de trabajo para poder dar continuidad a las tareas.
- Se realiza la limpieza de las ventanas, brazos y herramienta de corte con agua a presión, pistolas neumáticas, etc. según se requiera para facilitar la inspección y la toma de desgastes de las herramientas de corte.
- Se realiza la inspección de la herramienta de corte y se lleva registro de la información obtenida con la cual se programa los remplazos necesarios.
- Se realizan los cambios de las herramientas de corte programadas a partir de la inspección.
- Se realizan revisiones a los componentes de la rueda de corte.
- Finalizada la inspección, lectura de desgastes y los cambios de herramientas de corte se retira todo el equipo instalado en la cámara de excavación, se cierra las compuertas y se procede a reanudar el ciclo de excavación.

5.4.3 Nuevas tecnologías en inspección de herramientas

Con la finalidad de realizar las inspecciones de forma más rápida y segura se han desarrollado innovaciones en el proceso de inspección y cambio de herramientas de corte, entre ellas:

a) Robot NeTTUN.

Proyecto en desarrollo por el Centro Alemán de Investigaciones de Inteligencia Artificial (GmbH) con el objetivo de disminuir la entrada de personal a la cámara de excavación en condiciones hiperbáricas y disminuir el número de accidentes. También tiene como objetivo mejorar la eficiencia general evitando los tiempos muertos debido a los procesos de descompresión del personal.

El sistema está conformado por cinco componentes principales: receptor del disco, sistema logístico de la herramienta de corte, desplegador del robot, brazo articulado y manipulador. La presión bajo la cual puede operar es de hasta 10 bar, temperatura entre 10 a 50 °C y una relación de humedad de hasta el 100% (Camus & Moubarak, 2015)

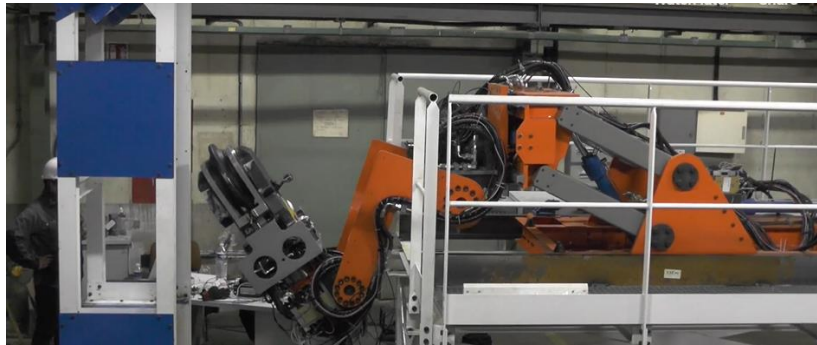


Figura 5.28 Prototipo de robot NeTTUN. Tomado de (Kirchner, 2020)

b) Sistema IIRTT.

Este sistema desarrollado por Gangqiang tiene como propósito disminuir la necesidad de emplear personal en intervenciones hiperbáricas y disminuir el tiempo necesario para realizarlas. El sistema consiste en dos equipos, un robot para la inspección y uno para realizar el cambio de las herramientas.

El robot de inspección (*robot serpiente*) puede alcanzar cualquier zona dentro de la rueda de corte y cuenta con un puerto de expulsión de agua a presión para realizar la limpieza, luminaria, y una cámara para la navegación del robot e inspección.

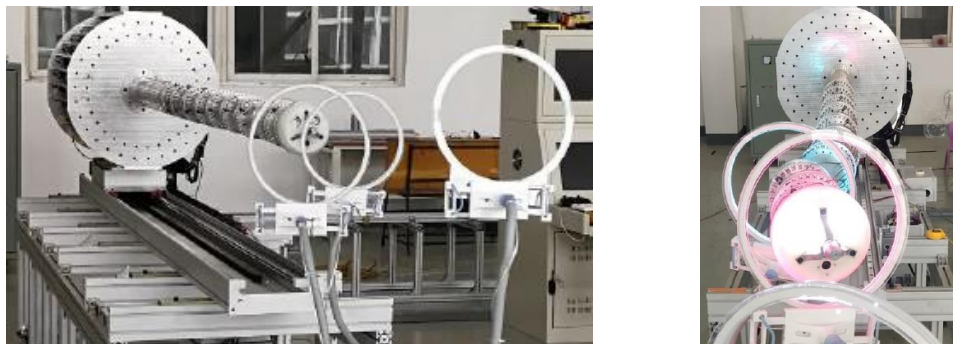


Figura 5.29 Robot de inspección, sistema IIRTT. Tomado de (Gangqiang, 2019)

El robot para el cambio de las herramientas (*robot de seis ejes*), está conformado por un manipulador multifunción, un dispositivo de despliegue, un sistema de sujeción de la herramienta de corte, un sistema de control, una estación hidráulica y una estación de bombeo de agua a presión.



Figura 5.30 Robot para cambio de herramienta, sistema IIRTT. Tomado de (Gangqiang, 2019)

Ambos robots son almacenados en una cabina sellable con acceso a la cámara de excavación y hacia la TBM, de manera que no interfiera con el proceso de excavación (Gangqiang, 2019).

c) Inspección de discos periféricos mediante ensayo de penetración de cono.

Proceso desarrollado con la finalidad de monitorear periódicamente el desgaste de los cortadores periféricos sin la necesidad de recurrir al paro del ciclo de excavación y enfocado para uso en tuneladoras para suelos. Se basa en la suposición de que el sobrecorte realizado por la herramienta periférica es menor a medida que el desgaste aumenta en la herramienta, además de que debido a la presurización existente el terreno no colapsa sobre el escudo.

Para la medición del sobrecorte se diseñó un dispositivo para realizar pruebas CPT a través de los puertos de inyección con los que cuentan los escudos. La penetración del cono se realiza mediante un gato hidráulico, siendo la relación entre la presión y la profundidad de penetración los parámetros para determinar la longitud del sobrecorte.

Las pruebas se realizan cuando la tuneladora no este excavando y requiere de dos operadores, además de que la prueba debe de ser realizada por lo menos en dos puntos distintos para generar una menor incertidumbre de los resultados. Uno de los operadores toma la lectura de la longitud de penetración con una cinta métrica y el otro registra la presión correspondiente a la distancia de penetración. La prueba se detiene cuando la presión aumenta significativamente.

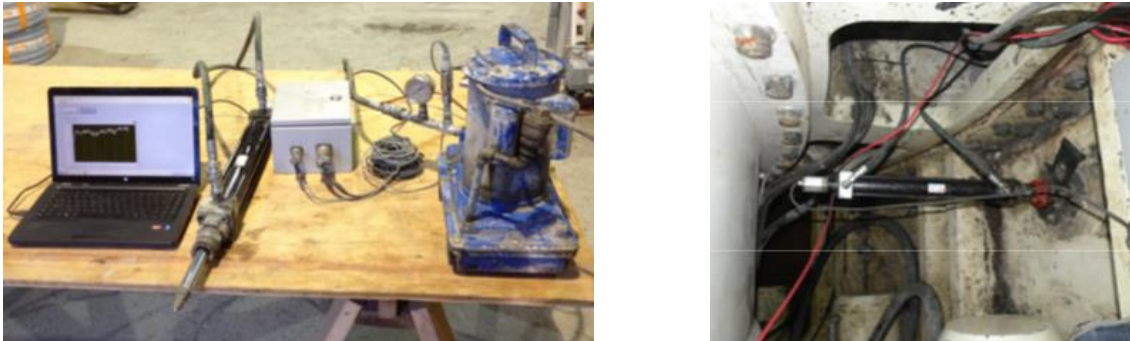


Figura 5.31 Equipo para prueba CPT. Tomado de (Gharahbagh, Mooney, Glen, Walter, & DiPonio, 2013)

Los resultados obtenidos en la aplicación de este modelo en el Túnel de Tren Ligero de Conexión en Seattle confirmó la hipótesis de que el desgaste de los cortadores périceros puede ser medido a través de la medición del sobrecorte (Gharahbagh, Mooney, Glen, Walter, & DiPonio, 2013).

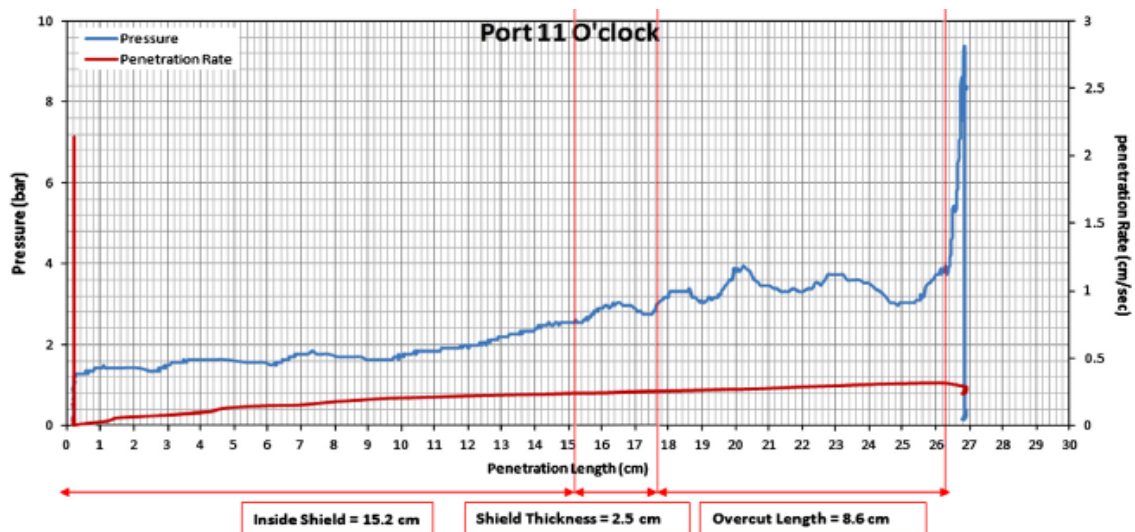


Figura 5.32 Medición de longitud de sobrecorte en dos puntos, anillo 67 del Túnel de Tren Ligero de Conexión. Tomado de (Gharahbagh, Mooney, Glen, Walter, & DiPonio, 2013)

d) Monitoreo de la rueda de corte mediante circuito cerrado CCTV.

El monitoreo de la rueda de corte mediante CCTV se realiza a través de la instalación de cámaras de video que transmiten en tiempo real a la cabina de operación con la finalidad de poder realizar una inspección visual de la cámara de excavación. Esto representa ahorros de tiempo que implican el proceso de realizar una intervención atmosférica o hiperbárica.

Para realizar la inspección vía CCTV es necesario un vaciado parcial de la cámara de excavación para tener visibilidad.

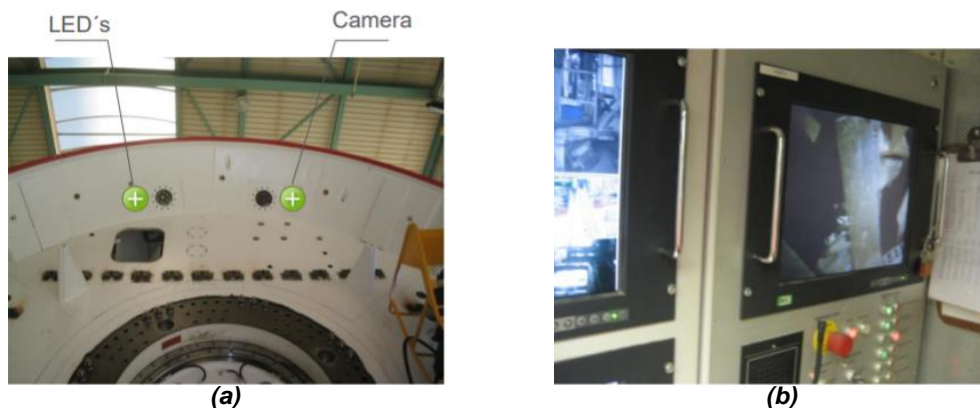


Figura 5.33 Inspección mediante CCTV. (a) Cámara instalada en mamparo de TBM; (b) Visualización en cabina de operación. Tomado de (Herrenknecht Tunnelling Systems USA, 2016)

e) Rueda de corte con sistema de cambio atmosférico.

Este tipo de rueda de corte fue empleada por primera vez en el Túnel de Río Elba, Hamburgo, por la compañía Herrenknecht y son pensadas para ambientes en los cuales se presentarán altas presiones.

La rueda de corte es diseñada de manera que cuente con brazos huecos en los cuales pueda entrar el personal y realizar los trabajos de inspección y cambio de herramientas en condiciones atmosféricas.

Las herramientas de corte son diseñadas específicamente para este tipo de ruedas, de manera que la instalación se pueda realizar a través de una compuerta sin la

necesidad de presurizar el interior de brazo. Sin embargo, entre las dificultades que representa este sistema se tiene que la separación de la herramienta de corte está restringida debido al mayor espacio que requieren para su instalación, por lo que una de las líneas a mejorar es la reducción del tamaño de los componentes de las herramientas (Duhme, 2017).

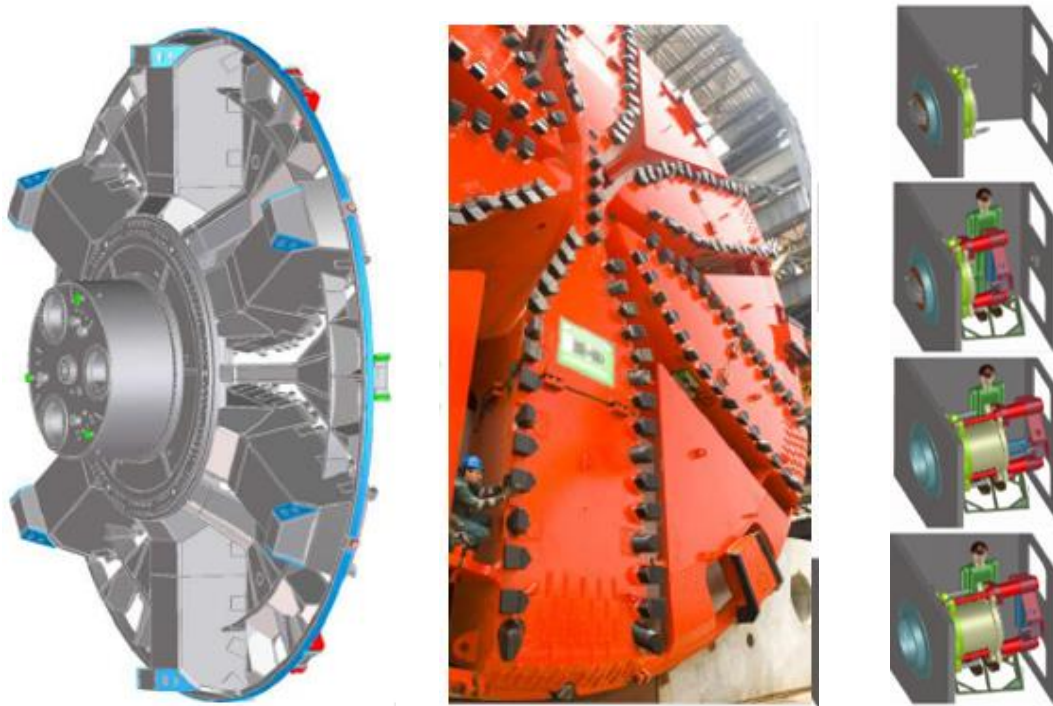


Figura 5.34 Sistema de cambio atmosférico en rueda de corte. Tomado de (Herrenknecht Tunnelling Systems USA, 2016)

CAPÍTULO 6

VIDA ÚTIL Y CONSUMO DE HERRAMIENTAS

El costo debido al consumo de las herramientas de corte en un túnel mecanizado puede llegar a valores entre el 20% y el 30% del costo total de operación de la tuneladora (Giraldo Paredes E. M., 2010). Un alto consumo de herramientas representa un incremento en el costo y en el tiempo de ejecución de la obra debido a un mayor número de paros del ciclo de excavación.

El consumo de herramientas de corte depende de la vida útil de la herramienta de corte, por lo tanto, es necesario estimar de manera aproximada la vida útil y el consumo que se tendrá antes de iniciar el proyecto. Además, se debe de retroalimentar el modelo desarrollado durante el proceso de excavación con información de campo proveniente de las inspecciones realizadas.

El análisis del consumo y vida útil de las herramientas hace uso de la información proveniente de la campaña de exploración del terreno, además de ensayos de laboratorio específicos para obtener los índices de abrasividad del terreno, parámetro principal para la estimación. Sin embargo, hay que resaltar que este tipo de obras tienen un alto grado de incertidumbre en cuanto a la caracterización geológica-geotécnica lo cual propicia que existan variaciones en cuanto a las estimaciones realizadas y las reales durante la ejecución del proyecto.

Por otra parte, cabe señalar que los modelos existentes para la estimación de la vida útil de las herramientas de corte están basados en correlaciones con un coeficiente de desgaste, alguna de las características del material (resistencia, grado de fracturación, foliación, intercalaciones del material, etc.), características de la rueda de corte (espaciamiento, diámetro, etc.), características de las herramientas de corte (tipo de herramienta, material de construcción, etc.), así como los efectos del desgaste secundario que sufren las herramientas. Por lo tanto, existe una variación entre los resultados estimados y los reales (Liu, y otros, 2017).

6.1 ESTIMACIÓN DE LA VIDA ÚTIL

La vida útil de la herramienta de corte hace referencia al tiempo que las herramientas están en funcionamiento con un nivel de trabajo aceptable (González Páez, 2014), recordando que el desgaste que sufren las herramientas provoca una pérdida del volumen que las constituyen y un cambio de su geometría exigiendo mayor energía específica para excavar el mismo volumen de material.

Existen diversos índices para medir la vida útil de la herramienta de corte los cuales han demostrado proveer estimaciones razonables y eficientes. Estos índices consideran que la vida útil es la misma para todas las herramientas de la rueda de corte sin importar la posición en la que se ubiquen (Tabla 6.1) (Wang, y otros, 2020).

Tabla 6.1 Índices de medición de vida útil de herramientas. Tomado de (Wang, y otros, 2020)

Índice	Símbolo	Unidad
Horas de uso por herramienta	H_h	h/herramienta
Distancia recorrida por herramienta	H_m	m/herramienta
Volumen de material excavado por herramienta	H_f	m ³ /herramienta
Desgaste de la herramienta por distancia recorrida	V_m	mm/m
Volumen por grado de desgaste	E_f	m ³ /mm

El índice H_f , volumen de material excavado por herramienta, es utilizado para ignorar la influencia que tiene el diámetro del túnel sobre la vida útil de las herramientas ya que a medida que el diámetro del túnel aumenta la vida útil disminuye (Liu, y otros, 2017).

Los modelos desarrollados para la estimación de la vida útil, según el proceso de cálculo, se dividen en dos categorías (Wang, y otros, 2020):

- *Modelos empíricos*: estiman la vida útil mediante el cálculo de la interacción mecánica de la herramienta de corte con el terreno. Por ejemplo, el mecanismo de fracturamiento considerando la resistencia a compresión y el índice de abrasividad como parámetros de entrada o, la relación entre la energía específica (SE) y el grado de desgaste.

- *Modelos estadísticos*: toman como base la vida útil de la herramienta, las características del terreno y el comportamiento de la tuneladora observados en diferentes proyectos. Los modelos estadísticos tienen como objetivo principal predecir la vida media de las herramientas de corte y son utilizados para evaluar el consumo total en un proyecto, sin embargo, no analizan la diferencia de consumo según la posición en la que este instalada la herramienta.

6.1.1 Estimación de vida útil en discos

a) *Modelo de Wijk* (Wijk, 1992).

Para discos de sección en “V” la vida útil se estima en relación a la distancia que el disco a rodado en el frente del túnel y está estimada por:

$$L = \frac{\Sigma \times d \times w^3 \times \cot(\theta)}{F \times \sqrt{\sigma_c \times \sigma_{PLT}} \times CAI^2} \quad (28)$$

Donde (L) es la vida útil de los cortadores en m; (Σ) es el coeficiente de desgaste; (d) es el diámetro del disco en m; (w) es el desgaste plano del disco en m; (θ) es el ángulo de la punta del disco (Figura 6.1); (F) es la fuerza aplicada al disco en N; (σ_c) es la resistencia a la compresión simple en Pa; (σ_{PLT}) es el índice de prueba de carga puntual para resistencia a la tensión de la roca en Pa; y (CAI) es el índice de abrasión Cerchar.

La estimación del desgaste plano es estimada por:

$$w = 2 \times p \sqrt{1 - \frac{\pi}{2 - \theta} \times \tan(\theta)} \quad (29)$$

Donde (w) es el desgaste plano del disco en m; (p) es el radio del filo del disco en m; y (θ) es el ángulo de la punta del disco.

Para discos de sección constante, CCS, la vida útil está dada por:

$$L_{max} = \frac{6 \times \Sigma \times d \times w^3 \times H}{F \times \sqrt{\sigma_c \times \sigma_{PLT}} \times CAI^2} \quad (30)$$

Donde (L_{max}) es la vida útil de los discos en m; (Σ) es el coeficiente de desgaste; (d) es el diámetro del disco en m; (w) desgaste plano del disco en m; (H) es la reducción máxima del radio del disco en m (Figura 6.1); (F) es la fuerza aplicada al disco en N; (σ_c) es la resistencia a la compresión simple en Pa; (σ_{PLT}) es el índice de prueba de carga puntual para resistencia a la tensión de la roca en Pa; y (CAI) es el índice de abrasión Cerchar.

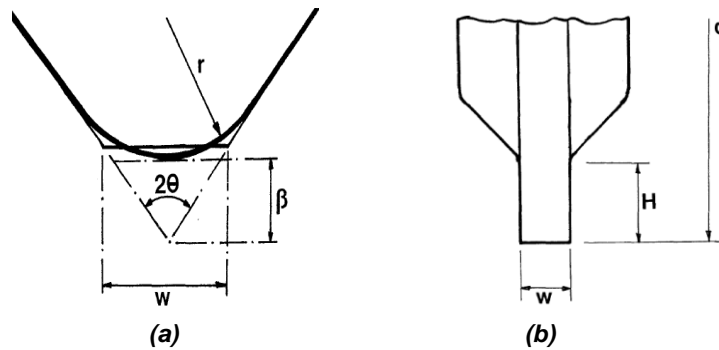


Figura 6.1 (a) Disco de sección V; (b) Disco de sección CCS. Tomado de (Wijk, 1992)

b) Modelo CSM y CSM Modificado (Yagiz, 2003).

El modelo de la Escuela de Minas de Colorado (CSM) fue desarrollado por Rostami & Ozdemir en 1997 con base a resultados de pruebas de corte lineal (LCM) y supuestos matemáticos sobre el proceso de fragmentación de la roca (Brino, Pella, Steidl, & Fasching, 2015). El modelo utiliza las propiedades de la roca intacta, la geometría, el espaciamiento y la posición del disco. (Pérez Fernández, 2018). En 2001 es realizada una modificación por Yagiz agregando parámetros de la fragilidad de la roca intacta y las propiedades de fractura de los macizos rocosos como índices del modelo (Yagiz, 2003).

Ejemplo de los parámetros de entrada y resultados para el análisis del modelo CSM Modificado realizado por Yagiz se muestran a continuación:

Project and Tunnel Information

Project Name:

Project Location:

Contractor:

Owner:

Tunnel Diameter: m

Tunnel Length: m

Machine Information

Machine Type:

Machine Model:

Cutterhead Diameter: m

Number of Cutters:

Cutterhead RPM:

Total Installed Thrust: kN

Thrust Efficiency: %

Total Installed Power: kW

Drive Efficiency: %

Cutter Geometry and Cost

Cutter Diameter: mm

Cutter Tip Width: mm

Max. Cutter Load: kN

Max. Linear Speed: m/mi

Price for Hub: \$

Price for Ring: \$

	start	end	SF
Center Cutters:	<input type="text" value="1"/>	<input type="text" value="4"/>	<input type="text" value="15"/>
Face Cutters:	<input type="text" value="5"/>	<input type="text" value="35"/>	<input type="text" value="1"/>
Gage Cutters:	<input type="text" value="36"/>	<input type="text" value="50"/>	<input type="text" value="1,35"/>

Rock Mass Properties

UCS MPa BI

BTS MPa RFI

Face Condition

Face Condition: Uniform Face

INPUT DATA FOR INTACT ROCK PROPERTIES						Go to Rock Mass Properties
Geological Information			Intact Rock Properties			Disc Parameters
Geological Formations	Stations (m)	Rock Type	Compression UCS (Mpa)	Tensile BTS (Mpa)	Abrasivness CAI	Cutter Ring/Hub Ratio
1	269	Metamorphic	215	10	3,5	5
2	280	Metamorphic	230	7	4,4	5

PREDICTED MACHINE PERFORMANCE														Return to Project	
PROJECT INFORMATION				TBM SPECIFICATIONS											
Project Name:	Queens Tunnel			Machine Type:	Model 235-282		Total Installed Thrust:	15.000 kN							
Location:	Queens, NY			Cutterhead Diameter:	7,00 m		Thrust Efficiency :	90%							
Contractor:	GPS			No. of Cutters:	50		Net Thrust:	13.200 kNm							
Owner:	City of New York			Cutterhead RPM:	8,3 rpm		Max. Cutterhead Torque:	4.857 kNm							
Tunnel Diameter:	7,15 m			Cutter Type:	Disc Cutter		Drive Efficiency:	90%							
Total Length:	25127 m			Cutter Diameter:	19 mm		Net Cutterhead Torque :	4.371 kNm							
Area:	40 m2			Cutter Tip Width:	0,75 mm		Total Installed Power:	4.220 kW							
				Face Cutter Spacing:	86 mm		Net Cutterhead Power:	3.798 kW							
				Maximum Cutter Load:	311 kN		ROP Limit :	25 m/hr							
Stations (m)	Rock Properties			ROP		Average Forces			TBM			Average Cutter Life		Average Cutter Cost \$/m3	Specific Energy kW-hr/m3
	UCS MPa	BTS MPa	CAI	mm/rev	m/hr	Normal kN	Rolling kN	Thrust kN	Torque kNm	Power kW	hrs	m3/cutter			
269	200	9	3,0	0,61	1,25	228	17	10.095	5.282	1.855	88	113	9,14	28,9	
280	192	9	4,0	0,80	1,56	242	20	10.868	6.363	2.235	88	141	7,21	27,8	

Figura 6.2 Ejemplo de parámetros y salida de entrada. CSM Modificado, Queens Tunnel. Tomado de (Yagiz, 2003)

Debido al carácter privado del modelo CSM no hay acceso público de procedimiento y fórmulas utilizadas. Sin embargo, Schneider et al. desarrollan una gráfica con la cual se puede obtener la vida útil del disco de corte con relación al índice de abrasividad Cerchar, así como su comparación con otros modelos (Schneider, Thuro, & Galler, 2012).

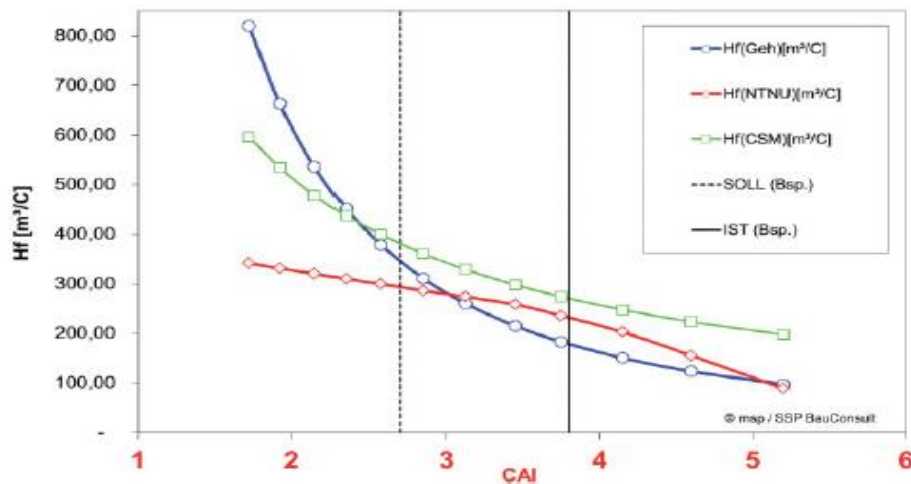


Figura 6.3 Correlación Hf - CAI. Tomado de (Schneider, Thuro, & Galler, 2012)

c) *Modelo RME* (Bieniawski, Celada, Galera, & Tardáguila, 2009).

Modelo que relaciona el *índice de Excavabilidad del Macizo Rocoso (RME)* con el índice de abrasividad Cerchar. La estimación de la vida útil de los discos se encuentra dividida en dos grupos: rocas con resistencia a la compresión mayor a 45 Mpa; y rocas con una resistencia a la compresión menor a 45 MPa. Para valores de resistencia a compresión mayor a 45 MPa, la vida útil está dada por:

$$\frac{disco}{m^3} = \frac{7 \times 10^6}{RME^{4.8}} \quad \text{Para } CAI > 3.00 \quad (31)$$

$$\frac{disco}{m^3} = \frac{628}{RME^{2.77}} \quad \text{Para } 1.50 < CAI < 3.00 \quad (32)$$

$$\frac{disco}{m^3} = \frac{15}{RME^{1.96}} \quad \text{Para } CAI < 1.50 \quad (33)$$

Para rocas con resistencia a la compresión menor a 45 MPa no se han establecido expresiones para relacionar la resistencia a la compresión y el RME con el consumo de herramientas de corte.

Uniaxial compressive strength of intact rock [0-25 points]											
σ_c (MPa)		<5	5-30		30-90		90-180		>180		
Rating		4	14		25		14		0		
Drillability [0-15 points]											
DRI		<80	80-65		65-50		50-40		<40		
Rating		15	10		7		3		0		
Discontinuities in front of the tunnel face [0-30 points]											
Homogeneity			Number of joints per meter					Orientation with respect to tunnel axis			
Homogeneous		Mixed	0-4	4-8	8-15	15-30	>30	Perpendicular	Oblique	Parallel	
Rating		10	0	2	7	15	10	0	5	3	0
Stand up time [0-25 points]											
Hours		<5	5-24		24-96		96-192		>192		
Rating		0	2		10		15		25		
Groundwater inflow [0-5points]											
Liter/sec		>100	70-100		30-70		10-30		<10		
Rating		0	1		2		4		5		

Figura 6.4 Parámetros y puntuación de RME. Tomado de (Farrokh E. , 2013)

d) Modelo de Frenzel (Frenzel, 2012).

La vida útil del disco es estimada como la distancia máxima de rodamiento hasta que el disco deba ser remplazado debido al desgaste primario. Está dada por:

$$CL = \frac{2057}{CAI} \times \frac{R}{216} \quad (34)$$

Donde (CL) es la vida útil del disco en mm; (CAI) es el índice de abrasividad Cerchar; y (R) es el radio del disco de corte en mm.

La distancia promedio de rodamiento de un disco durante una revolución de la rueda de corte (\bar{S}_r) puede ser aproximado mediante:

$$\bar{S}_r = \frac{D_c \times 0.6 \times \pi}{1000} \quad (35)$$

Donde (D_c) es el diámetro de la rueda de corte en m.

Debido a que la vida real del disco es menor a la estimada debido al desgaste primario, el parámetro de corrección (k) es utilizado (Frezel, 2010),

$$k = \sum_i g_i \times k_{ki} \times k_{vi} \quad (36)$$

Donde (g_i) es el peso relativo del número de discos en la zona central, frontal y periférica en la rueda de corte; (k_{ki}) y (k_{vi}) son determinados de la Tabla 6.2. De no contar con los datos para el cálculo del parámetro de corrección se propone utilizar un valor medio de $k = 0.67$ (Rostami, Ozdemir, Bruland, & Dahl, 2005).

Tabla 6.2 Factores de corrección k_k y k_v . Tomado de (Frenzel, 2012)

Zona	k_k	k_v	Zona	k_k	k_v	Zona	k_k	k_v
Discos centrales	0.56	1.0	Discos frontales	0.76	1.0	Discos periféricos	0.92	0.54

El número máximo de revoluciones de la rueda de corte hasta que un disco deba ser remplazado está dado por:

$$U_c = \frac{CL \times k}{\bar{S}_r} \quad (37)$$

Donde (U_c) es el número máximo de revoluciones de la rueda de corte; (CL) es la vida útil del disco en mm; (k) es el factor de corrección; y (\bar{S}_r) es distancia promedio de rodamiento de un disco durante una revolución en mm.

La vida útil neta del disco está dada por:

$$V_c = \frac{D_c^2 \times \pi}{4} \times U_c \times \frac{p}{1000} \times \frac{2 \times S}{D_c \times 1000} \quad (38)$$

Donde (V_c) es la vida útil neta del disco en m^3/disco ; (D_c) es el diámetro de la rueda de corte en m; (U_c) es el número máximo de revoluciones de la rueda de corte; (p) es la tasa de penetración en mm/rev; y (S) es el espaciamiento de los discos de corte en mm.

e) *Modelo de Maidl et al.* (Oggeri & Oreste, 2012).

Oggeri & Oreste en 2012 desarrollaron una serie de expresiones para determinar la tasa de desgaste específico del aro del disco (*SDCWR*) expresada en volumen excavado por disco a partir de la relación demostrada por Maidl en 2001 en la cual el desgaste de la herramienta de corte está conectada con la abrasividad de la roca y la resistencia a compresión.

$$SDCWR \cong 10^{(0.000020 \times \sigma_c^2 - 0.0088 \times \sigma_c + 3.9944)} \quad \text{Para CAI} = 2 \quad (39)$$

$$SDCWR \cong 10^{(0.000007 \times \sigma_c^2 - 0.0056 \times \sigma_c + 3.1889)} \quad \text{Para CAI} = 3 \quad (40)$$

$$SDCWR \cong 10^{(0.000010 \times \sigma_c^2 - 0.0037 \times \sigma_c + 2.8387)} \quad \text{Para CAI} = 4 \quad (41)$$

$$SDCWR \cong 10^{(0.000010 \times \sigma_c^2 - 0.0037 \times \sigma_c + 2.4669)} \quad \text{Para CAI} = 5 \quad (42)$$

$$SDCWR \cong 10^{(0.000005 \times \sigma_c^2 - 0.0037 \times \sigma_c + 2.2371)} \quad \text{Para CAI} = 6 \quad (43)$$

Donde (*SDCWR*) es la tasa de desgaste en m³/disco; y (σ_c) es la resistencia a la compresión simple en MPa.

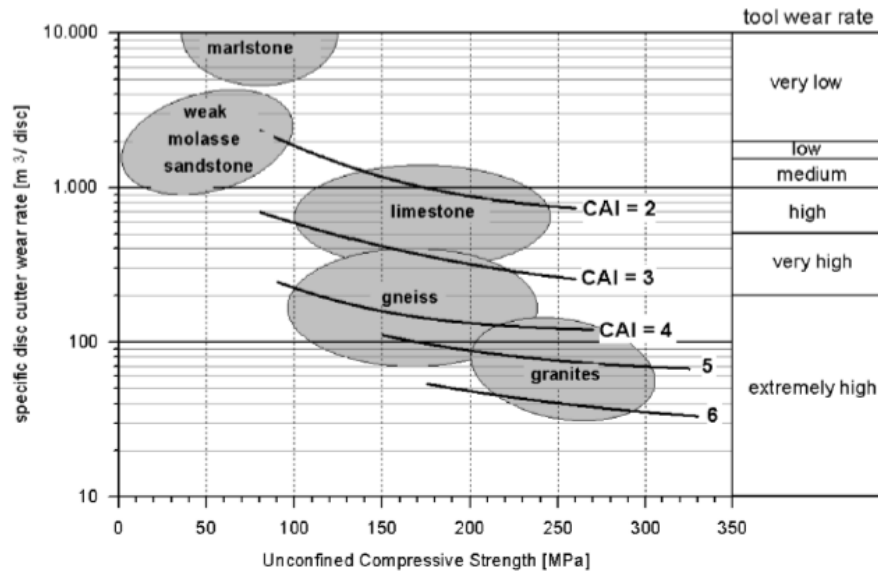


Figura 6.5 Correlación SDCWR – UCS - CAI. Tomado de (Pérez Fernández, 2018)

f) *Modelo WBI* (Farrokh E. , 2013).

Desarrollado por la empresa Wittke Beratende Ingenieure - Wittke Ingenieros Consultores, WBI, el cual relaciona parámetros geotécnicos y de operación de la tuneladora con la vida útil de los discos mediante la expresión:

$$CL = \frac{720 \times d \times PR \times D}{CAI \times RPM \times N} \quad (44)$$

Donde (*CL*) es la vida útil del disco en m³/disco; (*d*) es el diámetro del disco en pulgadas; (*PR*) es la tasa de penetración en m/hr; (*D*) es el diámetro del túnel en m; (*CAI*) es el índice de abrasividad Cerchar; (*RPM*) es las revoluciones por minuto; (*N*) es el número de cortadores.

g) *Modelo Hassanpour* (Hassanpour, Rostami, Tarigh Azali, & Zhao, 2014).

Toma como base el modelo de Bruland de 1998, además de realizar un análisis estadístico para derivar la relación entre la vida útil y los parámetros geológicos-geotécnicos de la roca, observándose que los parámetros de la roca intacta presentan mejor correlación con la vida útil de los discos que los parámetros del macizo rocoso. (Tabla 6.3).

Tabla 6.3 Correlación *Hf* - Parámetros geológicos-geotécnicos. Tomado de (Hassanpour, Rostami, Tarigh Azali, & Zhao, 2014)

	Parámetro	R ²	Hf (m ³ /disco)
Roca	VHNR	0.63	Hf = -2106 Ln(VHNR) + 14567
	UCS (MPa)	0.55	Hf = -1281 Ln(UCS) + 6744.90
	Contenido de cuarzo (%)	0.05	Hf = -10.57 Ln(QC) + 1189.20
	Índice de abrasividad (ABI)	0.68	Hf = -940.10 Ln(ABI) + 6939.40
Macizo	Número de juntas (Jv)	0.28	Hf = 45.53 Jv + 472.28
	RQD (%)	0.32	Hf = -766.8 Ln(RQD) + 4288.90
	GSI	0.28	Hf = -885.8 Ln (GSI) + 4580.90
	RMR Básico	0.31	Hf = -1512 Ln(BRMR) + 7203.70

Con base en el comportamiento observado y a través de un análisis de regresión múltiple se planteó la siguiente ecuación:

$$Hf = -2.669VHNR - 7.891UCS + 3430.955 \quad (45)$$

Donde (*Hf*) es la vida útil del disco en m³/disco; (*VHNR*) es la dureza Vickers; y (*UCS*) es la resistencia a compresión simple en MPa.

La aplicación de este modelo debe ser llevada a cabo para el análisis de proyectos con similares condiciones (rocas piroclásticas con resistencia a la compresión entre 30 a 150 Mpa).

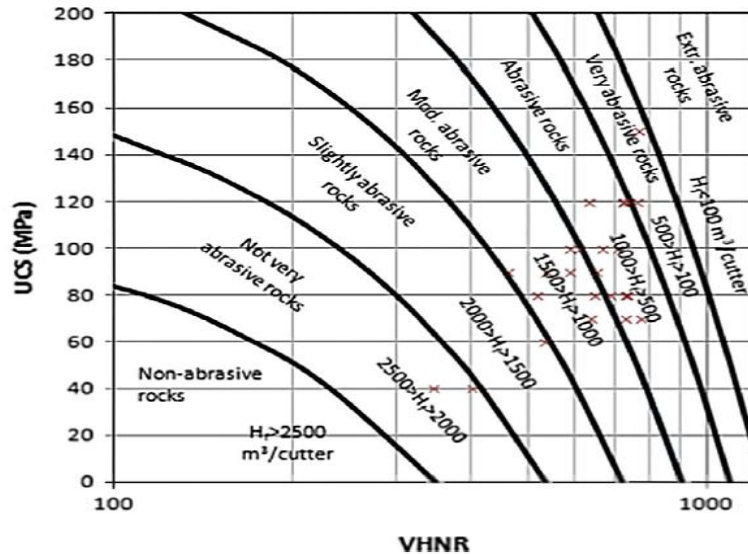


Figura 6.6 Correlación Hf - UCS - VHNR en rocas ígneas piroclásticas y maficas. Tomado de (Hassanpour, Rostami, Tarigh Azali, & Zhao, 2014)

h) Modelo NTNU (Macias, 2016).

Desarrollado mediante la combinación de una robusta base de datos de campo y datos de laboratorio. El método de predicción NTNU es usado ampliamente en rocas duras para la predicción de rendimiento y evaluación de la vida útil del disco.

El modelo introduce el *índice de vida del disco (CLI)* que expresa las propiedades de abrasión del polvo de la roca triturada y la pared rocosa del túnel, esto representa el proceso abrasivo que actúa en el disco.

El índice CLI se encuentra compuesto por el valor de abrasión del polvo de la roca triturada (AVS) y por la dureza de la roca medida mediante el valor J Sievers (SJ).

$$CLI \cong 14 \left(\frac{SJ}{AVS} \right)^{0.4} \quad (46)$$

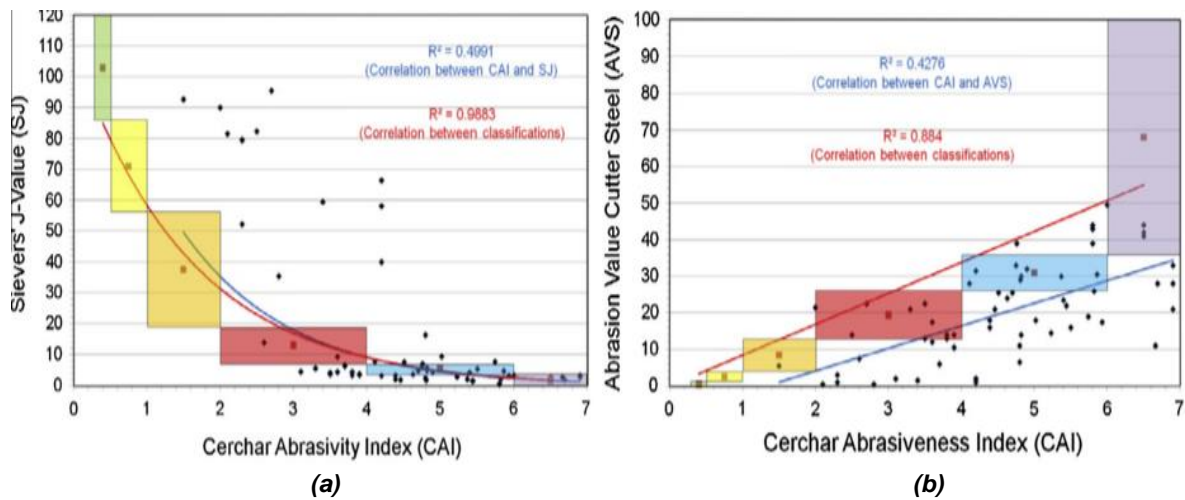


Figura 6.7 (a) Correlación SJ - CAI; (b) Correlación AVS - CAI. Tomado de (Young Ko, kon Kim, Son, & Jeon, 2016)

Según el análisis que se necesite realizar, la estimación de la vida útil del disco puede ser estimado en horas por disco (h/disco), metros por disco (m/disco) o volumen excavado por disco (m³/disco).

La estimación de la vida útil promedio en horas por disco, está dado por la siguiente expresión (Macias, 2016):

$$H_h = \frac{H_0 \times K_D \times K_Q \times K_{rpm} \times K_N \times K_T}{N_{TBM}} \quad (47)$$

Donde (H_h) es la vida útil promedio por hora del disco h/c; (H_0) es la vida útil promedio básica del disco en horas; (K_D) es la corrección por diámetro de la tuneladora; (K_Q) es la corrección por el contenido de minerales abrasivos; (K_{rpm}) es la corrección por la velocidad de giro de la rueda de corte; (K_N) es la corrección por número de cortadores; (K_T) es la corrección para el empuje medio por disco; y (N_{tbm}) es el número de cortadores.

La vida básica del disco está dada por:

$$H_0 \cong -0.0925 \times CLI^2 + 6.165 \times CLI + 0.65 \quad \text{Para } CLI < 30 \quad (48)$$

$$H_0 \cong -0.0044 \times CLI^2 + 1.3333 \times CLI + 67.50 \quad \text{Para } CLI > 30 \quad (49)$$

Donde (CLI) es el índice de la vida del disco.

La corrección por diámetro de la tuneladora (K_D) y la corrección por contenido de minerales (K_Q) es obtenido de Figura 6.8.

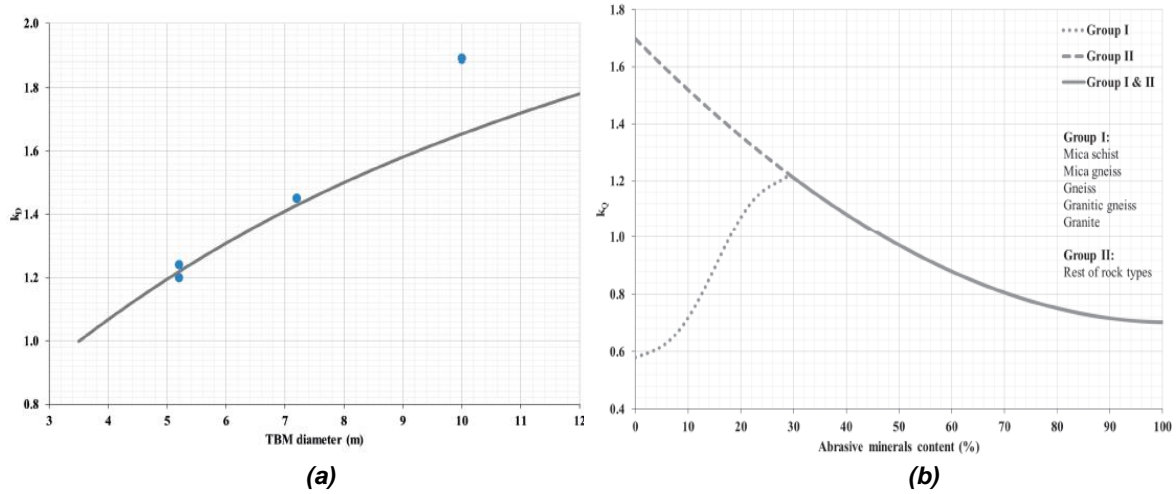


Figura 6.8 (a) Corrección K_D ; (b) Corrección K_Q . Tomado de (Macias, 2016)

La corrección por la velocidad de giro de la rueda de corte (K_{rpm}) está dada por:

$$K_{rpm} = \frac{42/d_{tbm}}{rpm} \quad (50)$$

Donde (d_{tbm}) es el diámetro de la tuneladora en m; y (rpm) es la velocidad de la rueda de corte.

La corrección por número de cortadores (K_N) está dada por:

$$K_N = \frac{N_{tbm}}{N_0} \quad (51)$$

Donde (N_{tbm}) es el número de cortadores; y (N_0) es el número estándar de cortadores obtenido de la Figura 6.9 .

La corrección para el empuje medio por disco (K_T) es obtenido de la Figura 6.9. El empuje medio por disco es aproximadamente 275 kN/c para una TBM de 9.5 a 10 m de diámetro, cuyo K_T es de 1.05 (Pérez Fernández, 2018).

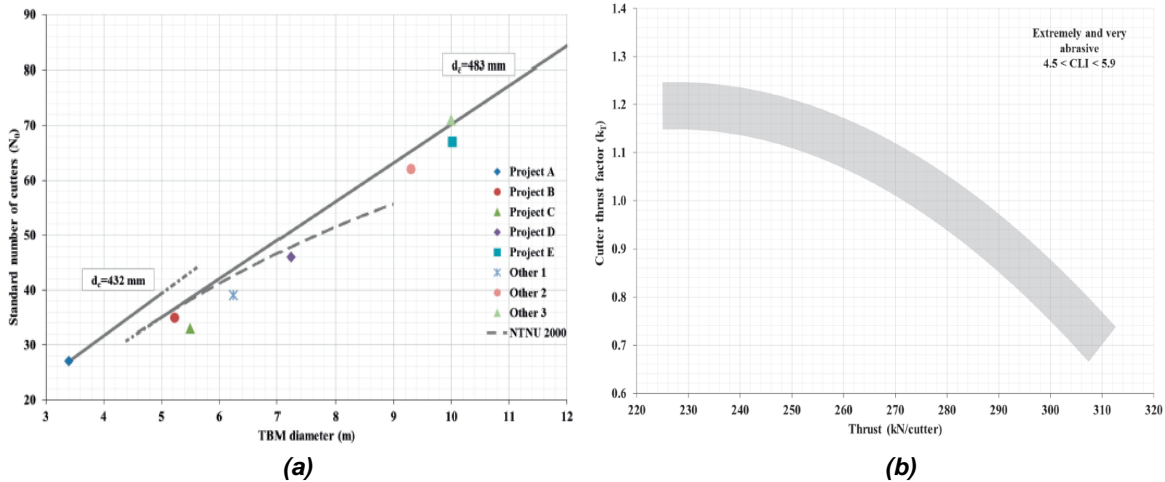


Figura 6.9 (a) Número estándar de cortadores; (b) Empuje medio ($4.5 < CLI < 5.9$). Tomado de (Macias, 2016)

La estimación de la vida útil promedio en metros por disco (H_m) y la vida útil promedio en volumen por disco (H_f) está dado por las siguientes expresiones (Macias, 2016):

$$H_m = H_h \times I_n \quad (52)$$

$$H_f = H_h \times I_n \times \pi \times \frac{D^2}{4} \quad (53)$$

Donde (H_m) es la vida útil promedio en m/disco; (H_h) es la vida útil promedio por hora del disco h/disco; (I_n) es la tasa neta de penetración en m/h; (H_f) es la vida útil promedio en m^3 /disco; y (D) es el diámetro de la tuneladora en m.

La tasa de penetración neta (I_n) está relacionada con el factor de fracturamiento del macizo rocoso (K_s) el cual es un factor desarrollado para evaluar la influencia del macizo rocoso en la predicción de rendimiento de la TBM y el cual considera la influencia simultanea del grado de fracturación y la orientación de los planos de debilidad.

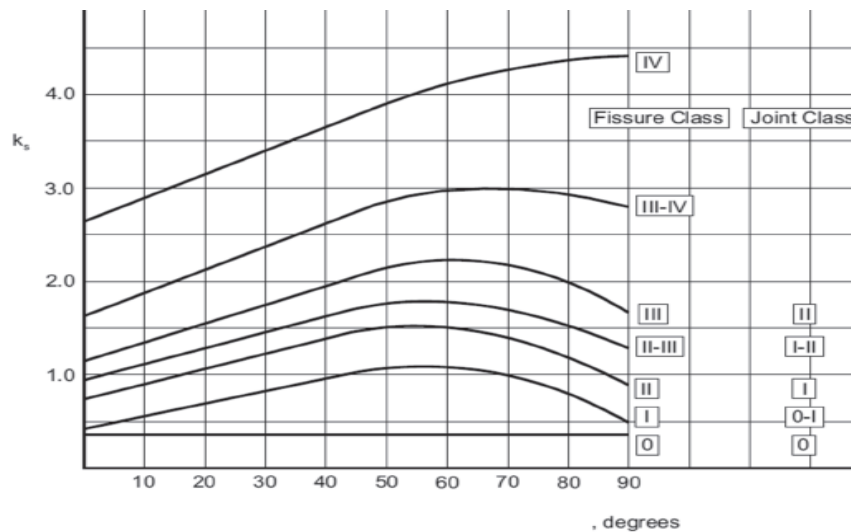


Figura 6.10 Correlación K_s - Clase de fractura y ángulo entre el eje del túnel y los planos de debilidad α .

$$\alpha = \arcsin[\sin \alpha_f \times (\alpha_t - \alpha_s)] \quad (54)$$

Donde (α) es el ángulo de correlación con el índice de fracturamiento, (α_s) es el ángulo de impacto de los planos de debilidad, (α_f) es el ángulo de caída de los planos de debilidad y, (α_t) es el azimut del eje del túnel.

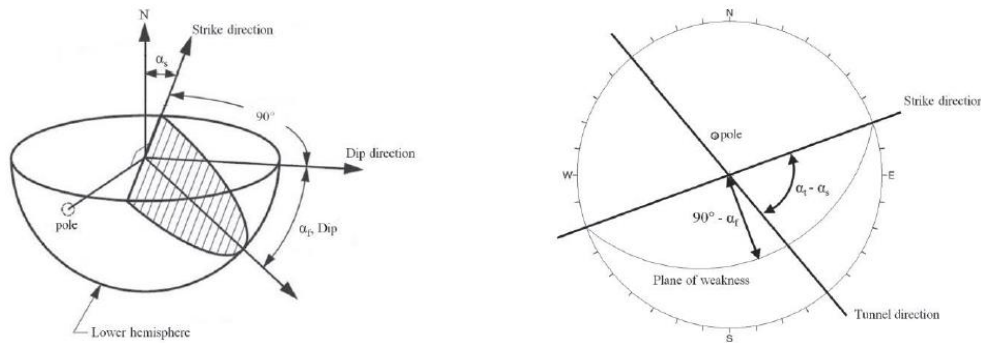


Figura 6.11 Proyección estereográfica para cálculo de α . Tomado de (Macias, 2016)

i) *Modelo de Gehring* (Farrokh & Kim, 2018).

En este modelo se demostró que el desgaste del aro del disco es proporcional a la distancia que recorre. El desgaste específico del aro (V_s) es un índice normalizado que representa la pérdida de peso del disco, diferencia entre el peso del disco antes y después de la instalación, entre un metro de distancia recorrida. Se propuso el

cálculo de (V_s) a partir de las características geométricas del disco de corte mediante:

$$V_s = \frac{8 \times \pi \times d \times TL \times T}{Rollingdistance} \quad (55)$$

Donde (V_s) es el desgaste específico del aro del disco en mg/m; (d) es el diámetro del disco en mm; (TL) es la pérdida de la punta en mm; (T) es el ancho de la punta en mm; y ($Rollingdistance$) es la distancia recorrida en mm.

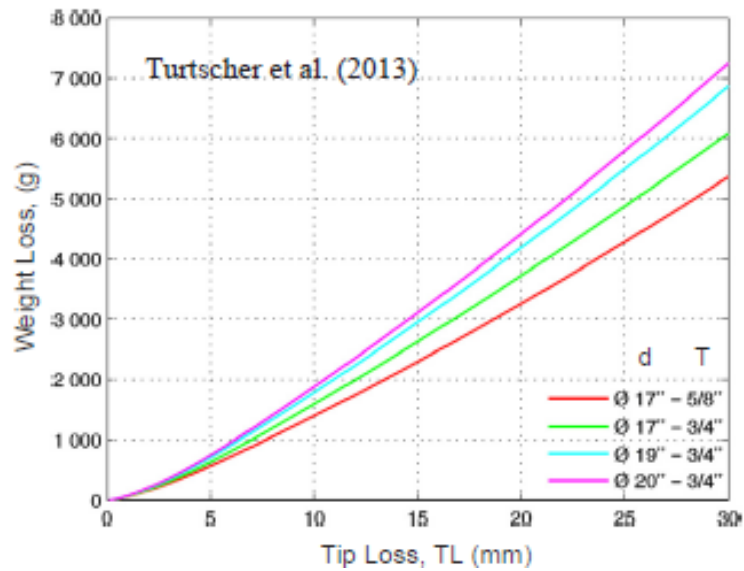


Figura 6.12 Pérdida de peso permisible en discos de corte. Tomado de (Farrokh & Kim, 2018)

Por otra parte, V_s puede ser calculado considerando el índice de abrasividad Cerchar mediante:

$$V_s = 0.73 \times CAI^{1.93} \quad (56)$$

Donde (V_s) es el desgaste específico del aro del disco en mg/m; y (CAI) es el índice de abrasividad Cerchar.

Una modificación de la formula fue realizada por Maidl et al. en 2001 para considerar la mejora del metal con el que son fabricados los discos de corte:

$$V_s = 0.65 \times CAI^{1.93} \quad (57)$$

La vida útil de un disco se estima con:

$$Hf = \frac{\Delta G \times p \times D^2}{4 \times D_c \times V_s \times n} \quad (58)$$

Donde (Hf) es la vida útil del disco en m^3/disco ; (ΔG) es el desgaste máximo por disco en g; (p) es la penetración en mm/rev; (D) es el diámetro la tuneladora en m, (D_c) es el diámetro medio de la trayectoria de giro de un disco en m (aproximadamente $0.6D$); (V_s) es el desgaste específico; y (n) es el número de cortadores.

Para discos de $\varnothing 17''$ el desgaste máximo (ΔG) para el cual el disco debe ser remplazado es de 3500 g.

j) *Modelo de Farrokh & Kim* (Farrokh & Kim, 2018).

Este modelo representa el valor promedio de la pérdida específica de peso del disco para todos los discos instalados en la rueda de corte.

$$V_s = Scwl \times S \times p \quad (59)$$

$$Scwl = 1.6335 \times e^{(0.6 \times CAI)} \quad (60)$$

Donde (V_s) es el desgaste específico del aro del disco en mg/m ; ($Scwl$) es la pérdida específica de peso del disco en g/m^3 ; (S) es la separación entre discos en m; (p) es la penetración del disco en mm; y (CAI) es el índice de abrasividad Cerchar.

Por otra parte, V_s y $Scwl$ pueden ser calculadas haciendo uso del índice de desgaste de disco (DWI).

$$V_s = 6.7018 \times DWI^{0.4352} \times S \times p \quad (61)$$

$$Scwl = 6.7018 \times DWI^{0.4352} \quad (62)$$

Donde (V_s) es el desgaste específico del aro del disco en mg/m ; ($Scwl$) es la pérdida específica de peso del disco en g/m^3 ; (S) es la separación entre discos en m; (p) es la penetración del disco en mm/rev; y (DWI) es el índice de desgaste de disco.

Tabla 6.4 Correlación entre índice CAI y DWI. Tomado de (Farrokh & Kim, 2018)

CAI	Descripción de abrasividad	DWI (mg)
0.30 - 0.50	No muy abrasivo	≤ 0.50
0.50 - 1.00	Ligeramente abrasivo	0.50 - 1.00
1.00 - 2.00	Abrasividad media	1.00 - 10.00
2.00 - 4.00	Muy abrasivo	10.00 - 40.00
4.00 - 6.00	Extremadamente abrasivo	> 40.00
6.00 - 7.00	Cuarcítico	-

Para el cálculo de la vida útil del disco por volumen excavado se presenta el proceso propuesto por Farrokh & Kim donde además de la vida útil se pueden obtener diversos parámetros de interés (Tabla 6.5).

Tabla 6.5 Estimación de vida útil de discos. Tomado de (Farrokh & Kim, 2018)

Symbol	Formula	Remarks
DWI		Disc wear index
D		TBM Diameter (m)
P		penetration (mm/rev)
S		Disc cutter spacing
c1		Average radius coefficient
T		Tip width (mm)
TL		Tip loss (mm)
d		Disc dia (mm)
N		number of cutters
W		Segment ring width (m)
c2		Percentage of discs to be changed in each interval
Y1	$3.14 * D$	Tunnel perimeter (m)
Y2	$3.14 * D^2 * 0.25$	Tunnel cross section area (m)
Y3	$1000/p$	# TBM revolution/m
Y4	$c1 * Y1 * Y3 * 0.001$	Rolling distance (km/m)
Y5	$T * 8 * 3.14 * d * TL * 0.001$	Disc permissible weight loss (g)
Y6	$6.7018 * DWI^{0.4352} * S * p$	Predicted specific cutter ring wear (mg/m) (Eq. (7))
Y7	$Y5/Y6$	Permissible rolling distance (km/disc)
Y8	$Y7/Y4$	TBM cutting length to change all discs (m)
Y9	$Y8/N$	TBM cutting length to change one disc (m)
Y10	$Y9 * Y2$	Cutter life (m ³ /cutter)
Y11	$c2 * N$	# disc changed
Y12	$Y11 * Y10$	Cutter Life (m ³ /intervention)
Y13	$Y12/Y2$	Interval (m)
Y14	$Y13/W$	Interval (ring)

La ecuación para el cálculo del parámetro Y6 de la Tabla 6.5 puede ser remplazado por la ecuación (59) en caso de no contar con el parámetro DWI.

k) *Modelo de Dong-Jie Ren et al. (Ren, Shen, Arulrajah, & Cheng, 2018).*

Modelo desarrollado para estimar la vida útil de un disco de corte en condiciones de terreno heterogéneo basado en la teoría de energía de fricción, los parámetros de operación de la TBM (fuerza de empuje, torque) y las propiedades de la roca.

El desgaste de un disco después de penetrar un anillo de distancia (q) es:

$$q = \frac{n_d \times F_n^4 \times n \times 2 \times \pi \times r \times l}{k \times UCS \times T^2 \times v} \quad (63)$$

Donde (q) es el desgaste de un disco de corte después de excavar un anillo de distancia en mm; (n_d) es el factor dinámico; (F_n) es la fuerza de empuje de la TBM en kN; (n) es la velocidad de rotación de la rueda de corte en rpm; (r) es el radio de instalación del disco de corte en m; (l) es la longitud del anillo excavado m; (k) es el coeficiente empírico entre la energía de fricción y el desgaste del disco; (UCS) es la resistencia a compresión simple en Mpa; (T) es el torque de la rueda de corte en kN·m; y (v) es velocidad de penetración de la TBM en m/s.

El factor dinámico (n_d) en condiciones homogéneas es asumido como 1. Para condiciones heterogéneas es estimado mediante:

$$n_d = \begin{cases} \frac{r - z}{R_c - z} \times 4 + 1 & (r \geq z) \\ 1 & (r < z) \end{cases} \quad (64)$$

Donde (r) es el radio de instalación del disco; (z) es la distancia del centro de la rueda de corte a la interfaz; y (R_c) es el radio de la rueda de corte.

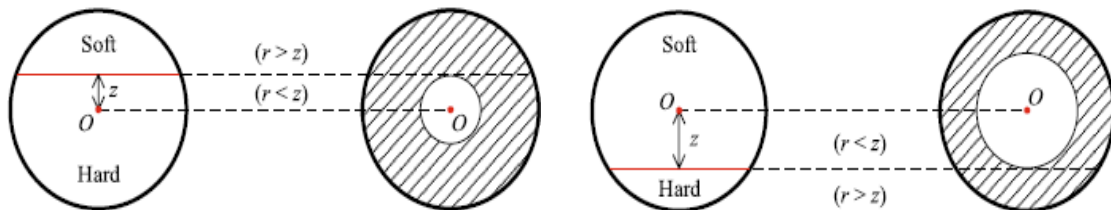


Figura 6.13 Distancia del centro de la rueda a la interfaz. Tomado de (Ren, Shen, Arulrajah, & Cheng, 2018)

El coeficiente (k) es determinado de:

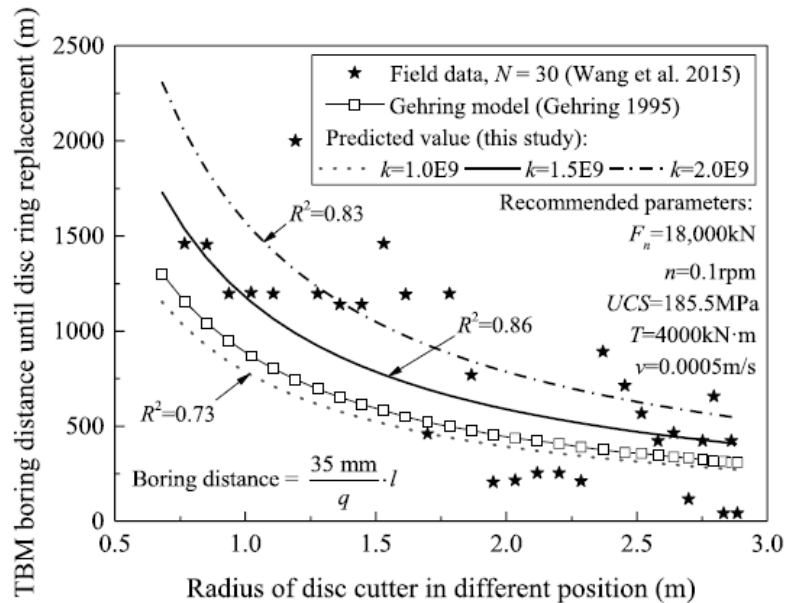


Figura 6.14 Determinación del coeficiente k . Tomado de (Ren, Shen, Arulrajah, & Cheng, 2018)

l) Modelo CLH (Laín, Llamas, Pous, & Laín, 2018).

El objetivo de este método es simplificar la obtención del desgaste de los discos de corte. Se consideran los parámetros de perforabilidad, fragilidad de la roca, el contenido de cuarzo equivalente, la resistencia a compresión simple y el índice de abrasividad Cerchar, los cuales al analizarse arrojan como parámetro de salida el índice CLH.

$$CLH = A + B + C + D + E + F \quad (65)$$

Donde (A) se obtiene a través del ensayo de perforabilidad Silvers' drill; (B) se obtiene a través del ensayo de fragilidad S20; (C) se obtiene a través del ensayo de abrasión sobre el acero AVS; (D) es el contenido de cuarzo equivalente; (E) es la resistencia a compresión simple; y (F) es el índice de abrasividad Cerchar.

A los valores obtenidos de las pruebas mencionadas se les asigna un valor según la Tabla 6.6:

Tabla 6.6 Valores para cálculo de índice CLH (Laín, Llamas, Pous, & Laín, 2018)

SJ (1/10 mm)	A	S20 (%)	B	AVS (mg)	C
< 10	5	0-20	3	0-10	10
11-20	10	21-30	4	11-20	9
21-30	15	31-40	5	21-30	8
31-40	20	41-50	6	31-40	7
41-50	25	51-60	7	41-50	6
51-60	30	61-70	8	> 50	5
61-70	35	71-80	9		
>70	40	>80	10		

Qz (%)	D	RCS (MPa)	E	IAC	F
0-10	20	0-50	10	< 0,5	10
11-20	18	51-100	9	0,5-1	9
21-30	16	101-150	8	1-2	8
31-40	14	151-200	7	2-3	7
41-50	12	201-250	6	3-4	6
51-60	10	251-300	5	4-5	5
61-70	8	301-350	4	5-6	4
71-80	6	> 350	3	6-7	3
81-90	4			7-8	2
91-100	3			> 8	1

De acuerdo a la puntuación obtenida en el índice CLH, se determina el nivel de desgaste a la que estarán sometidos los discos de corte.

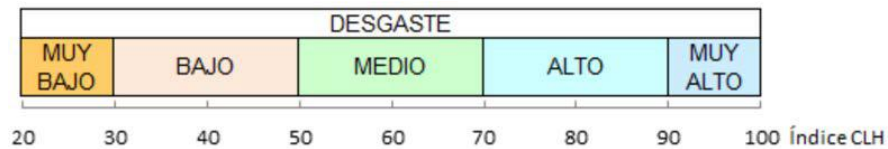


Figura 6.15 Correlación desgaste - índice CLH. Tomado de (Laín, Llamas, Pous, & Laín, 2018)

A través de un análisis estadístico se establece la expresión de la vida útil de los discos en horas (H_h):

$$H_h = 1.9394 \times CLH - 8.6364 \tag{66}$$

m) Modelo Rong et al. (Rong, Lu, Wang, Wen, & Rong, 2019).

Modelo desarrollado para estimar la vida de la herramienta de corte en tuneladoras tipo EPB considerando los parámetros de operación, el uso de polímeros en el frente de excavación y su correlación con el desgaste de la herramienta de corte.

$$R * _w (cutter/m^3) = \frac{N * _c}{V_E} \tag{67}$$

Donde (R^*w) es el promedio de consumo de herramientas por volumen de terreno excavado en herramientas/m³: (N^*c) es el número ponderado de intercambios; y (V_E) es el volumen excavado de material en m³.

El número ponderado de intercambios (Nc) está dado por:

$$N * c = 7.68 \times 10^{-8} w_T - 2.64 \times 10^{-6} v_f - 2.78 \quad (68)$$

Donde (w_T) es el trabajo debido al torque de la rueda de corte por unidad de volumen excavado de material en kJ/m³; y (V_f) es el volumen de líquido de espuma por unidad de volumen excavado L/m³.

El trabajo debido al torque de la rueda de corte por unidad de volumen excavado de material está dado por:

$$w_T = \frac{2 \times \pi \times \sum_i T_i \times n_i \times \Delta t_i}{V_E} \quad (69)$$

Donde (T_i) es el torque de la rueda corte en el paso i en kN·m; (n_i) es la velocidad de rotación de la rueda de corte en rpm en el paso i ; (Δt_i) es el intervalo entre los dos registros en s; y (V_E) es el volumen excavado de material en m³.

El volumen de líquido de espuma por unidad de volumen excavado *está dado por*:

$$v_f = \frac{\sum_i (q_{1i} + q_{2i} + \dots + q_{ni}) \times \Delta t_i}{V_E} \quad (70)$$

Donde (q_{ni}) es el registro de flujo de los generadores de espuma de la tuneladora en l; (Δt_i) es el intervalo entre los dos registros en s; y (V_E) es el volumen excavado de material en m³.

El volumen excavado de material (V_E) está dado por:

$$V_E = \frac{\pi \times D^2 \times L}{4} \quad (71)$$

Donde (D) es el diámetro de la rueda de corte en m; y (L) es la longitud excavada en m.

Mediante una regresión múltiple se ha desarrollado una expresión para la estimación de la tasa de desgaste de la herramienta de corte:

$$R * w = 1.12 \times 10^{-7} w_T - 3.19 \times 10^{-6} v_f - 0.00103 \quad (72)$$

Donde ($R*w$) es la tasa de desgaste de la herramienta en herramienta/m³; (w_T) es el trabajo debido al torque de la rueda de corte por unidad de volumen excavado de material en kJ/m³; y (V_f) es el volumen de líquido de espuma por unidad de volumen excavado l/m³.

n) *Modelo de Ko & Le* (Ko & Lee, 2020).

Modelo desarrollado para estimar el desgaste en las herramientas de corte (para discos de ø19”), así como también para bombas y tuberías de transporte de bentonita en escudos Mixshield. El parámetro de salida de este método es el coeficiente de desgaste (w_c), es cual está dado por:

$$w_c = \frac{1}{50.054 - 7.030 \times CAI} \quad \text{Para discos centrales} \quad (73)$$

$$w_c = \frac{1}{74.589 - 8.432 \times CAI} \quad \text{Para discos frontales} \quad (74)$$

$$w_c = \frac{1}{50.303 - 5.673 \times CAI} \quad \text{Para discos de transición} \quad (75)$$

$$w_c = \frac{1}{57.754 - 7.915 \times CAI} \quad \text{Para discos periféricos} \quad (76)$$

Donde (w_c) es el coeficiente de desgaste en mm/km; y (CAI) es el índice de abrasividad Cerchar.

o) Correlaciones de la resistencia del material con la vida útil en discos.

Se presentan a continuación algunas correlaciones entre la vida útil y la resistencia de algunos materiales:

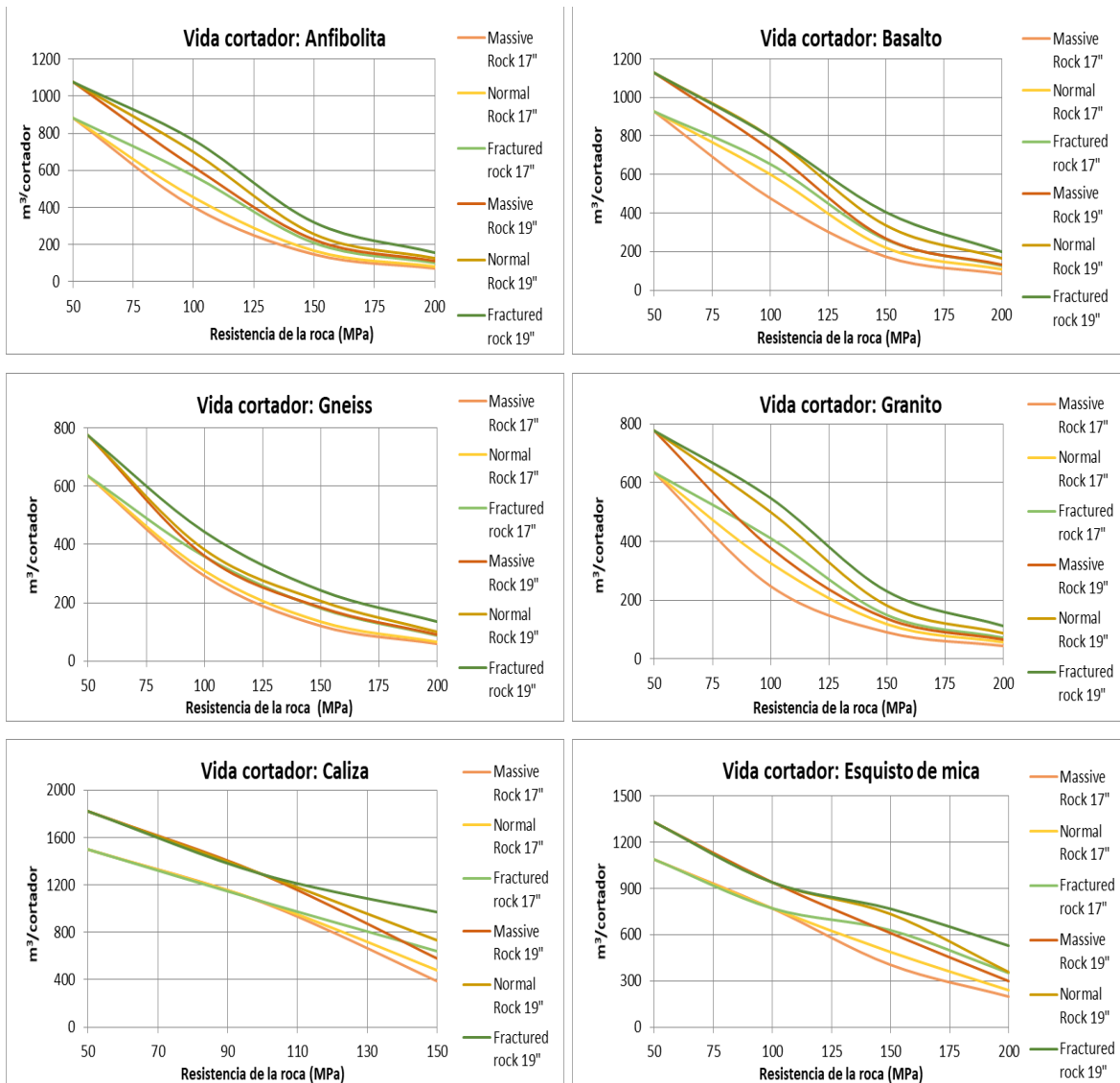


Figura 6.16 Vida útil en discos en macizos rocosos. Tomado de (González Izquierdo R. , 2020)

6.1.2 Estimación de vida útil en cinceles

a) *Modelo SAT* (Jakobsen, 2014).

De manera similar al modelo NTNU para discos de corte, este modelo ha sido desarrollado a través de una robusta base de datos para correlacionar el valor del índice SAT (Test de Suelos Abrasivos) con la vida útil de la herramienta para suelos blandos.

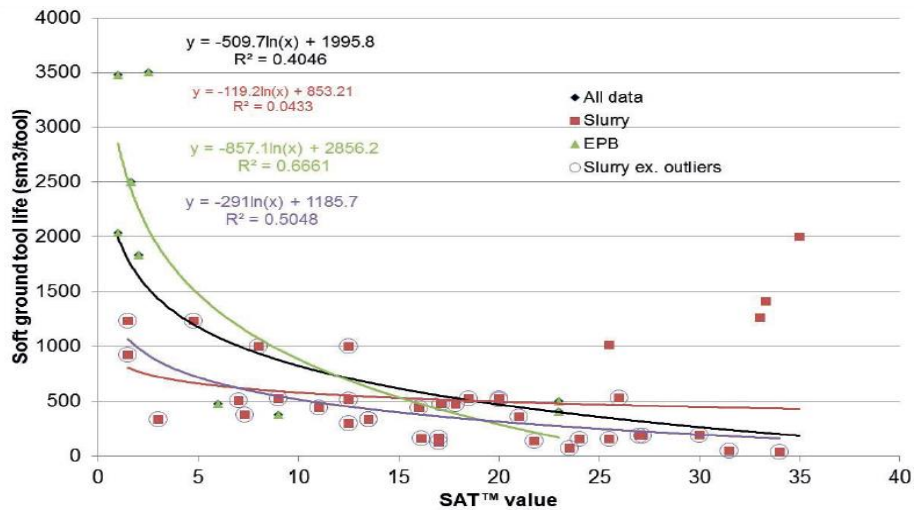


Figura 6.17 Correlación H_f - SAT en herramienta para suelos. Tomado de (Jakobsen, 2014)

$$H_f = -509.70 \ln(SAT) + 1995.80 \quad \text{TBM's en general} \quad (77)$$

$$H_f = -119.20 \ln(SAT) + 853.21 \quad \text{TBM - Slurry} \quad (78)$$

$$H_f = -857.10 \ln(SAT) + 2856.20 \quad \text{TBM - EPB} \quad (79)$$

Donde (H_f) es la vida útil de la herramienta en $m^3/herramienta$; y (SAT) es el valor del test en suelos abrasivos.

Hasta el momento no se ha obtenido una relación empírica con un valor de correlación mayor a 0.60, lo cual puede ser explicado debido a que:

- La cantidad de pruebas no han sido suficientes para representar todo el túnel.
- No se toma en cuenta la influencia de la operación de la TBM.
- No se toma en cuenta la influencia de los tipos y concentración de los aditivos para acondicionar el terreno.

Una ventaja de utilizar este método es que la estimación solo requiere de una pequeña cantidad de muestras, lo que acelera la recolección y envío de las pruebas a laboratorio.

b) *Modelo Cu* (Jakobsen, 2014).

El Índice Geotécnico de Uniformidad (Cu) es una medida del rango del tamaño de granos en una muestra de suelo dado. La uniformidad del tamaño de granos influye en las propiedades mecánicas como la compresibilidad y la resistencia al corte. El Cu es obtenido mediante:

$$Cu = \frac{D_{60}}{D_{10}} \quad (80)$$

Donde (D_{60}) y (D_{10}) son los diámetros de grano de las fracciones de paso del 60% y 10%, respectivamente. La expresión que relaciona el Cu con la vida útil está dada por:

$$Hf = 1071.3e^{-0.28Cu} \quad (81)$$

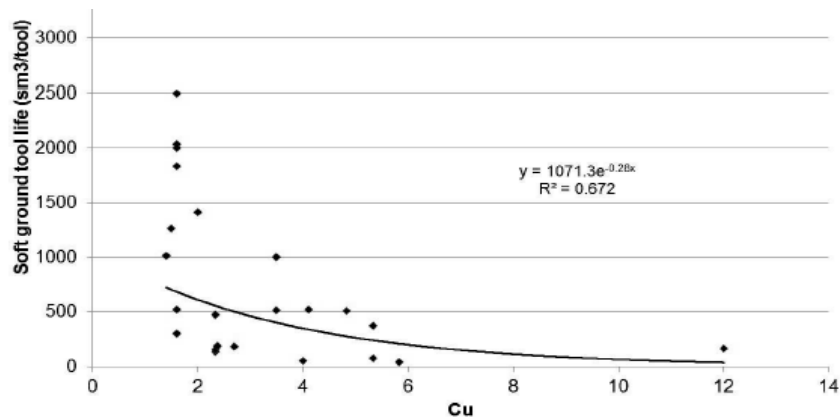


Figura 6.18 Correlación $Hf - Cu$. Tomado de (Jakobsen, 2014)

c) *Modelo de Amoun et al.* (Amoun, Sharifzadeh, Shahriar, Rostami, & Azali, 2016).

Modelo desarrollado para estimar la vida útil de cinceles en tuneladoras tipo EPB a partir de los parámetros de operación como torque, fuerza de empuje, acondicionamiento del terreno, presión de la cámara de excavación, etc.

Las expresiones desarrolladas a través de un análisis estadístico son:

$$H_m = 0.32 \times 10^6 - 0.41 \times 10^5 D50 + 0.31 C_f \quad R = 0.98 \quad (82)$$

$$H_m = 0.34 \times 10^6 - 0.13 \times 10^5 D75 + 0.32 C_f \quad R = 0.98 \quad (83)$$

$$H_m = -0.43 \times 10^6 - 4.3 \times 10^5 \text{Passing}200 + 0.41 C_f \quad R = 0.97 \quad (84)$$

$$H_m = 0.43 \times 10^6 - 0.07 \times 10^5 \text{Gravel} + 0.40 C_f \quad R = 0.97 \quad (85)$$

Donde (H_m) es la vida útil de la herramienta en m/herramienta; ($D50$) es el diámetro de grano medio de la muestra original al 50% de masa de fricción; ($D75$) es el diámetro de grano medio de la muestra original al 75% de masa de fricción; ($\text{Passing}200$) es el porcentaje de material menor a 75 μm ; (Gravel) son los granos que pasan por la malla de 75 mm y se retiene en la malla No.4; y (C_f) es la concentración de tensoactivos, el cual tiene un rango entre 0.5 a 5 %.

d) *Modelo de Köppl & Thuro* (Grasmick, 2019) (Conrads, Scheffer, König, & Thewes, 2018).

Modelo desarrollado para la estimación de la vida útil de las herramientas de corte en tuneladoras tipo Mixshield y EPB en el cual se considera el *Índice de Abrasividad del Suelo (SAI)* para estimar la vida útil de la herramienta en función de la distancia de corte (S_c).

El Índice de Abrasividad del Suelo (SAI) está dada por:

$$SAI = \frac{EQC}{100} \times T_f \times D_{60} \quad (86)$$

Donde (EQC) es el contenido de cuarzo en %; (T_f) es la resistencia al corte obtenida del criterio de Mohr-Coulomb en kN/mm^2 , y (D_{60}) es el tamaño de grano en mm.

Las expresiones para determinar la máxima distancia de corte ($S_{c,e(z)}$) son:

$$S_{c,e(z)} (\text{discos}) = 3.12 + \exp(-0.0048 * (SAI - 1398.20)) \quad (87)$$

$$S_{c,e(z)} (\text{scrapers}) = 280.90 + \exp(-0.0050 * (SAI - 1300.70)) \quad (88)$$

Donde $(S_{c,e(z)})$ es la distancia máxima de corte en km; y (SAI) es el índice de abrasividad del suelo.

La estimación de la distancia de corte para una herramienta es obtenida mediante:

$$S_{d,e(z),i} = \frac{2 \times \pi \times r_{s,i} \times L_{d(m)z}}{1000 \times p_{e(z),i}} \quad (89)$$

Donde $(S_{d,e(z),i})$ es la distancia de corte para una herramienta en km; $(r_{s,i})$ es el radio de instalación en mm; $(L_{d(m)z})$ es la distancia de excavación m; y $(p_{e(z),i})$ es la penetración en mm/rev.

De los valores de $S_{c,e(z)}$ y $S_{d,e(z),i}$ se obtiene el nivel de desgaste para cada herramienta $(e_{cd,e(m)z})$:

$$e_{cd,e(m)z} = \frac{S_{d,e(z)}}{S_{c,e(z)}} \quad (90)$$

El cambio de las herramientas de corte (n_c) está determinado por:

$$n_c = e_{cd,e(m)z} > 1 \quad (91)$$

Cuando n_c es mayor que uno, la herramienta ha excedido la distancia de corte estimada por lo que el cambio debe ser realizado.

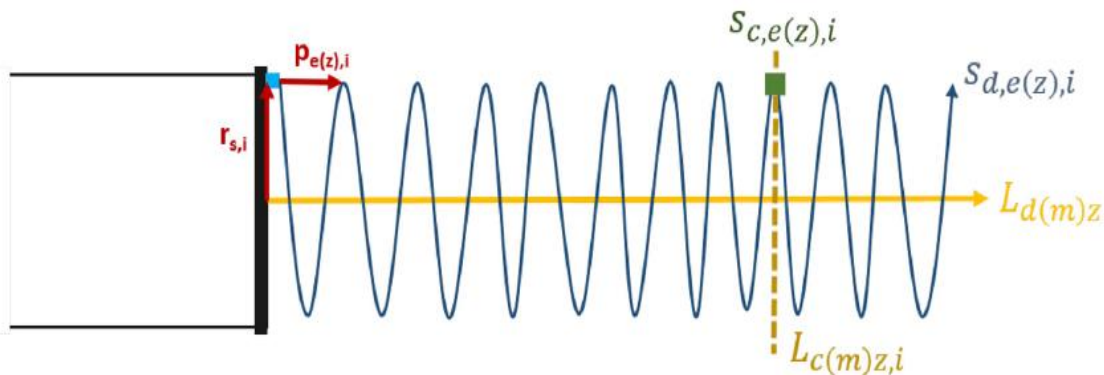


Figura 6.19 Distancia de corte para una herramienta. Tomado de (Conrads, Scheffer, König, & Thewes, 2018)

e) *Modelo de la Sociedad Japonesa de Túneles, JSCE (Tang, y otros, 2020).*

Modelo para predecir el desgaste de las herramientas de corte (sin considerar su forma o tipo) para una tuneladora en terrenos suaves homogéneos, dado por:

$$\delta = \frac{K \times \pi \times D \times N \times L}{V} \quad (92)$$

Donde (δ) es el grado de desgaste de la herramienta considerado como el valor de pérdida del filo en mm; (K) es el coeficiente de desgaste en mm/km; (D) es el diámetro de montaje de la herramienta de corte en mm; (N) es la velocidad de rotación de la rueda de corte en rpm; (L) es la distancia del intervalo de excavación en km; y (V) es la velocidad de excavación de la tuneladora en mm/min.

El coeficiente K considera la condición de una sola herramienta en la trayectoria de corte, si existe más de una herramienta en la misma trayectoria el coeficiente se verá reducido mediante:

$$K_n = \frac{K}{n^{0.333}} \quad (93)$$

Donde (K_n) es el coeficiente de desgaste; y (n) es el número de herramientas montadas en la misma trayectoria. Para el caso de suelos heterogéneos, el coeficiente K es determinado mediante:

$$K' = \sum_{i=1}^n K_i \times P_i \quad (94)$$

Donde (K') es el coeficiente de desgaste para suelos heterogéneos; (K_i) es el coeficiente de desgaste de la capa de suelo i ; (n) es el número de capas de suelo; y (P_i) es el coeficiente de peso de la capa de suelo i , el cual es obtenido de:

$$P_i = \frac{S_i}{\sum_{i=1}^n S_i} \quad (95)$$

Donde (S_i) es el área de la capa del material; y (n) es el número de capas de material.

CAPITULO 6 VIDA ÚTIL Y CONSUMO DE LAS HERRAMIENTAS DE CORTE

El valor de K varía dependiendo del tipo de material, tipo de tuneladora, heterogeneidad del frente de excavación, etc. Sin embargo, se han recopilado valores observados en diversos materiales para su estimación simplificada.

Tabla 6.7 Valores de coeficiente K determinados por la Sociedad Japonesa de Túneles. Tomado de (Li, Li, & Yuan, 2017) (Tang, y otros, 2020)

Tipo de suelo	TBM - EPB (mm/km)	TBM - Slurry (mm/km)
Arcilla aluvial	$3.0 \times 10^{-3} \sim 3.5 \times 10^{-3}$	$1.7 \times 10^{-3} \sim 2.4 \times 10^{-3}$
Arcilla diluvial	$8.0 \times 10^{-3} \sim 15.9 \times 10^{-3}$	$5.0 \times 10^{-3} \sim 11.3 \times 10^{-3}$
Arena	$10.6 \times 10^{-3} \sim 19.7 \times 10^{-3}$	$4.8 \times 10^{-3} \sim 15.2 \times 10^{-3}$
Grava	$15.9 \times 10^{-3} \sim 29.6 \times 10^{-3}$	$9.8 \times 10^{-3} \sim 23.0 \times 10^{-3}$
Arcilla limosa	2.0×10^{-3}	
Arcilla limosa con limo intercalado	3.5×10^{-3}	
Limo	4.5×10^{-3}	
Arena fina limosa	12.0×10^{-3}	
Arena limosa	12.0×10^{-3}	
Arena medianamente gruesa	30.0×10^{-3}	

f) Modelos privados.

Existen modelos que no son de dominio público los cuales han sido desarrollados por las compañías fabricantes de tuneladoras y herramientas de corte con la finalidad de estimar de manera preliminar el rendimiento, costos de excavación y consumos de herramientas para los proyectos.

The Robbins Company Soft Ground Wear Predictor

Project	Emisor Oriente	Machine Type	EPB	Number of Replaceable Bit	40	Advance Speed (mm/min)	40
Country	Mexico	Diameter (m)	8.91	Number of Permanent Bits	37	Cutterhead rpm	3
Date	16-Jun-10	Serial Number	292	Number of Face Scrapers	122	Gage Bit Wear Limit (mm)	20
		Bit Type	Clam Shell	Number of Gage Scrapers	12		
Reach	Reach Length (m)	Ground Type	Bit Changes	Face Scraper Changes	Gage Scraper Changes	Reach Usage	
3-1	2000	Clay, Silt	116	183	36	\$2.51 /m ³	
3-2	2890	Fine Gravel	308	488	96	\$4.64 /m ³	
3-3	2890	Coarse Sand	270	427	84	\$4.06 /m ³	
3-4	2000	Medium Gravel	347	549	108	\$7.54 /m ³	

Figura 6.20 Modelo privado de predicción de rendimiento y consumo de herramientas. Tomado de (González Izquierdo R. , 2020)

g) Correlaciones de la vida útil en picas.

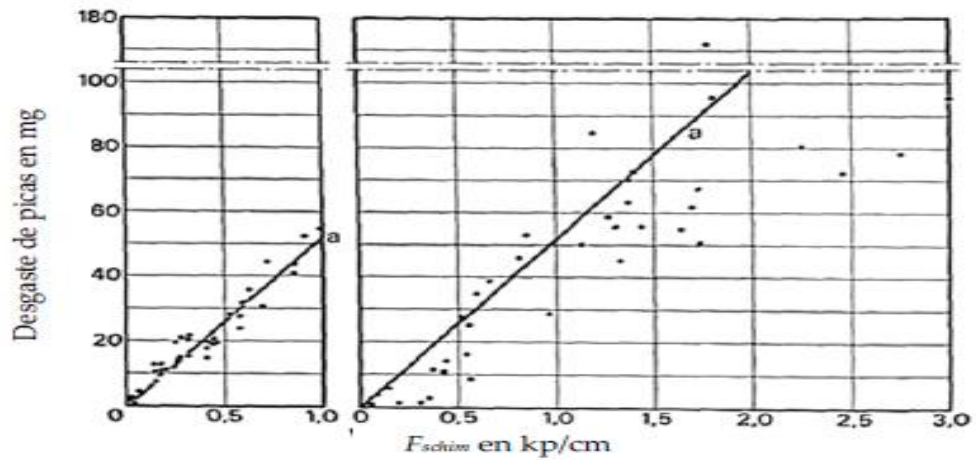


Figura 6.21 Correlación Hf de picas tangenciales - Índice F_{schim} propuesta por Schimazek & Knatz, 1970
Tomado de (González Páez, 2014)

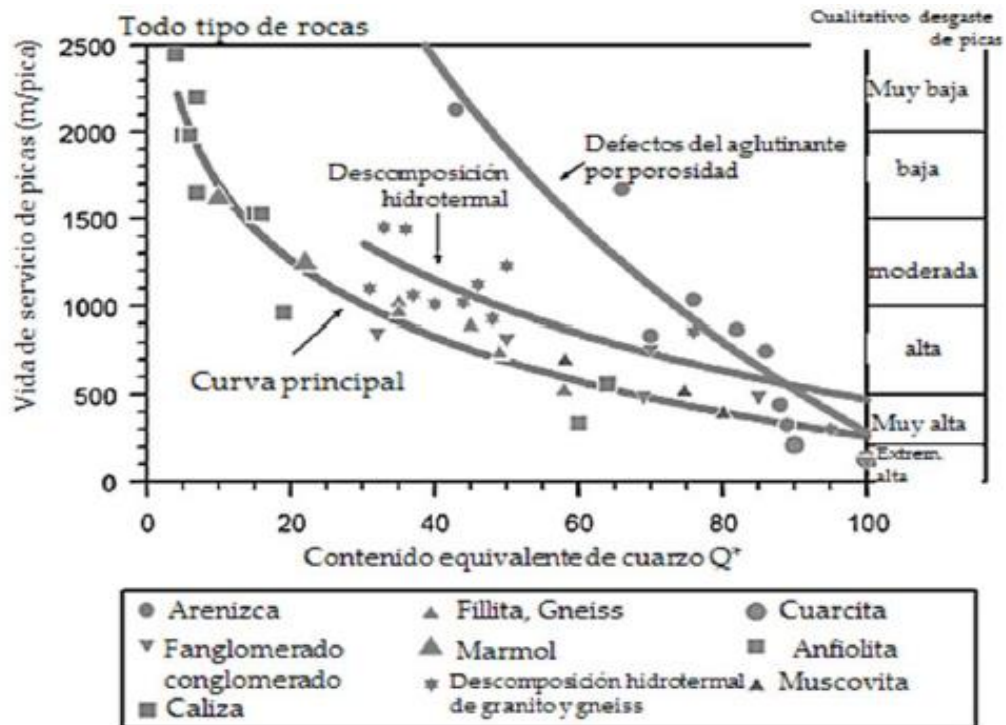


Figura 6.22 Correlación Hf de picas tangenciales - Contenido de cuarzo propuesta por Thuro & Plinninger, 2003. Tomado de (González Páez, 2014)

CAPÍTULO 7

CASO DE ESTUDIO

7.1 TÚNEL EMISOR ORIENTE

Se ha seleccionado el proyecto *Túnel Emisor Oriente (TEO)* en su *tramo 5* construido en el Valle de México para la estimación teórica de la vida útil y consumo de herramientas de corte.

a) Descripción general del proyecto.

El Túnel Emisor Oriente construido de 2008 a 2019 tiene el objetivo ampliar la capacidad de desalojo de aguas pluviales y residuales de la Ciudad de México, teniendo las siguientes características (Lombardo Aburto, 2019) (Pérez Reyes & Lombardo Aburto, 2013):

- Longitud: 63 km; profundidad: 28 a 160 m
- Número de lumbreras: 24
- Diámetro de excavación: 8.74 a 8.93 m.
- Diámetro final: 7 m.
- Pendiente: 0.19 a 0.16%
- División del proyecto: 6 tramos.
- Excavación mecanizada mediante escudos tipo EPB (3 TBM's-EPB Robbins ø8.93 m y 3 TBM's-EPB Herrenknecht ø8.74 m).

b) Geología y geotecnia general del proyecto.

El eje del túnel cuenta con seis formaciones geológicas con diversos tipos de suelos y rocas (Muñoz, 2016) (Porrás López & Lombardo Aburto, 2011):

- *Formación 1:* Depósitos lacustres del cuaternario del norte de la Cuenca de México.
- *Formación 2:* Lavas, cenizas basálticas y estratos de pómez del cuaternario de la Cuenca de México y lavas del flanco norte de la sierra de Nochistongo.

- *Formación 3:* Suelos prelacustres del Cuaternario de la Cuenca de México.
- *Formación 4:* Abanicos aluviales del pliocuaternario de la Sierra de Nochistongo.
- *Formación 5:* Vulcanitas del Plioceno superior de la formación Huehuetoca.
- *Formación 6:* Depósitos lacustres Taxhimay del plioceno medio.

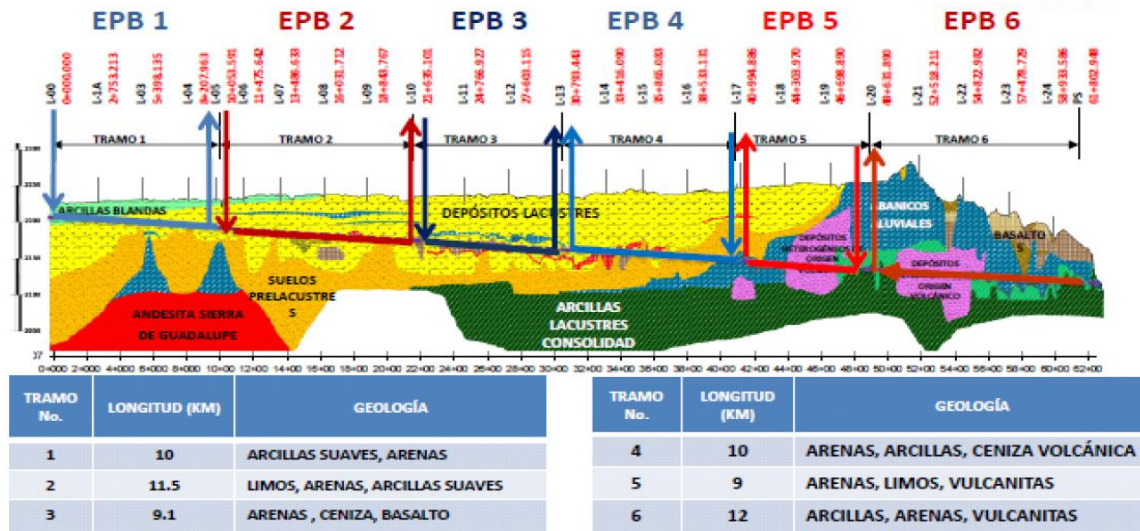


Figura 7.1 Geología del trazo del Túnel Emisor Oriente. Tomado de (Lombardo Aburto, 2019)

Las principales zonas geotécnicas determinadas a través de los sondeos realizados en el trazo del túnel son (Muñoz, 2016):

- Zona 1: Comprendida entre las lumbreras 0 a 10, caracterizada por depósitos lacustres del Valle de México y que cubre suelos prelacustres antiguos.
- Zona 2: Comprendida entre las lumbreras 10 a 17, zona de depósitos mixtos de sedimentos lacustres intercalados del delta del río de Las Avenidas de Pachuca, abanicos aluviales, suelos prelacustres y lavas pertenecientes al cerro de Tultepec.
- Zona 3: Comprendida entre las lumbreras 17 al Portal de Salida, corresponde a la sierra de Nochistongo que consta de abanicos aluviales que cubren a depósitos lacustres antiguos (formación Taxhimay), además de lavas del Cuaternario del flanco norte de la sierra hasta el Portal de Salida.

Tabla 7.1 Parámetros del trazo del túnel. Tomado de (Porras López & Lombardo Aburto, 2011)

		Tramo 1	Tramo 2	Tramo 3	Tramo 4	Tramo 5	Tramo 6
Principales tipos de suelo esperados en el frente del túnel		Arcillas lacustres y limos de mediana a alta compresibilidad	Arenas limosas y arcillas lacustres pumíticas compactada media	Limos arenosos, arenas limosas (tobas) y basalto	Limos compactos y arcillas arenosas (tobas)	Arcillas, limos, arenas y fragmentos de roca	Limos compactos, gravas y boleos
Cobertura de suelo sobre el túnel	m	15 a 40	40 a 65	65 a 80	80 a 105	105 a 135	10 a 135
Peso volumétrico húmedo	kN/m ³	12.5 a 15	15 a 18	13 a 17 (suelos) 25 (roca)	17 a 18	16 a 18	17 a 18 (finos) 20 a 26 (gruesos)
Resistencia al corte no drenada (suelos)	kPa	60 a 200	88 a 350	160 a 550 (suelos) 937 (roca)	310 a 670	243 a 600	530 a 2300 (finos) 20 a 38 (gruesos)
Rigidez, Módulo E	MPa	7 a 28	10 a 90	45 a 140 (suelos) 860 (roca)	45 a 129	190 a 246	114 a 965 (finos) 50 a 3,000 (gruesos)
Contenido de agua	%	30 a 300	25 a 90	5 a 30	30 a 40	30 a 40	45%
Permeabilidad	cm/seg	Muy baja**	Muy baja**	0.68 a 2.24 x 10 ⁻⁴	5.91 a 12.8 x 10 ⁻⁴	2.30 a 3.11 x 10 ⁻⁴	1.51 a 9.34 x 10 ⁻⁴
Abrasividad	CAI*	No aplica	No aplica	2.9 a 4.2	No aplica	No aplica	0.7 a 1.5
Presiones hidráulicas potenciales	Bar	0.0. a 1.6	0.0 a 1.9	0.5 a 3.5	3.5 a 5.5	3.5 a 7.5	5.0 a 6.5

c) *Zonificación del proyecto* (Comisión Nacional del Agua, 2018).

Para cumplir con los tiempos de construcción estipulados se planteó la división del proyecto en tramos, los cuales se muestran a continuación:

- *Tramo 1:* De la lumbrera 0 a la lumbrera 5, longitud de 10.10 km.
- *Tramo 2:* De la lumbrera 5 a la lumbrera 10, longitud de 11.52 km.
- *Tramo 3:* De la lumbrera 10 a la lumbrera 13, longitud de 8.94 km.
- *Tramo 4:* De la lumbrera 13 a la lumbrera 17, longitud de 10.35 km.
- *Tramo 5:* De la lumbrera 17 a la lumbrera 20, longitud de 8.46 km.
- *Tramo 6:* De la lumbrera 20 al Portal de Salida, longitud de 12.33 km.

7.2 TRAMO 5

7.2.1 Generalidades del tramo 5

Inicialmente el tramo 5 del Túnel Emisor Oriente sería excavado con una tuneladora, sin embargo, debido a la necesidad de acortar los tiempos de ejecución del proyecto se utilizó una tuneladora adicional, quedando el tramo dividido en (Comisión Nacional del Agua, 2018):

a) Subtramo 5a.

Excavado de la lumbrera 20 hacia la lumbrera 18 con una longitud 5.45 km, haciendo uso de una TBM-EPB con las siguientes especificaciones (Pérez Reyes & Lombardo Aburto, 2013):

- *Marca:* Robbins serie 209.
- *Tipo:* EPB.
- *Diámetro de excavación:* 8.93 m.
- *Herramienta de corte:* intercambiable para diferentes tipos de material.
 - *Para suelo:* Cuchillas de punta especiales (picas);
 - *Para roca:* Discos de corte de $\varnothing 17''$ (40 discos simples, 4 discos dobles).
 - *Espaciamiento:* 100 mm.
- *Velocidad de rueda de corte:* 0 a 3 rpm.
- *Torque de trabajo:* 14,916 kN·m.
- *Fuerza nominal de empuje:* 84,000 KN.

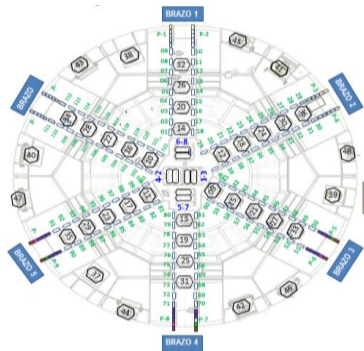


Figura 7.2 Configuración de la rueda de corte de la TBM-EPB S-209 "Morelos". Tomado de (LYTSA Lumbreras y Túneles, 2021)

b) *Subtramo 5b.*

Excavado de la lumbrera 17 hacia la lumbrera 18 con una longitud 3.28 km, haciendo uso de una TBM-EPB con las siguientes especificaciones (Pérez Reyes & Lombardo Aburto, 2013):

- *Marca:* Herrenknecht S-519.
- *Tipo:* EPB.
- *Diámetro de excavación:* 8.74 m
- *Herramienta de corte:* intercambiable para diferentes tipos de material.
 - *Para suelo:* Cuchillas de punta especiales (picas)
 - *Para roca:* Discos de corte de $\varnothing 17''$ (47 discos simples, 4 discos dobles).
- *Velocidad de rueda de corte:* 0 a 2.55 rpm.
- *Torque de trabajo:* 10, 251 kN·m.
- *Fuerza nominal de empuje:* 62,437 KN

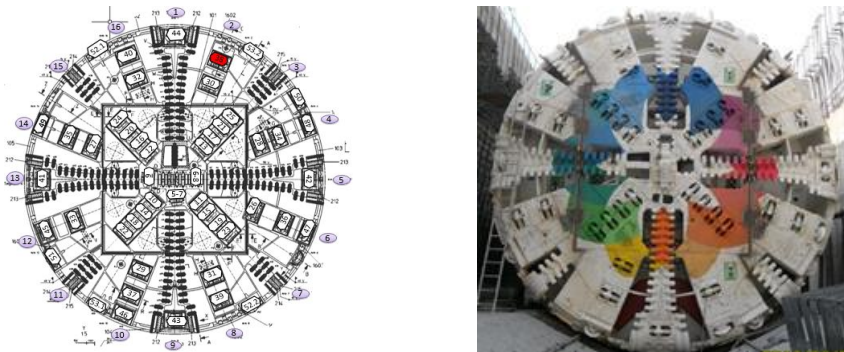


Figura 7.3 Configuración de la rueda de corte de TBM-EPB S-519. Tomado de (LYTSA Lumbreras y Túneles, 2021)

7.2.2 Características geotécnicas del tramo 5

La información geotécnica obtenida durante la elaboración del proyecto ejecutivo fue complementada con trabajos de exploración geotécnica adicionales entre la lumbrera 17 y la lumbrera 20. En esta nueva exploración se realizaron 8 sondeos selectivos con los que se obtuvieron muestras alteradas a nivel de a clave del túnel, en la zona de excavación y un diámetro por debajo de la rasante del túnel.

CAPITULO 7 CASO DE ESTUDIO

Tabla 7.2 Caracterización geotécnica de los materiales a partir de la exploración selectiva. TEO-Tramo 5.
Tomado y editado de (LYTSA Lumbreras y Túneles, 2013)

Propiedades geotécnicas. Túnel Emisor Oriente, Tramo 5												
Sondeo	Profundidad (m)	Zona	Clasificación	w (%)	Ss -	γ (ton/m ³)	k (cm/s)	q _u (ton/m ²)	c (ton/m ²)	φ (°)	CAI -	CAI (promedio)
SS-01	105.57 - 114.50	Clave	Arena limosa (SM) de alta compacidad densa.	28.00	2.78	1.95	4.5x10 ⁻⁴	23.70	-	-	3.20 4.00 2.50	3.23
		Eje		39.00	2.65	1.71		18.60	45.00	15.00		
		Cubeta	Fragmentos de roca basáltica de hasta 15 cm, muy duros y compactos, empacados en arenas limosas (SM).	20.00	2.49	1.70		291.00	-	-		
SS-02	108.23 - 117.16	Clave	Gravas y fragmentos de roca basáltica de hasta 15 y 20 cm, porosa y frágil, empacados en arenas limosas (SM).	35.00	2.65	1.80	2.0x10 ⁻⁴	74.30	-	-	2.20 3.30 3.20	2.90
		Eje	Limos de alta compresibilidad, MH, de consistencia media a dura.	51.00	2.64	1.86		-	124.00	4.00		
		Cubeta	Limos de alta compresibilidad, MH, de consistencia media a dura.	46.00	2.64	1.75		111.70	-	-		
SS-03	113.02 - 121.95	Clave	Conglomerado muy duro formado por fragmentos de roca basáltica, gravas y arenas gruesas, empacados en arenas limosas.	33.00	2.45	1.76	7.6x10 ⁻⁵	363.80	-	-	2.70	2.70
		Eje	Limo arenoso, ML, de consistencia muy dura, con gravas dispersas.	22.00	2.68	1.80		390.10	48.00	29.00		
		Cubeta	Limo arenoso, ML, de consistencia muy dura, con gravas dispersas.	38.00	2.57	1.56		65.70	-	-		
SS-04	117.00 - 125.93	Clave	Limos arenosos y arenas limosas (ML, SM), duros y compactos, con gravas dispersas.	27.00	2.74	1.86	3.3x10 ⁻⁴	420.10	-	-	-	-
		Eje		37.00	2.72	1.82		185.90	75.00	28.00		
		Cubeta		26.00	2.86	2.04		249.30	-	-		
SS-05	116.18 - 125.11	Clave	Boleos de hasta 15 cm y gravas, empacados en arena limosa (SM) muy compacta.	17.00	-	1.76	4.8x10 ⁻⁴	387.80	-	-	1.70 2.40 1.20	1.77
		Eje	Basalto masivo muy fracturado, ligeramente poroso, con fragmentos de hasta 30 cm y RQD entre 0% y 45%.	6.00	-	2.40		-	-	-		
		Cubeta	Basalto masivo muy fracturado, ligeramente poroso, con fragmentos de hasta 30 cm y RQD entre 0% y 45%.	-	-	2.62		2791.70	-	-		
SS-06	109.92 - 118.85	Clave	Limos arenosos (ML) y arenas limosas (SM) muy consolidados (tobas).	17.00	2.65	1.66	4.5x10 ⁻⁵	439.20	-	-	-	-
		Eje		13.00	2.62	1.70		390.2	-	-		
		Cubeta		8.00	2.71	1.68		560.60	-	-		
SS-07	120.38 - 129.31	Clave	Limos de alta compresibilidad, MH, de consistencia dura.	63.00	2.57	1.70	3.1x10 ⁻⁵	57.30	-	-	-	-
		Eje		44.00	2.58	1.76		197.50	86.00	10.00		
		Cubeta		54.00	2.53	1.77		218.60	-	-		
SS-08	120.94 - 129.87	Clave	Limos de alta compresibilidad, MH, de consistencia dura.	17.00	2.75	1.68	8.6x10 ⁻⁶	-	-	-	-	-
		Eje		16.00	2.78	1.73		29.60	96.00	11.00		
		Cubeta		9.00	2.75	1.77		169.70	-	-		

De la Tabla 7.2, (w) es el contenido natural de agua; (S_s) es la densidad de sólidos; (σ) es el peso volumétrico del material; (k) es el coeficiente de permeabilidad; (q_u) es la resistencia a la compresión simple; (c) es la cohesión; (θ) es el ángulo de fricción interna; y (CAI) es el índice de abrasividad Cerchar.

Las diferencias entre las caracterización de la exploración selectiva y la realizada en el proyecto ejecutivo son (LYTSA Lumbreras y Túneles, 2013):

- *Sondeo SS-01:* En el proyecto ejecutivo el estrato rocoso se ubicaba al centro del frente mientras que en el sondeo selectivo se extiende desde debajo del eje hasta muy por abajo de la zona de excavación. Además, la presión piezométrica medida es mayor, del orden de 5 mca.
- *Sondeo SS-02:* En el sondeo selectivo el estrato rocoso es más espeso y aparece en la parte superior del frente, además, desde el eje del túnel y hasta el final del sondeo aparece la formación Taxhimay que en perfil del proyecto ejecutivo no existía.
- *Sondeo SS-03:* Los materiales identificados en el sondeo selectivo son completamente diferentes a los del proyecto. La presión piezométrica medida es bastante mayor que la reportada en el proyecto, del orden de 16 mca.
- *Sondeo SS-04:* La principal diferencia radica en las presiones piezométricas. La medida en el sondeo selectivo es mucho menor que la reportada en el proyecto, del orden de 25 mca.
- *Sondeo SS-05:* En el caso del proyecto ejecutivo se reportan fragmentos de basalto empacados mientras que en el sondeo selectivo se hallaron estos materiales sólo en la parte superior; en la parte inferior se encontró basalto masivo fracturado. La presión piezométrica medida es mucho menor que la reportada en el proyecto, del orden de 28 mca.
- *Sondeo SS-06:* La principal diferencia radica en las presiones piezométricas. La medida en el sondeo selectivo es mucho menor que la reportada en el proyecto ejecutivo, del orden de 30 mca.

- *Sondeo SS-07 y SS-08:* Se trata prácticamente de los mismos tipos suelos y las presiones piezométricas son muy semejantes.

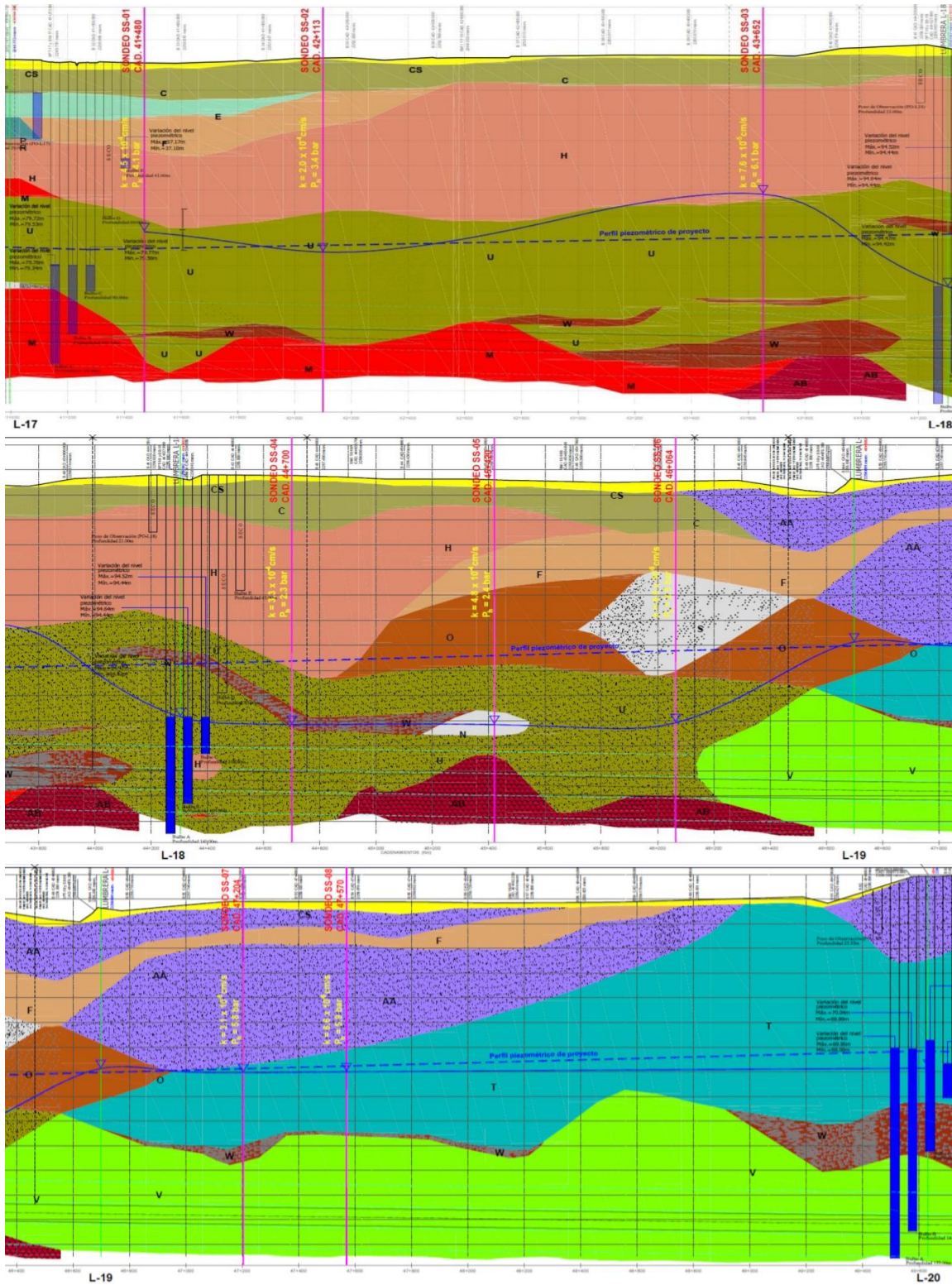




Figura 7.4 Sección geotécnica tramo 5. Tomado de (LYTSA Lumbreras y Túneles, 2013)

7.3 CONSUMO REAL DE HERRAMIENTAS DE CORTE

7.3.1 Túnel Lumbreira 17 a Lumbreira 18.

La excavación del túnel entre la lumbreira 17 en dirección a la lumbreira 18 fue realizada con una tuneladora tipo EPB Herrenknecht S-519, teniendo una longitud de 3.28 km y 2153 anillos instalados.

El material presente durante la excavación se muestra a continuación:

-  Vulcanitas Huehuetoca: Lavas fracturadas y permeables; conglomerados, brechas volcánicas y fragmentos de rocas sueltas; depósitos piroclásticos y de escombros.
-  Abanicos aluviales: Conglomerados; fragmentos de roca y boleos sueltos en la matriz de arena suelta.

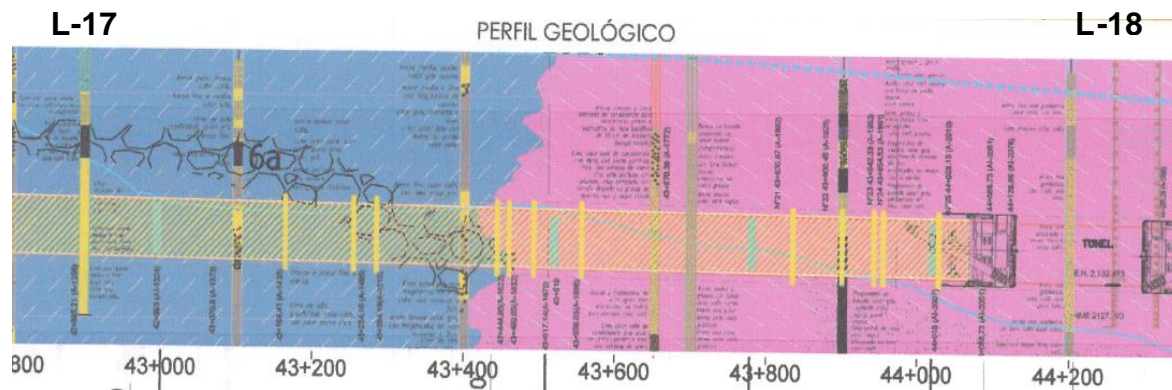


Figura 7.5 Perfil geológico del túnel L-17 a L-18. Tomado de (LYTSA Lumbreiras y Túneles, 2021)

La rueda de corte se equipó con 55 herramientas de corte principales intercambiables entre discos de corte de $\varnothing 17''$ y cinceles (denominados rippers). La configuración de las herramientas principales varió durante la excavación, utilizando al comienzo una combinación de rippers y discos de corte y, disminuyendo la cantidad de rippers gradualmente.

En cuanto a la configuración de la herramienta de corte secundaria, se instalaron 144 scrapers frontales y 16 scrapers periféricos.

Del análisis de los datos recopilados en los reportes de intervención en el frente de excavación y su relación con la caracterización del terreno se observa que:

- Los sondeos selectivos que representan la excavación entre la lumbrera 17 a 18 son: SS-01, SS-02, SS-03 y SS-04 (Tabla 7.2).
- Durante la excavación del túnel se realizaron 30 intervenciones atmosféricas en las cuales los cambios realizados fueron:

Tabla 7.3 Resumen de los cambios de herramientas. TEO, L-17 a L-18

Disco	Cambios	Cinzel	Cambios	Rastrel	Cambios
Periférico	43	Periférico	14	Periférico	34
Frontal	56	Frontal	41	Frontal	95
Doble central	7	Central	9		
Total	106	Total	64	Total	129

- El total de herramientas de corte utilizadas (considerando las 40 discos de corte y 15 cinceles iniciales) es de 146 discos y 79 cinceles, siendo un total de 225 herramientas de corte principales utilizadas.
- La distancia de excavación promedio entre intervenciones para cada caracterización del terreno fue:

Tabla 7.4 Distancia entre intervenciones. TEO, L-17 a L-18

Sondeo	Material	Intervenciones (#)	Distancia excavada (m)	Distancia promedio entre intervenciones (m)
SS-01	Arena limosa de alta compacidad densa y fragmentos de roca basáltica empacada en arenas limosas.	2	439.20	219.60
SS-02	Gravas, fragmentos de roca basáltica empacada en arena limosa y limos de alta compresibilidad.	3	756.19	252.06
SS-03	Conglomerado formado de fragmentos de roca basáltica, gravas y arenas gruesas empacadas en arenas limosas, limos arenosos con gravas dispersas.	16	1447.64	90.48
SS-04	Limos arenosos y arenas limosas, duros y compactos, con gravas dispersas.	9	637.05	61.30

- Los cambios de herramientas por intervención se muestran a continuación:

Tabla 7.5 Cambios de herramientas de corte por intervención. TEO L-17 a L-18

Sondeo	Intervención	Distancia excavada (m)	Cambios		
			Cinzel	Disco	Total
SS-01	1	300.94	0	1	1
	2	138.25	10	5	15
Total de cambios			10	6	16
SS-02	3	282.47	9	3	12
	4	252.60	10	10	20
	5a	221.12	0	1	1
Total de cambios			19	14	33
SS-03	5b	5.59	10	5	15
	6	267.52	10	7	17
	7	201.15	2	3	5
	8	226.51	1	3	4
	9	162.66	3	5	8
	10	11.96	2	3	5
	11	92.99	0	10	10
	12	90.25	5	6	11
	13	29.65	0	2	2
	14	161.10	0	0	0
	15	15.00	1	0	1
	16	28.68	1	0	1
	17	6.96	0	1	1
	18	60.60	0	3	3
19	42.11	0	7	7	
20	44.91	0	3	3	
Total de cambios			35	58	93
SS-04	21	192.61	0	10	10
	22	64.80	0	1	1
	23	41.87	0	1	1
	24	12.19	0	1	1
	25	73.62	0	9	9
	26	99.04	0	6	6
	27	35.90	0	0	0
	28	20.21	0	0	0
	29	11.43	0	0	0
Total de cambios			0	28	28

- La duración total de las intervenciones realizadas fue de 93 días.
- Las herramientas de corte cercanas al centro de la rueda de corte presentaron menor desgaste y menor número de cambios. Por otra parte, a medida que el radio de instalación aumenta mayor desgaste y cambios se presentaron (Figura 7.6).

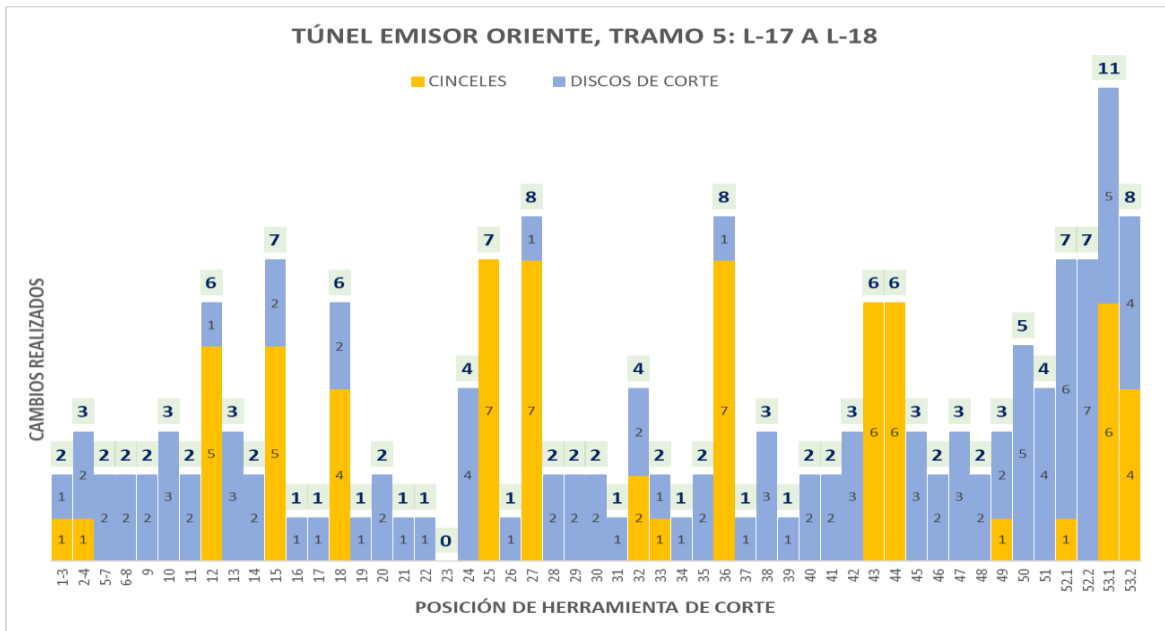


Figura 7.6 Cambios de herramientas por posición de instalación. TEO, L-17 a L-18

- Debido a la falta de información sobre el motivo que originó los cambios de las herramientas de corte, se realiza la consideración para este estudio que el total de remplazos fueron producto al desgaste primario.
- El alto número de cambios realizados en las posiciones 12, 15, 18, 25, 27 y 36 sugieren daños debido a desgastes secundarios.
- El último cambio de cinceles en grupo se dio en la intervención 12. El último cincel en ser remplazado por un disco de corte fue en la intervención 16. A partir de dicha intervención solo se usaron discos de corte como herramientas principales.

El cálculo de la vida útil en sitio es estimado considerando el tipo y cantidad de herramientas utilizadas para cada condición geotécnica determinada por los sondeos selectivos, así como el volumen de material para dichas condiciones.

CAPITULO 7 CASO DE ESTUDIO

Además, el volumen excavado para cada tipo de herramienta es considerado proporcional al porcentaje que representan del total de herramientas utilizadas al iniciar la excavación delimitada por los sondeos selectivos.

Tabla 7.6 Volumen de excavación por tipo de herramienta instalada. TEO, L-17 a L-18

Excavación		General			Cinceles		Discos	
		Longitud (m)	Área (m ²)	Volumen (m ³)	Herr _i (#)	Vol _c (m ³)	Herr _i (#)	Vol _d (m ³)
SS-01	L-17 a Intervención 2	439.20	59.99	26349.72	15	7186.29	40	19163.44
SS-02	Intervención 2 a 5a	756.19	59.99	45367.38	16	13197.78	39	32169.60
SS-03	Intervención 5b a 20	1447.64	59.99	86850.70	14	22107.45	41	64743.25
SS-04	Intervención 20 a L-18	637.05	59.99	38219.49	0	0.00	55	38219.49

Tabla 7.7 Vida útil en sitio de las herramientas de corte. TEO, L-17 a L-18

Excavación		Cinceles			Discos			Cinzel y disco	
		Vol _c (m ³)	Herr _t (#)	Hf cinceles (m ³ /cinzel)	Vol _d (m ³)	Herr _t (#)	Hf discos (m ³ /disco)	Herr _t (#)	Hf total (m ³ /herr)
SS-01	L-17 a Intervención 2	7186.29	25	287.45	19163.44	46	416.60	71	371.12
SS-02	Intervención 2 a 5a	13197.78	35	377.08	32169.60	53	606.97	88	515.54
SS-03	Intervención 5b a 20	22107.45	49	451.17	64743.25	99	653.97	148	586.83
SS-04	Intervención 20 a L-18	0	0	0	38219.49	83	460.48	83	460.48

Excavación	Longitud (m)	Volumen (m ³)	Cinzel y discos (#)	Hf total (m ³ /herr)
Tramo L-17 a L-18	3280.079	196787.29	225	874.61

Donde (Vol_c) es el volumen considerado para cinceles; (Vol_d) es el volumen considerado para discos de corte; ($Herr_i$) es la cantidad de cinceles/discos instalados al comienzo de la excavación; y ($Herr_t$) es la cantidad total de cinceles/discos utilizados.

7.3.2 Túnel Lumbraera 19 a Lumbraera 18.

La excavación del túnel entre la lumbrera 19 en dirección a la lumbrera 18 fue realizada con una tuneladora tipo EPB Robbins serie 209, teniendo una longitud de 2.39 km y 1591 anillos instalados.

El material presente durante la excavación se muestra a continuación:

- **7** Vulcanitas Huehuetoca: Lavas fracturadas y permeables; conglomerados, brechas volcánicas y fragmentos de rocas sueltas; depósitos piroclásticos y de escombros.
- **5s** Arcillas lacustres consolidadas del plioceno medio. Taxhimay superior e inferior.

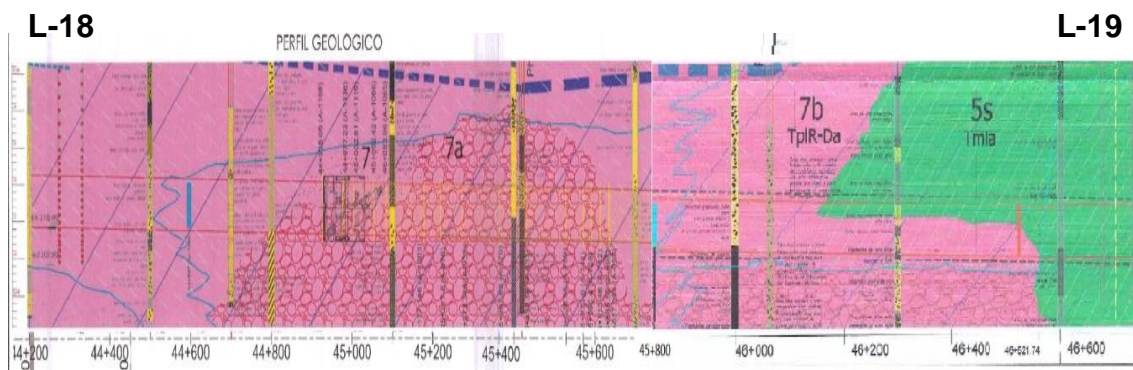


Figura 7.7 Perfil geológico del túnel L-19 a L-18. Tomado de (LYTSA Lumbreras y Túneles, 2021)

La rueda de corte estaba equipada con 44 herramientas de corte principales intercambiables entre discos de corte $\varnothing 17''$ y cinceles (denominados rippers). Debido a la presencia de arcillas al inicio de excavación, las herramientas utilizadas fueron rippers, los cuales fueron gradualmente remplazados por discos de corte.

En cuanto a la configuración de la herramienta de corte secundaria, se instalaron 122 scrapers frontales y 12 scrapers periféricos.

Del análisis de los datos recopilados en los reportes de intervención en el frente de excavación y su relación con la caracterización del terreno se observa que:

- Los sondeos selectivos que representan la excavación entre la lumbrera 19 a 18 son: SS-04, SS-05, SS-06 y SS-07 (Tabla 7.2).
- Durante la excavación del túnel se realizaron 27 intervenciones atmosféricas en las cuales los cambios realizados fueron:

Tabla 7.8 Resumen de cambios de herramienta. TEO, L-19 a L-18

Disco	Cambios	Cinzel	Cambios	Rastrel	Cambios
Periférico	77	Periférico	8	Periférico	62
Frontal	186	Frontal	32	Frontal	50
Doble central	13	Central	4		
Total	276	Total	44	Total	112

- El total de herramientas de corte utilizada (considerando los 48 cinceles iniciales) es de 92 cinceles y 276 discos, siendo un total de 368 herramientas de corte principales.
- La distancia de excavación promedio entre intervenciones para cada caracterización del terreno fue:

Tabla 7.9 Distancia entre intervenciones. TEO, L-19 a L-18

Sondeo	Material	Intervenciones (#)	Distancia excavada (m)	Distancia promedio entre intervenciones (m)
SS-07	Limos de alta compresibilidad de consistencia dura.	7	912.05	130.29
SS-06	Limos arenosos y arenas limosas muy consolidadas.	6	250.37	41.73
SS-05	Boleos y gravas empacadas en arena limosa muy compactada y basaltos masivos muy fracturados	12	659.78	54.98
SS-04	Limos arenosos y arenas limosas, duros y compactos, con gravas dispersas.	2	576.97	226.93

- Los cambios de herramientas de corte por intervención se muestran a continuación:

Tabla 7.10 Cambios por intervención de herramientas de corte. TEO, L-19 a L-18

Sondeo	Intervención	Distancia excavada (m)	Cambios		
			Cinzel	Disco	Total
SS-07	1	165.00	24	0	24
	2	13.76	1	2	3
	3	55.29	1	0	1
	4	193.65	0	3	3
	5	23.86	0	0	0
	6	19.64	0	2	2
	7	440.85	18	26	44
Total de cambios			44	33	77
SS-06	8	142.14	0	4	4
	9	1.50	0	0	0
	10	21.16	0	11	11
	11	24.10	0	5	5
	12	19.37	0	0	0
	13	42.11	0	11	11
Total de cambios			0	31	31
SS-05	14	96.27	0	11	11
	15	60.58	0	33	33
	16	98.67	0	3	3
	17	55.81	0	20	20
	18	31.94	0	21	21
	19	93.19	0	19	19
	20	39.99	0	5	5
	21	52.24	0	16	16
	22	22.98	0	19	19
	23	48.03	0	18	18
	24	22.51	0	7	7
25	37.58	0	15	15	
Total de cambios			0	187	187
SS-04	26	252.46	0	22	22
	27	201.40	0	3	3
Total de cambios			0	25	25

- La duración total de las intervenciones realizadas fue de 207 días.
- Las herramientas de corte cercanas al centro de la rueda de corte presentaron menor desgaste y menor número de cambios. Por otra parte, a medida que el radio de instalación aumenta mayor desgaste y cambios se presentaron (Figura 7.8).

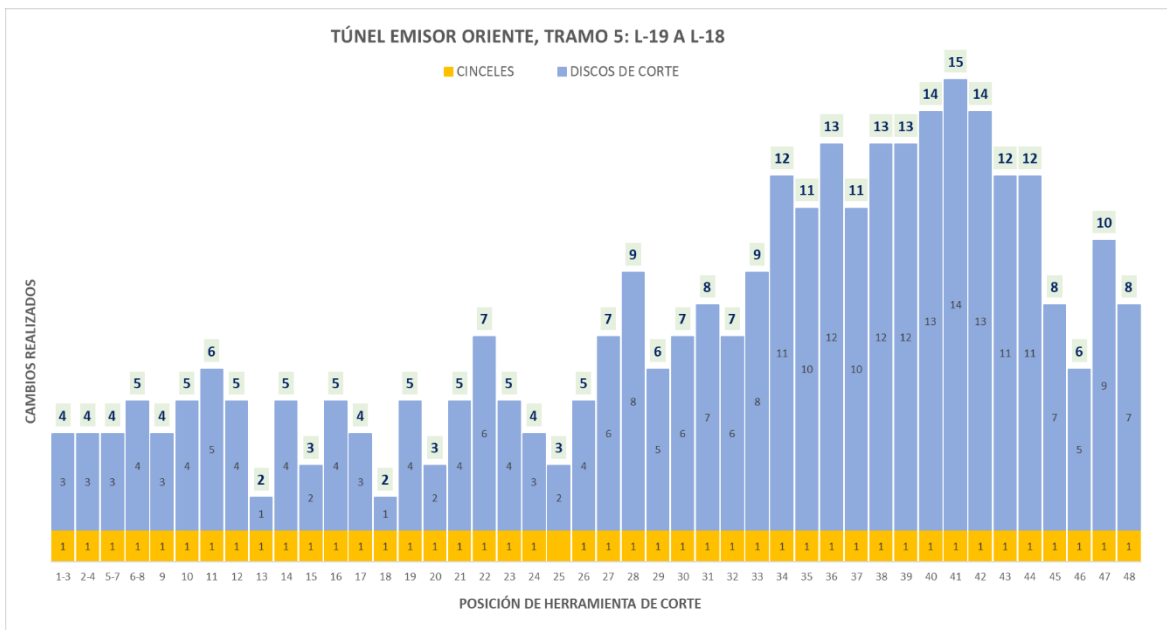


Figura 7.8 Cambios de herramientas de corte por posición de instalación. TEO, L-19 a L-18

- Debido a la falta de información sobre el motivo que origino los cambios de herramientas de corte, se considera para este estudio que el total de remplazos fueron producto al desgaste primario.
- El último cambio de cinceles se dio en la intervención 7. A partir de dicha intervención solo se usaron discos de cortes como herramientas principales.

El cálculo de la vida útil en sitio es estimado considerando el tipo y cantidad de herramientas utilizadas para cada condición geotécnica determinada por los sondeos selectivos, así como el volumen de material para dichas condiciones.

Además, el volumen excavado para cada tipo de herramienta es considerado proporcional al porcentaje que representan del total de herramientas utilizadas al iniciar la excavación delimitada.

CAPITULO 7 CASO DE ESTUDIO

Tabla 7.11 Volúmenes de excavación por tipo de herramienta instalada. TEO, L-19 a L-18

Excavación		General			Cinceles		Discos	
		Longitud (m)	Área (m ²)	Volumen (m ³)	Herr _i (#)	Vol _c (m ³)	Herr _i (#)	Vol _d (m ³)
SS-07	L-19 a Intervención 7	912.05	62.63	57123.06	48	57123.06	0	0.00
SS-06	Intervención 8 a 13	250.37	62.63	15680.92	0	0.00	48	15680.92
SS-05	Intervención 14 a 25	659.78	62.63	41322.95	0	0.00	48	41322.95
SS-04	Intervención 26 a L-18	576.97	62.63	36136.68	0	0.00	48	36136.68

Tabla 7.12 Vida útil en sitio de las herramientas de corte. TEO, L-19 a L-18

Excavación		Cinceles			Discos			Cinzel y disco	
		Vol _c (m ³)	Herr _t (#)	Hf cinceles (m ³ /cinzel)	Vol _d (m ³)	Herr _t (#)	Hf discos (m ³ /disco)	Herr _t (#)	Hf total (m ³ /herr)
SS-07	L-19 a Intervención 7	57123.06	92	620.90	0.00	33	0.00	125	456.98
SS-06	Intervención 8 a 13	0.00	0	0.00	15680.92	79	198.49	79	198.49
SS-05	Intervención 14 a 25	0.00	0	0.00	41322.95	235	175.84	235	175.84
SS-04	Intervención 26 a L-18	0.00	0	0.00	36136.68	73	495.02	73	495.02

Excavación	Longitud (m)	Volumen (m ³)	Herramientas (#)	Hf total (m ³ /herr)
Total L-19 a L-18	2399.17	150263.61	368	408.33

Donde (Vol_c) es el volumen considerado para cinceles; (Vol_d) es el volumen considerado para discos de corte; ($Herr_i$) es la cantidad de cinceles/discos instalados al comienzo de la excavación; y ($Herr_t$) es la cantidad total de cinceles/discos utilizados.

7.3.3 Túnel Lumbreira 20 a Lumbreira 19.

La excavación del túnel entre la lumbreira 20 en dirección lumbreira 19 fue realizada con una tuneladora tipo EPB Robbins serie 209, teniendo una longitud de 3.05 km y 2034 anillos instalados.

El material presente durante la excavación se muestra a continuación:

-  Arcillas lacustres consolidadas del plioceno medio.

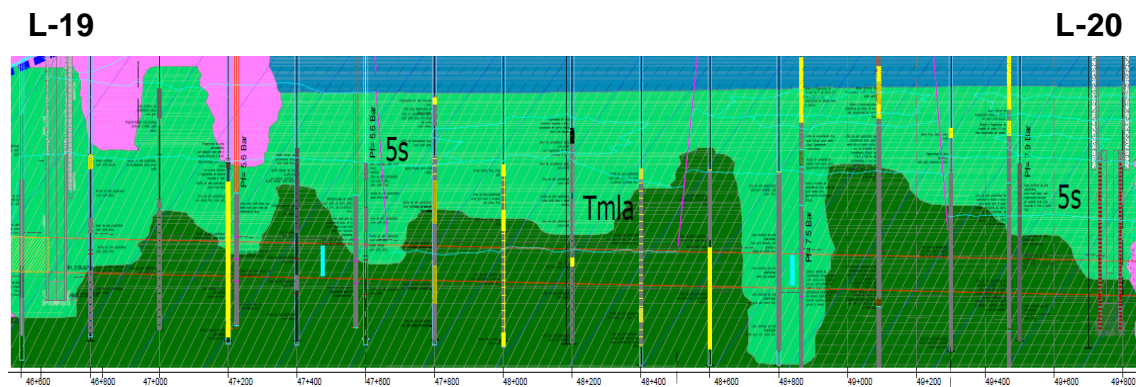


Figura 7.9 Perfil geológico del túnel L-20 a L-19. Tomado de (LYTSA Lumbreiras y Túneles, 2021)

La rueda de corte se equipó con 48 herramientas de corte principales conformadas por cinceles (denominados rippers). En cuanto a la configuración de la herramienta de corte secundaria, se instalaron 122 scrapers frontales y 12 scrapers periféricos.

Del análisis de los datos recopilados en los reportes de intervención y su relación con la caracterización del terreno se observa que:

- Los sondeos selectivos que representan la excavación entre la lumbreira 20 a 19 son: SS-07 y SS-08 (Tabla 7.2).
- Durante el proceso de excavación se realizaron trabajos de reparación y modificación de la junta rotaria de la rueda de corte en las cuales se realizaron a la par revisiones a las herramientas de corte, por lo que para efectos de conciliación en el proyecto se considera que no hubo intervenciones para la revisión de las herramientas de corte.

- En las revisiones realizadas se observó un desgaste mínimo en las herramientas de corte, lo cual permitió realizar la excavación total del túnel sin la necesidad de realizar sustituciones. Por lo tanto, se considera que la vida útil de las herramientas es:

Tabla 7.13 Vida útil en obra de las herramientas de corte. TEO, L-20 a L-19

Excavación		Cinceles					
		Longitud (m)	Área (m ²)	Vol. total (m ³)	Herr _i (#)	Herr _t (#)	Hf (m ³ /cincel)
SS-08	L-20 a SS-07	2550.36	62.63	159732.87	48	48	3327.77
SS-07	SS-7 a L-19	500.72	62.63	31360.84	48	48	653.35

Excavación	Longitud (m)	Volumen (m ³)	Cinceles (#)	Hf _{total} (m ³ /herr)
Total L-20 a L-19	3051.08	191093.71	48	3981.12

Donde ($Herr_i$) es la cantidad de cinceles instalados al comienzo de la excavación; y ($Herr_t$) es la cantidad total de cinceles utilizados.

7.4 VIDA ÚTIL Y CONSUMO TEÓRICO

La estimación de la vida útil y consumo de las herramientas es realizada seleccionando de los modelos descritos en el CAPÍTULO 6 los que, con base en la información geológica-geotécnica disponible, sea posible alimentar los datos de entrada y realizar los cálculos correspondientes.

Los modelos seleccionados proporcionan la estimación de la vida útil de la herramienta de corte en volumen excavado por herramienta (Hf) sin considerar la posición en la que se encuentren instaladas. Además, es importante mencionar que los modelos proporcionan la estimación de la vida útil para discos de corte, a excepción del modelo SAT y SAT para TBM-EPB los cuales proporcionan una estimación para herramienta sin considerar su tipo.

Por otra parte, la comparación de los resultados obtenidos es realizada contra la vida útil total (Hf_{total}) y consumo total (Tabla 7.7 y Tabla 7.12) debido a que los modelos no prevén el uso combinado de herramientas de corte.

7.4.1 Túnel Lumbreira 17 a Lumbreira 18

A continuación, se muestran los resultados obtenidos al desarrollar los modelos de estimación de la vida útil de las herramientas de corte, así como los consumos correspondientes de cada método.

Tabla 7.14 Estimación de la vida útil y consumo de herramientas de corte. Túnel L-17 a 18 (Parte 1)

Modelo	SS-01: L-17 a Intervención 2 Volumen = 26349.72 m ³		SS-02: Intervención 2 a 5a Volumen = 45367.38 m ³		SS-03: Intervención 5b a 20 Volumen = 86850.70 m ³	
	Hf (m ³ /herr)	Herramientas (#)	Hf (m ³ /herr)	Herramientas (#)	Hf (m ³ /herr)	Herramientas (#)
Consumo real	371.12	71	515.54	88	586.83	148
CSM Modificado	317.00	83.00	353.00	129.00	381.00	228.00
Frenzel	201.95	130.00	224.93	202.00	241.59	359.00
Maidl et al.	1523.03	17.00	1526.57	30.00	1491.79	58.00
WBI	255.93	103.00	285.05	159.00	306.16	284.00
NTNU	153.12	172.00	163.04	278.00	194.57	446.00
Gehring	237.27	111.00	291.81	155.00	334.73	259.00
Gehring Modificado	266.47	99.00	327.73	138.00	375.93	231.00
Farrokh & Kim	90.14	292.00	102.75	442.00	112.95	769.00
CLH	49.14	536.00	50.07	906.00	51.92	1673.00
Correlación - Basalto	924.00	29.00	924.00	49.00	924.00	94.00
SAT	232.21	113.00	289.85	157.00	329.39	264.00
SAT TBM-EPB	196.00	134.00	196.00	231.00	196.00	443.00

Tabla 7.15 Estimación de la vida útil y consumo de herramientas de corte. Túnel L-17 a 18 (Parte 2)

Modelo	SS-04: Intervención 20 a L-18 Volumen = 38219.49 m ³		Excavación de L-17 a L-18 Volumen = 196787.29 m ³	
	Hf (m ³ /herr)	Herramientas (#)	Hf (m ³ /herr)	Herramientas (#)
Consumo real	460.48	83	874.61	225
CSM Modificado	-	-	348.00	565.00
Frenzel	-	-	552.39	356.00
Maidl et al.	-	-	1507.60	131.00
WBI	-	-	280.85	701.00
NTNU	-	-	185.87	1059.00
Gehring	-	-	283.62	694.00
Gehring Modificado	-	-	318.53	618.00
Farrokh & Kim	-	-	100.28	1962.00
CLH	-	-	50.07	3930.00
Correlación - Basalto	924.00	41.00	924.00	213.00
SAT	-	-	267.55	736.00
SAT TBM-EPB	-	-	196.00	1004.00

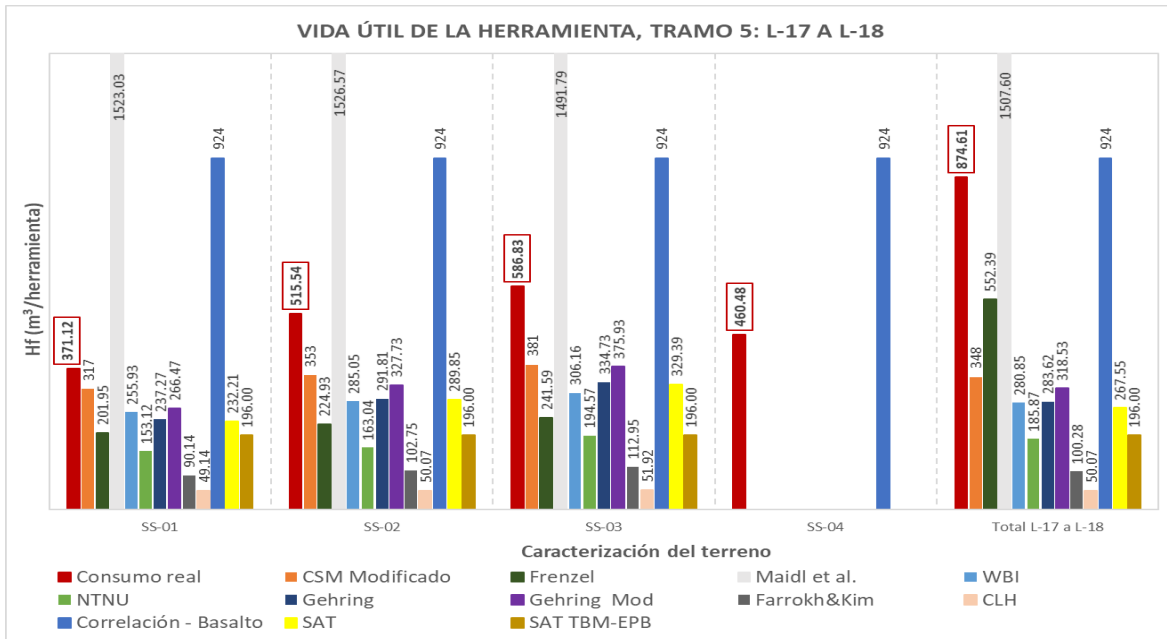


Figura 7.10 Vida útil de las herramientas de corte, Tramo 5: L-17 a L-18

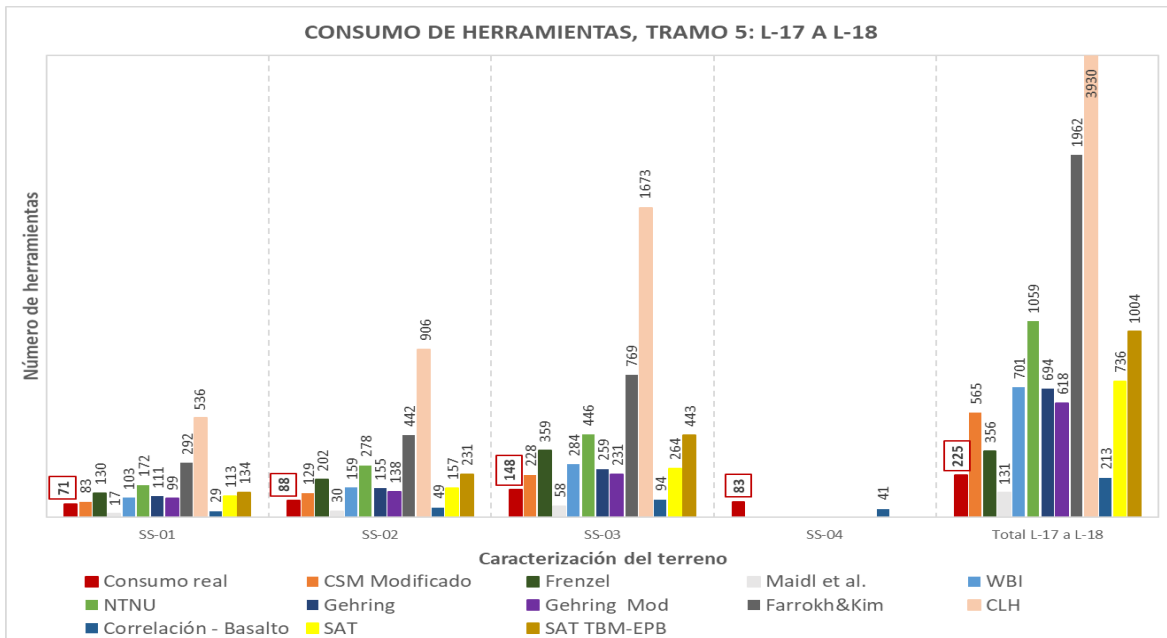


Figura 7.11 Consumo de herramientas de corte, Tramo 5: L-17 a L-18

Del análisis de los datos y gráficas anteriores se observa que:

- El modelo SAT TBM-EPB es de particular interés debido a que la estimación es realizada sin diferenciar el tipo de herramienta utilizada, disco o cincel, y para condiciones de presión de tierra.

- En la caracterización representada por el sondeo SS-01, SS-02 y SS-03 (Tabla 7.2), el modelo **CSM modificado** muestra la menor diferencia con respecto a lo observado en obra, seguido del modelo **Gehring modificado**.

Tabla 7.16 Comparación de Hf y consumo de herramientas. Caracterización SS-01, Túnel L-17 a L-18

Modelo	Hf (m ³ /herr)	Diferencia con Hf _{real} (%)	Consumo de herramientas (#)	Diferencia respecto al real (%)
Consumo real	371.12	-	71.00	-
CSM Modificado	317.00	- 14.58	83.00	+ 16.90
Gehring Modificado	266.47	- 28.20	111.00	+ 56.34
SAT TBM-EPB	196.00	- 47.19	134.00	+ 88.73

Tabla 7.17 Comparación de Hf y consumo de herramientas. Caracterización SS-02, Túnel L-17 a L-18

Modelo	Hf (m ³ /herr)	Diferencia con Hf _{real} (%)	Consumo de herramientas (#)	Diferencia respecto al real (%)
Consumo real	515.54	-	88.00	-
CSM Modificado	353.00	- 31.53	129.00	+ 46.59
Gehring Modificado	327.33	- 36.51	138.00	+ 56.82
SAT TBM-EPB	196.00	- 61.98	231.00	+ 162.50

Tabla 7.18 Comparación de Hf y consumo de herramientas. Caracterización SS-03, Túnel L-17 a L-18

Modelo	Hf (m ³ /herr)	Diferencia con Hf _{real} (%)	Consumo de herramientas (#)	Diferencia respecto al real (%)
Real	586.83	-	148.00	-
CSM Modificado	381.00	- 35.07	228.00	+ 54.05
Gehring Modificado	375.93	- 35.94	231.00	+ 56.08
SAT TBM-EPB	196.00	- 196.00	443.00	+ 199.32

- La caracterización representada por el sondeo SS-04 (Tabla 7.2) no cuenta con un valor de abrasividad que permita desarrollar algún modelo de estimación de la vida útil de las herramientas, sin embargo, al existir fragmentos de basalto a lo largo del tramo L-17 a L-18, y para efectos de tener un parámetro de comparación, la correlación realizada por la empresa Robbins para basaltos es tomada como referencia para estimar la vida útil de las herramientas.

Los resultados muestran una sobrestimación de la vida útil de las herramientas de corte lo que representa un menor consumo respecto al real.

Tabla 7.19 Comparación de Hf y consumo de herramientas. Caracterización SS-04, Túnel L-17 a L-18

Modelo	Hf (m ³ /herr)	Diferencia con Hf _{real} (%)	Consumo de herramientas (#)	Diferencia respecto al real (%)
Real	460.48	-	83.00	-
Correlación - Basalto	924.00	+ 100.66	41.00	- 50.60

- La estimación general de la vida útil y consumo de herramientas para la excavación del túnel entre la lumbrera 17 a 18 es realizada promediando los parámetros geológicos-geotécnicos de las caracterizaciones que lo conforman.

La correlación realizada por la empresa Robbins es descartada pese a presentar menor diferencia respecto a los observado en obra debido a que solo considera basalto como el único material. Con lo anterior, el modelo **Frenzel** es que muestra menor diferencia con respecto a lo observado en obra, seguido del modelo **CSM modificado**.

Tabla 7.20 Comparación de Hf y consumo de herramientas. Túnel L-17 a L-18

Modelo	Hf (m ³ /herr)	Diferencia con Hf _{real} (%)	Consumo de herramientas (#)	Diferencia respecto al real (%)
Real	874.61	-	225.00	-
Frenzel	552.39	- 36.84	356.00	+ 58.22
CSM Modificado	348.00	- 60.21	565.00	+ 151.11
SAT TBM-EPB	196.00	- 77.59	1004.00	+ 346.22

7.4.2 Túnel Lumbrera 19 a Lumbrera 18

A continuación, se muestran los resultados obtenidos al desarrollar los modelos de estimación de la vida útil de las herramientas de corte, así como los consumos correspondientes a cada método.

Tabla 7.21 Estimación de la vida útil y consumo de herramientas de corte. Túnel L-19 a 18 (Parte 1)

Modelo	SS-07: L-19 a Intervención 7 Volumen = 57123.06 m ³		SS-06: Intervención 8 a 13 Volumen = 15680.92 m ³		SS-05: Intervención 14 a 25 Volumen = 41322.95 m ³	
	Hf (m ³ /herr)	Herramientas (#)	Hf (m ³ /herr)	Herramientas (#)	Hf (m ³ /herr)	Herramientas (#)
Consumo real	456.98	125	198.49	79	175.84	235
CSM Modificado	-	-	-	-	594.00	70.00
Frenzel	-	-	-	-	392.06	105.00
Maidl et al.	-	-	-	-	7244.75	6.00
WBI	-	-	-	-	469.58	88.00
NTNU	-	-	-	-	306.78	135.00
Gehring	-	-	-	-	750.29	55.00
Gehring Modificado	-	-	-	-	842.64	49.00
Farrokh & Kim	-	-	-	-	229.00	180.00
CLH	-	-	-	-	66.68	620.00
Correlación - Basalto	924.00	62.00	924.00	17.00	924.00	45.00
SAT	-	-	-	-	628.98	66.00
SAT TBM-EPB	-	-	-	-	558.30	74.00

Tabla 7.22 Estimación de la vida útil y consumo de herramientas de corte. Túnel L-19 a 18 (Parte 2)

Modelo	SS-04: Intervención 26 a L-18 Volumen = 36136.68 m ³		Excavación de L-19 a L-18 Volumen = 150263.61 m ³	
	Hf (m ³ /herr)	Herramientas (#)	Hf (m ³ /herr)	Herramientas (#)
Consumo real	495.02	73	408.33	368
CSM Modificado	-	-	594.00	253.00
Frenzel	-	-	997.22	154.00
Maidl et al.	-	-	8718.42	17.00
WBI	-	-	469.58	320.00
NTNU	-	-	230.09	653.00
Gehring	-	-	750.29	200.00
Gehring Modificado	-	-	842.64	178.00
Farrokh & Kim	-	-	229.00	656.00
CLH	-	-	66.68	2254.00
Correlación - Basalto	924.00	39.00	924.00	163.00
SAT	-	-	628.98	239.00
SAT TBM-EPB	-	-	558.30	269.00

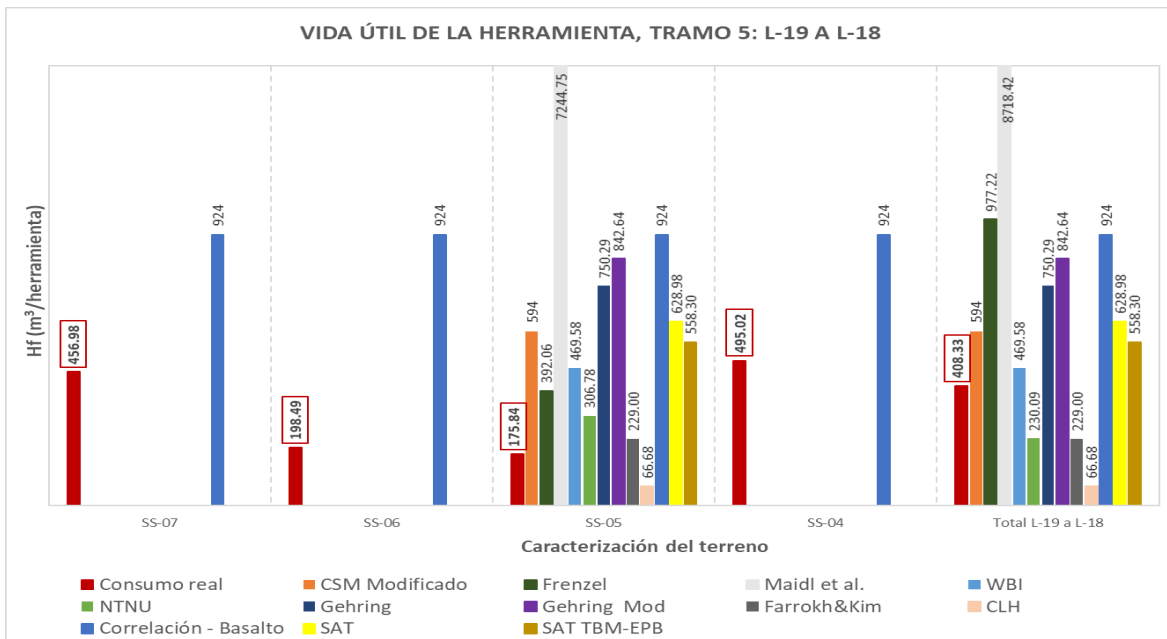


Figura 7.12 Vida útil de las herramientas de corte, Tramo 5: L-19 a L-18

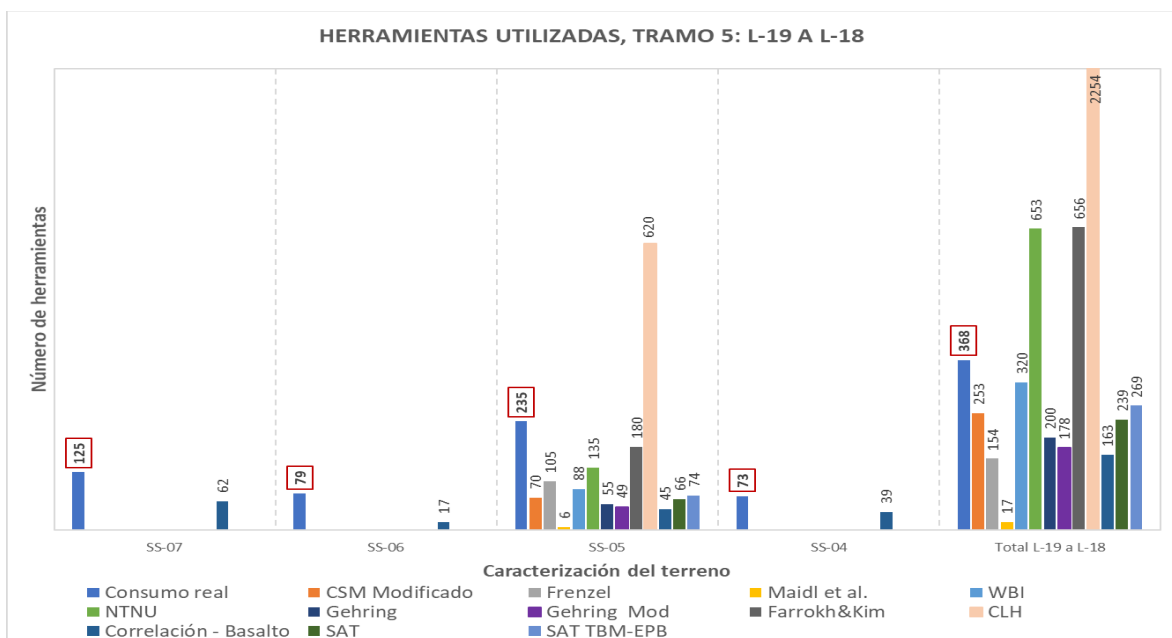


Figura 7.13 Consumo de herramientas de corte, Tramo 5: L-19 a L-18

Del análisis de los datos y gráficas anteriores se observa que:

- El modelo SAT TBM-EPB es de particular interés debido a que la estimación es realizada sin diferenciar el tipo de herramienta utilizada, disco o cincel, y para condiciones de presión de tierra.

- La caracterización representada por los sondeos SS-07, SS-06 y SS-04 (Tabla 7.2) no cuentan con un valor de abrasividad que permita desarrollar algún modelo de estimación de la vida útil de las herramientas de corte. Sin embargo, al presentarse fragmentos de basalto a lo largo de la excavación entre la L-19 a L-18, la correlación realizada por la empresa Robbins es utilizada.

Los resultados muestran una sobrestimación de la vida útil de las herramientas de corte y un bajo consumo respecto al real.

Tabla 7.23 Comparación de Hf y consumo de herramientas. Caracterización SS-07, Túnel L-19 a L-18

Modelo	Hf (m ³ /herr)	Diferencia con Hf _{real} (%)	Consumo de herramientas (#)	Diferencia respecto al real (%)
Real	456.98	-	125.00	-
Correlación - Basalto	924.00	+ 102.20	62.00	- 50.40

Tabla 7.24 Comparación de Hf y consumo de herramientas. Caracterización SS-06, Túnel L-19 a L-18

Modelo	Hf (m ³ /herr)	Diferencia con Hf _{real} (%)	Consumo de herramientas (#)	Diferencia respecto al real (%)
Real	198.49	-	79.00	-
Correlación - Basalto	924.00	+ 365.51	17.00	- 78.48

Tabla 7.25 Comparación de Hf y consumo de herramientas. Caracterización SS-04, Túnel L-19 a L-18

Modelo	Hf (m ³ /herr)	Diferencia con Hf _{real} (%)	Consumo de herramientas (#)	Diferencia respecto al real (%)
Real	495.02	-	73.00	-
Correlación - Basalto	924.00	+ 86.66	39.00	- 46.58

- En la caracterización representada por el sondeo SS-05 (Tabla 7.2), el modelo **Farrokh & Kim** muestra menor variación, sin embargo, sobrestima la vida útil de la herramienta lo que representa un menor uso de herramientas respecto al real.

Por otra parte, el modelo **CLH** es el modelo que menor diferencia muestra respecto a la vida útil en real sin sobrestimar la vida útil de las herramientas de corte.

Tabla 7.26 Comparación de H_f y consumo de herramientas. SS-05, Túnel L-19 a L-18

Modelo	H_f (m ³ /herr)	Diferencia con $H_{f \text{ real}}$ (%)	Consumo de herramientas (#)	Diferencia respecto al real (%)
Real	175.84	-	235.00	-
Farrokh & Kim	229.00	+ 30.23	180.00	23.40
CLH	66.68	- 62.08	620	163.83
SAT TBM-EPB	558.30	+ 217.50	74.00	68.51

- La estimación de la vida útil y consumo de herramientas para la excavación del túnel entre la lumbrera 19 a 18 es realizada promediando los parámetros de cada una de las caracterizaciones que lo conforman.

Pese a que el modelo **WBI** es el de menor diferencia con respecto a lo observado en obra, sobrestima la vida útil de la herramienta lo que representa un menor consumo respecto al real.

Por otra parte, los modelos de menor variación respecto a la vida útil en obra, sin sobrestimar la vida útil, son los modelos **NTNU y Farrokh & Kim**.

Tabla 7.27 Comparación de H_f y consumo de herramientas. Túnel L-19 a L-18

Modelo	H_f (m ³ /herr)	Diferencia con $H_{f \text{ real}}$ (%)	Consumo de herramientas (#)	Diferencia respecto al real (%)
Real	408.33	-	368.00	-
NTNU	230.09	- 43.65	653.00	+ 77.45
Farrokh & Kim	229.00	- 43.92	656.00	+78.26
SAT TBM-EPB	558.30	+ 36.73	269.00	- 26.90

7.4.3 Túnel Lumbrera 20 a Lumbrera 19

Debido a la falta de parámetros de abrasividad para el material excavado en el túnel comprendido entre la lumbrera 20 a la 19 (arcillas lacustres consolidadas), así como de algún otro parámetro de entrada para desarrollar algún modelo de estimación de la vida útil de las herramientas de corte descritos en el CAPÍTULO 6, la realización del análisis no es posible.

Sin embargo, es de resaltar que:

- La resistencia al corte promedio fue de 0.99 Mpa.
- El frente de excavación fue constante en toda la sección y fue escasa la presencia de boleos.
- Las herramientas de corte utilizadas fueron exclusivas para suelos (cinceles).

Lo anterior propició el desgaste mínimo de las herramientas de corte y la no realización de cambios de herramientas de corte.

CAPÍTULO 8 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

8.1 CONCLUSIONES

Del desarrollo y análisis de los datos recopilados en el presente trabajo se ha podido concluir lo siguiente:

1. Debido a la complejidad que representa la construcción de obras subterráneas, es necesario llevar a cabo una exhaustiva campaña de exploración y caracterización del terreno con la cual se sustente el método de excavación a emplear y con ello elaborar un plan de trabajo acorde a las condiciones esperadas en el proyecto, evitando así comprometer los tiempos de ejecución, costos y seguridad.
2. El material a excavar condiciona las características de la tuneladora a utilizar en el proyecto, siendo la rueda y herramientas de corte los principales componentes afectados.
3. El mecanismo de corte que se produce durante la excavación depende de las características del material y no al tipo de herramienta que se utilice.
4. El desgaste que sufren las herramientas de corte no puede ser evitado debido a que es un proceso natural producto de la interacción herramienta-terreno, sin embargo, se pueden llevar a cabo medidas preventivas con la finalidad de que el desgaste no sea excesivo.
5. El uso de agentes tensoactivos, además de mejorar las propiedades del material para su excavación, tiene un efecto altamente positivo en cuanto al aumentando de la vida útil en las herramientas de corte.
6. Pese a las recientes innovaciones tecnológicas en el proceso de inspección de las herramientas de corte, el monitoreo físico del desgaste y la comparación con registros previos en cada una de ellas es el método utilizado por regla general para garantizar el buen estado de las herramientas. Proceso realizado mediante las denominadas *intervenciones*.

7. El desgaste secundario en las herramientas de corte, pese a ser el de menor ocurrencia, es el que mayores implicaciones negativas aporta al proceso de excavación debido a los daños en cadena que pueden desatar, tales como daños grupales en las herramientas e incluso daños a la estructura de la rueda de corte.
8. Es conveniente la zonificación del trazo del túnel a analizar acorde a las características geológicas-geotécnicas del material. Lo anterior permitirá minimizar la desviación de los resultados obtenidos durante el proceso de análisis.

De la evaluación de la vida útil de las herramientas en el caso de estudio se resalta lo siguiente:

9. En el tramo L-17 a L-18, la zona SS-01, SS-02 y SS-03 comparten como material en común arena limosa con presencia de fragmentos de roca basáltica. Por otra parte, la resistencia a compresión simple mantiene rangos tanto para la arena limosa como para la roca basáltica sin alto grado de variación. Situación similar ocurre con el índice de abrasividad CAI.

Bajo las condiciones mencionadas, el modelo CSM y Gehring Modificado son los que menor variación presentaron respecto a los valores reales en obra.

Se debe resaltar que el modelo CSM no es de dominio público por lo que un exhaustivo análisis de todos los factores que intervienen no pudo ser realizado. Por otra parte, el modelo Gehring Modificado toma en cuenta el desgaste permitido en el disco acorde a su diámetro, características de la TBM y parámetros de operación de la tuneladora propuestos.

10. En el tramo L-19 a L-18, la zona SS-05 es la única con valores de índice de abrasividad, teniendo como material dominante basalto masivo de baja resistencia a la compresión simple y baja abrasividad. Bajo estas condiciones el modelo de Farrokh & Kim y CLH son lo de menor variación respecto al consumo real.

El modelo de Farrokh & Kim considera las características de la TBM, características del disco y parámetros de excavación, sin embargo, este método sobrestimó la vida útil de las herramientas de corte.

Por su parte, el modelo CLH solo considera como elemento principal las propiedades del material a excavar.

11. La falta de parámetros de abrasividad del terreno es una limitante a la hora de estimar la vida útil de las herramientas. Esto se observa en la zona SS-04 del tramo L-17 a L-18 y SS-07, SS-06 y SS-04 del tramo L-19 a L-18 en los cuales el análisis no pudo desarrollarse.
12. La estimación de manera global, sin zonificar el trazo del túnel, puede ser llevada a cabo bajo la cautela de que los valores obtenidos tenderán a presentar una mayor desviación debido a la necesidad de promediar los parámetros del material a excavar.
13. Se observa la importancia que tienen las características geotécnicas del material, la geometría de la tuneladora y los parámetros de operación en el proceso de estimación de la vida útil de las herramientas de corte.
14. La estimación de la vida útil de las herramientas a través de los modelos existentes arroja un valor que no es absoluto, es decir, tendrá una variación con los obtenidos durante la ejecución de la obra. Esto se debe a que los modelos utilizan solo algunos valores de la vasta cantidad presentes durante la excavación.
15. Finalmente, es necesario hacer uso de más de un modelo de estimación de la vida útil de las herramientas de corte con la finalidad de contar con valores que permitan realizar un análisis de sensibilidad ante posibles escenarios.

Además, la retroalimentación y calibración mediante el monitoreo físico en campo es un proceso imprescindible a realizar a lo largo de la ejecución del proyecto.

8.2 RECOMENDACIONES

1. Es importante determinar el parámetro de la abrasividad del terreno a través de las pruebas de laboratorio existentes.
2. El análisis de la vida útil de las herramientas de corte está dominado por modelos que consideran el material homogéneo y el uso de discos de corte, por lo que es de importante impulsar el desarrollo de modelos que consideren el efecto de la heterogeneidad del material, así como el uso combinado de los diferentes tipos de herramientas de corte.
3. Aunque el uso de tensoactivos ha demostrado aumentar la vida útil de las herramientas, son escasos los modelos que contemplan los tensoactivos para el análisis, por lo cual es de interés comenzar a relacionar su uso en los modelos de predicción.
4. La creación de una robusta base de datos de los proyectos realizados ayudará a analizar y comprender de mejor manera la interacción herramienta-terreno, favoreciendo la viabilidad y rentabilidad de futuros proyectos mediante el uso de TBM's. Para ello es necesario involucrar a las empresas que han participado en este tipo de proyectos para poder acceder a información privada que permita lograr este objetivo.
5. Se recomienda que la empresa constructora o supervisora realice un seguimiento a detalle de la información procedente de las intervenciones con la finalidad de realizar una base de datos que además de contemplar el desgaste primario por herramienta, también consideren el registro de cambios debido a desgastes secundarios, especificando la causa del daño. Con lo anterior se podrá establecer un panorama que permita actuar a tiempo y disminuir el consumo de herramientas de corte.
6. El factor humano continúa siendo de gran importancia en el proceso de excavación, por lo que es razonable capacitar a operadores y personal técnico sobre la importancia en la variación de los parámetros de excavación, su interpretación y la pronta reacción ante variaciones.

BIBLIOGRAFÍA

- Amoun, S., Sharifzadeh, M., Shahriar, K., Rostami, J., & Azali, S. T. (2016). Evaluation of tool wear in EPB tunneling of Tehran Metro, Line 7 expansion. *Tunnelling and Underground Space Technology Vol.61*, 233-246.
- Bartz. (05 de 10 de 2020). *Tuneladoras*. Obtenido de Rastreles: <http://www.bartz.es/es/contenido/?idsec=540>
- Bartz. (05 de 10 de 2020). *Tuneladoras*. Obtenido de Picas: <http://www.bartz.es/es/contenido/?idsec=539>
- Bieniawski, Celada, Galera, & Tardáguila. (2009). *Prediction of cutter wear using RME*. Budapest: ITA-AITES World Tunnel Congress.
- Bo, J. B. (2010). *Libro de ruta para un ingeniero de turno de una tuneladora EPB*. Univeridad Politécnica de Cataluña.
- Bolufer, P. (04 de 11 de 2020). *Interempresas*. Obtenido de Recubrimiento de las herramientas de corte: <https://www.interempresas.net/MetalMecanica/Articulos/127807-Recubrimiento-de-las-herramientas-de-corte.html>
- Botello Rionda, S., & Medel Morales, R. (2013). Design and optimization of tunnel boring machines by simulating the cutting rock process using the discrete element method. *Computación y Sistemas Vol.17*, 329-339.
- Brino, G., Pella, D., Steidl, A., & Fasching, F. (2015). Prediction of performance and cutter wear in rock TBM: Application to Koralm tunnel project. *Geingegneria Ambientale e Mineraria Vol.52*, 41-54.
- Britannica, T. E. (11 de 05 de 2011). *Tunnels and underground excavations*. Recuperado el 22 de 03 de 2020, de Britannica: <https://www.britannica.com/technology/tunneling-shield#ref289704>
- Brundan, W., & Danno, H. (2019). Tunnel boring machines for extremely tight radius curves. En P. Duc Long, & N. Tien Dung, *Geotechnics for Sustainable Infrastructure Development, Vol. 62* (págs. 241-248). Springer.
- Burger, W. (2007). *Design principles for soft ground cutterheads*. Toronto: Rapid Excavation and Tunneling Conference 2007.
- Callejo Escriche, G. (2013). *Análisis de la fuerza máxima de empuje neta para una tuneladora de roca en terrenos mixtos ejecutado mediante modelización numérica*. Universidad Politécnica de Cataluña. Universidad Politécnica de Cataluña.
- Camus, T., & Moubarak, S. (2015). *Maintenance robotics in TBM tunnelling*. 32nd International Symposium on Automation and Robotics in Construction and Mining.
- Chang, S.-H., & Rostami, J. (2017). A closer look at the design of cutterheads for hard rock tunnel boring. *Engineering Vol.3*, 892-904.
- Comisión Nacional del Agua. (2018). *Libro blanco: Construcción del Túnel Emisor Oriente*. CONAGUA.
- Conrads, A., Scheffer, M., König, M., & Thewes, M. (2018). Robustness evaluation of cutting tool maintenance planning for soft ground tunneling projects. *Underground Space No.3*, 72-85.

BIBLIOGRAFIA

- Cornejo A., L. (1987). *La excavación mecánica de rocas*. España: Revista De Obras Publicas No.3250.
- Cornejo Alvarez, L. (1988). *Excavación mecánica de túneles*. Madrid: Rueda.
- Duhme, R. (2017). *Designing TBMs for subsea tunnels*. Korea: Advances In Structural Engineering And Mechanics.
- Farrokh, E. (2013). *Study of utilization factor and advance rate of hard rock TBMs*. The Pennsylvania State University.
- Farrokh, E., & Kim, D. Y. (2018). A discussion on hard rock TBM cutter wear and cutterhead intervention interval length evaluation. *Tunnelling and Underground Space Technology Vol.81*, 336-357.
- Fernández González, R. (1997). Excavación con máquinas integrales: Topos y escudos. En C. L. Jimeno, & C. López Jimeno (Ed.), *Manual de Túneles y Obras Subterráneas* (págs. 263-286). Madrid: Entorno Grafico, S.L.
- Fernández, A. A. (01 de 2021). Experiencias de uso de tensoactivos, TEO. (C. A. Conde, Entrevistador)
- Frenzel, C. (2012). Modeling uncertainty in cutter wear prediction for tunnel boring machines. *GeoCongress 2012*, 3239-3247.
- Fucugauchi, C. R. (1998). *Construcción de túneles y lumbreras en suelos blandos y firmes*. Ciudad de México: CFS Construcciones S.A de C.V.
- Gangqiang, C. (2019). Design and test of intelligent inspection and replacement system of TBM excavation tools. *International Conference on Virtual Reality and Intelligent Systems (ICVRIS)*, 219-222.
- Geng, Q., Bruland, A., & Macias, J. (2017). *Analysis on the relationship between layout and consumption of face cutters on hard rock tunnel boring machines (TBMs)*. Austria: Rock Mech Rock Eng.
- Gharahbagh, E. A., Mooney, M. A., Glen, F., Walter, B., & DiPonio, M. A. (2013). Periodic inspection of gauge cutter wear on EPB TBMs using cone penetration testing. *Tunnelling and Underground Space Technology Vol.38*, 279-286.
- Giraldo Paredes, E. M. (2010). *Las maquinas tuneladoras tipo "TBM" como alternativa al sistema de perforación y voladura para la excavación de tuneles caso: desarrollo de tuneles en Yuncan*. Lima: Facultad de ingeniería geológica, minera y metalurgia.
- Giraldo Paredes, M., Ortiz Sánchez, O., & Blas Guzmán, W. (2009). *Durabilidad de los cortadores en máquinas tuneladoras tipo TBM de acuerdo a su posición en el cabezal*. Lima: Facultad de Geología, Minas, Metalurgia y Ciencias Geográficas.
- González I., R. (2020). *Intervenciones hiperbáricas*. Ciudad de México: AMITOS - Facultad De Ingeniería. UNAM.
- González Izquierdo, R. (2020). *Intervenciones atmosféricas*. Ciudad de México: AMITOS - Facultad De Ingeniería. UNAM.
- González Izquierdo, R. (2020). *TBM's para roca en terreno fracturado*. Ciudad de México: Facultad de ingeniería, UNAM.

- González Páez, C. V. (2014). *Rendimiento, desgaste y abrasividad en excavación mecanizada de túneles en terrenos heterogéneos*. Barcelona: Universidad Politécnica de Cataluña.
- González Pascual, A. (2017). *Excavación de túneles en frentes mixtos mediante tuneladora EPB*. Universidad Autónoma de México. Ciudad de México: UNAM.
- Grasmick, J. (2019). *Modeling spatial geotechnical parameter uncertainty and quantitative tunneling risks*. Colorado: Colorado School of Mines.
- Grothen, B. (2015). *Optimizing soft ground excavation: Development and design of EPB and slurry cutterheads*. The Robbins Company.
- Gunes Yilmaz, N., Yurdakul, M., & Goktan, R. (2007). *Prediction of radial bit cutting force in high-strength rocks using multiple linear regression analysis*. International Journal Of Rock Mechanics & Mining Sciences.
- Gutiérrez Manjón, J. M., Gracia Aldaya, D., & De la Guía Prados, I. (2010). Modo de operación, tipos y consumo de cortadores utilizados en los terrenos metamórficos y graníticos de los túneles del AVE en Guadarrama y Vigo y en la Línea 9 del Metro de Barcelona. *Jornada técnica Túneles en Granito* (págs. 151-182). Barcelona: AETOS.
- Hassanpour, J., Rostami, J., Tarigh Azali, S., & Zhao, J. (2014). Introduction of an empirical TBM cutter wear prediction model for pyroclastic and mafic igneous rocks; a case history of Karaj water conveyance tunnel, Iran. *Tunnelling and Underground Space Technology No.43*, 222-231.
- Herrenknecht Tunnelling Systems USA. (2016). *EPB machines and interventions*. Colorado: Tunneling Short Course.
- Hood, M., & Alehosseini, H. (2000). A development in rock cutting technology. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences Vol.37*, 297-305.
- Hunan HM Machinery Co., Ltd. (02 de 11 de 2020). *China.cn*. Obtenido de Copy cutter bits for TBM Machine Tunnel Boring Machine: <https://detail.en.china.cn/provide/p100206983.html>
- Jakobsen, P. D. (2014). *Estimation of soft ground tool life in TBM tunnelling*. Trondheim: Norwegian University of Science and Technology.
- Karami, M., Rostami, J., & Zare, S. (2020). *Tracking of disc cutter wear in TBM tunneling: A case study of Kerman Water Conveyance Tunnel*. Germany: Bulletin of Engineering Geology and the Environment.
- Kirchner, F. (04 de 12 de 2020). *German Research Center for Artificial Intelligence GmbH*. Obtenido de NeTTun New technologies for tunnelling and underground works: <https://robotik.dfki-bremen.de/en/research/projects/nettun.html>
- Ko, T. Y., & Lee, S. S. (2020). *Effect of rock abrasiveness on wear of shield tunnelling in Bukit Timah granite*. MDPI.
- Laín, C., Llamas, B., Pous, J., & Laín, R. (2018). Nueva metodología empírica para la estimación del desgaste de los cortadores de una tuneladora. *Informes de la Construcción Vol.70*.
- Langmaack, L., Grothen, B., & Jakobsen, P. (2010). *Anti-wear and Anti-dust Solutions for Hard Rock TBMs*. International Tunnelling Association.

BIBLIOGRAFIA

- Lawrence Livermore National Laboratory. (04 de 11 de 2020). *Lawrence Livermore National Laboratory*. Obtenido de Lab wins sixth R&D 100 award: <https://www.llnl.gov/news/lab-wins-sixth-rd-100-award>
- Leng, Y.-T. (2005). *Review of cutter wear-consumption and specification used in the Hsueshan Tunnel TBM excavation*. World Long Tunnels Conference.
- Li, X., Li, X., & Yuan, D. (2017). Application of an interval wear analysis method to cutting tools used in tunneling shields in soft ground. *Wear*, 21-28.
- Liu, J., & Xia, Y. (2015). *Design optimization of TBM disc cutters for different geological conditions*. Changsha: World Journal of Engineering and Technology.
- Liu, Q., Liu, J., Pan, Y., Zhang, X., Peng, X., Gong, Q., & Du, L. (2017). *A wear rule and cutter life prediction model of a 20-in TBM cutter for granite: A case study of a Water Conveyance Tunnel in China*. Rock Mech Rock Eng.
- Log, S., Smading, S., & Mosavat, K. (2018). *Recent cutter technology advances to efficiently bore through extremely challenging conditions in hard rock*. The Robbins Company.
- Lombardo Aburto, A. (2019). *Un caso de construcción. El Túnel Emisor Oriente (TEO)*. Ciudad de México: Facultad de ingeniería. UNAM.
- LYTSA Lumbreras y Túneles. (2013). *Informe técnico de los trabajos de exploración selectiva, pruebas de permeabilidad e instalación de piezómetros sobre el trazo del túnel entre lumbreras 17 y 20 del tramo 5*.
- LYTSA Lumbreras y Túneles. (2021). *Reportes de intervenciones. Tramo 5, TEO*.
- M. Cigla, S. Y., & Ozdemir, L. (2001). *Application of tunnel boring machines in underground mine development*. Colorado: Colorado School of Mines.
- Macias, F. J. (2016). *Hard rock tunnel boring: Performance predictions and cutter life assessments*. Trondheim: Norwegian University of Science and Technology.
- Maidl, B., Herrenknecht, M., Maidl, U., & Wehrmeyer, G. (2012). *Mechanised Shield Tunnelling* (Segunda ed.). Ernst & Sohn.
- Mendaña Saavedra, F., & Fernández Martínez, R. (2011). Hidroescudos y tuneladoras E.P.B. Campos de utilización. *Revista de Obras Públicas*, 67-86.
- Montalbán, V. D. (2010). Tratamiento de terreno en la construcción de túneles con tuneladora de equilibrio de presión de tierras (TBM-EPB). *Ingeopres*, 62-67.
- Mosavat, K. (2017). *A smart disc cutter monitoring system using cutter instrumentation technology*. The Robbins Company - Proceedings of Rapid Excavation and Tunneling Conference.
- Muñoz, O. J. (2016). *Túnel Emisor Oriente (TEO): Procedimiento constructivo de una galería de montaje para ensamble de una máquina tuneladora*. Ciudad de México: Facultad de Ingeniería. Unam.
- Oggeri, C., & Oreste, P. (2012). The wear of tunnel boring machine excavation tools in rock. *American Journal of Applied Sciences Vol.9*, 1606-1617.
- Oyanguren, P. R. (1987). *Geotecnología de avance mecanizado de galerías, túneles y pozos*. Ministerio De Industria, Turismo Y Comercio. Centro De Publicaciones.

BIBLIOGRAFIA

- Pacheco dos Santos, R., Pierri, L. C., Faria, P., & Marques Noronha, M. A. (2018). *New concept of tunnel boring machine: High performance using water jet and diamond wire as rock cutting technology*. 9-17: EM - International Engineering Journal.
- Palmieri Group. (2016). *Roller Cutters & Cutting Tools*. Italy.
- Peila, P. D. (2010). *Soil conditioning general overview*. Politecnico Di Torino.
- Pérez Fernández, A. (2018). *Predicción del consumo de cortadores de discos en los túneles de base de Pajares y Guadarrama*. Oviedo, España: Universidad de Oviedo.
- Pérez Reyes, J. A., & Lombardo Aburto, A. (2013). *Excavación de frentes mixtos altamente abrasivos y su relación con los parámetros de avance de un escudo del tipo EPB*. Ciudad de México: Cuarto Congreso Mexicano de Ingeniería de Túneles y Obras Subterráneas.
- Porras López, A., & Lombardo Aburto, A. (2011). *Procedimientos constructivos del Túnel Emisor Oriente, en México, D.F.* Barcelona: Jornada Técnica: Túneles en México.
- Ramezanzadeh, A., Rostami, J., & Kastner, R. (2016). Performance prediction models for hard rock tunnel boring machines. *Tunnelling and Underground Space Technology, Vol.57*, 173-182.
- Ren, D.-J., Shen, S.-L., Arulrajah, A., & Cheng, W.-C. (2018). *Prediction model of TBM disc cutter wear during tunnelling in heterogeneous ground*. Rock Mechanics and Rock Engineering.
- Reynolds, P. (01 de 01 de 2021). *TunnelTalk*. Obtenido de Multinational ambition of Seli Overseas: <https://www.tunneltalk.com/Company-News-20May2015-Seli-SpA-restructure-sees-divestment-of-Seli-Overseas-contracting-division.php>
- Roby, J., Sandell, T., Kocab, J., & Lindbergh, L. (2008). *The current state of disc cutter design and development directions*. Society for Mining, Metallurgy & Exploration.
- Rong, X., Lu, H., Wang, M., Wen, Z., & Rong, X. (2019). Cutter wear evaluation from operational parameters in EPB tunneling of Chengdu Metro. *Tunnelling and Underground Space Technology Vol.93*.
- Rostami, J., Ozdemir, L., Bruland, A., & Dahl, F. (2005). Review of issues related to Cerchar abrasivity testing and their implications on geotechnical investigations and cutter cost estimates. *Proceedings of the RETC*, 738-751.
- Sánchez Reyes, F. A. (2019). *Ingeniería de túneles (borrador)*. México.
- Schneider, E., Thuro, K., & Galler, R. (2012). Forecasting penetration and wear for TBM drives in hard rock – Results from the ABROCK research project. *Geomechanics and Tunnelling Vol.5*, 537-546.
- Shanahan, A. (2011). *Cutter instrumentation system for tunnel boring machines*. Washington: The Robbins Company.
- Shandong Tianyou Túnel Ingeniería Equipment Co., L. (02 de 11 de 2020). *Shandong Tianyou Túnel Ingeniería Equipment Co., Ltd*. Obtenido de Shandong Tianyou Túnel Ingeniería Equipment Co., Ltd.- Productos: <https://www.tunnelcutter.com/es/twin-disc-cutterdouble-disc-cuttertbm-disc-cutterepb-disc-cutter-tunnel-shield-machine-disc-cuttertunnel-boring-machine-disc-cuttercutter-ring.html>
- Shao, W. (2016). *A study of rock cutting with point attack picks*. Australia: University of Queensland.

- Tang, S.-H., Zhang, X.-P., Liu, Q.-S., Chen, P., Sun, X.-T., & Sun, L. (2020). Prediction and analysis of replaceable scraper wear of slurry shield TBM in dense sandy ground: A case study of Sutong GIL Yangtze River Crossing Cable Tunnel. *Tunnelling and Underground Space Technology Vol.95*.
- The Robbins Company. (01 de 07 de 2020). *Tuneladoras*. Obtenido de Equipos: <https://www.therobbinscompany.com/es/neustros-productos/tunnel-boring-machines/>
- Transportation's, W. S. (Dirección). (2017). *Underneath Seattle: Working under pressure to keep Bertha moving* [Película]. Obtenido de <https://www.youtube.com/watch?v=V1UJ2oot2CI>
- TunnelTalk. (10 de 2012). *Robbins celebrates 60 years of achievement*. Obtenido de TunnelTalk: <https://www.tunneltalk.com/Accolades-Awards-Oct12-Robbins-celebrates-60-years-of-TBM-achievement.php>
- Wang, L., Kang, Y., Zhao, X., & Zhang, Q. (2015). Disc cutter wear prediction for a hard rock TBM cutterhead based on energy analysis. *Tunnelling And Underground Space Technology Vol.50*, 324-333.
- Wang, R., Wang, Y., Li, J., Jing, L., Zhao, G., & Nie, L. (2020). *A TBM cutter life prediction method based on rock mass classification*. KSCE Journal of Civil Engineering.
- Weilin, S., Xinggao, L., Dalong, J., Yi, Y., Ruicheng, Q., & Xuyang, W. (2020). Analysis and prediction of TBM disc cutter wear when tunneling in hard rock strata: A case study of a metro tunnel excavation in Shenzhen, China. *Wear*, 446-447.
- Wiedenmann, T. (2008). *Status and recent development in design. Manufacturing and performance of TBM's*. HERRENKNECHT AG – geotechnics, research and development.
- Wijk, J. (1992). A model of tunnel boring machine performance. *Geotechnical and Geological Engineering Vol.10*, 19.40.
- Willis, D., & Shanahan, A. (2013). The next revolution in EPB cutters - New cutter designs make an impression in mixed ground. *Tunnel 04*.
- Xia, Y., Shi, Y., Lin, L., Zhang, Y., Tan, Q., & Yang, Y. (2018). *Experimental evaluation of fragments from TBM disc cutting under different load cases*. Periodica Polytechnica.
- Yagiz, S. (2003). *A model for prediction of TBM performance in hard rock condition*. 56th Congress of the International Association for Engineering Geology and the Environment .
- Yang, J.-H., Zhang, X.-P., Ji, P.-Q., Liu, Q.-S., Lu, X.-J., Wei, J.-P., . . . Geng, Y.-J. (2019). Analysis of disc cutter damage and consumption of TBM1 section on water conveyance tunnel at Lanzhou water source construction engineering. *Tunnelling and Underground Space Technology Vol.85*, 67-75.
- Yao, Q. (2012). *An investigation of rock cutting: Towards a novel design of cutting bits*. Sydney: School of Mechanical and Manufacturing Engineering.
- Young Ko, T., kon Kim, T., Son, Y., & Jeon, S. (2016). Effect of geomechanical properties on Cerchar Abrasivity Index (CAI) and its application to TBM tunnelling. *Tunnelling and Underground Space Technology Vol.57*, 99-111.