

ADVERTIMENT. La consulta d'aquesta tesi queda condicionada a l'acceptació de les següents condicions d'ús: La difusió d'aquesta tesi per mitjà del servei TDX (www.tesisenxarxa.net) ha estat autoritzada pels titulars dels drets de propietat intel·lectual únicament per a usos privats emmarcats en activitats d'investigació i docència. No s'autoritza la seva reproducció amb finalitats de lucre ni la seva difusió i posada a disposició des d'un lloc aliè al servei TDX. No s'autoritza la presentació del seu contingut en una finestra o marc aliè a TDX (framing). Aquesta reserva de drets afecta tant al resum de presentació de la tesi com als seus continguts. En la utilització o cita de parts de la tesi és obligat indicar el nom de la persona autora.

ADVERTENCIA. La consulta de esta tesis queda condicionada a la aceptación de las siguientes condiciones de uso: La difusión de esta tesis por medio del servicio TDR (www.tesisenred.net) ha sido autorizada por los titulares de los derechos de propiedad intelectual únicamente para usos privados enmarcados en actividades de investigación y docencia. No se autoriza su reproducción con finalidades de lucro ni su difusión y puesta a disposición desde un sitio ajeno al servicio TDR. No se autoriza la presentación de su contenido en una ventana o marco ajeno a TDR (framing). Esta reserva de derechos afecta tanto al resumen de presentación de la tesis como a sus contenidos. En la utilización o cita de partes de la tesis es obligado indicar el nombre de la persona autora.

WARNING. On having consulted this thesis you're accepting the following use conditions: Spreading this thesis by the TDX (www.tesisenxarxa.net) service has been authorized by the titular of the intellectual property rights only for private uses placed in investigation and teaching activities. Reproduction with lucrative aims is not authorized neither its spreading and availability from a site foreign to the TDX service. Introducing its content in a window or frame foreign to the TDX service is not authorized (framing). This rights affect to the presentation summary of the thesis as well as to its contents. In the using or citation of parts of the thesis it's obliged to indicate the name of the author

Una base de datos de 33 km de registros de túnel de EPB en la zona de Barcelona se ha examinado en detalle desde el punto de vista de recambio de herramientas de corte y rendimiento de la excavación mecanizada. La base de datos incluye túneles en suelos blandos, en rocas medias y duras y en condiciones mixtas de roca y suelo. Los datos recabados incluyen registros de cambios de herramientas, operaciones de la máquina (avance, empuje, par, etc.) y propiedades geotécnicas, con un énfasis sistemático en mediciones de abrasividad de los diferentes materiales perforados. Para obtener una descripción homogénea de la abrasividad se realizaron mediciones de abrasividad del tipo LCPC en todos los materiales. Un resumen descriptivo de las principales tendencias reveladas por los datos se presenta en esta tesis.

Las paradas de las máquinas durante la perforación se pueden clasificar entre aquellas debidas a un mantenimiento planificado y aquellas debidas a incidentes imprevistos. Los últimos pueden resultar ser decisivos cuando evaluamos el éxito de una perforación, aunque normalmente no son considerados en el proyecto. Uno de los aspectos más exigentes del mantenimiento desde el punto de vista operativo es el de las herramientas de corte, ya que su revisión y posible sustitución siempre implica paradas de la máquina, y como que a menudo es necesario tener acceso al frente, es con frecuencia una operación lenta y difícil. Por lo tanto, es deseable programar el mantenimiento de la cabeza de corte con la precisión máxima posible. Para llevar a cabo tal programación dos aspectos son necesarios: la identificación de "umbrales de desgaste" de las herramientas y un método que permita estimar el desgaste para cada herramienta como consecuencia de la operación. El objetivo de este estudio es investigar cómo enfrentarse a este problema cuando el medio es heterogéneo y la excavación es mecanizada mediante EPB.

Se tiene en cuenta sistemáticamente la heterogeneidad geotécnica transversal y longitudinal. La heterogeneidad longitudinal se usa para segmentar la base de datos en unidades homogéneas. La heterogeneidad transversal (dentro de la sección) se estima por un conjunto de factores de impacto en la presente desarrollados FI.

El concepto de energía específica (SE) fue aplicado para evaluar la eficiencia total de la excavación. Procedimientos anteriores para computar SE en excavaciones con TBM fueron adaptados a excavaciones con máquina EPB en modo cerrado. Se tienen en cuenta explícitamente el soporte del frente y el momento rotacional debido a la presión de la tierra. Varios métodos existentes para predecir la tasa de penetración y la vida útil de las herramientas se evalúan respecto a los resultados de la base de datos. Siempre que fuera necesario se realizaron recalibraciones de estos procedimientos.

Basadas en un análisis sistemático de los resultados de la base de datos, se proponen nuevas relaciones de origen empírico para estimar la tasa de penetración a partir de otros parámetros operacionales y las propiedades del suelo promediadas por sección. La exactitud de algunas aproximaciones implicadas (concretamente el uso de un tiempo de vida útil equivalente) se ha encontrado razonable usando los resultados de una excavación con los datos que eran lo más exactos posibles. Las relaciones propuestas serían mayormente aplicables como puntos de partida en proyectos en los cuales la geología está compuesta de suelos y rocas blandas y donde son predominantes los frentes heterogéneos.



Claudia Verónica González Páez
Barcelona, Octubre 2014

Departamento de Ingeniería del Terreno. Escola Tècnica Superior d'Enginers de Camins, Canals i Ports. Universitat Politècnica de Catalunya (UPC). C/ Jordi Girona, 31. 08034 Barcelona. Spain.

**Rendimiento, desgaste y abrasividad en excavación
mecanizada de túneles en terrenos heterogéneos**

Claudia Verónica
González Páez



PhD
Thesis

Rendimiento, desgaste y abrasividad en excavación mecanizada de túneles en terrenos heterogéneos

Claudia Verónica González Páez



Director y Codirector:
Prof. Dr. Antonio Gens i Solé
Dr. Marcos Arroyo Alvarez de Toledo



Programa doctorado: Ingeniería del Terreno
Departamento de Ingeniería del Terreno
Escola Tècnica Superior d'Enginers de Camins, Canals i Ports
Universitat Politècnica de Catalunya (UPC)

Barcelona, Octubre 2014

Tesis doctoral

Rendimiento, desgaste y abrasividad en excavación mecanizada de túneles en terrenos heterogéneos

Por

Claudia Verónica González Páez

Un documento presentado como parte de los requisitos para aspirar al grado de Doctor

Director de la tesis:

Prof. Dr. Antonio Gens i Solé

Codirector:

Dr. Marcos Arroyo Alvarez de Toledo



Programa doctorado: Ingeniería del Terreno
Departamento de Ingeniería del Terreno
Escola Tècnica Superior d'Enginers de Camins, Canals i Ports
Universitat Politècnica de Catalunya (UPC)



Barcelona, Octubre 2014

*Para Carmen, Amaro,
Dominga, Severo,
Mercedes, Xavier,
Ariadna*

AGRADECIMIENTOS

Al término de esta tesis merecen mi más profundo agradecimiento mis director de tesis Prof. Dr. Antonio Gens y codirector de tesis Dr. Marcos Arroyo, dos grandes personas que creyeron en mi excéntrico amor por la geotécnica y apostaron por él.

A semejanza de la parábola del hijo pródigo que al volver a casa su padre le sale a recibir con entrañable amor filial y con júbilo el padre manda a sacrificar al mejor cordero para hacer una fiesta en honor a su hijo perdido, así Antonio no sólo me recibió con gran estima y valoró mi interés por hacer investigación sino que buscó al mejor codirector que hubiera podido imaginar y me lo asignó como tutor. Marcos ha sido la alma mater de mi trabajo, con sus reflexiones, cuestionamientos, críticas constructivas y dedicación ha sabido motivarme, guiarme intentando sacar siempre lo mejor de mí. Ha sido un tutor continuo y constante, siempre presente, trabajando codo a codo, supervisando de cerca y en grata compañía el avance de mi trabajo. No tengo palabras para agradecer si quiera en parte todo el soporte académico, intelectual, moral y logístico que ambos profesores me han otorgado.

Sin embargo, el trabajo ha sido posible también merced a la colaboración inestimable de la gerencia de Gestió d'Infraestructures S. A., del amigo Roberto Bono y su equipo de dirección de obra de túnel en el proyecto Línea 9, Carlos y Andrés del equipo de Terrassa UTE Egara, Ruben y Oscar de la UTE Aeropuerto, la Dolors y sus colaboradores del laboratorio GCQ, el profesor Dr. Pedro Ramirez y su colaborador Henry del laboratorio de minas de Madrid, el Dr. Enrique Romero y Tomás del laboratorio del departamento de Ing. del Terreny, Jean, Estibalitz, Jubert, Marta, Bety, Alssandra, Xavier con sus traducciones desde alemán y Murray con sus clases de inglés, Vicky, Eugenia, José, Elsa y Eliana, Enrique Nuñez, Ariel, amigos y amigas doctorandos con los que he compartido momentos en la UPC, Eva, Eugenia, Ma Carmen y Oscar, amigos y amigas de los distintos proyectos en los que hemos trabajado juntos, jefes de turno que me relataron tantas experiencias con las máquinas tuneladoras durante las entrevistas, las vecinas, los cerros del litoral catalán, el subsuelo de Barcelona, mi bici, la banda sonora de mi tesis *Alone Again Or* de *LOVE*, las noches de insomnio, las de borrachera, las de trabajo intenso, las mañanas fresquitas de otoño, los mates de mi madre, el mar mediterráneo, el futuro...

ABSTRACT

A database of 33 km of EPB tunnel records in the Barcelona area has been examined in detail from the point of view of cutting tool replacement and performance of the mechanized excavation. The database includes tunnels in soft soils, in hard and medium rocks and in mixed soil-rock conditions. Data gathered includes tool changing records, machine operation (advance, thrust, torque, etc.) and geotechnical properties, with a systematic emphasis on abrasivity measurements of the different materials perforated. To obtain a homogeneous description of abrasivity LCPC-type abrasive measurements were made in all the materials. A descriptive summary of the main trends revealed by the data is presented in this thesis.

Machine downtimes during perforation can be classified into those due to planned maintenance and those due to unforeseen incidents. The latter can turn out to be decisive when assessing the success of a perforation, even though they are not usually considered in the project. One of the most demanding aspects of maintenance from an operational point of view is that of the cutting tools, since their revision and possible substitution always involves machine stops and, since it is often necessary to have access to the face, this is frequently a slow and difficult operation. Thus, it is desirable to schedule the cutter head maintenance operations with the highest possible precision. To carry out such scheduling two aspects are necessary: the identification of "wear thresholds" of the tools and a method that allows estimating the wear for each tool as a result of the operation. The objective of this study is to investigate how to tackle this problem when the media is heterogeneous and the excavation is mechanized by EPB.

Transversal and longitudinal geotechnical heterogeneity is systematically accounted for. Longitudinal heterogeneity is used to segment the database in homogeneous units. Transversal (within section) heterogeneity is gauged by a set of newly developed impact factors FI.

The specific energy concept (SE) was applied to evaluate overall excavation efficiency. Previous procedures to compute SE in TBM drives were adapted to excavations by EPB machine in closed mode. Face support and rotational moment due to earth pressure at the front face are taken explicitly into account. Several existing methods to predict penetration rate and tool service life are evaluated against the database results. Recalibrations of these procedures were performed when required.

Based on a systematic analysis of the database results, new empirically based relations are proposed to estimate penetration rate from other operation parameters and section-averaged ground properties. The accuracy of some approximations involved (namely the use of an equivalent tool life time) has been found reasonable using the results of one drive where more exact computations were possible. The proposed relations would be mostly applicable as starting points in projects in which the geology is composed mostly of soils and soft rock and where the heterogeneous faces are predominant.

Key word: Wear, TBM EPB, Heterogeneous media, Abrasiveness, Penetration rate, Tool service life.

RESUMEN

Una base de datos de 33 km de registros de túnel de EPB en la zona de Barcelona se ha examinado en detalle desde el punto de vista de recambio de herramientas de corte y rendimiento de la excavación mecanizada. La base de datos incluye túneles en suelos blandos, en rocas medias y duras y en condiciones mixtas de roca y suelo. Los datos recabados incluyen registros de cambios de herramientas, operaciones de la maquina (avance, empuje, par, etc.) y propiedades geotécnicas, con un énfasis sistemático en mediciones de abrasividad de los diferentes materiales perforados. Para obtener una descripción homogénea de la abrasividad se realizaron mediciones de abrasividad del tipo LCPC en todos los materiales. Un resumen descriptivo de las principales tendencias reveladas por los datos se presenta en esta tesis.

Las paradas de las máquinas durante la perforación se pueden clasificar entre aquellas debidas a un mantenimiento planificado y aquellas debidas a incidentes imprevistos. Los últimos pueden resultar ser decisivos cuando evaluamos el éxito de una perforación, aunque normalmente no son considerados en el proyecto. Uno de los aspectos más exigentes del mantenimiento desde el punto de vista operativo es el de las herramientas de corte, ya que su revisión y posible sustitución siempre implica paradas de la máquina, y como que a menudo es necesario tener acceso al frente, es con frecuencia una operación lenta y difícil. Por lo tanto, es deseable programar el mantenimiento de la cabeza de corte con la precisión máxima posible. Para llevar a cabo tal programación dos aspectos son necesarios: la identificación de “umbrales de desgaste” de las herramientas y un método que permita estimar el desgaste para cada herramienta como consecuencia de la operación. El objetivo de este estudio es investigar cómo enfrentarse a este problema cuando el medio es heterogéneo y la excavación es mecanizada mediante EPB.

Se tiene en cuenta sistemáticamente la heterogeneidad geotécnica transversal y longitudinal. La heterogeneidad longitudinal se usa para segmentar la base de datos en unidades homogéneas. La heterogeneidad transversal (dentro de la sección) se estima por un conjunto de factores de impacto en la presente desarrollados FI.

El concepto de energía específica (SE) fue aplicado para evaluar la eficiencia total de la excavación. Procedimientos anteriores para computar SE en excavaciones con TBM fueron adaptados a excavaciones con maquina EPB en modo cerrado. Se tienen en cuenta explícitamente el soporte del frente y el momento rotacional debido a la presión de la tierra. Varios métodos existentes para predecir la tasa de penetración y la vida útil de las herramientas se evalúan respecto a los resultados de la base de datos. Siempre que fuera necesario se realizaron recalibraciones de estos procedimientos.

Basadas en un análisis sistemático de los resultados de la base de datos, se proponen nuevas relaciones de origen empírico para estimar la tasa de penetración a partir de otros parámetros operacionales y las propiedades del suelo promediadas por sección. La exactitud de algunas aproximaciones implicadas (concretamente el uso de un tiempo de vida útil equivalente) se ha encontrado razonable usando los resultados de una excavación con los datos que eran lo más exactos posibles. Las relaciones propuestas serian mayormente aplicables como puntos de partida en proyectos en los cuales la geología está compuesta de suelos y rocas blandas y donde son predominantes los frentes heterogéneos.

Palabras clave: Desgaste, TBM EPB, Medio heterogéneo, Abrasividad, Tasa de penetración, Vida útil de herramientas.

Tabla de contenidos

1 INTRODUCCIÓN	1
1.1 Motivación, metodología y objetivos	1
1.2 Estructura de la tesis	3
2 MAQUINARIA PARA LA EXCAVACIÓN MECANIZADA DE TÚNELES	7
2.1 Introducción	7
2.2 Tipos básicos de tuneladoras	8
2.3 Tuneladoras de roca dura	11
2.3.1 TBM - TOPOS	11
2.3.2 TBM TOPOS con soporte perimetral	14
2.3.3 TBM TOPOS con escudo	15
2.3.4 Dobles escudos	15
2.3.5 Escudos abiertos: rozadoras o minadoras	17
2.4 Tuneladoras de suelo	18
2.4.1 Escudos de presión de tierras. EPB	18
2.4.2 Hidroescudo	25
2.4.3 El escudo Mixto	25
2.5 Cabezas de corte	27
2.6 Útiles de corte: Morfología	31
2.6.1 Picas	33
2.6.2 Discos	35
2.6.3 Rastreles	36
2.7 Útiles de corte: Materiales	37
2.8 Resumen	41
3 ASPECTOS FUNDAMENTALES DE LA EXCAVACIÓN MECANIZADA DE TÚNELES	43
3.1 Introducción	43
3.2 Producción y rendimiento en la excavación mediante tuneladora	44
3.2.1 Definiciones	44
3.2.2 Algunos datos de referencia	46
3.3 Parámetros relevantes de la roca y del macizo rocoso	48
3.3.1 Resistencia a la compresión simple - RCS.	48
3.3.2 Resistencia a la tracción.	49
3.3.3 Resistencia a la carga puntual. Ensayo Franklin.	49
3.3.4 Otros ensayos.	49
3.3.5 Características de las discontinuidades.	49
3.4 Interacción terreno-herramienta	50
3.4.1 Aspectos generales	50
3.4.2 Herramientas aisladas	63
a. Discos	63
b. Picas	68
3.4.3 Trabajo conjunto de varias herramientas	71
a. Discos	71
b. Picas	73
3.4.4 Energía específica	74
a. Observación a escala de máquina	75

b.	Observación a escala de herramienta	76	
c.	Observación a escala de probeta	77	
d.	Balance de energía	78	
e.	Relaciones entre observaciones a distinta escala	80	
3.4.5	Efecto de las discontinuidades	82	
3.5	Parámetros de operación de las máquinas tuneladoras.	84	
3.5.1	Movimientos	85	
3.5.2	Empuje registrado y equilibrio longitudinal	86	
a.	Fuerza normal debida a las herramientas	86	
b.	Empuje frontal	87	
c.	Fricción entre escudo y suelo	87	
d.	Otras fuerzas	88	
3.5.3	Par Motor (PM) y equilibrio de momentos	89	
a.	Momento debido a las herramientas	89	
b.	Momento debido al rozamiento con tierras al rotar la rueda	90	
c.	Momento de reacción	92	
3.6	Modelos de predicción de avance	92	
3.6.1	Predicciones de avance basadas en parámetros de la roca	93	
3.6.2	Predicciones de avance basadas en parámetros de la roca y del macizo	94	
3.6.3	Predicciones basadas en ensayos LCT	98	
3.7	Resumen	101	
4	DESGASTE DE LAS HERRAMIENTAS DE CORTE	103	
4.1	Introducción	103	
4.2	Desgaste: aspectos generales	104	
4.2.1	Definición	104	
4.2.2	Fenomenología de desgastes	104	
4.2.3	Ejemplo: desgaste de brocas.	105	
4.2.4	Micromecanismos de desgaste	107	
4.3	Daño y desgaste en herramientas de corte de TBMs.	110	
4.3.1	Desgaste primario y secundario	110	
4.3.2	Desgaste de herramientas	112	
4.3.3	Desgaste por Gripado	114	
4.3.4	Daño por otras razones	114	
4.3.5	Valores típicos de daño y desgaste en excavación mecanizada	115	
4.4	Operaciones de mantenimiento de las cabezas de corte	120	
4.4.1	Organización general del mantenimiento	120	
4.4.2	Tolerancias.	125	
4.4.3	Elementos auxiliares	126	
4.4.4	Desarrollo de los cambios: generalidades	129	
4.4.5	Desarrollo de los cambios: picas y rastreles.	131	
4.4.6	Desarrollo de los cambios: discos de corte	132	
4.5	Resumen	134	
5	ABRASIVIDAD: CARACTERIZACIÓN EXPERIMENTAL	135	
5.1	Introducción	135	
5.2	Métodos de estudio para evaluar la abrasividad	136	
5.2.1	Métodos basados en índices geotécnicos	137	
5.2.2	Ensayos en laboratorio mediante herramientas simplificadas	144	

5.2.3	Ensayos empleando herramientas originales	161
5.2.4	Estudios a escala real	164
5.3	Resumen	165
6 DESCRIPCIÓN DE LAS OBRAS SUBTERRÁNEAS ANALIZADAS		167
6.1	Introducción	167
6.2	Características generales	169
6.2.1	Línea 9 del metro de Barcelona	169
a.	El proyecto	169
b.	Trazado de la obra	172
c.	Los contratos	174
6.2.2	Prolongación de los FGC en Terrassa	175
a.	Trazado de la obra	175
b.	El proyecto	176
c.	Los contratos	176
6.3	Definición de Unidades de Perforación: UP	177
6.4	Geología y geotécnica de las UP	180
6.4.1	Unidad de Perforación 1: Tramo IVA - Can Zam a Sagrera TAV	180
6.4.2	Unidad de Perforación 2: Tramo IVB Sagrera Tav – Gorg (UTE GORG)	183
6.4.3	Unidades de Perforación 4 y 5: Macropou-Havaneres:	187
6.4.4	Unidad de Perforación 3:IVC Trajana (UTE Triangle)	188
6.4.5	Unidad de Perforación 6:Tramo II Pozo de Bifurcación-Zona Universitaria	188
6.4.6	Unidades de Perforación 7, 8 y 9:Tramos IA, B y C.	192
6.4.7	Prolongación de los FGC en Terrassa. (UP E1 y UP EII)	193
6.5	Las máquinas tuneladoras	196
6.5.1	Características de las cabezas de corte en cada UP	199
6.5.2	Criterios de desgaste considerados en las obras analizadas	205
6.6	Avance bruto de las obras analizadas	205
6.7	Resumen	210
7 MEDIDAS DE ABRASIVIDAD EN LOS MATERIALES DE BARCELONA Y SU ENTORNO		211
7.1	Introducción	211
7.2	Toma de Muestras	211
7.3	Ensayos LCPC	219
7.3.1	Preparación del equipo de ensayo	219
7.3.2	Programa de ensayos	227
7.3.3	Procedimiento de ensayo	228
7.3.4	Resultados de ensayos de Abrasividad LCPC	230
7.4	Ensayos NTNU	232
7.4.1	Aparatos de Ensayo	232
7.4.2	Plan de Ensayos y desarrollo de los mismos	238
7.4.3	Resultados de ensayos	241
7.4.4	Índices derivados del método NTNU	243
7.5	Análisis de los resultados experimentales	244
7.6	Resumen	248

8 ANÁLISIS Y TRAMIFICACIÓN DE LAS UNIDADES DE PERFORACIÓN 249

8.1	Introducción	249
8.2	Características de la base de datos	249
8.3	Tramificación geotécnica de las UP: (TG).	250
8.3.1	Criterios de tramificación	251
8.3.2	Heterogeneidad Longitudinal	252
8.3.3	Heterogeneidad Transversal	256
8.3.4	Propiedades geotécnicas de los tramos TG: definiciones	258
8.3.5	Propiedades geotécnicas de los tramos TG: visión de conjunto	261
8.3.6	Perfiles de propiedades geotécnicas en las distintas UP	267
8.4	Tramificación de mantenimiento de las UP (TRDC)	274
8.4.1	Características de la tramificación	275
8.4.2	Número de herramientas recambiadas N_H	277
8.4.3	Longitud de los TRDC: $L[TRDC]$	281
8.4.4	Índices de Consumo	283
8.4.5	Índice de Consumo Unitario de Herramientas: CUH	287
8.4.6	Índice de Consumo Relativo Unitario: $CRUH$	287
8.4.7	Índice de Consumo Absoluto de Herramientas: CH	287
8.4.8	Índice de Consumo Relativo de Herramientas: CRH	289
8.4.9	Índices de consumo en las distintas UP	291
8.4.10	Discusión	293
8.5	Datos de operación	297
8.5.1	Visión de conjunto	297
8.5.2	Influencia del diámetro en empuje y par motor	303
8.5.3	Espaciamiento entre herramientas y penetración media	306
8.5.4	Energía Específica: SE	307
8.6	Resumen	318

9 OBSERVACIONES DE PENETRACIÓN Y AVANCE 319

9.1	Introducción	319
9.2	Avances y Rendimientos obtenidos en cada UP	319
9.2.1	Curvas de producción	319
9.2.2	Avances brutos y netos	321
9.2.3	Reparto de tiempos	324
9.3	Evaluación de las Componentes del empuje E y Par motor PM.	327
9.4	Análisis de los registros de operación	332
9.4.1	Coefficiente de corte y penetración	332
9.4.2	Predicciones incorporando parámetros de la roca	337
a.	Resistencia a la compresión simple: Graham, 1976.	338
b.	Resistencia a compresión simple: Hugues, 1986.	345
c.	Trabajo de destrucción.	352
9.4.3	Discusión	355
9.5	Resumen	360

10 ANÁLISIS CONJUNTO DE LAS TRAMIFICACIONES GEOTÉCNICA Y DE MANTENIMIENTO 363

10.1	Introducción	363
10.2	Litologías y parámetros de operación	363
10.2.1	Perfiles de operación y cambios litológicos	363

10.2.2	Correlaciones entre valores representativos	373
10.2.3	Influencia litológica en la relación entre penetración y empuje	376
10.3	Propiedades geotécnicas en tramos de mantenimiento (TRDC)	383
10.3.1	Estadísticos de propiedades geotécnicas en TRDC	384
10.3.2	Relación entre $Abr_{eq}[TRDC]$ versus $L[TRDC]$.	385
10.4	Consumo de herramientas, litología y operación	386
10.4.1	Litología y consumo de herramientas	386
10.4.2	Correlación entre propiedades geotécnicas y consumos relativos	392
10.4.3	Perfiles de operación y consumo de herramientas	395
10.4.4	Relación entre parámetros de operación y geotécnicos en tramos de mantenimiento	399
10.5	Resumen	404
11	VIDA ÚTIL DE LAS HERRAMIENTAS	407
11.1	Introducción	407
11.2	Recorrido de herramientas	407
11.2.1	Herramienta individual	408
11.2.2	Categoría de herramientas	409
11.2.3	Recorridos en tramos de mantenimiento (TRDC)	410
11.2.4	Relación entre recorridos y parámetros de operación (TRDC)	411
11.3	Vida útil de herramientas	412
11.3.1	Definiciones y cálculo	412
11.3.2	Vida útil equivalente en las distintas Unidades de Perforación	413
11.3.3	Vida útil equivalente en los tramos de mantenimiento: visión de conjunto	416
11.3.4	Vida útil equivalente en los tramos de mantenimiento: detalle	418
11.3.5	Discusión: Valores de referencia de VU en discos	427
11.4	Análisis de $VU_{eq}[\tilde{H}, TRDC]$, frente a las propiedades geotécnicas evaluadas en TRDC	428
11.4.1	Correlaciones entre $VU_{eq}[\tilde{H}, TRDC]$ y $Abr[TRDC]$.	428
11.4.2	Correlaciones en función de escalas de clasificación de propiedades geotécnicas.	431
11.5	Análisis de la relación entre la Vida útil de las herramientas y la Energía específica	436
11.6	Trazabilidad del método de predicción de avance neto y desgaste propuesto en suelos y terrenos mixtos.	437
11.6.1	Ejemplo de aplicación	441
11.7	Resumen	443
12	VALIDACIÓN DEL MÉTODO PROPUESTO, EL CASO DE CAN ZAM.	445
12.1	Introducción	445
12.2	Descripción del caso con datos completos	445
12.2.1	Proyecto L9 Unidad de perforación I Can Zam – Macropou	445
12.2.2	Calidad del macizo rocoso	446
12.2.3	Datos del histórico de cambio de herramientas en UP1	449
12.3	Análisis de rendimientos	454
12.3.1	Predicciones incorporando parámetros de la roca intacta	455
a.	Resistencia a la tracción: Farmer y Glossop (1980).	455
12.3.2	Predicciones incorporando parámetros del macizo rocoso	458
a.	Modelo de Gehring (1995)	458
b.	Modelo de Casinelli y otros, 1982.	460
c.	Modelo de Eusebio otros, 1991.	462
12.4	El método NTNU	464
12.4.1.	Estimaciones de Penetración mediante el método NTNU	464
12.4.2.	Estimación de la Vida útil de los discos mediante el método NTNU	469
12.5	Abrasividad en los TG de UP1	471

12.5.1	Aplicación al caso	471	
12.6	Vida útil de las herramientas para la UP1		472
12.6.1	Vida útil exacta en UP	473	
12.6.2	Vida Util exacta en TRDC	474	
12.6.3	Resultados	476	
a.	Comparación a nivel de UP	478	
b.	Comparación por tramos TRDC	478	
12.7	Resumen	482	
13	CONCLUSIONES Y LÍNEAS FUTURAS		483
13.1	Introducción	483	
13.2	Resumen	483	
13.3	Conclusiones	485	
13.4	Líneas Futuras	487	
	Referencias	489	

Índice de Figuras

Figura 2.1: Ilustraciones del sistema patentado por Marc Isambard Brunel in 1818, Thames Tunnel.	9
Figura 2.2: Esquema de un Topo.	11
Figura 2.3: Cabeza de corte, y carro estructural de una tuneladora Topo.	11
Figura 2.4. Vista de un codal, galería experimental de Tarifa.	12
Figura 2.5: Esquema de avance de un Topo.	13
Figura 2.6. T.B.M. con escudo.	14
Figura 2.7: Topos con escudo.	15
Figura 2.8: Doble escudo: Túneles de Guadarrama. España.	16
Figura 2.9. a: Cabeza de corte axial (Milling)	18
Figura 2.9 b Cabeza de corte transversal (Ripping)	18
Figura 2.10: Esquema de una EPB.	19
Figura 2.11. Cilindros de empuje. Túnel AVE Tramo Montcada i Reixac .	20
Figura 2.12: Rango de aplicación de las EPB.	20
Figura 2.13. Tuneladora de La Almudena. Madrid.	21
Figura 2.14. a) Esquema de junta de grasa y disposición de los cepillos, b) Ejemplo de cepillos. Túnel de prolongación de FGC. Terrassa.	22
Figura 2.15. Conductos de inyección de mortero al extradós de las dovelas. Túnel de prolongación de FGC. Terrassa.	22
Figura 2.16. Tornillo de extracción y dispositivo de cierre.	23
Figura 2.17: Colocación de dovelas.	23
Figura 2.18. Vista del remolque posterior del escudo empleado en el túnel de L9, en Barcelona.	24
Figura 2.19: Hidroescudo.	25
Figura 2.20: El escudo Mixto.	26
Figura 2.21: Rango de aplicación EPB y Mixshield.	26
Figura 2.22: Ejemplo de diseño en espiral de una rueda de corte. Doble escudo de Perthus.	28
Figura 2.23: Vista frontal y desarrollo de una rueda de corte.	28
Figura 2.24: Tipos de Ruedas o Cabezas de Corte.	29
Figura 2.25: Escudo Mixto Proyecto M30, Madrid.	31
Figura 2.26: Tipología de útiles de corte.	32
Figura 2.27 Partes de una pica.	33
Figura 2.28: a) Pica radial, b) pica tangencial.	34
Figura 2.29: Variables Geométricas de corte: a_ picas radiales, b_ pica tangencial de ataque puntual.	35
Figura 2.30: geometrías de discos a) perfil de disco CCR, b) perfil de disco en forma de V.	36
Figura 2.31: Ejemplo de posiciones de herramientas en la cabeza de una TBM.	36
Figura 2.32: Tipos de WC-Co.	40
Figura 3.1 Modelo conceptual de los tres principales parámetros que influyen en la excavabilidad.	46
Figura 3.2: Distribución del tiempo en excavación mediante TBM.	47
Figura 3.3: Grietas por tracción causada por picas cincel e indentadores.	50
Figura 3.4: Rotura de material dúctil: a) con un indentador, b) con una pica.	51
Figura 3.5: Esquema de fuerzas de contacto a) en un disco. b) en una pica.	52
Figura 3.6: Isolíneas de tensión crítica movilizada.	63
Figura 3.7 Modelo de indentación de Sanio (1985)	64
Figura 3.8: forma de la superficie de excavación y de la "laja", a) en rocas duras, b) en rocas blandas.	66
Figura 3.9 Efecto del espaciado entre indentadores. Simulación numérica.	67
Figura 3.10 a) modelo de Evans, b) geometría simplificada del surco de roca.	68
Figura 3.11: Diferentes geometrías de picas cincel.	69
Figura 3.12: Parámetros geométricos de las picas cónicas.	69
Figura 3.13: Hipótesis de Evans, de rotura por tracción, a) pica incidiendo en la roca, b) vista en la dirección de corte.	70
Figura 3.14: Esquema de formación de lajas de roca.	72
Figura 3.15: Efecto del espaciado de las herramientas en la Energía Específica.	73
Figura 3.16: Interacción de la operación de las picas.	74
Figura 3.17: Estimación del trabajo de destrucción.	78
Figura 3.18: Relación tamaño de las partículas de detrito vs la Energía Específica.	79
Figura 3.19: Efecto del espaciado de las herramientas en la Energía Específica.	80
Figura 1.20 Farmer y Garrity (1986) estimaciones de potencia efectiva para rozadoras	82
Figura 3.21: Niveles de penetración específica vs., espaciado de las discontinuidades en fillitas. Schönberg túnel piloto, Schwarzach, Austria.	83
Figura 3.22a: dirección de corte paralela a la foliación.	83
Figura 3.22b: dirección de corte perpendicular a la foliación.	83
Figura 3.23: Grados de penetración específica contra ángulo de foliación en dos tipos de roca. Túnel piloto Schönberg, Schwarzach, Austria.	84

Figura 3.24: Resistencia a la compresión diametral vs de ángulo de foliación. Túnel piloto Schönberg, Schwarzach, Austria.	
84	
Figura 3.25: Vista del monitor de control de una EPB.	85
Figura 3.26: Modelo de resistencia al corte de Mohr-Coulomb.	91
Figura 3.27: Par motor resistente.	92
Figura 3.28: Planteamiento de un modelo de predicción de rendimiento.	93
Figura 3.29: Factor de fracturación y Factor de corrección para DRI <> 49.	97
Figura 3.30: Factores de corrección por diámetro y espaciamiento diferentes.	97
Figura 3.31: Penetración básica $d_c=483\text{mm}$ y $\alpha_c=70$.	98
Figura 4.1: Broca de botones de CC.	106
Figura 4.2: Superficie de un botón dañado.	107
Figura 4.3: mecanismos de desgaste.	109
Figura 4.4: Desgaste excesivo en la cabeza de corte de una Slurry-TBM en el tunel Weser Alemania de diámetro 11,7m.	
111	
Figura 4.5: Rastrel: Herramienta de corte antes de ser reparada (a la izquierda) y luego de ser reparada (a la derecha). Túnel del Metro de Porto.	112
Figura 4.6: Aro desgastado en todo su recorrido	112
Figura 4.7: Aro en filo	113
Figura 4.8 a) y b). picas desgastadas	113
Figura 4.9: Rastrel desgastado	113
Figura 4.10: Disco gripado.	114
Figura 4.11: Disco roto.	114
Figura 4.12: Disco con aro desplazado	115
Figura 4.13: Aro Astillado	115
Figura 4.14: Registro de desgaste de Picas.	115
Figura 4.15. Consumo de herramientas en (herr/m3) vs CAI.	116
Figura 4.16. Índice de desgaste en (mm/km) vs CAI.	117
Figura 4.17: Geometría de la pica de ensayo. a) pica nueva afilada, b) pica gastada, c) pica muy gastada.	119
Figura 4.18: relación de fuerzas en función del desgaste. a) Fuerza de corte, b) Fuerza normal.	119
Figura 4.19 esquema de inspección teledirigida.	121
Figura 4.20: Calidad de acceso a las posiciones de las herramientas para su inspección y recambio.	123
Figura 4.21: Optimización en la calidad de acceso a las posiciones de las herramientas.	123
Figura 4.22: Trabajo de cambio de herramientas de corte.	125
Figura 4.23: Inspecciones oculares.	127
Figura 4.24: Esquema de útil de corte con sensor de desgaste incorporado.	127
Figura 4.25: Sistema hidráulico de monitoreo de desgaste.	128
Figura 4.26: protecciones de desgaste en una cabeza de corte.	128
Figura 4.27: Picas o cuchillas	131
Figura 4.28: Rastreles.	132
Figura 4.29: Vista lateral y en sección de un disco de corte doble	132
Figura 4.30: Esquema de composición mecánica de un disco de corte.	133
Figura 5.1 Escala de Mohs.	136
Figura 5.2: Investigaciones de la Abrasividad a diferentes escalas.	137
Figura 5.3: Diagrama QAPF basado en Streckeisen en 1976.	138
Figura 5.4: a) VHN vs Mohs., b) Vida de servicio de picas cónicas vs VHN.	140
Figura 5.6. Vida de servicio de picas cónicas vs Q^* .	141
Figura 5.7. Desgaste de picas cónicas en mg vs índice F_{schim} .	142
Figura 5.8. Costos de picas cónicas vs RCS y F_{schim} .	142
Figura 5.9: velocidad de perforación con martillo neumático vs PRI.	143
Figura 5.10: Vida de servicio de picas cónicas vs RAI.	144
Figura 5.11: Aparato Cerchar.	145
Figura 5.12: Muestra de roca.	145
Figura 5.13: Esquema de ensayo.	146
Figura 5.14. Valores estimados de CAI para distintas rocas.	146
Figura 5.15 Cerchar con celda triaxial.	148
Figura 5.16: Correlación empírica entre CAI y RAI.	149
Figura 5.17: Correlación a) picas cónicas/ m^3 vs CAI	149
b) m^3 /discos vs CAI.	149
Figura 5.18: Ensayo de friabilidad S20.	150
Figura 5.19: Ensayo de Perforabilidad SJ.	150
Figura 5.20: Abaco de Cálculo del D.R.I.	151
Figura 5.21: Esquema de ensayos de abrasividad AV y AVS del NTNU.	151
Figura 5.22: Valores orientativos de CLI para distintos tipos de rocas.	152
Figura 5.23: a) BWI vs DRI resultados experimentales. b) Abaco de Cálculo del B.W.I.	153

Figura 5.24: Abaco de vida útil de discos de corte vs CLI.	154
Figura 5.25: a la izquierda la pieza original, a la derecha la nueva pieza SAT.	154
Figura 5.26: Síntesis de ensayos, ábacos e índices para el método NTNU.	155
Figura 5.27: Aparato de ensayo LCPC.	155
Figura 5.28: Correlación empírica entre CAI y LCPC.	158
Figura 5.29: Diagramas de clasificación de la abrasividad del suelo. Con D = 50%.	159
Figura 5.30: Curvas granulométricas antes y después del ensayo para materiales con bajo y alto contenido de minerales abrasivos.	160
Figura 5.31: Curva granulométrica antes y después del ensayo LCPC, muestra con partículas redondeadas y con alto contenido de cuarzo.	160
Figura 5.32: Curva granulométrica antes y después del ensayo LCPC, muestra con partículas redondeadas y con alto contenido de cuarzo.	161
Figura 5.33: Ejemplo de ensayos con herramientas reales.	162
Figura 5.34: Ensayo de corte usando una pica de ataque puntual original.	162
Figura 5.35: Ensayo Drop test. Muestra de herramientas reales, para ensayos.	163
Figura 5.36: Ensayos en la estructura de la RDC.	164
Figura 5.37: Ensayos a gran escala.	165
Figura 6.1: Localización de las Obras de Túneles en Barcelona y Terrassa.	168
Figura 6.2: Trazado de la Línea 9.	169
Figura 6.3: Esquema de sección doble.	170
Figura 6.4: Losa intermedia.	170
Figura 6.5: Escaleras de conexión entre ambos recintos del túnel.	171
Figura 6.6: Imagen virtual de una estación tipo.	171
Figura 6.7: Sección de proyecto.	171
Figura 6.8a: Trazado en planta del Metro de Terrassa.	176
Figura 6.8b: Vista general del conjunto de UPs en Línea 9.	177
Figura 6.9: Representación gráfica de la distribución de longitudes de las UP respecto de la longitud agregada.	180
Figura 6.10: Esquema de Perfil Geotécnico del tramo IV – A Can Zam a Sagrera TAV (UP1)	182
Figura 6.11: Esquema de Perfil Geotécnico del tramo IV – B Gorg a Sagrera TAV (UP2).	186
Figura 6.12: Esquema de Perfil Geotécnico del Tramo IVC (UP4)– Doble túnel Macropou-Havaneres	187
Figura 6.13: Esquema de Perfil Geotécnico del Tramo IVD (UP5) – Doble túnel Macropou-Havaneres	187
Figura 6.14: Esquema de Perfil Geotécnico del Tramo IVC (UP3) – Trajana.	188
Figura 6.15a: Fragmentos de Mapeos en Pozo estación Campus Sud.	191
Figura 6.15b: Interpretación de la parte final del perfil geotécnico de UP6.	191
Figura 6.15c: Esquema de Perfil Geotécnico de la UP6 – Bifurcación – Zona Universitaria.	192
Figura 6.16: Esquemas de Perfil Geotécnico de a) UP7, b) UP8 y c) UP9.	193
Figura 6.17: Esquema de perfil geotécnico de EI y también representativo de EI.	195
Figura 6.18: Fotos de las cabezas de tuneladoras empleadas en cada tramo en estudio	198
Figura 6.19: Ejemplo de distribución de las herramientas en la RDC: a) en UP1, b) en UP2, c) en UP7,8 y 9, d) en EI, EII.	201
Figura 6.20a. Picas cónicas (PC) (rippers)	202
Figura 6.20b. Picas Radiales (PR) (Scrapers)	202
Figura 6.21: Distribución porcentual de las categorías de herramientas	203
Figura 6.22: Distribución de las categorías de herramientas para cada UP.	204
Figura 6.23: cantidad porcentual de herramientas según su categoría en las RDC.	204
Figura 6.24: Producción de la UP 1. Período: Mayo 2003 a Nov 2005	206
Figura 6.25: Producción de la UP 2. Período: Agosto 2003 a Set 2007	206
Figura 6.26: Producción de la UP 3. Período: Nov 2006 a Mzo 2007	206
Figura 6.27: Producción de la UP 4. Período: Agosto 2007 a Mayo 2008	207
Figura 6.28: Producción de la UP 5. Período: Enero 2008 a Julio 2008	207
Figura 6.29: Producción de la UP 6. Período: Abril 2009 a Mayo 2010	207
Figura 6.30: Producción de la UP 7. Período: Marzo 2008 a Febrero 2009	208
Figura 6.31: Producción de la UP 9: Período Noviembre 2007 a Octubre 2009	208
Figura 6.32: Producción de EI: Período Enero 2009 a Febrero 2010	208
Figura 6.33: Producción de EII: Período Mayo 2009 a Junio 2010	209
Foto 1: Acopio de cajas de sondeo recaudadas en laboratorio para obtención de muestras	212
Figura 7.1: Ubicación del Turó del Caritg.	213
Foto 2: Afloramiento de mioceno en Turó del Caritg.	213
Figura 7.2: Sección y perfil geotécnico Galería la Salida de Emergencia Felipe II. Proyecto Constructivo Tramo III.	214
Figura 7.3: Sección y perfil geotécnico Estación de Sant Cosme.	215
Figura 7.4: Sección de la Galería 6 de interconexión del túnel de Terrassa.	216
Figura 7.5: Sección de la Galería 8 de interconexión del túnel de Terrassa.	216
Foto 3: Ejemplos de tapes de hormigón y Cales.	217
Foto 4: Vasija de la que disponía el laboratorio para trabajar en el ensayo.	220

Foto 5: Vasija nueva que cumple con las prescripciones fijadas en la norma de ensayo.	220
Foto 6: Aparato de ensayo. Vista general.	221
Foto 7: Ajuste de la vasija.	221
Foto 8: Vástago de rotación y paleta metálica, a la derecha orificio para introducir la muestra.	222
Foto 9: Embudo para introducir la muestra.	222
Foto 10: Paleta metálica.	223
Foto 11: Muestra de Qb2 limpia, seca y tamizada.	228
Foto 12: Muestra proveniente de material triturado a la fracción buscada.	228
Foto 13: Proceso de preparación de muestras.	229
Foto 14: Paletas metálicas para el ensayo. Nuevas y gastadas luego del ensayo.	230
Foto 15: Vista general de la Máquina para ensayo SJ de Perforabilidad.	233
Foto 16: Marco regulable de amarre de la muestra a ensayar, amarre mediante mordazas.	233
Foto 17: Mordaza superior.	234
Foto 18: vista inferior del marco de ensayo, con la broca en su posición para perforar.	234
Foto 19: Barras de perforación para el ensayo SJ.	235
Foto 20: Detalle del extremo con inserto afilado de una barra o broca de perforación para el ensayo SJ.	235
Foto 21: Dispositivo para pulido de las brocas metálicas para perforación en el ensayo de perforabilidad.	236
Foto 22: Dispositivo para el ensayo de Friabilidad S20.	236
Foto 23: Vista general de la máquina para ensayo AVS.	237
Foto 24: Aparato para pulir la muestra metálica que se emplea en ensayo AVS.	237
Foto 25: Aro de corte para proveer piezas metálicas para el ensayo AVS.	238
Foto 26: Muestra tallada y pulida a partir de un aro de corte real.	239
Fotos 27: Muestra metálica posicionada en el portamuestra del ensayo AVS.	239
Foto 28. Ensayo AVS. Con la muestra Gr1 (II).	240
Foto 29: Tolva de vertido de la muestra de roca triturada.	240
Foto 30: Vista general del ensayo.	241
Foto 31: Detalle del roce de la pieza metálica con el material de roca triturado.	241
Figura 8.1: Distintos tipos de secciones mixtas.	251
Figura 8.2: Criterios para determinar los tramos geotécnicos.	251
Figura 8.3: Representación simplificada de la heterogeneidad geotécnica.	252
Figura 8.4: Histograma de L[TG].	253
Figura 8.5: Diagrama de barras conjunto, de L9, de Terrassa de L[TG].	253
Figura 8.6: Diagrama de N[TG] vs UP.	254
Figura 8.7: valor medio de L[TG] vs CV de L[TG] para cada UP.	254
Figura 8.8: Esquemas de variabilidad de las longitudes de tramos geotécnicos por cada UP.	255
Figura 8.9: Relación L[UP] vs N[TG] en cada UP.	256
Figura 8.10: f(r) vs ratios de las propiedades de materiales a) para 2 materiales, b) para 3 materiales.	260
Figura 8.11: f(r) vs ratios de las propiedades de 3 materiales para r2 variable.	260
Figura 8.12: Histogramas agregados de a) RCSeq[TG], b) Abreq[TG], c) FI_RCS[TG] y d) FI_Abr[TG].	262
Figura 8.13: Histograma RCSeq[TG] hasta 3MPa.	262
Figura 8.14: Histograma de M[TG].	263
Figura 8.15: FI_RCS vs FI_Abr en [TG].	263
Figura 8.16: Diagramas de barra en UPs de a) RCSeq[TG], b) Abreq[TG] con indicación de escala cualitativa, c) FI_RCS[TG] y d) FI_Abr[TG].	264
Figura 8.17: Relación RCSeq[TG] vs Abreq[TG].	266
Figura 8.18: Relación RCSeq[TG] vs Abreq[TG] según el rango de resistencia .	266
Figura 8.19: Perfiles de a) Abreq[TG] y RCSeq[TG], b) FI_Abr[TG] y FI_RCS[TG] en UP1.	267
Figura 8.20: Perfiles de a) Abreq[TG] y RCSeq[TG], b) FI_Abr[TG] y FI_RCS[TG] en UP2 c) Abreq[TG] y RCSeq[TG] ampliado respectivamente entre anillos 1050 y 2160.	268
Figura 8.21: Perfiles de a) Abreq[TG] y RCSeq[TG], b) FI_Abr[TG] y FI_RCS[TG] en UP3.	269
Figura 8.22: Perfiles de a) Abreq[TG] y RCSeq[TG], b) FI_Abr[TG] y FI_RCS[TG] en UP4.	270
Figura 8.23: Perfiles de a) Abreq[TG] y RCSeq[TG], b) FI_Abr[TG] y FI_RCS[TG] en UP5.	271
Figura 8.24: Perfiles de Abreq[TG] y RCSeq[TG] en UP6.	272
Figura 8.25: Perfiles de a) Abreq[TG] y RCSeq[TG], b) FI_Abr[TG] y FI_RCS[TG] en UP7.	272
Figura 8.26: Perfiles de a) Abreq[TG] y RCSeq[TG], b) FI_Abr[TG] y FI_RCS[TG] en UP9.	273
Figura 8.27: Perfiles de a) Abreq[TG] y RCSeq[TG], b) FI_Abr[TG] y FI_RCS[TG] en EI yII.	274
Figura 8.28: Ejemplo de tablas con datos de cambio de herramientas.	276
Figura 8.29: Histograma conjunto y agregado de N _H [TRDC].	278
Figura 8.30: Detalle del anterior histograma para valores bajos.	278
Figura 8.31: Número agregado de herramientas cambiadas en cada parada de las máquinas, diferenciada por categoría	279
Figura 8.32: L[TRDC] para herramientas en general.	281
Figura 8.33: L[TRDC] por categorías a) L[TRDC-D], b) L[TRDC-P], c) L[TRDC-R].	282
Figura 8.34: diagrama de barras de I _c para distinta categoría de herramientas.	284

Figura 8.35: Consumo agregado absoluto de herramientas.	288
Figura 8.36: Histogramas del CR en datos agregados a) con y b) sin distinción por categoría	290
Figura 8.37: CUH [UP] desagregado	291
Figura 8.38: Consumo Unitario de Herramientas para diversos proyectos y diámetros de excavación	296
Figura 8.39: E, PM, PR y PRev por progresivas en UP1	300
Figura 8.40: E, PM, PR y PRev por progresivas en UP2	300
Figura 8.41: E, PM, PR y PRev por progresivas en UP3	301
Figura 8.42: E, PM, PR y PRev por progresivas en UP4	301
Figura 8.43: E y PR por progresivas en UP5	301
Figura 8.44: E, PM, PR y PRev por progresivas en UP6	302
Figura 8.45: E, PM, PR y PRev por progresivas en UP7	302
Figura 8.46: E, PM, PR y PRev por progresivas en UP9	302
Figura 8.47: E, PM y PR y PRev por progresivas en EI	303
Figura 8.48: E, PM y PR y PRev por progresivas en EII	303
Figuras 8.49: E capacidad [t] para las máquinas de los proyectos de M30 en Madrid añadido los proyectos de L9 y Terrassa en Barcelona.	304
Figura 8.50: Variación de valores medios de E con el diámetro de la excavación	304
Figura 8.51: Variación de valores medios de PM con el diámetro de la excavación	304
Figuras 8.52: E medio registrado respecto a capacidad de empuje.	305
Figuras 8.53: PM medio registrado respecto a capacidad de PM.	305
Figura 8.54: SE vs Abreq[TG] vs PR en UP1.	308
Figura 8.55: SE vs Abreq[TG] vs PR, UP2.	309
Figura 8.56: SE vs Abreq[TG] vs PR en UP3.	310
Figura 8.57: SE vs Abreq[TG] vs PR en UP4.	311
Figura 8.58: SE vs Abreq[TG] vs PR en UP6.	312
Figura 8.59: SE vs Abreq[TG] vs PR en UP7.	313
Figura 8.60: SE vs Abreq[TG] vs PR en UP9.	314
Figura 8.61: SE vs Abreq[TG] vs PR en EI.	314
Figura 8.62: SE vs Abreq[TG] vs PR en EII.	315
Figura 8.63: Relación desagregada en UPs entre SE y PRev.	316
Figura 8.64: Relación SE y PRev en túneles en roca sedimentaria a) figura publicada por (Barla,2000), b) los datos de Barla, 2000 representados en conjunto con los valores calculados para las UPs.	317
Figura 9.1: Curvas desagregadas de Producción proyecto L9.	320
Figura 9.2: Curvas de PR vs Ar estimada Proyecto Terrassa.	320
Figura 9.3: Velocidad de avance bruta Ar para diversos proyectos de excavación mecanizada.	322
Figura 9.4: Velocidad de avance Ar para diversos proyectos de excavación mecanizada.	323
Figura 9.5: Distribución de Tiempos trdc en UP1 a 9.	326
Figura 9.6: Diagrama de barras de las Fuerzas de Empuje y sus componentes.	329
Figura 9.7: Diagrama de barras de Par Motor y su componente Mc y sus componentes.	331
Figura 9.8: Valores de penetración medidos vs., estimados según Roxbosough y Phillips (1975) original.	334
Figura 9.9: Valores de penetración medidos vs., estimados según Roxbosough y Phillips (1975) modificada.	337
Figura 9.10: Valores de PRev medidos vs. estimados según Graham (1976).	340
Figura 9.11: perfiles de RCS y de la constante modificada de Graham en UPs.	344
Figura 9.12: coeficiente kC de recalibración del modelo de Graham vs RCSeq[TG].	345
Figura 9.13: Modelo de Hughes aplicado a las UPs.	347
Figura 9.14: Perfiles de la constante modificada de Hughes en UPs.	349
Figura 9.15: coeficiente kC de calibración del modelo de Hughes vs RCSeq[TG].	349
Figura 9.16: Valores de penetración medidos vs. estimados según Hughes, (1986).	352
Figura 9.17: ejemplo de actas con curvas de ensayo de RCS en UG.	353
Figura 9.18: PE versus Wz para UGs Gr1, Gr2 y Pf	354
Figura 9.19 PRev[TG] registrados vs estimados a partir del empuje total bruto.	355
Figura 9.20 PRev[TG] registrados vs estimados a partir del empuje total neto.	356
Figura 9.21: PRev[TG] registrados vs., según modelo de Graham agrupados según Abreq[TG] a) con Ebruto y b) con Eneto.	357
Figura 9.22: PRev[TG] registrados vs., modelo de Hughes agrupados según Abreq[TG] a) con Ebruto y b) con Eneto.	358
Figura 9.23: PRev[TG] registrados vs., modelo de Roxborough & Phillips agrupados según RCSeq[TG], a) con Ebruto b) y con Eneto. Y según Abreq[TG] c) con Ebruto, d) con Eneto.	359
Figura 10.1: E, PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de UP1.	364
Figura 10.2: E, PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de UP2.	365
Figura 10.3: E, PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de UP3.	366
Figura 10.4: E, PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de UP4.	367
Figura 10.5: E, PM y AR vs Unidades Geológicas en TG de UP5.	368
Figura 10.6: E, PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de UP6.	369
Figura 10.7: E, PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de UP7.	370

Figura 10. 8: E, PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de UP9.	371
Figura 10.9: E, PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de UP9.	372
Figura 10.10: E, PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de EI.	372
Figura 10.11: E, PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de EII.	373
Figura 10.12: E neto[TG] respecto de FI_Abr x Abr[TG].	375
Figura 10.13: PRev[TG] versus a) FI_AbrAbreq[TG], b) FI_RCSRCSeq[TG].	375
Figura 10.14: PRev vs Fn. (Bruland, 1998)	376
Figura 10.15: Límites para PRev. (Frenzel y otros, 2008).	376
Figura 10.16: Relación de PRev[TG] vs Fn[TG].	377
Figura 10.17: Relación de PRev[TG] vs Fn bruto[TG], para distintos valores de FI_RCS RCSeq[TG].	378
Figura 10.18: Relación de PRev[TG] vs Fn bruto[TG], para distintos valores de FI_AbrAbreq[TG].	379
Figura 10.19: PRev[TG] vs Fn bruto[TG] para conjunto de RCSeq[TG].	381
Figura 10.20: PRev[TG] vs Fn bruto[TG] según la clasificación por RCSeq[TG].	382
Figura 10.21: PRev[TG] vs Fn bruto[TG] para conjunto de FI AbrAbreq[TG].	383
Figura 10.22: Esquema general de tramificación de TG y TRDC para cada UP.	383
Figura 10.23: Histograma de a) Abreq, b) RCSeq, c) FI_Abr y d) FI_RCS en TRDC.	385
Figura 10.24: Relación entre L[TRDC] y Abrasividad en TRDC.	386
Figura 10.25: Abreq[TG], RCSeq[TG] y CRH en UP1	387
Figura 10.26: Abreq[TG], RCSeq[TG] y CRH en UP2	387
Figura 10.27: Abreq[TG], RCSeq[TG] y CRH en UP3	388
Figura 10.28: Abreq[TG], RCSeq[TG] y CRH en UP4	389
Figura 10.29: Abreq[TG] vs RCSeq[TG] vs CRH en UP5	389
Figura 10.30: Abreq[TG], RCSeq[TG] y CRH en UP6	390
Figura 10.31: Abreq[TG], RCSeq[TG] y CRH en UP7	390
Figura 10.32: Abreq[TG], RCSeq[TG] y CRH en UP9	391
Figura 10.33: Abreq[TG], RCSeq[TG] y CRH en EI	391
Figura 10.34: Abreq[TG], RCSeq[TG] y CRH en EII	392
Figura 10.35: Relación en TRDC de CRH frente a Abreq y RCSeq, para cada categoría de herramienta.	394
Figura 10.36: Evolución de parámetros de operación en TRDC para UP1	396
Figura 10.37: Evolución de parámetros de operación en TRDC para UP7	396
Figura 10.38: Evolución de parámetros de operación en TRDC para UP7	397
Figura 10.39: Evolución de parámetros de operación en TRDC para UP9	398
Figura 10.40: Evolución de parámetros de operación en TRDC para UP9	398
Figura 10.41: Relación entre PRev[TRDC] vs Abreq[TRDC] y FI_AbrAbr[TRDC].	399
Figura 10.42: Relación entre Abreq[TRDC] y FI_AbrAbr[TRDC] vs a) Fn bruto[TRDC], b) Fn neto[TRDC]	400
Figura 10.43: Relación entre Fn neto[TRDC] vs PRev[TRDC] según FI_AbrAbr[TRDC].	401
Figura 10.44: Relación entre Fn bruto[TRDC] vs PRev[TRDC] vs Abreq[TRDC], para UP2 a UP9 y EI, EII.	401
Figura 10.45: Relación entre Fn bruto[TRDC] vs PRev[TRDC], para distintos diámetros de TBM.	403
Figura 10.46: Relación entre Fn bruto[TRDC] vs PRev[TRDC] para distintas categorías de herramientas.	404
Figura 11.1: Circunferencia que describe la trayectoria de un disco al girar la cabeza de corte.	408
Figura 11.2: Configuración de la rueda de corte de la TBM que perforó UP1, posición de las herramientas numeradas.	409
Figura 11.3 Relación entre $mr_{[H,dovela]}$ versus VRDC y PR.	412
Figura 11.4: Valores promedios agregados de r en (km)	414
Figura 11.5: VUeq de herramientas para las UP	414
Figura 11.6: VUeq de herramientas frente al factor de utilización para las UP	415
Figura 11.7: VUeq $_{[H,UP]}$ desagregada y por categoría de herramientas	416
Figura 11.8 Relación entre $mr_{[H,TRDC]}$ vs VUeq $_{[H,TRDC]}$.	417
Figura 11.1: Circunferencia que describe la trayectoria de un disco al girar la cabeza de corte.	408
Figura 11.2: Configuración de la rueda de corte de la TBM que perforó UP1, posición de las herramientas numeradas.	409
Figura 11.3 Relación entre $mr_{[H,dovela]}$ versus VRDC y PR.	412
Figura 11.4: Valores promedios agregados de VUeq $_{[H,UP]}$ en (km)	414
Figura 11.5: VUeq de herramientas para las UP	414
Figura 11.6: VUeq de herramientas frente al factor de utilización para las UP	415
Figura 11.7: VUeq $_{[H,UP]}$ desagregada y por categoría de herramientas	416
Figura 11.8 Relación entre $mr_{[H,TRDC]}$ vs VUeq $_{[H,TRDC]}$.	417
Figura 11.9: $mr_{[H,TRDC]}$ de UP1	418
Figura 11.10: VUeq $_{[H,TRDC]}$ de UP1	419
Figura 11.11: $mr_{[H,TRDC]}$ de UP2	420
Figura 11.12: VUeq $_{[H,TRDC]}$ de UP2	420
Figura 11.13: $mr_{[H,TRDC]}$ de UP3	421
Figura 11.14: VUeq $_{[H,TRDC]}$ de UP3	421

Figura 11.15: $mr_{[H,TRDC]}$ de UP4	421
Figura 11.16: $VUeq_{[H,TRDC]}$ de UP4	422
Figura 11.17: $mr_{[H,TRDC]}$ de UP6	422
Figura 11.18: $VUeq_{[H,TRDC]}$ de UP6	423
Figura 11.19: $mr_{[H,TRDC]}$ de UP7	424
Figura 11.20: $VUeq_{[H,TRDC]}$ de UP7	424
Figura 11.21: $mr_{[H,TRDC]}$ de UP9	424
Figura 11.22: $VUeq_{[H,TRDC]}$ de UP9	425
Figura 11.23: $mr_{[H,TRDC]}$ de EI	425
Figura 11.24: $VUeq_{[H,TRDC]}$ de EI	425
Figura 11.25: $mr_{[H,TRDC]}$ de EII	426
Figura 11.26: $VUeq_{[H,TRDC]}$ de EII	426
Figura 11.27: $VUeq_{[H,TRDC]}$ vs $Abrmax[TRDC]$	428
Figura 11.28: $VUeq_{[H,TRDC]}$ vs $Abreq[TRDC]$.	429
Figura 11.29: $VUeq_{[H,TRDC]}$ vs FI_AbrAbr en TRDC	429
Figura 11.30: $VUeq_{[H,TRDC]}$ vs $Abr\ max.$	430
Figura 11.31: $VUeq_{[H,TRDC]}$ vs $Abreq [TRDC]$.	430
Figura 11.32: $VUeq_{[H,TRDC]}$ vs $FI_AbrAbr [TRDC]$.	431
Figura 11.33: $VUeq_{[H,TRDC]}$ vs propiedades geotécnicas a) $Abreq$, b) $RCSeq$ en TRDC.	432
Figura 11.34: $VUeq_{[H,TRDC]}$ vs a) $Abreq[TRDC]$ y b) $RCSeq[TRDC]$ según sus escalas de clasificación	434
Figura 11.35: valores promedios de $VUeq_{[H,TRDC]}$ según la escala de clasificación de Abr vs $Abreq[TRDC]$ filtrados.	435
Figura 11.36: $VUeq_{[H,UP]}$ vs $SE[UP]$	436
Figura 11.37: $SE[UP]$ vs distancia al centro de las herramientas.	436
Figura 11.38: Diagrama de Flujo Metodología de predicción de $PRev$ en terrenos heterogéneos.	437
Figura 11.39: Diagrama de Flujo Metodología de predicción de $N[TRDC]$ en terrenos heterogéneos.	438
Figura 11.40: Diagrama de equivalencias de vida útil para diversos ambientes abrasivos.	440
Figura 12.1. Esquema de perfil geotécnico UP1: túnel Can Zam.	446
Figura 12.2. Datos provenientes de RMR y mapeos de (Vázquez-Suñé, E. Font-Capó, J. y otros, 2011) en UP1.	447
Figura 12.3. Datos RQD y presencia de agua subterránea en UP1.	448
Figura 12.4. Datos RMR en UP1.	449
Figura 12.5. Posición de las herramientas en la RCD de UP1.	450
Figura 12.6. Datos de sustituciones de herramientas por posición en la RCD de UP1.	451
Figura 12.7. Diagrama de barras NH versus posiciones en la rueda y motivos de la sustitución. UP1.	452
Figura 12.8: Fotos de discos dañados en Can Zam	454
Figura 12.9: NH sin tener en cuenta la distancia al centro de cada herramienta.	454
Figura 12.10: Valores de penetración medidos vs., estimados según Farmer y Glossop, (1980) con Ebruto.	455
Figura 12.11: Valores de penetración medidos vs., estimados según Farmer y Glossop, (1980) con Eneto.	456
Figura 12.12: Perfiles de Constante de Farmer y Glossop, propuesta por los autores (k) e inferida de los datos (k') para cada TG. Resistencia a Tracción, TR.	457
Figura 12.13 Ubicación de los discos centrales de 14 pulgadas en la RDC en UP1.	459
Figura 12.14: Valores de penetración medidos vs., estimados según Gehring, (1995). Con Ebruto.	459
Figura 12.15: Valores de penetración medidos vs., estimados según Gehring, (1995). Con Eneto.	460
Figura 12.16a: Perfil de penetración vs., estimaciones según Casinelli y otros, (1982).	461
Figura 12.16b: Puntos de perfil de penetración medidos vs., estimados según Casinelli y otros, (1982).	461
Figura 12.17: Valores de penetración registrados vs., estimados según Casinelli y otros, (1982).	462
Figura 12.18a: Perfil completo de penetración vs., estimaciones según Eusebio y otros (1991).	463
Figura 12.18b: Puntos del perfil de penetración medidos vs., estimados según Eusebio y otros (1991).	463
Figura 12.19: Registros de penetración vs., estimaciones según Eusebio y otros (1991).	464
Figura 12.20: Factor de fracturación y Factor de corrección para $DRI <> 49$.	466
Figura 12.21: Penetración básica $d_c=483mm$ y $a_c=70$.	466
Figura 12.23: Perfil de penetración vs., estimación según el método NTNU.	468
Figura 12.24: Registros de penetración vs., estimaciones según el método NTNU.	468
Figura 12.25: $VU(i)$ vs posición de las herrameintas dentro de la rueda.	474
Figura 12.26: $N[H,TRDC]$ vs TRDC.	474
Figura 12.27: $VU_{[H,TRDC]}$ de cada disco de corte, y línea de tendencia en las progresivas de UP1.	475
Figura 12.28: $VU_{[H,TRDC]}$ acumulada de cada disco de corte y $mr_{[H,TRDC]}$ acumulada.	477
Figura 12.29: $VU_{[H,TRDC]}$ de cada disco de corte, $VUeq_{[H,TRDC]}$ en los PKs de UP1.	478
Figura 12.30: promedio de $VU_{[H,TRDC]}$ vs., $VUeq_{[H,TRDC]}$ para $N[H,TRDC] = a) 1, b) 2 - 9, c) 10 - 19; d) 20 - 68$.	480
Figura 12.31: promedio de $VU_{[H,TRDC]}$ vs., $VUeq_{[H,TRDC]}$ según la posición de herramientas en la rueda., a) tercio frontal exterior y tercio perimetral, b) piezas centrales y tercio frontal interior, c) en todas las posiciones, d) piezas centrales y tercio frontal.	481
Figura 13.1: a) Viga continua de 3 tramos y 4 apoyos, b) Esquema de distribución de cargas.	488

Índice de Tablas

Tabla 2.1: Clasificación General para máquinas de túneles .	10	
Tabla 2.2 Propiedades mecánicas de las aleaciones WC_Co.	38	
Tabla 3.1: Rangos de valores de PRev, Ar y U en túneles según UT.	46	
Tabla 3.2. Distribución del tiempo en una perforación con TBM.	46	
Tabla 3.3. Distribución del tiempo en una perforación con TBM.	47	
Tabla 3.4. Determinación de RMU para TBM doble escudo y revestimiento convencional		48
Tabla 3.5 Ensayos LCT en discos	53	
Tabla 3.6: Ensayos LCT en picas de ataque puntual y radiales	55	
Tabla 3.7: Simulaciones numéricas de interacción terreno herramientas	58	
Tabla 3.8. Coeficiente de eficiencia para distintos sistemas de excavación mecanizada.	81	
Tabla 3.9 Fuerzas Componentes del empuje total y porcentaje que representan.	88	
Tabla 3.10. Componentes de Par y su proporción respecto del total.	91	
Tabla 3.11: Clases de Fracturación del Macizo Rocoso	96	
Tabla 3.12: Predicción mediante modelo de CSM vs registros	100	
Tabla 4.1: Clasificación cualitativa del tipo de desgaste de una broca.	106	
Tabla 4.2: Tipos de desgaste en herramientas de corte.	112	
Tabla 4.3: Valores de Fuerzas de corte en pica nueva y pica gastada	118	
Tabla 5.1: Clasificación de las rocas en función del contenido de SO ₂ .	139	
Tabla 5.2: Rozabilidad de las rocas en función del índice F_{schim}	141	
Tabla 5.3: Descripción cualitativa de RPI	143	
Tabla 5.4: Clasificaciones de Abrasividad en Rocas basadas en el CAI	146	
Tabla 5.5: Clasificación cualitativa de la Rocas basadas en DRI y VHNR	153	
Tabla 5.6: Clasificación de Abrasividad en Rocas a partir del Índice LAC o Abr	156	
Tabla 5.7: Correlación entre LAC y CAI	158	
Tabla 5.8: Clasificación según el LBC.	158	
Tabla 5.9: Crítica del ensayo LCPC.	161	
Tabla 5.10: Correlación cualitativa de LCPC abrasividad vs vida de servicio de herramientas.	163	
Tabla 6.1: Trazado de las obras subterráneas para el Proyecto de Línea 9	172	
Tabla 6.2: Unidades de Perforación	178	
Tabla 6.3: Unidades de Perforación	179	
Tabla 6.4 Tramo IVA (UP1) Unidades Geológico-Geotécnicas	181	
Tabla 6.5 Características Geomecánicas de los Materiales. Tramo IVA (UP1).	183	
Tabla 6.6 Unidades Geológico-Geotécnicas. Tramo IVB (UP2).	183	
Tabla 6.7: Características Geomecánicas de los Materiales. Tramo IVB.(UP2)	186	
Tabla 6.8 UP4 y 5 Características Geomecánicas de los Materiales. UP4/UP5	187	
Tabla 6.9 UP3 Características Geomecánicas de los Materiales. Tramo IVC (UP3) – Trajana	188	
Tabla 6.10 Unidades Geológico-Geotécnicas UP6.	189	
Tabla 6.11 Características Geomecánicas de los Materiales UP6.	189	
Tabla 6.12 Unidades Geológico-Geotécnicas UP 7, 8 y 9.	192	
Tabla 6.13: Características Geomecánicas de los materiales UP 7, 8 y 9.	192	
Tabla 6.14 Unidades Geológico-Geotécnicas UP EGARA I y II (EI, EII).	194	
Tabla 6.15 Características Geomecánicas de los Materiales. Egara I y II.	195	
Tabla 6.16: Características de las máquinas tuneladoras empleadas.	196	
Tabla 6.17: Síntesis de la Configuración de las cabezas de corte de cada tramo en estudio.	201	
Tabla 6.18: Categoría de herramientas	203	
Tabla 6.19: Criterios de desgaste en las obras de análisis	205	
Tabla 7.1 Unidad geotécnica de las muestras de ensayo y su procedencia	218	
Tabla 7.2: Resultados de ensayos de calibración	223	
Tabla 7.3: Estadísticos ensayos Abr	225	
Tabla 7.4: Estadísticos ensayos Br	225	
Tabla 7.5: Estadístico t para Abr	226	

Tabla 7.6: Estadístico t para Br	226
Tabla 7.7: Intervalo de confianza para diferencia de medias de Abr	226
Tabla 7.8: Intervalo de confianza para diferencia de medias de Br	227
Tabla 7.9: Origen y tipo de Muestras ensayadas	227
Tabla 7.10: resultados de ensayos LCPC	230
Tabla 7.11: Valores Resultantes del ensayo S20	242
Tabla 7.12: Valores Resultantes del ensayo SJ	242
Tabla 7.13: Valores Resultantes del ensayo AVS	243
Tabla 7.14: Sistema NTNU valores DRI y CLI	243
Tabla 7.15: Escala de clasificación cualitativa de abrasividad según método NTNU. Ensayo AVS.	244
Tabla 7.16: Resumen de los resultados de distintos ensayos de abrasividad realizados.	245
Tabla 8.1: Estadísticos agregados para TG	252
Tabla 8.2: Distribución de TG según las UP	254
Tabla 8.3: Características de los TG con secciones mixtas	256
Tabla 8.4: Distribución de secciones con distintos tipos de material por UP.	257
Tabla 8.5: Estadísticos de propiedades geotécnicas en TG	261
Tabla 8.6: Estadísticos de propiedades geotécnicas de los TG correspondientes a cada UP	264
Tabla 8.7: N [TRDC] desagregados y por categoría de herramientas.	275
Tabla 8.8: Estadísticos de NH en TRDC	277
Tabla 8.9: Estadísticos de NH por categoría.	277
Tabla 8.10: NH0 por categoría en cada UP.	277
Tabla 8.11: Cambios desagregados por unidades y por categoría.	279
Tabla 8.12: \bar{N}_H [TRDC] desagregada y por categoría.	280
Tabla 8.13: Estadísticos agregados de L[TRDC] (m)	281
Tabla 8.14: Valores medios de L[TRDC] desagregadas	281
Tabla 8.15: Estadísticos de L[TRDC-X] agregados y por categoría.	282
Tabla 8.16: \bar{L} [TRDC-X] en [m]	283
Tabla 8.17: Desviación estándar $DE(L[TRDC - X])$ en [m]	283
Tabla 8.18: Coeficiente de Variación $CV(L[TRDC - X])$	283
Tabla 8.19: Cálculo de I_c desagregado y por categoría de herramienta.(L9)	284
Tabla 8.20: Cálculo de I_c desagregado y por categoría de herramienta.(Terrassa)	284
Tabla 8.21 Estadísticos agregados de CUH	287
Tabla 8.22 Estadísticos agregados de CRUH	287
Tabla 8.23 Estadísticos de índice de consumo absoluto de herramientas en TRDC de todas las UP	287
Tabla 8.24: Índices de consumo absoluto por UP y por categoría de herramientas.	288
Tabla 8.25: Estadísticos de consumos relativos agregados de herramientas.	289
Tabla 8.26: Estadísticos de Consumos relativos por categoría y agregados.	289
Tabla 8.27: Consumo Unitario de herramientas por ml de perforación en L9.	291
Tabla 8.28: Consumo Unitario de herramientas por ml de perforación en Terrassa.	291
Tabla 8.29: CRU desagregado y por categoría de herramientas.	292
Tabla 8.30: \bar{C}_H [UP] en [ml/herr]	292
Tabla 8.31: Coeficiente de Variación $CV(CH)$	292
Tabla 8.32: $\bar{C}R_H$ [UP] en [m/%]	293
Tabla 8.33: Datos de consumo de herramientas en otros proyectos	293
Tabla 8.34: Porcentaje de datos disponibles en cada UP para los cuatro conjuntos de parámetros analizados.	298
Tabla 8.35: Estadísticos agregados de parámetros de operación en L9	298
Tabla 8.36: Estadísticos agregados de parámetros de operación en Terrassa	298
Tabla 8.37: valores medios de parámetros de operación para cada UP	299
Tabla 8.38: Variabilidad de parámetros de operación para cada UP	299
Tabla 8.39: Valores s y s/p en UPs.	306
Tabla 8.40: estadísticos desagregados de SE en UPs	307
Tabla 8.41: Valores medios desagregados de SEE, SER y su proporción respecto del total	317
Tabla 9.1: Parámetros de Producción en las distintas UP	321
Tabla 9.2: Factor de Utilización U para cada UP	321

Tabla 9.3a: Distribución porcentual de tiempos en cada UP.	325
Tabla 9.3b: Distribución porcentual de tiempos en cada UP.	327
Tabla 9.4. Componentes de las fuerzas de empuje determinadas en función del registro de datos.	328
Tabla 9.5: Wz versus PE para los distintos materiales Gr1, Gr2 y Pf	353
Tabla 9.6: Coeficientes de correlación lineal de PRev[TG] para distintos valores de RCSeq[TG] y Abreq[TG] en el modelo de Roxborough & Phillips.	360
Tabla 10.1a: Matriz de Correlación entre propiedades de Operación y Geotécnicas en TG. Todos los frentes.	374
Tabla 10.1b: Matriz de Correlación entre propiedades de Operación y Geotécnicas en TG. Frentes mixtos	374
Tabla 10.2: Rangos de etiquetas de RCSeq[TG].	378
Tabla 10.3: Clasificación cualitativa de Abrasividad según ensayo LCPC	379
Tabla 10.4: Empuje crítico por herramienta Fnc bruto estimado para rangos de etiquetas de RCSeq en TG.	380
Tabla 10.5: Correlación Fn bruto vs PRev para rangos de RCSeq en TG.	381
Tabla 10.6: Correlación Fn bruto vs PRev para rangos de RCSeq en TG.	382
Tabla 10.7: Estadísticos agregados de propiedades geotécnicas asignadas a TRDC.	384
Tablas 10.8: Matriz de Correlación entre CRH y propiedades geotécnicas en TRDC.	392
Tabla 10.9: Matriz de Correlación valores medios de propiedades geotécnicas en TRDC vs CRH	393
Tabla 11.1: Estadísticos agregados de $VU_{eq}[\bar{H},UP]$	413
Tabla 11.2: $VU_{eq}[\bar{H},UP]$ de herramientas promedio en cada UP	415
Tabla 11.3: Estadísticos agregados de $VU_{eq}[\bar{H},TRDC]$.	416
Tabla 11.4: Estadísticos desagregados de $VU_{eq}[\bar{H},TRDC]$ en (km).	417
Tabla 11.5: Estadísticos desagregados de $VU_{eq}[\bar{H},TRDC]$ en (km)	417
Tabla 11.6: Valores de VU_D propuestos por NTNU en función de la Abrasividad para discos de 17".	427
Tabla 11.7: Valores de R2 hallados para $VU_{eq}[\bar{H},TRDC]$ por categoría vs los tres modos de estimar Abr[TRDC].	431
Tabla 11.8. Matriz de correlación agregada categorizada, $VU_{eq}[\bar{H},TRDC]$ versus Propiedades geotécnicas en TRDC.	432
Tabla 11.9: Correlaciones $VU_{eq}[\bar{H},TRDC]$ vs Abr[TRDC] según categoría de herramientas	435
Tabla 11.10: Comparación registros versus estimaciones de recambio e herramientas en EI.	442
Tabla 12.1 Subcategorización de Gr1 y 2 según la DO.	446
Tabla 12.2 Clasificación calidad geotécnica del macizo rocoso RMR.	448
Tabla 12.3: Tipo de daño y N_H	453
Tabla 12.4: Clases de Fracturación del Macizo Rcoso	465
Tabla 12.5. Valores medidos y estimados de avance y de vida útil de una herramienta en la posición equivalente.	470
Tabla 12.6. Valores cualitativos de abrasividad entre diferentes métodos y el método de LCPC.	471
Tabla 12.7: Estadísticos de $VU_{[H,TRDC]}$	475
Tabla 12.8: Valores medios VU según dos métodos considerados	478

Introducción

1.1 Motivación, metodología y objetivos

El empleo de tuneladoras (TBM, Tunnel Boring Machine) en la realización de túneles es cada vez más frecuente aunque su optimización requiere la evaluación precisa de varios riesgos geotécnicos. Uno de estos riesgos se deriva de la incertidumbre sobre el mantenimiento que requerirá la cabeza de corte durante la perforación, incertidumbre con importante repercusión en el coste y planificación de un proyecto dado. Aunque para túneles en roca este problema ha recibido siempre considerable atención, no ocurre lo mismo en los túneles excavados total o parcialmente en suelos, típicamente mediante tuneladoras tipo EPB (Earth Pressure Balance).

El desgaste de las herramientas es de evaluación particularmente difícil pues refleja una compleja interacción entre herramienta de corte y terreno. El desgaste se produce durante las diferentes etapas del ciclo de trabajo y afecta a un amplio rango de maquinaria y materiales. Procesos macroscópicos y microscópicos tales como abrasividad, adhesión, fatiga del material o falla frágil de las herramientas de corte pueden causar pérdida de material. Una gran variedad de factores controlan el modo y grado de estos procesos. El estudio de estos factores implica aspectos diversos de la geología y de la ciencia de los materiales.

Como factores geológicos se pueden citar las propiedades de las rocas y suelos, el grado de alteración, la configuración de las juntas, la presencia de agua, la heterogeneidad del macizo rocoso, el estado inicial de tensiones. Mientras que como factores debidos a las herramientas, se distinguen las características geométricas, mecánicas y reológicas de los útiles de corte, la lubricación mediante flujo de agua o aditivos, la velocidad de rotación, la temperatura y los parámetros de operación de una máquina. Como veremos, han sido numerosos los trabajos de investigación públicos y privados, (p.e. en centros pertenecientes a los fabricantes de maquinaria), que han tratado de identificar y cuantificar la influencia de estos factores en el desgaste.

Idealmente, en fase de proyecto, el fabricante de la TBM debería tener acceso a numerosas características del suelo a excavar, a fin de seleccionar los componentes de la máquina y poder adoptar medidas de protección. Por su parte, el operador de la máquina debería implementar el programa de inspecciones y mantenimiento desarrollado previamente en etapa de proyecto actualizándolo continuamente con los datos reales obtenidos durante la excavación.

Este ideal dista bastante de alcanzarse siempre en la práctica, como tanto los directores de la tesis como la autora de este estudio pudieron observar al participar, en distintas funciones, en el desarrollo de numerosas obras subterráneas en la región metropolitana de Barcelona entre los

años 2001 a 2010. La experiencia en obra de problemas de desgaste y mantenimiento para los que no se ofrecían soluciones claras ni criterios unánimes por parte de los fabricantes, consultores, proyectistas, operadores etc., puso de relieve la necesidad de investigar en profundidad el tema.

Además de revelar tal necesidad, las obras mencionadas proveyeron una oportunidad de abordar el problema con una buena base empírica. En efecto, tales obras constituyen una base de datos de túneles con una longitud total de más de 35km. Estos túneles tiene algunas características semejantes (excavados casi siempre mediante EPB; diámetros medios a grandes) pero, dadas las características geológicas del entorno de Barcelona, presentan una gran variedad de materiales en el frente de excavación. Es particularmente interesante el hecho de que en buena parte de las obras se perforan frentes mixtos de suelos y rocas blandas, materiales dónde los estudios precedentes son relativamente escasos.

Para aprovechar esta oportunidad se requería, en primer lugar, realizar un esfuerzo de recopilación y sistematización de los datos de obra, cuya naturaleza (geología, mantenimiento de maquinaria, operación) y calidad era muy diversa. La sistematización requería de varios conceptos guía, y uno de los principales ha sido el de rendimiento de una excavación mecanizada. Por ello, se ha indagado en las distintas teorías y formulaciones que en las últimas décadas han desarrollado este concepto en la literatura. En su mayoría estas tienen también base empírica, pero limitada a los túneles en roca y por lo tanto, presentan ciertos inconvenientes a la hora de aplicarlas en suelos o en frentes heterogéneos.

Otro concepto guía ha sido el de abrasividad del terreno. Así, se han revisado y estudiado los ensayos y procedimientos que se utilizan hoy en día para determinar la abrasividad de un suelo o roca; estos métodos abarcan un amplio espectro de escalas, desde ensayos a escala real hasta análisis mineralógicos a escala microscópica. Dentro de toda esta gama se encuentra el grupo de ensayos de laboratorio a escala reducida en el que se emplean herramientas de corte simplificadas. Tras considerar las ventajas e inconvenientes de los distintos ensayos disponibles, se identificó uno concreto (la abrasividad LCPC) como el mejor adaptado para los materiales presentes en la base de datos. Así, como parte de esta investigación se llevó a cabo una campaña experimental sistemática para realizar este ensayo en todos los materiales atravesados por los túneles objeto de estudio.

El presente trabajo ha pretendido abordar el problema de desgaste de los útiles de corte cuando se trabaja sobre suelos, rocas blandas y frentes heterogéneos. El objetivo inicial fue así desarrollar metodologías que, en este tipo de condiciones, permitieran pronosticar la vida útil de las herramientas de manera que las intervenciones por inspección y mantenimiento de las herramientas de corte fueran previsibles y programables. En seguida se reveló que la vida útil está íntimamente relacionada con la velocidad de avance de la excavación, y por tanto con el problema general de rendimiento de la excavación y operación de la tuneladora. Así pues, la consecución del objetivo inicial exigía también obtener y validar herramientas que permitieran pronosticar el avance. El logro de estos objetivos permitiría reducir y controlar los tiempos muertos de parada de la máquina tuneladora debidos al mantenimiento de la rueda de corte y, en consecuencia, reducir problemas de seguridad en obra eliminando riesgos de accidentes y situaciones imprevistas.

Dada la naturaleza fundamentalmente empírica de este trabajo de ninguna manera se pretende llegar a formulaciones deterministas de estimación de vida útil y de avances. La variabilidad de los datos originales se refleja también en las relaciones entre las mismas, las herramientas estadísticas juegan un papel fundamental en la metodología de estudio y los resultados obtenidos ofrecerán, en todo caso, rangos de valores más probables y tendencias. A

pesar de ello, se espera que las propuestas que aquí se desarrollan puedan encontrar aplicación en etapas de proyecto y obra, para futuros túneles tanto en el área de Barcelona como fuera de la misma.

1.2 Estructura de la tesis

Se expone a continuación el orden de los temas tratados en cada capítulo:

En el capítulo 2 se hace una descripción general de la tipología de máquinas tuneladoras existente al presente, su origen, evolución y características y avances tecnológicos logrados recientemente. Luego, la descripción se centra en la rueda de corte y las distintas herramientas que pueden formar parte de dicha rueda, su diseño y distribución en la rueda y las pautas que gobiernan estos diseños.

El capítulo 3 versa sobre varios aspectos diferentes pero relacionados con el problema objeto de estudio. Por un lado se introducen y ordenan distintos conceptos (rendimiento, avance, excavabilidad...) que permiten describir y cuantificar la mayor o menor eficiencia de la excavación mecanizada de un túnel, tal y como se observa a escala de obra. Una comprensión adecuada de la excavación propiamente dicha como parte de la operación de la máquina exige entender mínimamente el problema de interacción herramienta-terreno. Se presentan por tanto las variables empleadas para la descripción de tal interacción, así como las observaciones y teorías más importantes al respecto. En este ámbito se introduce el concepto de energía específica como medida de eficiencia de dichas interacciones. La descripción de la interacción terreno-herramienta tiene lugar a una escala mucho menor que la observación del rendimiento de una excavación mecanizada. Sin embargo, es evidente que entre ambos niveles de análisis debe establecerse una relación si se quiere buscar una explicación racional a las observaciones de rendimiento. Estas relaciones se formalizan mediante modelos de predicción de rendimiento y el capítulo concluye con una exposición de alguno de los modelos de rendimiento más importantes disponibles en la literatura. Parece lógico, no obstante, que para pasar de la escala de la herramienta a la del túnel, los modelos de rendimiento integren otro tipo de información, como la que describe el macizo rocoso o la operación de la maquinaria. Por esta razón, se incluye también en este capítulo un repaso de los parámetros descriptivos del macizo rocoso y de la operación de una tuneladora.

En el capítulo 4 se plantea el problema del desgaste de las herramientas de corte, desde varios puntos de vista complementarios. Para empezar, se presenta el tema desde un punto de vista general de ciencia de los materiales, introduciendo tipologías generales de daño y desgaste y describiendo micromecanismos de desgaste en la interacción entre herramientas y minerales. Estos conceptos se presentan después de forma más específica, en observaciones sobre desgaste y daño de herramientas de corte en TBM. El punto de vista de la ciencia de materiales se complementa con el de la operación de obra. Es importante para el propósito de esta tesis explicar con cierto detalle los procedimientos seguidos para mantener las ruedas de corte, desde los criterios y herramientas de control que sirven para decidir sobre el cambio de una herramienta hasta el desarrollo de las operaciones mismas de cambio de los distintos tipos de herramientas. La información sobre estos aspectos servirá luego para poner en su contexto los datos brutos sobre avances y cambios de herramienta recogidos en las distintas obras que se examinan posteriormente.

El desgaste abrasivo es una de las modalidades o mecanismos de desgaste de herramientas que se mencionan en el capítulo anterior. Así pues en el capítulo 5 se define el término "abrasividad". Esta propiedad es una de las más usadas para evaluar la influencia del terreno en

los métodos de excavación mecanizada y existen diferentes ensayos y procedimientos para su cuantificación, que abarcan diversas escalas. Se describen los más relevantes en cada escala de ensayo y se particulariza en los ensayos de laboratorio.

En el capítulo 6 se describen los proyectos de obras subterráneas que han proporcionado los datos examinados en esta tesis. Estos proyectos se llevaron a cabo en el área Metropolitana de Barcelona, y son la Línea 9 de Metro de Barcelona y la Prolongación de Ferrocarriles de la Generalitat de Cataluña (FGC) en la ciudad de Terrassa. Ambos proyectos incluyen la ejecución de túneles con TBM. Las obras aún no se habían acabado en el momento de recopilación de datos, sin embargo, ya se contaba con abundantes datos de rendimiento y consumo de útiles de corte provenientes de los tramos perforados. La descripción que se realiza de ambos proyectos sintetiza primeramente sus características generales, objetivos, gestión, contratos, tramificación, trazado y estaciones. Luego se detallan las unidades geotécnicas atravesadas por los túneles, que se describen siguiendo un orden cronoestratigráfico. Se resumen los parámetros geotécnicos más relevantes de cada unidad geotécnica atravesada por el túnel. Seguidamente se describen brevemente las máquinas tuneladoras empleadas en cada tramo y se hace un examen comparativo de los distintos diseños de sus cabezas de corte. Por último se comenta la producción de cada uno de los tramos de estudio.

Para obtener una medida homogénea de la abrasividad de los suelos y rocas atravesados por las obras subterráneas descritas en el capítulo anterior se describe en el capítulo 7 un programa sistemático de ensayos de laboratorio que se llevó a cabo sobre muestras obtenidas para los distintos niveles geotécnicos atravesados. Se aplicó el ensayo Broyabilité del LCPC a todas y cada una de las muestras. La selección de este ensayo como óptimo para determinar la abrasividad se justifica por la presencia, en varios de los tramos estudiados, de secciones de excavación en suelos mixtos así como de zonas de rocas blandas y brechas de falla o brechas volcánicas. Frente a una situación de este tipo, las características generales de este ensayo, le hacen idóneo para su aplicación. En este capítulo se describen en detalle los medios empleados, procedimientos específicos y resultados obtenidos con este ensayo. Además, se llevaron a cabo también algunos ensayos complementarios para obtener medidas de abrasividad según los procedimientos del método NTNU. Las experiencias y resultados obtenidos al respecto, se describen también, en el marco de una discusión general de estos ensayos.

En el capítulo 8 se analizan en mayor detalle las unidades de perforación (*UP*) procediendo a su tramificación según dos criterios: el derivado de las operaciones de recambio de herramientas registradas y el derivado de la geotecnia de los terrenos atravesados. Las tramificaciones así obtenidas no son coincidentes pero ambas resultan en una amplia población de tramos cuyas características se describen y analizan estadísticamente. De esta forma se pueden cuantificar aspectos de la base de datos tales como la heterogeneidad litológica y los consumos observados. Estas características se discuten tanto a nivel agregado (para el conjunto de la base de datos) como desagregado (para cada *UP*). Finalmente se presentan y describen los parámetros de operación más influyentes en el rendimiento observado de la excavación.

En el capítulo 9 se exponen tres análisis distintos: en el primero se determina la medida en que ha sido productiva cada máquina mediante un coeficiente de Utilización *U* y también el reparto de tiempos en cada tarea que compone el ciclo de excavación, identificando los tiempos no operativos ocupados en la tarea específica de mantenimiento de las herramientas de corte. Los resultados se discuten a la luz de los resultados obtenidos en otras obras de túneles y de las recomendaciones disponibles en la literatura. En el segundo análisis se han estimado las fuerzas de corte que actuaron en cada herramienta dentro de una rueda de corte y en cada *UP*. La propuesta que se expone es estimar dichas fuerzas a partir de los registros de operación

disponibles, en particular de Empuje y Par Motor. El tipo de máquina utilizada dificulta esta estimación pues es difícil cuantificar el Empuje y Par motor empleados en el soporte del frente por parte de la cámara de tierras. Como resultado se exponen simplificaciones prácticas cuyos resultados aproximados son coherentes con los registros y que mantienen cierta similitud con las estimaciones que ya se suelen hacer para el caso de topes o escudos abiertos. En un tercer análisis se evaluará la capacidad de predicción de la velocidad de penetración por parte de algunas formulaciones disponibles en la literatura, al aplicarlas a los casos reales de cada *UP*. Este ejercicio ha permitido hacer una interpretación de las observaciones relacionada con aspectos de la geología atravesada y también se ha evaluado el ámbito de validez de cada una de estas formulaciones.

Las propiedades geotécnicas del terreno excavado son, en principio, atributos o propiedades de la tramificación geotécnica, mientras que los consumos se consideran, también en principio, atributos o propiedades de la tramificación por mantenimiento de la rueda de corte. En el capítulo 10 se relacionan ambas tramificaciones a fin de asignar atributos geotécnicos (como es la abrasividad o la resistencia a la compresión simple) a los tramos de mantenimiento. Se presta especial atención al carácter heterogéneo y cambiante de la sección de excavación sobre el mantenimiento y el desgaste. Los parámetros de operación se evalúan para cada tramo de ambas tramificaciones. Del análisis conjunto de las tramificaciones y sus respectivos atributos incluidos los parámetros de operación se propone finalmente una formulación que posibilita definir rangos de valores para parámetros de rendimiento como es la penetración *PRev* de una excavación mecanizada en suelos y rocas blandas cuando éstos se presentan en condiciones heterogéneas y en ocasiones mezclados con rocas.

El tiempo durante el cual una herramienta de corte está en servicio es un parámetro de fundamental importancia a la hora de estimar el coste de mantenimiento de una máquina tuneladora. Bajo el nombre de Vida Útil este parámetro se cuantifica en el capítulo 11 en los proyectos objeto de estudio. Se da, en primer lugar, una definición estricta de vida útil. Sin embargo, debido a que (a excepción de un caso) en la base de datos no se cuenta con el histórico de recambios de cada herramienta en particular, esta definición estricta no resulta directamente aplicable. Se procede entonces a dar una definición aproximada que permite obtener un valor medio de vida útil, representativo de todas las herramientas para una determinada configuración de rueda de corte. Las estimaciones de vida útil obtenidas se relacionan con varios parámetros y, en particular, con la abrasividad y la energía específica. El capítulo concluye presentando un procedimiento aproximado para estimación de la penetración aplicable para túneles en suelo y rocas blandas en condiciones heterogéneas.

En el capítulo 12 se presentan los resultados de un análisis más profundo y detallado que fue posible desarrollar en un tramo en particular puesto que el mismo estaba dotado de datos más completos. El análisis versa sobre varios aspectos, a saber: Se examina la capacidad de estimación de avance neto de excavación mediante métodos disponibles en la literatura y más complejos que los considerados en el capítulo 9. Se ilustra con resultados la versatilidad del ensayo LCPC para determinar la abrasividad de un frente heterogéneo y poderlo clasificar. Dicha clasificación se compara con otras clasificaciones obtenidas por otros métodos para las que se evidencian limitaciones a la hora de ser aplicadas en suelos y rocas blandas o combinación de ellas en un mismo frente de excavación. Por último, se determina el valor real de vida útil de las herramientas y se lo compara con aquel hallado según la metodología aproximada propuesta y descrita en el capítulo anterior.

En el capítulo 13 se exponen las conclusiones más destacadas de este estudio y se definen los lineamientos más relevantes para futuros trabajos en este campo de investigación.

2

Maquinaria para la excavación mecanizada de túneles

2.1 Introducción

Este capítulo presenta un panorama descriptivo de la maquinaria empleada en la excavación mecanizada de túneles. Se comienza con una reseña histórica del origen y la evolución de las distintas máquinas tuneladoras, pretendiendo citar las características más relevantes que las diferencian entre sí y la ventaja del empleo de unas respecto de otras para diferentes escenarios geológicos y condicionantes de proyecto.

Dicho estado del arte se extiende, posteriormente, hacia el diseño de la Rueda de corte y las herramientas de corte que la rueda contiene. En cuanto a las herramientas se presenta una categorización de las más empleadas en la actualidad, sus características geométricas y su composición material.

Una vez identificadas cuáles son las herramientas que pueden desgastarse, se expone el carácter interdisciplinario de dicho problema, en el que se conjugan las propiedades de los suelos y rocas pero también las del material del que están hechas las herramientas de corte. En este sentido, se observa la importancia que tienen los elementos químicos que se añaden y combinan en las aleaciones que componen dichos materiales para conseguir mejores propiedades, como son la tenacidad, la conductividad térmica o la resistencia a la corrosión, a fin de disminuir el desgaste de estas herramientas, también juegan un papel fundamental, la forma o geometría de las herramientas, su posición dentro de una cabeza de corte y su distribución.

En la redacción de este capítulo se han consultado fuentes muy diversas en cuanto a su procedencia. Pueden diferenciarse cuatro fuentes primarias:

En primer lugar las revistas técnico/científicas: se han consultado los artículos publicados en revistas científicas no solo dedicadas a la geotécnica y los túneles sino también a la ciencia de los materiales y la industria, dichas fuentes han servido para conocer e incorporar conceptos básicos y terminología fundamental en lo que concierne a la fabricación, composición material y

diseño de las herramientas de corte y los datos que luego se manejarán en el desarrollo del trabajo.

En segundo lugar las páginas web de las empresas fabricantes de máquinas tuneladoras.

En tercer lugar las páginas web de las asociaciones de túneles y obras subterráneas con artículos recientes en cuanto a la clasificación de las máquinas y la tecnología de vanguardia empleada en nuestros días para trabajos en tuneladoras y obras subterráneas.

Finalmente y como fuentes auxiliares y complementarias se han consultado algunas memorias de proyectos de obra subterránea que han tenido lugar en España y el resto del mundo.

2.2 Tipos básicos de tuneladoras

La R.A.E. estableció la definición de "Tuneladora" como "Una máquina capaz de excavar túneles a sección completa, a la vez que colabora en la colocación del sostenimiento si este es necesario, ya sea en forma provisional o definitiva" (R.A.E., 2009).

La excavación mecánica integral, es decir "a sección completa" de un túnel tuvo su inicio en los primeros años del siglo XIX con las primeras máquinas tuneladoras que fueron los escudos. (Working Group Paper, 2009). Los terrenos perforados con este tipo de máquinas fueron cualitativamente de baja resistencia, significativa impermeabilidad y con una estabilidad al corte relevante. (Thewes, 2011). Estos primeros escudos solo disponían de una estructura laminar de acero que estaba en contacto con el terreno y protegía así a los operarios. La excavación en el frente era totalmente manual, como muestra la figura 2.1. (Sólo a partir de la década de 1920-30 se introducen las herramientas neumáticas, para ayudar a la aclaración puede consultarse (Friant & Ozdemir, 1993.)

Mediante una estructura metálica que a semejanza de un escudo se protegía a los operarios a la vez que les delimitaba a cada uno su área de trabajo en el frente de excavación. El frente quedaba así dividido en varios compartimentos, la carga de los escombros también era manual, mediante vagonetas y su transporte se llevaba a cabo por medio de tracción animal. El revestimiento final del túnel, que substituiría a la protección del escudo al avanzar, consistió en fábricas de ladrillo construidas artesanalmente. Por lo tanto la única operación mecanizada era el desplazamiento del escudo que se conseguía mediante cilindros de empuje accionados al principio con vapor, y después con agua a presión o aire comprimido (Guglielmetti, Grasso, Mahtab, & Xu, 2008).

A finales del siglo XIX se introdujeron revestimientos prefabricados metálicos y posteriormente, se implementaron los equipos mecánicos de excavación. Esta tecnología se robustece con la presurización integral neumática de los túneles que permitió su construcción en terrenos inestables y que, desarrollada hasta sus alternativas actuales, dio origen a las modernas "Earth Pressure Balance". Entre los años 1950 - 1960 comienzan a surgir las primeras tuneladoras para roca dura, con discos como herramienta de corte en reemplazo de picas (Friant & Ozdemir, 1993), la demora en aparecer se fundamenta en que el desarrollo de los explosivos permitió un progreso destacado en la metodología de excavación de túneles con su empleo. (King, 2007).

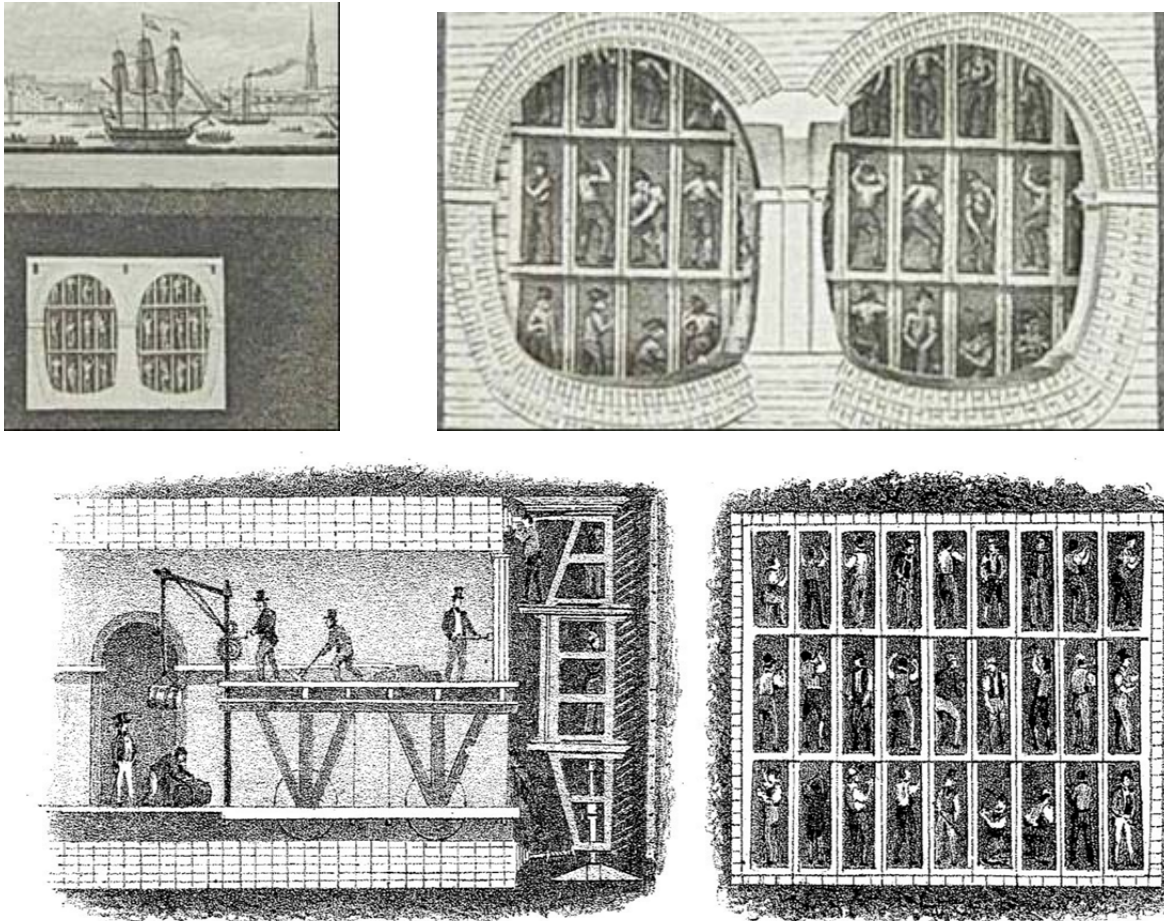


Figura 2.1: Ilustraciones del sistema patentado por Marc Isambard Brunel in 1818, Thames Tunnel. (Brian, 1996).

En los apartados siguientes se presenta un resumen del estado actual de la tecnología en tuneladoras así como los criterios actualmente admitidos para su utilización. Para clarificar los conceptos se han diferenciado entre los tipos básicos de tuneladoras y los derivados de ellas, que se han construido a partir de los conceptos básicos.

Tal y como comentan diversos autores, por ejemplo (Dowden & Cass, 1991), (Friant & Ozdemir, 1993) (Cardona, 2008), (King, 2007), (Wikimedia, 2009) (Maidl & Herrenknecht, 2012) (EFNARC, 2005), existen dos tipos básicos de tuneladoras que se han diseñado para ser utilizadas en terrenos completamente diferentes: TOPOS que son tuneladoras diseñadas principalmente para excavar rocas duras y medias sin gran necesidad de soporte inicial y por otro lado, los ESCUDOS, que se utilizan en su mayor parte en la excavación de rocas blandas y en suelos, frecuentemente inestables y a veces por debajo del nivel freático, en terrenos saturados de agua. Un esquema de clasificación más amplio, dado por la International Tunnelling Association (ITA), se muestra en la tabla 2.1.

Los escudos abiertos se utilizan normalmente cuando el frente es estable¹ y las afluencias de agua son nulas o reducidas. En este tipo de escudos el elemento excavador puede ser manual o estar constituido por un brazo excavador o rozador.

Por el contrario, los escudos cerrados están diseñados para trabajar en terrenos no cohesivos y con frecuencia bajo el nivel freático, en frentes claramente inestables, la característica común

¹ En el apéndice al capítulo se comentan los criterios para distinguir un frente estable de uno inestable.

de todos ellos es que su sección es circular y necesitan de un revestimiento de dovelas de hormigón atornilladas entre sí, con garantías de impermeabilidad y estanqueidad (Barla & Pelizza, 2000). Estas máquinas, tal como se observa en la tabla se pueden categorizar en 3 grupos, los hidroescudos o de lodos bentoníticos, las máquinas de presión de aire y los escudos de presión de tierras (EPB). El empleo de escudos cerrados con un control de presiones del terreno anula las posibilidades de rotura del frente durante la excavación. Los automatismos y sensores de los que disponen las máquinas tuneladoras permiten un control instantáneo de las presiones en la cámara de tierras y consiguientemente logran el equilibrio frente a las presiones del terreno.

(Para ayuda a la lectura recuérdese que las siglas PFM y TBM indican respectivamente Partial Face Machine y Tunnel Boring Machines).

Tabla 2.1: Clasificación General para máquinas de túneles (Adaptado de AITES/ITA, Working Group No.14).

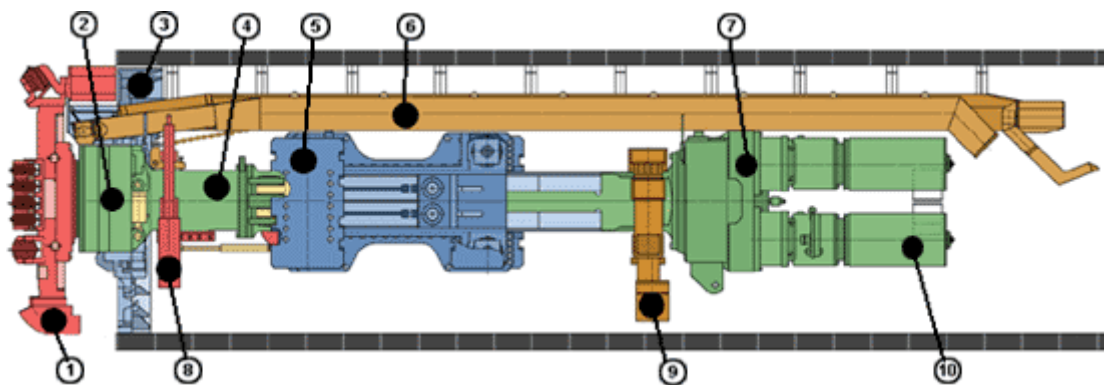
Categ.	Máquina Tipo	Excavación		Fuerza de Reacción	Soporte del frente
		Método	Herramientas		
Máquina para Rocas	Máquina de Túneles especial para Roca - Minería - Móvil y Continua- Otros	Máquina de Excavación de Frente Parcial (PFM)	Varias	Ninguna o Codales (<i>Grippers</i>)	Sin soporte
	Topo TBM sin Blindaje	Cabeza de Corte con Frente Total Rotativo (TBM)	Discos de Corte	Codales	Sin soporte
	Escudo Único TBM		Discos de Corte /Picas de Corte /Cuchillas y Dientes de Corte	Gatos de Empuje	
	Doble Escudo TBM (DS-TBM)		Discos de Corte	Codales y Gatos de Empuje	
Máquinas para Suelo Blando	Escudo Abierto	PFM	Cabeza de Corte /Cazo/ Excavación Manual	Gatos de Empuje	Sin soporte
	Escudo Cerrado, Soporte Mecánico	TBM	Picas de Corte /Cuchillas y Dientes de Corte		Mecánico
	Escudo Abierto Soporte Mecánico	PFM	Rozadora /Back hoe		Aire Comprim
	Escudo Cerrado Aire Comprimido	TBM	Picas de Corte / Cuchillas y Dientes de Corte		
	Escudo Abierto Aire Comprimido	PFM	Rozadora / Back hoe/ Excavation Manual		
	Hidroescudo Cerrado	TBM	Discos de Corte / Picas de Corte / Cuchillas y Dientes de Corte		EPB
	Escudo Abierto con Bentonita	PFM	Rozadora /Cazo		
	Escudo EPB - EPB Especial	TBM	Discos de Corte / Picas de Corte/Cuchillas y Dientes de Corte		
	Escudo Combinado (MixShield, Polishield)				

2.3 Tuneladoras de roca dura

2.3.1 TBM - TOPOS

Siguiendo la exposición de (Herrenknecht, 2008) se describe a continuación las características principales de las máquinas para roca dura. Las tuneladoras de roca dura se conocen como T.B.M (Tunnel Boring Machine) (Maidl & Herrenknecht, 2012) o, en español, simplemente “Topos”.

Los elementos principales que forman un topo son dos, la cabeza de corte y la sección de anclaje, ésta última se compone a su vez por: un conjunto de zapatas de anclaje denominados codales (*grippers*), de los cilindros de empuje de la máquina y el Back up o carro estructural. Las primeras TBM con codales datan de 1856 en el Hoosac Tunnel en Massachusetts, USA. (Friant & Ozdemir, 1993) Un esquema tipo de estas máquinas se muestra en la figura 2.2.



- | | |
|----------------------------------|---------------------------------|
| 1. Rueda de corte para roca | 6. Cinta transportadora |
| 2. Rodamiento principal | 7. Accionamiento rueda de corte |
| 3. Escudo para la rueda de corte | 8. Soporte delantero |
| 4. Kelly interior | 9. Soporte trasero |
| 5. Kelly exterior | 10. Motor eléctrico |

Figura 2.2: Esquema de un Topo. (Cardona, 2008).



Figura 2.3. Cabeza de corte, y carro estructural de una tuneladora Topo. (Wirth-erkelenz,2009).

Su desarrollo inicial se orientó a resolver la construcción totalmente mecanizada de los túneles hidráulicos, en los que la sección circular de excavación resulta apropiada. (Cardona, 2008). Los diámetros de excavación más utilizados están comprendidos entre los 6 y los 13m. Las tuneladoras de roca dura son máquinas muy robustas, Los aspectos principales de su forma de trabajar, son los siguientes.

1. Excavación: La excavación del terreno se realiza empujando contra él una cabeza de corte donde se montan discos de metal duro que producen la rotura del terreno. En la figura 2.3 se ve un Topo en el que se distinguen una cabeza de corte y su back up. Para poder absorber la reacción de la cabeza cortadora y avanzar, estas máquinas disponen de unos codales como los que se ilustran en la figura 2.4, que son las zapatas que apoyan la máquina contra la roca y deben soportar la fuerza de empuje necesaria para el avance del topo.



Figura 2.4. Vista de un codal, galería experimental de Tarifa. (Sáenz, 2007).

2. Carga y transporte de escombros: La carga del terreno excavado se realiza mediante unos cangilones, incorporados en la cabeza cortadora. Cuando gira la cabeza, los cangilones llegan a la posición más alta, vertiendo los escombros sobre la canaleta que los conduce a una cinta transportadora situada en el eje de la maquinaria. Esta cinta lleva dichos escombros hasta vagonetas, para su posterior transporte al exterior del túnel.
3. Sostenimiento y revestimiento: En roca, el sostenimiento se suele hacer mediante sistemas de bulones, cerchas y hormigón proyectado. Sin embargo, cuando el terreno es de buena calidad, el acabado perfecto que tiene la excavación con tuneladora permite prescindir de algún tipo de sostenimiento. Cuando se considera necesario colocar un revestimiento, este se hace a base de hormigón, normalmente encofrado aunque también se emplea a veces, proyectado.

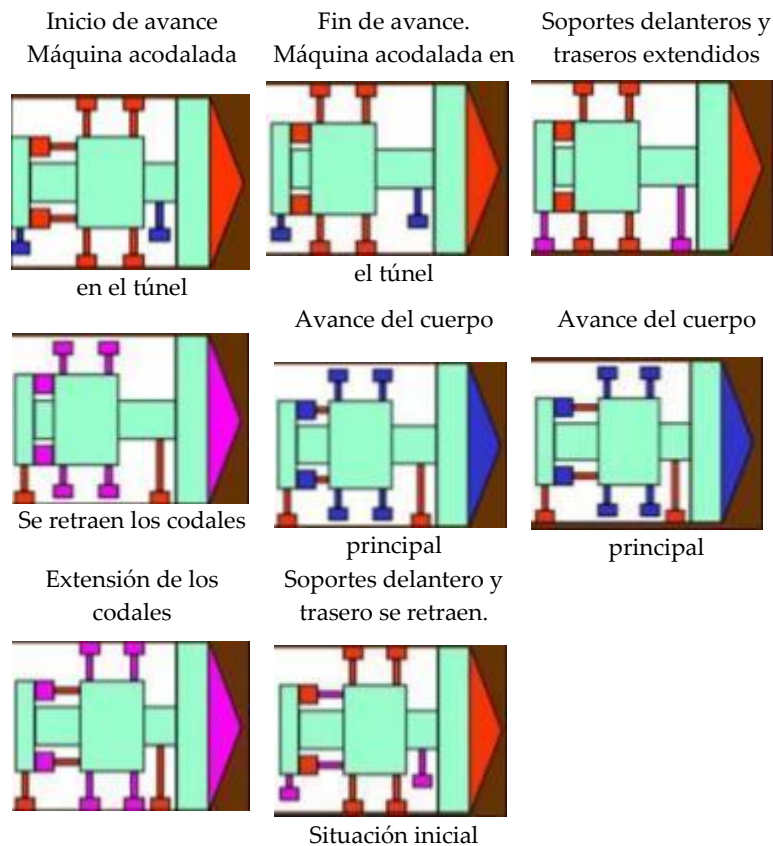


Figura 2.5: Esquema de avance de un Topo. (Cardona, 2008).

4. Método de avance: El funcionamiento de un topo comprende ciclos de trabajo y en cada uno de ellos se llevan a cabo 5 tareas bien diferenciadas que se esquematizan en la figura 2.5:
- La máquina es acodalada en el túnel. Comienza la excavación.
 - Los cilindros de empuje del cabezal de corte llegan al final de su carrera. Se para la excavación.
 - Los soportes delanteros y traseros se extienden y se retraen los codales. El cuerpo principal de la máquina o Kelly exterior se desliza suavemente hacia delante.
 - La máquina se alinea usando el soporte trasero.
 - Los codales son extendidos y los soportes recogidos. La máquina está lista para iniciar un nuevo ciclo.

El rango de aplicación de los Topos, desde el punto de vista de las características del terreno tiene un límite superior y otro inferior. (Cornejo A., 1988). El superior está dado por la posibilidad de fragmentar la roca para su excavación. Viene condicionado por la resistencia a compresión simple de la roca intacta y por el contenido en cuarzo o minerales equivalentes. Para contenidos en cuarzo del orden del 60% y una resistencia a compresión de 200-250 Mpa, las tuneladoras comienzan a estar en el límite superior de sus posibilidades (Maidl & Herrenknecht, 2012). En cuanto al límite inferior, el hecho de que estas máquinas deban apoyar los codales en el terreno, impone un valor mínimo de resistencia del terreno para que la máquina pueda avanzar.

Dentro de la tipología de Topo, se han desarrollado variantes, tales como:

- El topo ensanchador es, como su propio nombre indica, aquel topo que se utiliza para agrandar túneles y así evitar las consecuencias de las fuerzas de agarre de los codales en la excavación finalizada, ya que los topos ensanchadores tienen los codales delante de la rueda de corte.
- Los topos para planos inclinados están especialmente diseñados para la realización de túneles con pendientes mayores de 10% y que han llegado al 50%. Estos topos han sido utilizados en la construcción de funiculares subterráneos a estaciones de esquí, túneles de centrales eléctricas, minas, etc.

2.3.2 TBM TOPOS con soporte perimetral

Los topos se caracterizan por tener una cabeza de corte muy esbelta, normalmente con una longitud de unos 5 m y por presentar una protección liviana de la superficie perimetral de excavación. Esto se debe a que estas máquinas normalmente se utilizan en terrenos de buena calidad los que acostumbran a comportarse como autoestables.

Algunas tuneladoras TBM que se han construido posteriormente han evolucionado para utilizarse en terrenos de calidad media e incluso mala, sin variar sustancialmente su concepto. Una primera evolución fue la incorporación de una prolongación de la estructura metálica en la zona de la clave, mediante platinas. En estas máquinas la longitud de la cabeza de corte, con la incorporación de la estructura metálica de protección, suele ser de unos 7 m, con lo que se les diferencia externamente muy bien de las TBM clásicas, tal como se aprecia en la figura 2.6.



Figura 2.6. T.B.M. con escudo. (Eberhardt, 2008).

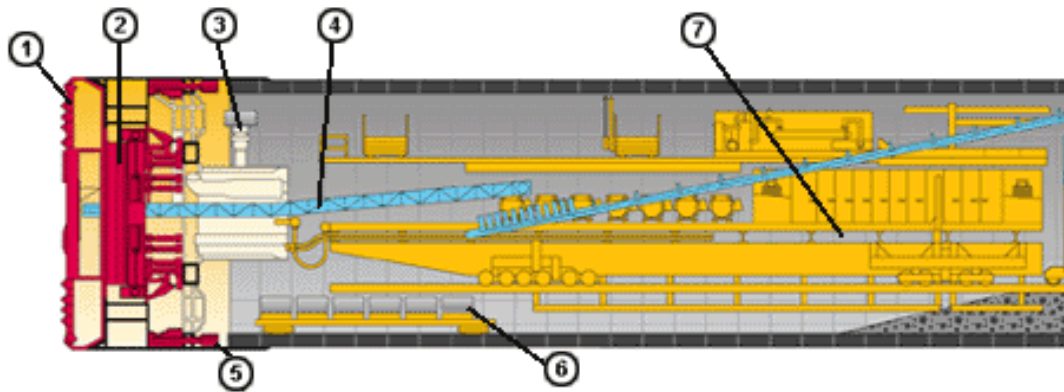
Esta idea se desarrolla por completo en las llamadas TBM con escudo. Finalmente, la evolución más intensa en este sentido se da en los Dobles Escudos que combinan el sistema de codales, que les apoyan en el terreno, con el de cilindros de empuje sobre dovelas. (Friant & Ozdemir, 1993).

En los apartados siguientes se presentan las características más destacadas de las T.B.M. con escudo y de los dobles escudos.

2.3.3 TBM TOPOS con escudo

Los Topos con escudo o topes escudados son máquinas construidas uniendo la cabeza de corte de una TBM topo a la estructura de un escudo abierto. Son utilizados en las mismas condiciones geológicas que los topes. Estos topes escudados se diferencian muy poco en la rueda de corte y en el sistema de extracción del escomburo de los topes estándar. Sin embargo, son totalmente diferentes en el sistema de propulsión y en el escudo de protección. La ventaja fundamental que ofrece el topo escudado con relación al topo estándar es la seguridad, debido a que la excavación y el sostenimiento del túnel se llevan a cabo dentro del escudo protector, eliminándose el riesgo que se corre en las instalaciones libres de sostenimiento.

Otra ventaja importante que ofrece el topo escudado es que permite incorporar un sistema erector de dovelas para colocar el revestimiento definitivo del túnel. De este modo con la colocación de las dovelas prefabricadas de hormigón armado el túnel queda totalmente finalizado tras el paso de la tuneladora. Estas máquinas extraen las tierras excavadas mediante cangilones incorporados en la cabeza de corte que descargan, por gravedad, en una cinta transportadora. La figura 2.7 nos ilustra un esquema de una máquina Topo con Escudo.



- | | |
|--------------------------|-----------------------------|
| 1. Rueda de Corte. | 5. Cilindros de empuje. |
| 2. Accionamiento. | 6. Dovelas. |
| 3. Erector de dovelas. | 7. Cuadros de distribución. |
| 4. Cinta transportadora. | |

Figura 2.7: Topos con escudo. (Cardona, 2008).

Los Topos con escudo avanzan mediante cilindros de empuje que se apoyan sobre las dovelas, de la misma forma que lo hacen los escudos y, consecuentemente, no disponen de los sistemas de codales típicos de los Topos.

2.3.4 Dobles escudos

En las TBM con escudo el proceso de excavación ha de interrumpirse cuando se colocan las dovelas, debido a que no se pueden utilizar los cilindros de empuje como reacción. Para evitar este problema y conseguir dedicar a la excavación la mayor proporción posible del ciclo de trabajo, Carlo Grandori desarrolló el concepto de una TBM con doble escudo y en colaboración con Robbins y la empresa italiana SELI fueron pioneros en su implementación en campo para el túnel de Sila de 4,32m de diámetro (Maidl y otros, 2008) (Dowden & Cass, 1991). Los dobles

escudos son tuneladoras con características mixtas entre el topo y el escudo. La característica principal es que está dotado de dos sistemas de propulsión independientes donde el primero de éstos corresponde al sistema de propulsión del escudo y el segundo al del topo (Dowden & Cass, 1991). Estas máquinas incorporan tanto los cilindros típicos de los escudos como los codales propios de los Topos. Tanto los codales como los cilindros de empuje están protegidos por dos estructuras metálicas que son dos auténticos escudos, disposición que da nombre a este tipo de tuneladoras..

El doble escudo, como el de la figura 2.8, es un escudo telescópico articulado en dos piezas que proporciona un sostenimiento continuo del terreno durante el avance del túnel. (AFTES, 2000).

El escudo delantero: Sirve como estructura soporte de la cabeza de corte, contiene el rodamiento principal, la corona de accionamiento y los sellos interno y externo.

El escudo trasero: o escudo de anclaje, incorpora las zapatas de los codales operables a través de ventanas. En su parte posterior incorpora el erector de dovelas y los cilindros de empuje para la propulsión en modo escudo normal.

Las distintas posibilidades de trabajo que ofrecen los dobles escudos permiten conseguir unos rendimientos próximos a los de los topos, que los topos escudados no podrían conseguir. Los dobles escudos permiten realizar túneles a través de terrenos con geología cambiante e inestable que los topos no podrían realizar. El escudo posterior es de menor diámetro que el del frente y, mediante unos cilindros hidráulicos, pueden deslizarse por el interior del escudo delantero, de tal forma que se consigue una protección total del área de trabajo.

Utilizando los codales o los cilindros de empuje, los dobles escudos, teóricamente, pueden excavar todo el tiempo que la máquina esté disponible. En cambio, esta potencialidad es difícil que pueda llegar a manifestarse plenamente; puesto que, cuando el terreno es de mala calidad, los codales no pueden proporcionar la reacción necesaria para empujar la cabeza de corte. Otra ventaja de estas máquinas es la posibilidad de colocar dovelas en los tramos de terrenos de media y mala calidad; mientras que en los terrenos de buena calidad el sostenimiento y revestimiento se pueden hacer con otros medios. A pesar de ello, normalmente resulta más económico y rápido ejecutar el revestimiento con dovelas que combinar éstas con un encofrado tradicional.

Las desventajas (Lopez Gimeno, 2003) que presentan los dobles escudos son los siguientes:

- Al ser su longitud bastante mayor que la de los Topos o incluso que la de los Topos escudados, el riesgo que tienen los dobles escudo de quedar atrapados en las zonas de falla es mucho mayor. El ejemplo más importante y claro lo constituyen los dos dobles escudo de 11,8 m de diámetro, que permanecieron atrapados durante más de un año en los túneles gemelos de Pinglin (Taiwan), (Wallis, 1998).



Figura 2.8: Doble escudo: Túneles de Guadarrama. España. (Celada, 2008).

- Dada su mayor longitud, respecto de los otros tipos de tuneladoras, para un diámetro de excavación dado, los dobles escudos trazan curvas de radio superior frente a los que se pueden lograr con los otros tipos de tuneladoras.
- Debido al efecto telescópico entre el escudo delantero y el posterior, el espacio que queda entre el extradós de las dovelas y el terreno es sensiblemente superior al de las T.B.M con escudo.

2.3.5 Escudos abiertos: rozadoras o minadoras

Seguimos en este apartado la descripción de (Lopez Gimeno, 2003). Las máquinas rozadoras o minadores son máquinas de ataque puntual que excavan mediante una cabeza giratoria, dotada de herramientas de corte que incide sobre la roca. La cabeza se sujeta de un brazo monobloque o articulado, además, la máquina cuenta con un sistema de recogida y transporte del material que lo evacua desde el frente de arranque hacia la parte trasera de la misma. Todo el conjunto va montado sobre un chasis móvil de orugas. El campo de utilización de las rozadoras va desde suelos no cohesivos hasta rocas con resistencia a la compresión inferior a 70 MPa. Por lo general la mayoría de los escudos abiertos dotados con brazo rozador permiten el intercambio con un brazo excavador.

La extracción del escombros, se lleva a cabo primero mediante la retirada del material del frente de excavación, que puede realizarse, bien con cinta transportadora o bien a través de un tornillo sinfín y luego, mediante el transporte del escombros hasta el pozo de ataque, pudiéndose utilizar un sistema de vagoneta o con cinta transportadora. (Dowden & Cass, 1991).

Los componentes principales de estas máquinas, son: el chasis y el tren de rodaje, el brazo, el dispositivo de giro, el equipo eléctrico, el sistema hidráulico, la cabeza de corte y el sistema de recogida y carga. El chasis sirve de soporte y elemento de ensamblaje de los distintos órganos de la máquina, está montado sobre orugas que garantizan la estabilidad y permiten el desplazamiento. El brazo está compuesto, además de por el propio elemento estructural, por el motor, el reductor de ruedas dentadas epicicloidales o planetario, directamente acoplado y la cabeza de corte. La vibración del brazo durante el corte depende de su estabilidad global, tanto vertical como horizontal, la estabilidad afecta al corte ascendente y en elevación depende de la longitud en voladizo del brazo. La estabilidad lateral depende de la anchura de la base del montaje del brazo sobre el dispositivo de giro. El movimiento horizontal del brazo se efectúa por dos cilindros hidráulicos de movimientos opuestos, y el movimiento vertical por dos cilindros hidráulicos que actúan sobre el soporte del brazo rozador. En cuanto a la cabeza de corte, se distinguen dos sistemas de trabajo, según la configuración geométrica y movimiento de la cabeza de corte:

Cabeza de eje longitudinal o axial (Milling). En este diseño el eje de giro es perpendicular al frente de excavación, las picas están montadas sobre una hélice distribuidas en forma semejante a la de un sacacorchos, como se ilustra en la figura 2.9a. Si se mira la máquina desde detrás, la cabeza parece girar en sentido antihorario, durante el trabajo en arco ascendente sólo una pica permanecerá en el plano aproximado de la sección transversal. La fuerza de corte se aplica lateralmente por lo que no se aprovecha todo el peso del equipo como fuerza de reacción. En rocas duras se ha de disponer de unos gatos o cilindros hidráulicos de apoyo para absorber los momentos de giro producidos por el brazo de corte.

Cabeza de eje transversal (Ripping). Las cabezas giran alrededor de un eje paralelo al frente. Intervienen tres fuerzas en el arranque por parte de las herramientas. Si se mira a la máquina

desde la parte posterior la cabeza parece girar hacia adelante alejándose del observador. Se ilustra en la figura 2.9b.

El motor que acciona la cabeza de corte proporciona el par de corte. La fuerza horizontal se ejerce con el giro del brazo y la fuerza vertical con el peso del minador. El par de corte y la fuerza vertical aplicados en las picas realizan los surcos en el terreno, mientras que la fuerza horizontal provoca la rotura de la roca entre ellos. Si el terreno es blando, las picas penetran con facilidad y varios útiles cortan simultáneamente, consiguiéndose un rendimiento elevado, si por el contrario, la roca es muy dura en cada instante solamente una pica está en contacto con el frente, aprovechando así toda la potencia del motor de corte, todo el peso de la máquina como fuerza de reacción y toda la fuerza de giro del brazo.



Figura 2.9. a: Cabeza de corte axial (Milling)

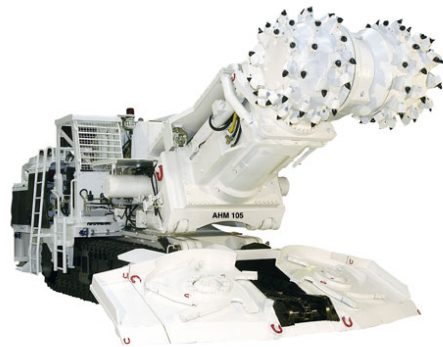


Figura 2.9 b Cabeza de corte transversal (Ripping)

(Directindustry, 2008).

Las ventajas de éstas máquinas frente a las máquinas integrales de excavación (tuneladoras) se pueden enumerar de la siguiente manera (Dowden & Cass, 1991):

- Flexibilidad y maniobrabilidad (pueden realizar distintas secciones, cambios de trazado, excavaciones transversales a la principal, etc).
- No se precisan grandes espacios para el montaje y desmontaje al inicio y final de obra.
- Son más accesibles para el mantenimiento en el frente o cabeza que una tuneladora.
- Conllevan menor coste de capital.
- El frente queda ventilado más rápidamente.

2.4 Tuneladoras de suelo

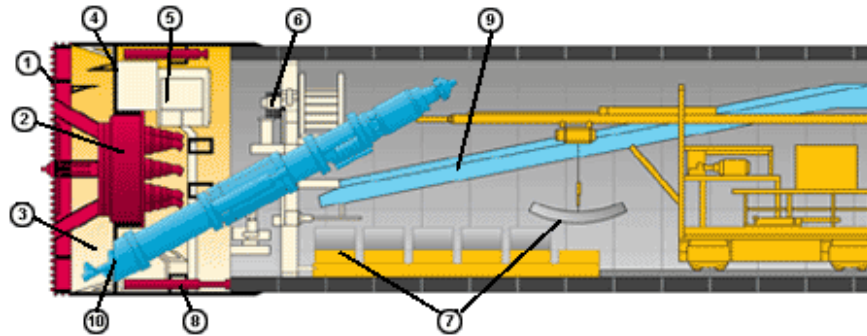
2.4.1 Escudos de presión de tierras. EPB

Los Escudos de Presión de Tierras, también llamados tuneladoras EPB (Earth Pressure Balanced), se han inventado para resolver el problema que plantea la estabilidad del frente de excavación en suelos y rocas blandas. (Robbins, 2000).

A continuación se describe su funcionamiento según la exposición de (Maidl B. , 1996) que han seguido también numerosos autores en lengua española (UTE Intraesa, Tec 4, 2001) (Oteo Mazo, Rodríguez Ortiz, & Mendaña Saavedra, 2003), (Maynar, Mendaña Saavedra, & Trabada Guijarro, 2000), (Cardona, 2008) y a partir de la cual se han hecho variadas traducciones.

La tipología de las máquinas EPB, representada en la figura 2.10 se desarrolló buscando lograr un sistema de trabajo continuo, sobre la base de tres ideas básicas:

- Estabilizar el frente con un material a presión, que es el propio escombros excavados, una vez convertidos con productos de adición en una mezcla de consistencia viscoplástica.
- Lograr que la mezcla tenga la consistencia adecuada para ser transportable por cinta y vagón.
- Lograr que esa mezcla se pueda extraer sin perder la presión en el frente.



- | | |
|--------------------------------|-----------------------------|
| 1. Rueda de Corte. | 6. Erector de dovelas. |
| 2. Accionamiento. | 7. Dovelas. |
| 3. Cámara de excavación. | 8. Cilindros de propulsión. |
| 4. Sensor de presión. | 9. Cinta transportadoras |
| 5. Exclusa de aire comprimido. | 10. Sinfín de extracción. |

Figura 2.10: Esquema de una EPB. (Cardona, 2008).

La cabeza lleva, en su cara frontal, las herramientas de corte y las toberas de los productos de adición y, en su interior o cámara, los dispositivos de homogeneización y preparación del terreno excavado para su extracción en forma de masa plástica. El escudo intermedio, cuya parte anterior es una estructura metálica “mamparo” que soporta toda la presión de la cámara, lleva los componentes de accionamiento de la máquina, así como el mecanismo para transmitir el movimiento de la rueda, que comprende la corona de entrada y sus rodamientos de apoyo: a ese conjunto se le suele denominar “cojinete principal” de la máquina. Por último, en la parte posterior o cola del escudo se desarrolla todo el montaje de los anillos de revestimiento. En general para facilitar el trazado en curva, la junta entre el escudo y la cola está articulada.

Para controlar la estabilidad del frente del túnel los Escudos de Presión de Tierras amasan los terrenos excavados manteniendo la presión en el frente mediante unos cilindros hidráulicos que empujan la cabeza de corte. La estabilización del frente se logra manteniendo la cámara llena de la mezcla. La fuerza de los cilindros de propulsión, transmitida a través del mamparo estanco, actúa sobre la tierra plastificada en la cámara de extracción, consiguiendo así un equilibrio de fuerzas y evitando derrumbes del frente.

El par de giro de la rueda de corte hace posible la excavación mecánica del terreno, venciendo a la vez los rozamientos de la cabeza contra el frente. El volumen de terreno excavado que entra en la cámara, substituye al equivalente que ha de extraerse de la misma sin pérdida de presión. Dicha extracción se hace por medio de un tornillo sin fin, que vierte el escombros a las cintas transportadoras, las que a su vez, o bien vuelcan en los trenes de vagones, o bien se continúa la secuencia de transporte por cinta a lo largo del túnel hasta depositar en el pozo de tierras.

Los Escudos de Presión de Tierras se apoyan sobre el revestimiento del túnel que está constituido por anillos de dovelas. Este apoyo se realiza mediante cilindros hidráulicos que, tal como se muestra en la figura 2.11, constituyen un auténtico anillo de empuje en la parte posterior del escudo.



Figura 2.11. Cilindros de empuje. Túnel AVE Tramo Montcada i Reixac (Foto de la autora, 2010).

Rango de aplicación de las EPB: Según (Maidl B. , 1996) Los escudos de presión de tierras se pueden utilizar en la mayor parte de los terrenos que pueden presentar inestabilidades si bien tienen ciertas limitaciones por lo que en determinados casos necesitan ser dotados de características específicas. En terrenos especialmente arenosos o con una fracción de gravas, importante será necesario mejorar las condiciones de plasticidad para conseguir una consistencia adecuada en el terreno que llena la cámara frontal.

Siguiendo el análisis de diversos autores (Herrenknecht (2004), EFNARC (2001), Milligan (2000)) se incluye en varios de los proyectos constructivos de L9 del metro de Barcelona la siguiente gráfica de la figura 2.12 que propone un rango de utilización apropiado de máquinas tuneladoras EPB en función de la granulometría del material a excavar

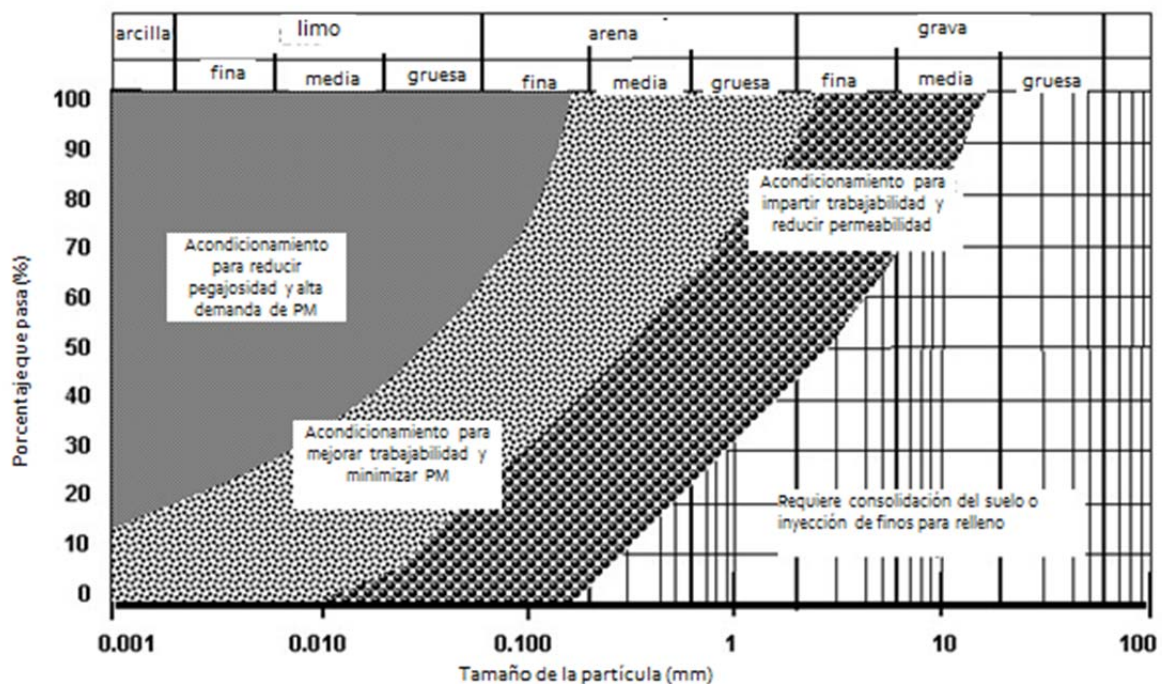


Figura 2.12: Rango de aplicación de las EPB. (EFNARC, 2005).

En la figura se observa un aumento del rango de utilización gracias al empleo de aditivos.

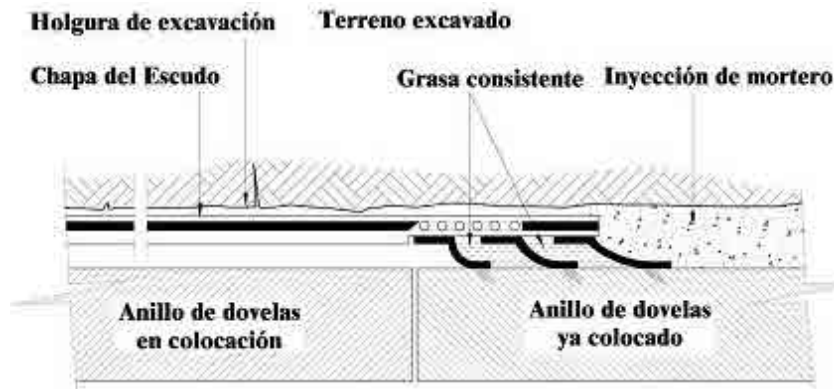
Según indica (Maidl U. , 2007) Las EPBs son apropiadas en suelos arcillosos-limosos y limo-arenosos de consistencia pastosa y blanda, con un contenido de finos superior al 25%-30%. El terreno excavado, raras veces posee de manera natural, estas características que le permitan ser fácilmente moldeado y confinado a nivel de la presión deseada en la cámara. De allí que, en la mayoría de los casos, el terreno debe ser acondicionado adecuadamente formando la mezcla idónea y para ello se incorpora al escombros del frente suspensiones en agua de arcillas y/o espumas o polímeros en cantidades limitadas para lograr la homogeneidad de una mezcla de relativa baja resistencia al corte, de baja permeabilidad y comportamiento elástico. Las adiciones se inyectan en la rueda de corte y en la cámara de excavación. La cantidad de agua en el terreno debe situarse entre un 20 – 30%. Por debajo de 20% la mezcla de terreno – agua es difícil de moldear y por encima de este rango la mezcla es demasiado líquida, con posibles problemas de estanqueidad en el tornillo sin fin (EFNARC, 2005). Desde el tabique estanco se puede añadir agua en caso de necesitarlo. La espuma es una mezcla de aire y agua con tensoactivo, éste último es un producto capaz de producir burbuja como el jabón, se caracteriza por su buena estabilidad bajo presión y en el tiempo. Los polímeros son productos constituidos de moléculas de cadenas largas, que aportan resistencia a la burbuja. La selección del tipo de estos aditivos depende principalmente de la clase de terreno y de las características de la tuneladora. (AFTES, 2000).



Figura 2.13. Tuneladora de La Almudena. Madrid. (Barqueros, 2009).

Estas máquinas disponen de una estructura metálica que aísla totalmente la excavación realizada del terreno y permite colocar el revestimiento sin que exista interferencia alguna por parte del terreno excavado. De esta forma, físicamente un Escudo de Presión de Tierras tiene, externamente, el aspecto de un cilindro metálico; tal como se muestra en la figura 2.13.

Dado que el anillo de dovelas se arma completamente dentro del escudo, es necesario que el diámetro exterior del escudo sea mayor que el diámetro externo del anillo de dovelas. De esta forma, al ir avanzando el escudo, los anillos de dovelas, ya montados, salen del interior del escudo dejando un espacio entre su superficie externa y el terreno excavado. Este espacio, que normalmente está comprendido entre 20 y 25 cm, (Guglielmetti, Grasso, Mahtab, & Xu, 2008) ha de ser rellenado; puesto que, en caso contrario, conllevaría en poco tiempo, un incremento de varios centímetros de la subsidencia que afectaría a la superficie.



a) adaptado de (UTE Intraesa, Tec 4, 2001)



b)

Figura 2.14. a) Esquema de junta de grasa y disposición de los cepillos, b) Ejemplo de cepillos. Túnel de prolongación de FGC. Terrassa. (González, 2009).

Con el objetivo de que el mortero inyectado no invada la zona de trabajo, protegida por el escudo, todas estas máquinas tienen en su cola un dispositivo denominado juntas de grasa. En la figura 2.14a se ve un esquema de la junta de grasa típica de un escudo constituida por tres filas circunferenciales de cepillos de acero, entre los que se inyecta grasa consistente para conseguir la estanqueidad.



Figura 2.15. Conductos de inyección de mortero al extradós de las dovelas. Túnel de prolongación de FGC. Terrassa. (foto de la autora).

En la figura 2.15 se observan en detalle los conductos de inyección de mortero para el extradós de las dovelas del escudo empleado en el Túnel de Ferrocarriles de la Generalitat de Catalunya (FGC) en la ciudad de Terrassa. Además de la presión de tierras en el frente y de la inyección de mortero a presión, en el extradós de las dovelas, es posible inyectar un lodo arcilloso en el espacio anular que existe entre la chapa del escudo y el terreno. Esta inyección de arcilla puede servir tanto para minimizar las fuerzas de rozamiento que se oponen al avance del escudo, como para mantener el terreno confinado y disminuir al máximo la subsidencia en la superficie exterior.

Cuando el Escudo de Presión de Tierras se detiene, en general, la presión en el frente no podrá eliminarse; ya que, si la presión desapareciese, el frente se volvería inestable y en consecuencia colapsaría. Por ello cuando es necesario revisar los escudos se utiliza aire comprimido para mantener la presión en el frente. En estas condiciones, para acceder al frente, el escudo dispone de un sistema de esclusas, para permitir el paso de personas, así como un mecanismo para poder cerrar la entrada de tierras al mecanismo de extracción. En la figura 2.16 se ve el detalle de un tornillo de extracción de un escudo y del dispositivo de cierre para mantener la presión en el frente en caso de parada.

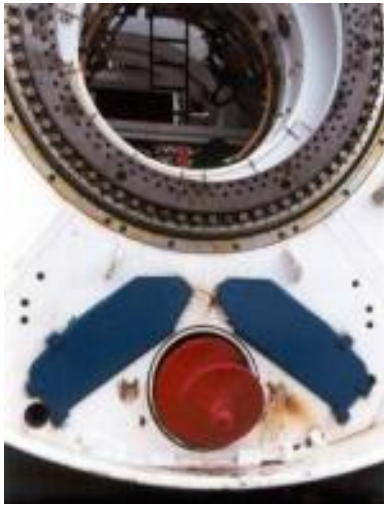


Figura 2.16. Tornillo de extracción y dispositivo de cierre. (Sáenz, 2007).

También disponen de un puesto de mando desde el que se controla la trayectoria de la tuneladora en el proceso de ejecución del túnel y los parámetros que definen su funcionamiento.

De los dos parámetros básicos de la rueda de corte: Empuje y Par Motor o Par de Giro de la rueda, el más importante es éste último, ya que en caso de diseño insuficiente, es muy difícil de corregir. En cambio, el Empuje se puede incrementar, dentro de ciertos límites, aumentando la presión de trabajo de los cilindros. Por otra parte, el accionamiento de la rueda de corte puede hacerse con motores eléctricos de frecuencia variable o mediante un sistema hidráulico.

En la figura 2.18 se puede ver el remolque posterior del escudo empleado en la construcción del túnel de la L9 de Barcelona.

Todos los Escudos de Presión de Tierras disponen de una grúa móvil, llamada erector, que permite manipular las dovelas para armar el anillo completo. Actualmente la mayor parte de los erectores manipulan las dovelas sujetándolas mediante un sistema de succión, al igual que los sistemas de elevación necesarios para descargar las dovelas que llegan al escudo para ser colocadas. En la figura 2.17 se enseña la colocación de dovelas en una EPB. Los Escudos de Presión de Tierras tienen unas instalaciones auxiliares, que van unidas en un conjunto de remolques, también llamados back up, arrastrados por el propio escudo. La longitud del conjunto escudo e instalaciones remolcadas oscila entre 120 y 180 m.



Figura 2.17: Colocación de dovelas. (Cardona, 2008).



Figura 2.18. Vista del remolque posterior del escudo empleado en el túnel de L9, en Barcelona: Foto de la autora.

Por lo que se refiere a la ejecución de los trabajos que tradicionalmente componen el ciclo de avance durante la construcción de un túnel, los Escudos de Presión de Tierras trabajan de la siguiente manera:

1. Excavación: La excavación del terreno, se realiza con útiles de corte metálicos que están fijados en la cabeza de corte, tales como discos, picas, cinceles, rastreles, etc.
2. Carga y transporte de escombros: La extracción así como la carga primaria del terreno excavado se realiza mediante un tornillo de Arquímedes estanco, que vierte sobre las cintas del back up que alimenten el sistema de transporte.
3. Sostenimiento y revestimiento: Las funciones de sostenimiento están aseguradas por la presión de tierras en el frente además de por la propia estructura que impide al terreno entrar en el volumen excavado. El revestimiento lo constituyen siempre los anillos de dovelas de hormigón, armados bajo la protección de la estructura del escudo e inyectados con mortero en su extradós.

Para pesar el material excavado se emplean dos básculas que se ubican en la cinta del back-up, suelen tener un error máximo de pesada de $\pm 2,5\%$, la medida del peso que arrojan las básculas se suele considerar como peso bruto, del que hay que sustraer el peso de los agentes acondicionadores añadidos, luego se compara este valor resultante con el valor teórico o de referencia, las variaciones entre estos valores tiene su origen en que el peso de los escombros varían de acuerdo con el grado de compactación del material que hay dentro de la cámara, en este sentido, un buen control es la curva que relaciona avance-peso que, si mantiene una pendiente constante, sumado al peso total final, indica normalidad en la excavación. En el siguiente capítulo se profundizará más en detalle el estudio del control de los parámetros de operación de las EPB, por ser estas máquinas las que se emplearon preferentemente en las obras que se analizan en este trabajo.

2.4.2 Hidroescudo

La idea de soportar el frente de excavación con un fluido fué ensayado con éxito por primera vez en 1959 con el diseño de Elmer C. Gardner para suelos permeables y túneles de poco más de 3m de diámetro. En 1960, Schneiderei introdujo el concepto de soporte activo del frente con suspensión de bentonita. H. Lorenz patentó el efecto estabilizador de la bentonita bajo presión. El primer hidroescudo fue de 3,1m de diámetro y se utilizó en Japon en 1967. En Alemania, Ways & Freytag AG desarrollaron y emplearon el hidroescudo en 1974. (Maidl & Herrenknecht, 2012).

Los hidroescudos o escudos de bentonita, tal como se detalla en (Guglielmetti, Grasso, Mahtab, & Xu, 2008) utilizan la propiedad tixotrópica de los lodos bentoníticos para conseguir la estabilización del frente del túnel. Son máquinas adecuadas para trabajar en terrenos tales como arenas y gravas u otros materiales blandos y permeables bajo presión de agua que permiten la filtración de la suspensión de la bentonita (Maidl U. , 2007), con rango de valores de conductividad hidráulica entre 10^{-8} m/s y 10^{-2} m/s (EFNARC, 2005) en los que la inyección de lodos, además de colaborar a la estabilidad del terreno, ayuda al transporte mediante el bombeo de los productos de excavación. (Cornejo A., 1988). La velocidad del fluido de perforación en las tuberías de la suspensión de bentonita varía entre 1,5m/s y 3,7m/s. (Maidl U. , 2007).

Su esquema de funcionamiento se observa en la figura 2.19.

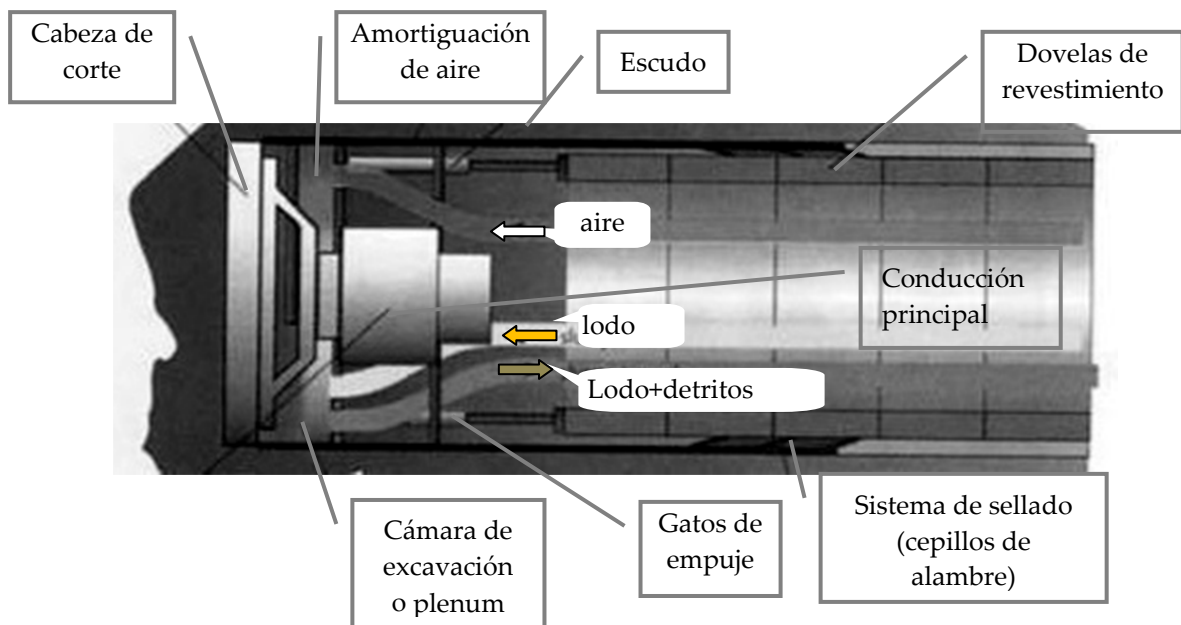
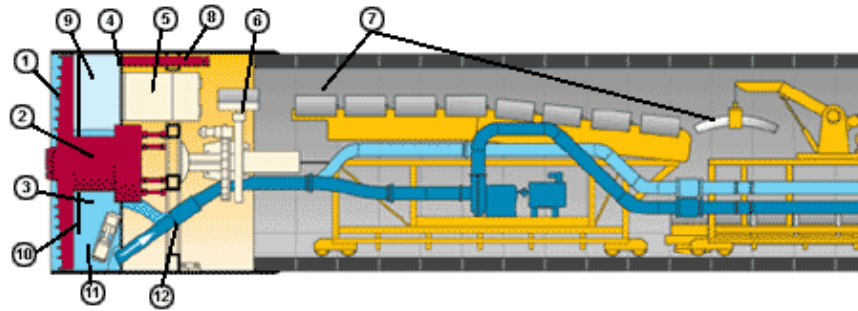


Figura 2.19: Hidroescudo. (Guglielmetti, Grasso, Mahtab, & Xu, 2008).

2.4.3 El escudo Mixto

Es un escudo muy polivalente. Su principio de funcionamiento consiste en perforar en diferentes tipos de geología con una misma máquina, pero con diferentes modos operativos. Funciona como hidroescudo, escudo con control de presión de tierra EPB, aire comprimido o escudo abierto. Se esquematiza en la figura 2.20.



- | | |
|--------------------------------|--------------------------------|
| 1. Rueda de Corte. | 7. Dovelas. |
| 2. Accionamiento. | 8. Cilindros de propulsión. |
| 3. Suspensión de bentonita. | 9. Burbuja de aire comprimido. |
| 4. Sensor de presión. | 10. Mamparo sumergible. |
| 5. Esclusa de aire comprimido. | 11. Machacadora. |
| 6. Erector de dovelas. | 12. Tubería de extracción. |

Figura 2.20: El escudo Mixto. (Cardona, 2008).

Su empleo en modo abierto (frente “sin presurizar”), se aplica para trabajar en los tramos de terreno competente, realizando la extracción de los escombros mediante cinta desde el interior de la cabeza. En modo EPB (frente “en presión de tierras”) se considera para trabajar en los tramos de terrenos inestables. Sin embargo, a la hora de llevar a la práctica esta capacidad para cambiar de un modo a otro puede resultar desventajosa, como comenta (Mendaña, 2008) para el caso de las máquinas tuneladoras empleadas en la Ampliación del Metro de Madrid. En aquel caso, la dificultad de determinar la aparición de frentes inestables, sumado al tiempo que se consume en la modificación de la configuración de la cámara de la tuneladora, de abierta a cerrada y viceversa, llevó a considerar la opción de trabajar con un solo modo, que fue en modo cerrado con extracción de escombros por tornillo, independientemente del frente que hubiere.

El medio de soporte y de transporte que se utiliza es fluido y consiste en una suspensión de bentonita. La mezcla agua/tierra/bentonita se trata en una planta separadora y la suspensión recuperada se vuelve a introducir en el circuito. Su rango de aplicación está en función de la granulometría (Herreknecht, 2007) y se ilustra en la siguiente gráfica de la figura 2.21:

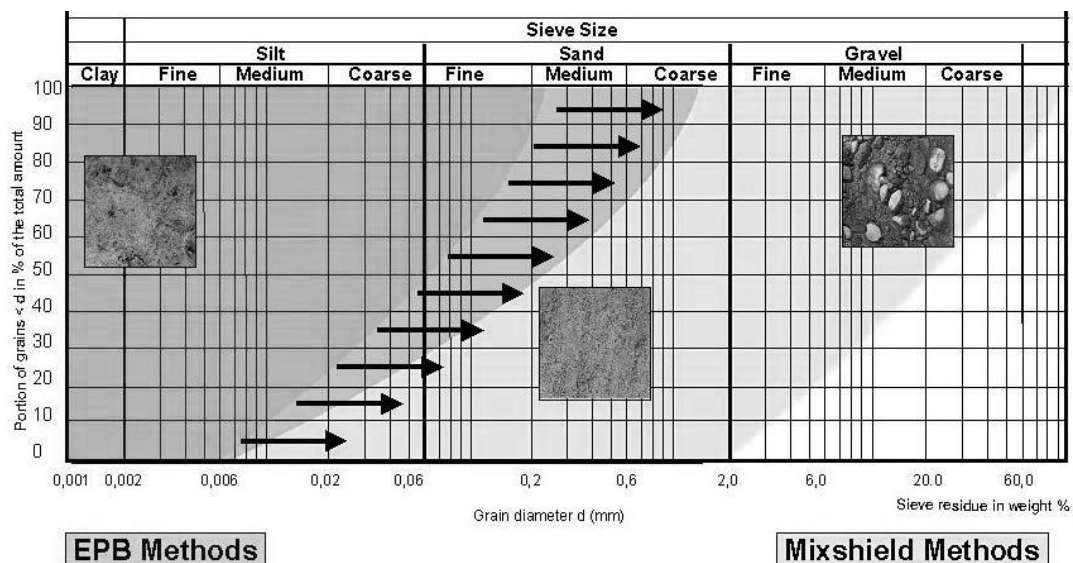


Figura 2.21: Rango de aplicación EPB y Mixshield. (Herreknecht, 2007)

2.5 Cabezas de corte

La cabeza o rueda de corte (*RDC*) es el punto débil del sistema de excavación mecanizada, debido a que es la parte de la máquina que está en contacto directo con el frente de excavación, y ante mayores desafíos ha debido enfrentar situaciones complejas de roca extremadamente dura y bolos, sumado a esto, las herramientas de corte cada vez son más robustas y soportan mayores cargas de empuje, que son transmitidas a la estructura de la rueda, por último, el aumento del diámetro en el diseño de túneles genera la necesidad de evaluar un equilibrio entre la esbeltez de la rueda y su seguridad estructural (Burger, 2006).

La Cabeza de corte es la parte móvil que realiza la excavación del terreno, constituye la parte delantera de las máquinas TBM, tienen tres funciones principales que se enumeran a continuación según se expone en (Lopez Gimeno, 2003):

- Soportar las herramientas de corte.
- Sostener el frente.
- Retirar el material excavado a la cámara de extracción.

En la figura 2.24 se enseñan varios diseños de las mismas. Las herramientas, normalmente se disponen en la cabeza de la máquina en forma de espiral o radial, (Burger, 2006) (ver figura 2.22) por lo que cada posición dista del centro de la rueda una luz diferente, para que al girar la rueda puedan describir círculos concéntricos prácticamente equidistantes y únicamente hay una concentración de herramientas en el centro de la cabeza (Dowden & Cass, 1991). Para la extracción de los escombros producidos, la cabeza incorpora además una serie de cangilones o rastreles situados en su periferia que recogen el escombros y lo elevan para su descarga en una cinta primaria.

En cuanto al número y tamaño de los útiles de corte con que se equipa una cabeza de corte, (Hood & Alehossein, 2000) indica que debe ser el menor número posible pero con el mas óptimo desarrollo. El desarrollo de una rueda de corte es la proyección sobre el diámetro de la misma de todas las posiciones de herramientas que contiene según su diseño. Esto se muestra en una vista lateral de la misma, como la de la figura 2.23 e implica disponer de tantos útiles como sean necesarios para obtener una forma de corte uniforme y continua por parte de los útiles de corte. Un estado óptimo del desarrollo de la rueda proporciona un funcionamiento suave y continuado de la máquina. El aumento del número de herramientas ocasiona un descenso en la eficiencia del corte y propulsión así como una mayor generación de polvo, mientras que la disminución en el consumo de útiles es mínima. Por otra parte, una reducción importante del número de herramientas tiene como consecuencia un mayor esfuerzo específico para los útiles actuantes, una reducción de su vida de servicio y la generación de vibraciones que son perjudiciales en la cabeza de corte.



Figura 2.22: Ejemplo de diseño en espiral de una rueda de corte. Doble escudo de Perthus (Mendaña, 2008)

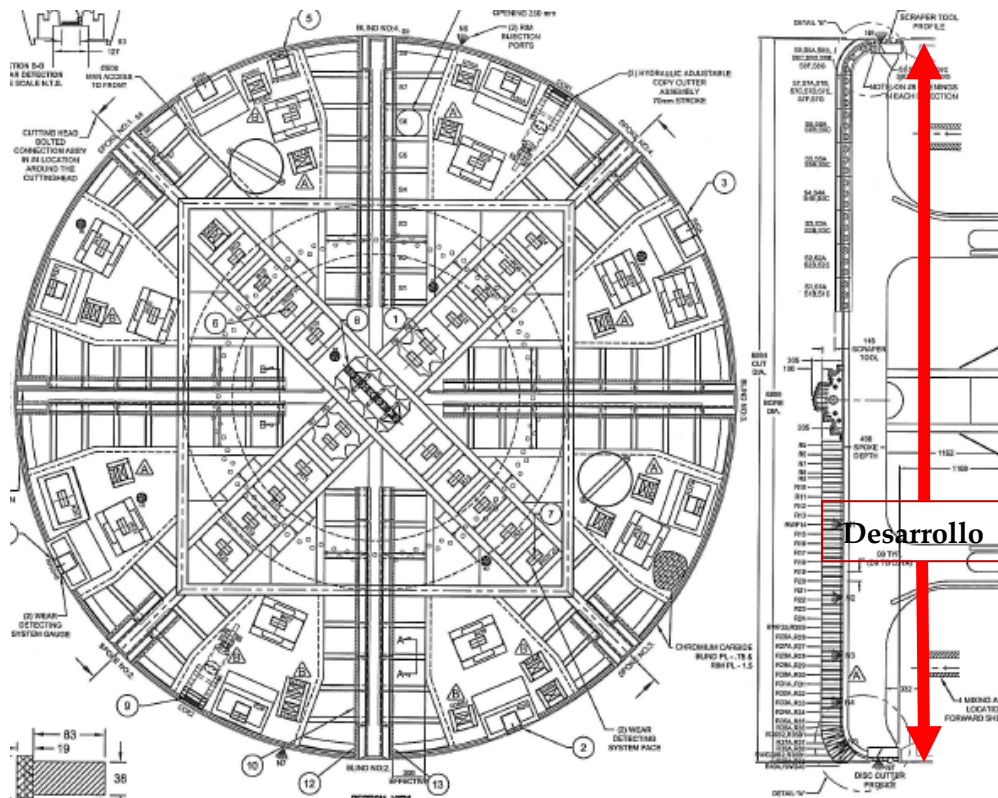


Figura 2.23: Vista frontal y desarrollo de una rueda de corte. (Lovat, 2007).

Los espacios abiertos por donde entra el material desde el frente hacia la cámara de tierras se llaman ventanas y el porcentaje de superficie que representan respecto de la superficie total de la rueda se diseña en función del tipo de material a excavar (Burger, 2007). En determinados casos, si se prevén cambios en las características del terreno estas ventanas se pueden modificar a fin de reducir el porcentaje de apertura. En función de sus ventanas, las ruedas de corte pueden adoptar diferentes tipologías, desde abiertas, pasando por mixtas hasta cerradas. Las cabezas cerradas tienen aberturas que varían entre el 25% y el 35% respecto de la superficie total de la rueda. (Burger, 2006).

Se deben considerar dos situaciones diferentes respecto a la cabeza de corte para situaciones de suelo y roca blanda (Burger, 2007):

- Frente estable con poca o nula presencia de agua, y por encima del nivel freático.
- Frente de túnel inestable y con posible presencia de agua freática.

En el primer caso, pueden emplearse tanto una cabeza abierta a sección completa, como una rozadora, en ambos casos para situaciones eventuales de poca presencia de agua o paradas de la máquina se puede disponer de soporte mecánico o aire comprimido. (Burger, 2007).

En el segundo caso se requiere un soporte del frente activo o “positivo” durante todo el ejercicio de la excavación, paradas de la máquina y acceso al frente de la rueda, lo que obliga a trabajar con una rueda de corte cerrada. Este es el caso de las EPB con soporte positivo del frente del propio material excavado acondicionado, o el caso de los hidroescudos con soporte positivo proporcionado por lodos bentoníticos. (Burger, 2007).

Para dar solución a situaciones en las que coexisten ambas condiciones de necesidad de soporte del frente se crearon las EPBMixto que pueden trabajar con la rueda de corte en modo abierto o cerrado.

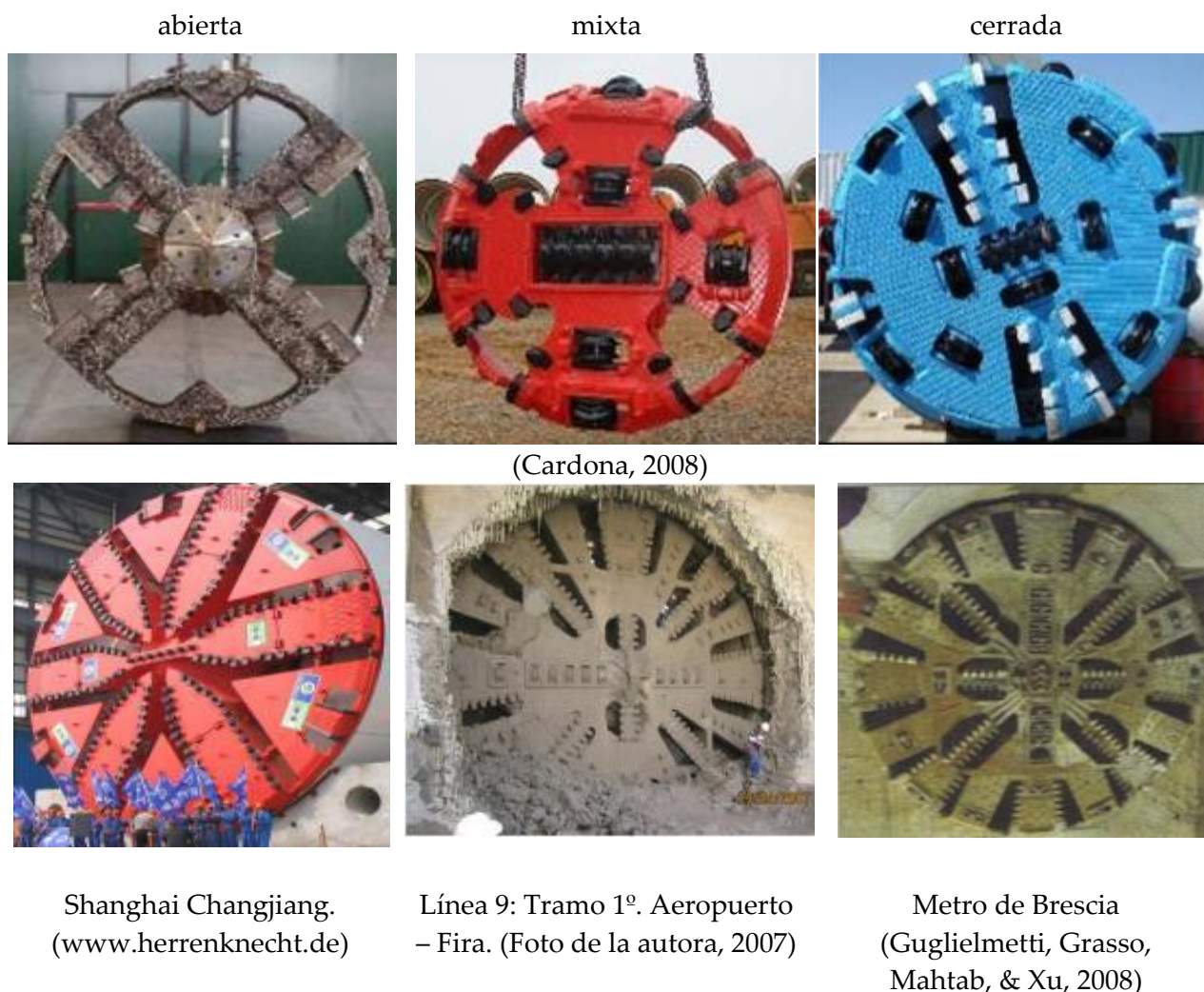


Figura 2.24: Tipos de Ruedas o Cabezas de Corte

Más importante que el porcentaje global de las aberturas es la de su ubicación o en otras palabras la relación de abertura a lo largo del radio de la rueda. Especialmente los centros de cabezales son las áreas más críticas por las conexiones e instalaciones que se disponen en ese

punto en los hidroescudos y aún más en las máquinas EPB. El material excavado que se acumula en el centro es muy denso y con poca dinámica de mezclado en máquinas EPB. En las máquinas de lodos esto puede ser compensado en cierta medida por los inyectores del centro de lavado que reducen la densidad en el área central. (Burger, 2007)

Siempre que sea posible el diseño de cabeza de corte tiene que evitar "esquinas muertas" que permiten al lodo pegarse a las paredes de la rueda y comenzar a generar taponamientos. Especialmente en el área central se convierte en un problema importante por el poco o nulo movimiento, de aquí la necesidad de disponer herramientas centrales que movilicen el material. Por esta razón, los discos en el centro deben ser muy activos y para ello se incluye la alimentación de la suspensión de lodo. Las líneas de aspiración han sido desarrolladas en los hidroescudos para proporcionar una mayor velocidad de la herramienta y de la dinámica en el centro. Con estas mejoras se ha logrado un aumento de la velocidad de extracción de hasta 30% en suelos cohesivos, al mismo tiempo que, el par motor de la cabeza de corte se ha reducido en aproximadamente un 25%. (Burger, 2007)

Otro ejemplo de la sensibilidad en los valores del Par motor con las herramientas de corte en el centro de la rueda lo presenta (Herreknecht, 2007) en el proyecto "4th Elbe River tunnel" en Hamburgo, Alemania, que se llevó a cabo con un escudo mixto de 14,2m de diámetro que debió perforar una geología mixta de bolos, gravas, arenas y limos, los bolos llegaron a alcanzar tamaños de hasta 1,2m de diámetro; donde se observa una clara reducción en un 36,7% del Par motor al contar con una herramienta de corte central activa. (Herreknecht, 2007).

La idea básica de una rueda central independiente se ha diseñado por primera vez en la EPBM de 15,2 m de diámetro para el proyecto de M30 en Madrid, España (Figura 2.25). La rueda interior y exterior, tienen unidades completamente independientes y pueden girar a diferentes velocidades y en diferentes direcciones. Así, el centro de la rueda con menor diámetro (7 m) proporciona una mayor velocidad de la herramienta central y la mezcla dinámica en el área de la cara interna de esta EPBM gigante. (Burger, 2007).

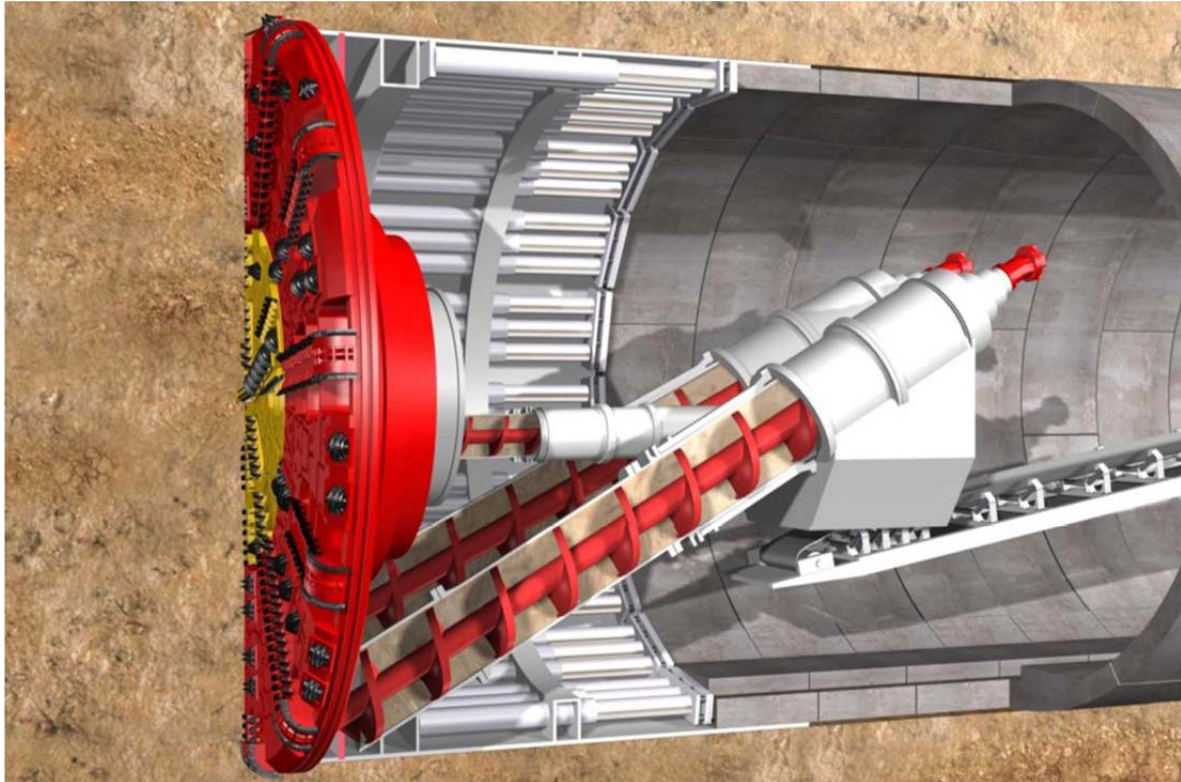


Figura 2.25: Escudo Mixto Proyecto M30, Madrid.. (Herreknecht, 2007).

Nótese que en esta máquina se instalaron 3 tornillos de Arquímedes para la extracción del material.

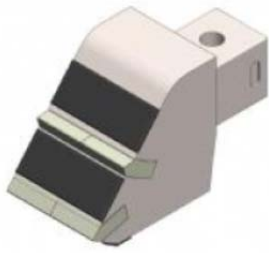
2.6 Útiles de corte: Morfología

Las herramientas de corte son las encargadas de efectuar la rotura del terreno al concentrar en un punto del frente la energía desarrollada por la máquina. Estos útiles, mediante los cuales se realiza la excavación mecánica de las rocas y suelos, son los que se encuentran, en definitiva, en contacto directo con el medio a excavar.

Una primera distinción de los útiles de corte puede establecerse teniendo en cuenta su relación con la rueda de corte:

- Herramientas fijas: cuyo movimiento es completamente solidario con el de la RDC. En esta categoría se incluyen picas de fricción, cinceles, rastreles, etc.
- Herramientas con giros libres: Pueden tener un movimiento de rotación en torno a su eje que es independiente del movimiento de la RDC. En esta categoría se incluyen discos simples, dobles, etc.
- Herramientas con desplazamientos libres: pueden tener desplazamientos independientes del movimiento de la RDC. Por ejemplo los impactadores.

Con el avance tecnológico, los tipos originales de herramientas de corte, se fueron diversificando, obteniéndose modelos específicos incluso, para cada obra en particular, de tal modo que existen, a día de hoy, en el mercado, numerosas variantes de las que apenas unas pocas se ilustran a modo de ejemplo en la figura 2.26:



a. Picas de fricción cónica (Bartz, 2009)



b. Picas de cincel (Bartz, 2009)



c. Discos de corte (Herrenknecht AG, 2002)



f. Discos dobles (Cardona, 2008)



d. Bucket rastrel (GmbH, 2008)



e. Bucket rastrel con picas (GmbH, 2008)



g. Ripper frontal (Lovat a, Inc., 2009)



h. Gauge ripper (GmbH, 2008)



i. rastrel frontal (GmbH, 2008)



j. Plug-in Single Ripper (GmbH, 2008)



k. Nariz con extensión



l. Holder Hook Type



m. Nariz con Picas (GmbH, 2008)



n. Nariz con picas

Figura 2.26: Tipología de útiles de corte

En general, los tipos de herramientas más usados son las picas y los discos de corte, en ambos casos, el diseño indica el modo de operación (Cheema & Rostami, 1998).

La rueda de corte consta de un número de brazos en los que se encuentran distribuidos los discos, los rastreles y las picas. Los discos cortadores se enumeran por posición y suelen abarcar una amplia gama de radios desde el centro de la rueda de corte hasta el extremo de la misma. La posición de los discos dobles suelen tener una inclinación de 0° respecto al eje de la tuneladora. Los discos en general, tienen diferentes grados de inclinación, que van desde 6° hasta 70° respecto al eje del túnel.

En cuanto a las picas, se suelen disponer a lo largo de los brazos y en distribución radial. Su distribución también está controlada mediante numeración a efectos de identificar cada pieza.

De todos los tipos de herramientas que se conocen hasta hoy se escogen tres categorías particulares para su estudio en mayor profundidad debido a que son éstas las que se emplearon en las obras subterráneas que más adelante se analizarán. Ellas son las picas, los discos y los rastreles.

2.6.1 Picas

Las picas son las herramientas de corte que se emplean más comúnmente en la excavación de rocas sedimentarias y metamórficas (Bartz, 2009), estas herramientas se emplean en las máquinas de corte puntual como las rozadoras, pero también en las máquinas tuneladoras para rocas blandas o suelos. La geometría y la forma de trabajar de esta categoría de herramientas ha sido estudiada por muchos investigadores con el fin de definir su máxima eficiencia de corte (Roxborouhg, King, & Pedroncelli, 1981), (Grant, Pieterse, & Phillips, 1981), (Goktan & Gunes Yilmaz, 2005) (Zhao X. , 1989), (Hood & Alehossein, 2000), (Fowell, Hekimoglu, & Altinoluk, 1987), (Yilmaz, Yurdakul, & Goktan, 2007), (Bao, et al., 2011), (Bilgin, et al., 2012), (Dahl, Grøv, & Breivik, 2007), (Filip, 2003), (Johnson & Fowell, 1986), (Plinninger & Thuro, 2002), (Thuro & Plinninger, 2003), (Zhao, Gong, & Eisensten, 2007) y será revisada en mayor detalle en el siguiente capítulo 3.

Las piezas que conforman una pica son:

- Bloque-Porta Picas, (soporte soldado a la RDC donde va alojada la pica).
- Vástago (parte de la pica que se introduce en el porta picas).
- Punta (punto de contacto entre la pica y la roca).



Figura 2.27 Partes de una pica adaptado de (Bartz, 2009)

Para incluir estas herramientas de corte, la RDC lleva soldados los porta picas que son elementos que permiten fijar a la cabeza el utillaje de corte. Las picas se pueden colocar por medio de sus vástagos, con anillos de retención o por medio de grapas anulares de montaje rápido.

El vástago o mango de acero es la parte de la pieza que se introduce en el bloque porta picas y, la punta es el extremo opuesto de la misma pieza, que es el elemento de metal duro que contacta con la roca.

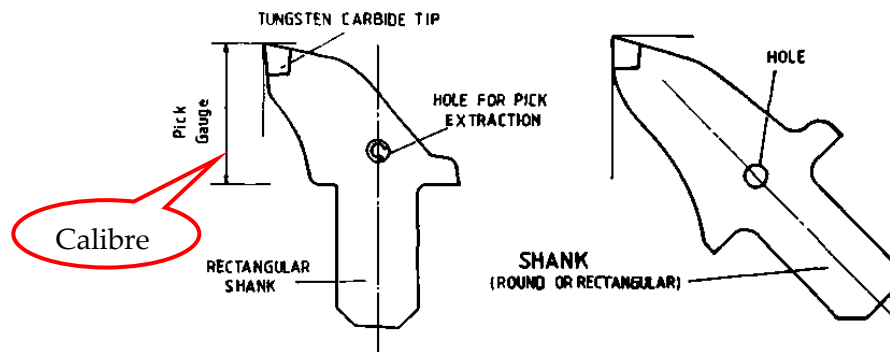
Dentro de la tipología mas general de picas se distinguen las picas de fricción (*drags picks*) o tangenciales de las que hay una multitud de diseños, (figura 2,28a) y los cinceles o picas radiales (figura 2,28b). Las picas de fricción tienen una forma cónica, el eje de su vástago está en línea con el de su cuerpo o punta y forma un ángulo mayor de 90 grados con la dirección del corte

(figura 2.28c) (Tiryaki, 2004) y están especialmente diseñadas para trabajar en rocas blandas a moderadamente duras (Cheema & Rostami, 1998), dentro de esta tipología se encuentran las picas de ataque puntual también se las conoce como picas lapicero o autoafilantes, (Fowell, Hekimoglu, & Altinoluk, 1987) . Las picas de fricción, en general, se emplean usualmente en máquinas de ataque puntual como rozadoras o minadoras. Una de las más importantes características de este tipo de herramientas es su mayor vida de servicio comparada con las picas radiales (Yilmaz, Yurdakul, & Goktan, 2007).

En los terrenos blandos se utilizan las picas radiales o cinceles, (Fowell, Hekimoglu, & Altinoluk, 1987), (Yilmaz, Yurdakul, & Goktan, 2007), que se disponen a lo largo del contorno de las aberturas de la cabeza, con el filo hacia el hueco, de forma que, dependiendo del sentido de giro de la máquina, trabajan unas herramientas u otras. Estas herramientas tienen el eje del vástago normal a la dirección de corte (Tiryaki, 2004). Se utilizan casi exclusivamente en el arranque de rocas blandas. El filo de corte está constituido por una o varias pastillas de carburo de tungsteno o widia. (Yilmaz, Yurdakul, & Goktan, 2007).

Estas picas se fabrican con varios tamaños en función de las condiciones particulares de cada proyecto. La distancia medida entre la cabeza de la herramienta y la base (ver figura 2.28a) se conoce como el "alcance de la herramienta" "tool reach" o "pick gauge" (Fowell, Hekimoglu, & Altinoluk, 1987) que (Cornejo Alvarez L., 1987) traduce como "calibre de la pica". Las picas con corto calibre se usan en ruedas de corte de máquinas TBM mientras que las picas de largo calibre (entre 50 a 75mm) se emplean en brazos de rozadoras o minadoras (Fowell, Hekimoglu, & Altinoluk, 1987), (kim, Rostami, Swope, & Colvin, 2012).

Los *rippers* no son más que un arreglo de botones de widia dispuestas en un cuerpo de acero (véase figura 2.26g) de modo que a efecto de su trabajo éstas actúan como picas cónicas.



a) Pica radial o cincel

b) Pica de ataque puntual o tangencial

Figura 2.28: a) Pica radial, b) pica tangencial. (Fowell, Hekimoglu, & Altinoluk, 1987) (Tiryaki, 2004)..

La geometría de las picas que influye en la aplicación de un tipo de pica u otro para distintas aplicaciones viene dada por una serie de ángulos que se ilustran en la siguiente figura 2.29 y son (Yilmaz, Yurdakul, & Goktan, 2007):

α : ángulo de retirada (*rake angle*).

φ : ángulo del cuerpo de la pica radial (*bit angle*).

β : ángulo de despeje (*clearance angle*).

Φ : ángulo del cuerpo de la pica cónica o de cuña de la pica (*cone angle*)

a : ángulo delantero (*leading angle*): definido entre el eje de la pica y la cara delantera de la herramienta (que está en contacto con el terreno)

b: ángulo trasero (*lagging angle*): definido entre el eje de la pica y la cara posterior de la herramienta.

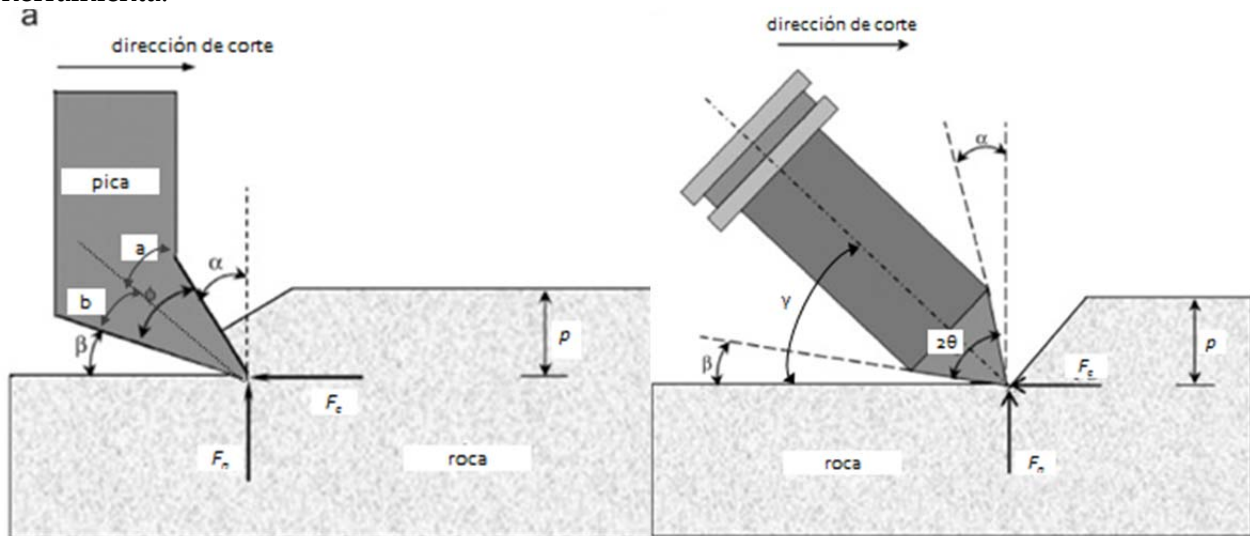


Figura 2.29: Variables Geométricas de corte: a_ picas radiales, b_ pica tangencial de ataque puntual (Yilmaz, Yurdakul, & Goktan, 2007).

El ángulo de retirada es el ángulo definido entre el filo que va delante de la herramienta de corte y una dirección perpendicular a la superficie que se corta. El ángulo de retirada es positivo cuando la hoja está detrás de la perpendicular. (Hood & Alehossein, 2000).

A partir de estos ángulos se define el ángulo de ataque γ que es el ángulo entre el eje de la herramienta y la dirección de corte en el caso de picas cónicas, ver figura 2.29b, se determina como $\gamma = \theta/2 + \beta$. (Goktan & Gunes, 2005). Para el caso de picas radiales (fig. 29a) $\gamma = \alpha + \beta$.

2.6.2 Discos

El disco de corte se comenzó a utilizar como herramienta en una excavación mecanizada a sección completa en 1956 por James Robbins (Friant & Ozdemir, 1993), el disco consiste en una base de metal duro en forma de disco con un filo o aro de corte (o varios) recambiable de acero endurecido y montado sobre un soporte de rodamientos.

El desarrollo de la tecnología de los discos de corte en cuanto a su material y su geometría ha sido intenso y actualmente son corrientes diseños que admiten cargas máximas de hasta 280kN para discos de 17" y de 350 kN para discos de 19". (Burger, 2006).

Los primeros discos de corte tenían forma de V (figura 2.30), con el ángulo en punta variando entre 60 y 120 grados (Cigla, Yagiz, & Ozdemir, 2001) y se emplearon hasta finales de la década de los '70, fecha a partir de la cual estos discos fueron substituidos por otros conocidos como "constan cross section (CCR)" (Cho et al., 2010) con lo cual se logró mejorar la eficiencia del disco. La forma en V de los discos les permitía ser muy eficientes al comienzo pero rápidamente el vértice se desgastaba y la eficiencia menguaba, la mejora conseguida con el diseño de los discos CCR fue tan sustancial que este tipo de disco se estableció como el tipo estándar para los fabricantes que lo comercializan hasta nuestros días. (Cigla, Yagiz, & Ozdemir, 2001).

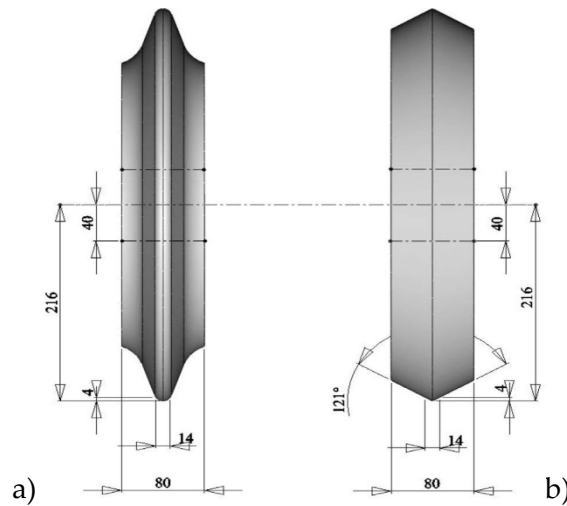


Figura 2.30: geometrías de discos a) perfil de disco CCR, b) perfil de disco en forma de V. (Cho et al., 2010)

Varios autores han realizado estudios sobre discos con forma de V como (Roxbosough & Philips, 1975), (Cho et al., 2010), (Farmer & Glossop, 1980), (Zhao X. , 1989), (Balci & Tumac, 2012) sin embargo los discos con forma en V ya no se emplean excepto en casos especiales, debido al desigual desgaste que experimentan en contacto con la roca, estos discos han sido reemplazados por los CCR. (Bilgin, Copur, & Balci, 2012).

Los discos CCR pueden ser simples, dobles, triples y en función de la ubicación que ocupan en la cabeza de corte pueden ser de gálibo, de sobre corte, frontales y centrales. En la siguiente figura se identifican estas zonas de posición de las herramientas dentro de la rueda de corte

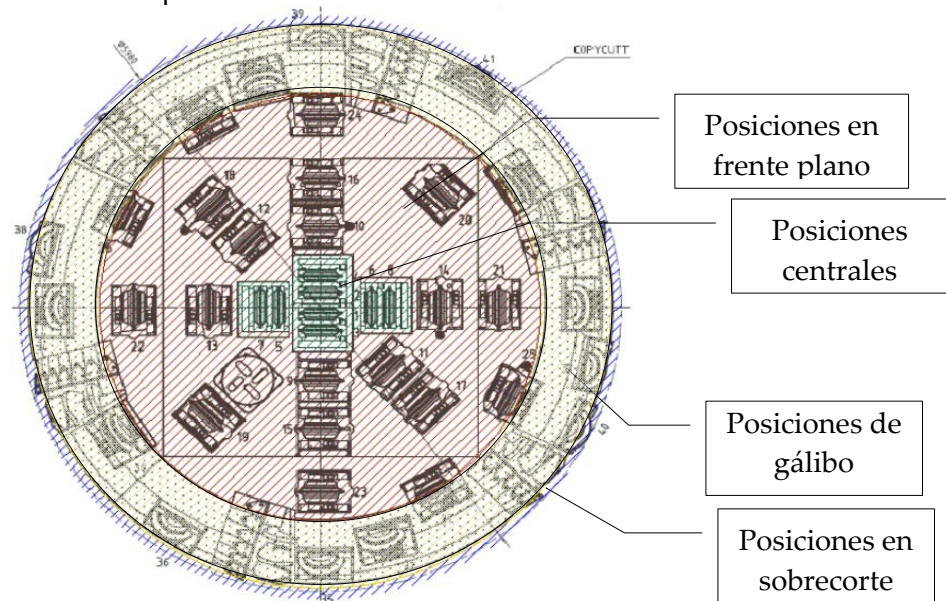


Figura 2.31: Ejemplo de posiciones de herramientas en la cabeza de una TBM

2.6.3 Rastreles

También llamados rastrillos, son los “scrapers”, unas piezas de corte que se localizan en el contorno exterior de la RDC distribuidos a lo largo del perímetro de la RDC (en la franja más extrema de trama con puntos que se ilustra en la figura 2.31), sus funciones generalmente son dos: la de perfilar la excavación siguiendo una geometría circular y la de acompañar al terreno

excavado hacia las aberturas de la rueda a fin de evacuarlo del frente. Sin embargo también se puede emplear rastreles para cortar el terreno, y en ese caso, su funcionamiento corresponde al de las picas de cincel y su ubicación en la rueda se distribuye no sólo en el perímetro sino en los brazos de la misma y describiendo un diseño radial.

En cuanto a sus dimensiones los rastreles que se emplean como picas (que ejercen el corte de la roca) pueden alcanzar calibres de 137mm como son las picas radiales (PR) utilizados en el proyecto de Terrassa que se describirá en el capítulo 6.

Los rastreles se sujetan a la estructura de la rueda mediante tornillos apretados a presiones especificadas en tablas que entrega el fabricante. Una imagen de rastreles se ilustra en la figura 2.26d.

2.7 Útiles de corte: Materiales

En cuanto a los materiales que constituyen las piezas de corte, existe una gama de aleaciones que mejoran las características mecánicas de dichos elementos en función de los requerimientos particulares de cada proyecto.

(Sandvik, 2008) expone con un cierto grado de detalle la composición mineralógica de los materiales con los que se fabrican las herramientas de corte y las propiedades que las herramientas adquieren con las diferentes aleaciones metalúrgicas con las que se trabaja, se presenta en este apartado una síntesis de dicha exposición por considerarse muy útil a la hora de entender el comportamiento del material durante el trabajo de las herramientas.

El carburo cementado (CC) es el grupo de materiales más comúnmente usado en la fabricación de herramientas de corte, por sus propiedades de dureza y tenacidad. Es un material compuesto que consiste en partículas de carburo de alta dureza unidas por un aglutinante. La proporción de la fase de carburo está generalmente entre 70-97% del total del peso del compuesto y el tamaño de sus granos promedia entre 0.2 y 14 μm . (Sandvik, 2008).

Si bien el CC está ampliamente aceptado en obras subterráneas, en otras aplicaciones tales como la geotermia y la extracción de petróleo, los costes extremos del cambio de las herramientas motivan el uso de botones de diamante policristalino (PCD) forrados de CC, que ofrecen una vida más larga. Pero este material es demasiado caro para perforación de rocas o de suelos comunes. (Beste & Jacobson, 2008)

El carburo de Tungsteno (WC) es la fase dura, junto con el Cobalto (Co) que es la fase aglutinante, forman la estructura básica del Carburo Cementado (CC) o Widia² a partir del cual se han desarrollado otras formas de CC. Además del compuesto de Carburo de Tungsteno – Cobalto (WC-Co) el CC puede contener varias proporciones de otros elementos, así se obtienen

² El CC también recibe el nombre de *Widia*, como abreviatura del alemán "**Wie Diamant**" ("como el diamante").

por ejemplo el Carburo de Titanio (TiC), Carburo de Tantalio (TaC)³, y el Carburo de Niobio (NbC)⁴. (Sandvik, 2008)

Los Carburos Cementados con fase aglutinante de Cobalto también se fabrican aleados con otros materiales e incluso reemplazado el Cobalto por otros materiales tales como Niquel (Ni), Cromo (Cr), Molibdeno (Mo), Hierro (Fe), o aleaciones de estos elementos. Así, hay tres fases individuales que constituyen al CC, en términos metalúrgicos: la fase de Carburo de Tungsteno (WC) se conoce como la fase α , la fase aglutinante (por ejemplo: Co, Ni, etc.) se conoce como la fase β , y alguna otra combinación de Carburo (TiC, Ta/NbC etc.) se conoce como la fase γ . (Sandvik, 2008).

La siguiente tabla cuantifica las propiedades de los materiales de las herramientas para diferentes aplicaciones en perforaciones del terreno. (ASM, 1990).

Tabla 2.2 Propiedades mecánicas de las aleaciones WC_Co. (Gómez Angarita, 2009)

%Co en peso	%WC en peso	Variación de propiedades		Dureza HV30	Tenacidad [Kic] [MPa*m ^{1/2}]	TRS [MPa]	RCS [MPa] (ASM, 1990)	Aplicación
6	94	↑ Dureza	↓ Tenacidad	1400	12,8	2500	5930-5170	Inserto en broca
9	91			1130	13,2	2800	5170-4000	Discos y brocas para dolomitas
12	88			1100	13,4	2900		punzones
15	85			1050	14,1	3000	4070-3860	Punzones redondos, desbaste en roca

Como propiedades mecánicas de los tipos puros de WC-Co, una de las características más útiles de carburo cementado es su extremadamente alta resistencia a la compresión, la cual aumenta con la disminución del contenido de ligamento y el menor tamaño de grano. Un grado de carburo, con un tamaño de grano pequeño de WC y un contenido de ligamento bajo tiene una resistencia a la compresión típica de 7,000 N/mm². (Sandvik, 2008).

Otras dos propiedades mecánicas fundamentales de estos materiales son: “dureza” y “tenacidad”. Los fabricantes buscarán siempre lograr una óptima relación “dureza-tenacidad” de estos materiales, según el medio para el que estén destinados a trabajar.

La “dureza” se define como la resistencia de un material a ser penetrado, se determina mediante el ensayo de dureza Rockwell. Su unidad de medida se expresa [HRC]. (Wikipedia,

³ El tantalio es un elemento químico de número atómico 73 que se sitúa en el grupo 5 de la tabla periódica de los elementos. Su símbolo es Ta. Se trata de un metal de transición raro, azul grisáceo, duro, presenta brillo metálico y resiste muy bien la corrosión. Se encuentra en el mineral tantalita. Es fisiológicamente inerte, por lo que, entre sus variadas aplicaciones, se puede emplear para la fabricación de instrumentos quirúrgicos y en implantes. En ocasiones se le llama «tántalo», pero el único nombre reconocido por la Real Academia Española es «tantalio».

⁴ Elemento químico de número atómico 41, masa atómica 92,906 y símbolo Nb; es un metal del grupo de los elementos de transición, de color gris acero, brillante, dúctil y maleable, que se encuentra en la naturaleza asociado con el tantalio en varios minerales; se usa principalmente como elemento de aleación en el acero inoxidable, al que le proporciona mayor resistencia a la corrosión. Etimología derivado de Niobe, hija de Tántalo, porque suele hallarse asociado al tantalio (V.).

2012). Sin embargo, esta no es la única manera de medir la dureza de estos materiales y existen otras casas que emplean la dureza Vickers cuya unidad de medida es [HV]. (Bartz, 2009)

La "tenacidad" se expresa mediante el factor de intensidad de tensión [K_{Ic}] que equivale a [MPa*m^{1/2}] (Gómez Angarita, 2009) y puede determinarse mediante ensayo de laboratorio.

En general, la dureza aumenta con la disminución del tamaño del grano y con el contenido de aglutinante. Desafortunadamente, esto siempre será a expensas de reducir la tenacidad. En aplicaciones verdaderamente abrasivas, la dureza es una buena medida de resistencia al desgaste.

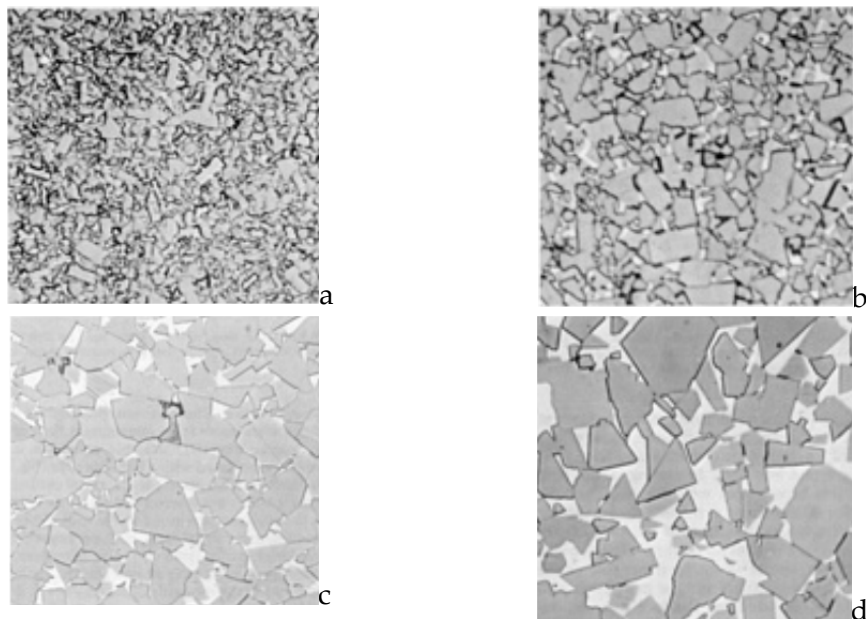
En las aplicaciones prácticas del metal duro, el tipo de resistencia que más se valora es la TRS (Tensile Rupture Strength) Resistencia Transversal a la Fractura se mide en [MPa], ya que debido a su extrema dureza, este tipo de materiales no responde bien frente a esfuerzos de tracción. Esta resistencia es proporcional al contenido en cobalto hasta llegar al 10-15% de fase ligante. (ASM, 1990).

Estas propiedades se consiguen en mayor o menor medida, por los fabricantes, en función del porcentaje de aleación de Co (Cobalto) en el WC. (Sandvik, 2008).

El proceso de fabricación se inicia con la composición de una mezcla de polvo, hecho a medida para una aplicación determinada que se compacta en un molde. Luego se somete a un proceso de calentamiento, justo por debajo de su punto de fusión, para formar una masa sólida, la estructura del carburo adquiere una forma y sufre una contracción de alrededor del 50% en volumen, finalmente se somete a un proceso de pulido y afilado.

Desde el punto de vista de su microestructura el WC-Co ordinario (sin otros componentes) está clasificado de acuerdo al contenido de Co y tamaño del grano de WC, figura 2.32. Este tipo de CC se puede subdividir en:

- Tipos nano, ultrafino y sub_micron: Su contenido de aglutinante varía entre 3-10 % en peso y su tamaño de grano está por debajo de 1µm. Tiene la más alta dureza y resistencia a la compresión, combinado con una excepcionalmente alta resistencia al desgaste y alta fiabilidad frente a la fractura. Estos tipos se usan en varias aplicaciones como son, partes de piezas sometidas a desgaste, herramientas de corte diseñadas para maquinaria metálica y no metálica.
- Tipo fino y fino medio. Los tipos con contenido de aglutinante entre 6-30% y tamaño de grano entre 1-3 µm se usan en partes de herramientas de corte sometidas a desgaste cuando se necesita un elemento resistente al golpe o una mejora de la resistencia.
- Tipo grueso medio, grueso y extra grueso: Los Tipos con contenido de aglutinante entre 6-15 % , tamaño del grano por encima de 3 µm se emplean en aplicaciones de minería, de aceite y gas, donde se requiere una resistencia a altas tensiones de impacto y al desgaste abrasivo.



Microestructura de aleaciones de WC-Co estructurado. (a) 97WC-3Co grano medio. (b) 94WC-6Co grano medio. (c) 94WC-6Co grano grueso d) 85WC-15Co grano grueso.

Figura 2.32: Tipos de WC-Co. (ASM, 1990).

La resistencia mecánica del CC se reduce a elevadas temperaturas. Esta reducción en la resistencia se vuelve más significativa a temperaturas superiores a 600 grados C. Para uso a temperaturas elevadas, se recomiendan los tipos con carburos cúbicos y/o aleaciones de aglutinantes. En perforaciones a rotopercusión, el CC, por lo general contiene Co en poca proporción (alrededor del 5% en peso) y se emplean granos grandes de WC (que van 2 a 5 μ). Los tamaños de grano más pequeños se utilizan en las perforaciones de los tipos de roca más abrasivos, como cuarcita y arenisca. Mientras que los mayores tamaños de grano se utilizan contra los tipos de roca que causan menos desgaste. La calidad de granos grandes ofrece una mejor conductividad térmica y menor dilatación térmica. Por supuesto, el contenido de Co también tiene una gran influencia en estas propiedades. A mayor contenido de Co aumenta la dilatación térmica y también la resistencia a la fractura.

Hay algunas aleaciones especialmente diseñadas para resistir la corrosión. En ellas la fase aglutinante es la responsable de conseguir una resistencia a la corrosión superior a la que se consigue con los tipos que contienen aglutinante de Cobalto únicamente. Esto se consigue mediante la aleación de Co con elementos tales como Níquel (Ni) y Cromo (Cr), o reemplazándolo completamente con aleaciones resistentes a la corrosión.

La tasa de corrosión se obtiene como una función del valor de PH para diferentes tipos de CC, mediante ensayos en soluciones.

La susceptibilidad de la fase aglutinante del CC a la corrosión por humedad puede resultar en un problema de desgaste. Los mecanismos de corrosión dan lugar a un agotamiento en la superficie de la fase de aglutinante permitiendo que los granos de carburo se desprendan con relativa facilidad dando lugar al proceso de desgaste.

El Cobalto no es adecuado como fase aglutinante (fase β) en condiciones de corrosión húmeda, la clase de WC-Co pura son resistentes a la corrosión sólo hasta PH 7. Esto también es

válido para tipos de WC-Co que contienen una fase γ^5 (por ejemplo: TiC, TaC y NbC). La mayor resistencia a la corrosión se obtiene para tipos de materiales TiC-Ni, que son resistentes hasta PH 1. Sin embargo, comparado con el tipo WC-Co puro, estos materiales tienen poca resistencia e inferior conductividad térmica, además, son difíciles de pulir y afilar, por lo tanto este tipo de materiales se usan únicamente si los requerimientos de resistencia a la corrosión son muy altos combinado con baja demanda de resistencia mecánica y resistencia al impacto térmico. En la mayoría de las situaciones de desgaste por corrosión, una opción es elegir el uso de un material de tipo WC-Ni, que son resistentes hasta un PH de 2-3. Estos tipos mantienen la fase dura de WC, y substituyen el Co por Ni; de esta manera, sostienen propiedades mecánicas y térmicas similares a las de los tipos WC-Co.

Finalmente, desde el punto de vista de la agresividad del ambiente en el que pueden encontrarse trabajando las piezas de corte, ya se ha dicho que el PH es el parámetro utilizado para determinar la corrosión del medio ambiente, sin embargo hay otros factores que influyen tales como la temperatura y la conductividad eléctrica del medio. Éste último depende de la concentración de iones que da una idea de la cantidad de sales disueltas en una solución, por lo tanto, no existen reglas generales válidas para todas las situaciones.

2.8 Resumen

En este capítulo se han definido y presentado de manera general los tipos de máquinas tuneladoras comúnmente empleadas, se han identificado sus principales características y funcionamiento. Paralelamente se han comentado ventajas e inconvenientes de estas máquinas al trabajar en diversos escenarios geotécnicos.

Luego se ha particularizado la descripción en la Rueda de corte de las TBM, exponiendo su definición, características, funciones y partes componentes. Dentro de las partes que la componen se encuentran los útiles de corte.

Dado que uno de los principales temas de este trabajo es el desgaste y éste, tiene lugar prioritariamente en las herramientas de corte que son las que contactan el terreno directamente durante el proceso de la excavación, la exposición del capítulo se ha centrado en categorizar y describir los principales tipos de herramientas o útiles de corte, las piezas que los componen, los materiales de los que están fabricados, las propiedades de dichos materiales y la relación que hay entre estas propiedades y las funciones para la que son requeridos.

La descripción se ha centrado en las tres categorías de herramientas más comunes en las ruedas de corte de las máquinas EPB, esto se debe a que el estudio de esta tesis se desarrolla en el campo de los suelos y rocas blandas en las que las EPB encuentran su amplio rango de aplicación, de hecho, las obras que se van a analizar en los capítulos posteriores se llevaron a cabo mayoritariamente con máquinas EPB, las que estaban provistas, en su mayoría, con discos picas y rastreles como herramientas de corte.

⁵ En aplicaciones en altas temperaturas se puede utilizar metales duros con Cermets (Cerámico-Metales) que constituyen la fase γ como los carburos de niobio (NbC), de titanio (TiC) o de vanadio (VC). Estos elementos inhiben el crecimiento del tamaño de grano, hecho que permite conseguir muy buena resistencia a la oxidación y estabilidad térmica. (Gómez Angarita, 2009).

In pure science a very sharp distinction is made between hypothesis, theories, and laws. The difference between these three categories resides exclusively in the weight of sustaining evidence. On the other hand, in foundation and earthwork engineering, everything is called a theory after it appears in print, and if the theory finds its way into a text book, many readers are inclined to consider it a law.
Karl von Terzaghi (1883-1963) Civil Engineer.

3

Aspectos fundamentales de la excavación mecanizada de túneles

3.1 Introducción

En este capítulo se tratan varios aspectos diferentes pero relacionados con el problema objeto de estudio. Por un lado se introducen y ordenan los distintos conceptos (rendimiento, avance, excavabilidad...) que permiten describir y cuantificar la mayor o menor eficiencia de la excavación mecanizada de un túnel, tal y como se observa a escala de obra.

Aunque, como hemos visto en el capítulo anterior, la excavación mecanizada de túneles comprende otras operaciones fundamentales, (extracción del escombros, instalación del revestimiento...), la excavación propiamente hablando es quizá la más importante. Una comprensión adecuada de tal operación exige entender mínimamente el problema de interacción herramienta-terreno. Se presentan por tanto las variables empleadas para la descripción de tal interacción, así como las observaciones y teorías más importantes al respecto.

La descripción de la interacción terreno-herramienta tiene lugar a una escala mucho menor que la observación del rendimiento de una excavación mecanizada. Sin embargo, es evidente que entre ambos niveles de análisis debe establecerse una relación si se quiere buscar una explicación racional a las observaciones de rendimiento. Estas relaciones se formalizan mediante modelos de predicción de rendimiento y el capítulo concluye con una exposición de alguno de los modelos de rendimiento más importantes disponibles en la literatura.

Parece lógico, no obstante, que para pasar de la escala de la herramienta a la del túnel, los modelos de rendimiento integren otro tipo de información, como la que describe el macizo rocoso o la operación de la maquinaria. Por esta razón, y antes de repasar los principales modelos de rendimiento disponibles, se incluye también en este capítulo un repaso de los parámetros descriptivos del macizo rocoso y de la operación de una tuneladora.

3.2 Producción y rendimiento en la excavación mediante tuneladora

3.2.1 Definiciones

Aunque son conceptos cercanos y relacionados conviene tener clara la distinción entre producción/operación y rendimiento al hablar de una excavación mecanizada. La ambigüedad de la palabra “rendimiento” en castellano no facilita la discusión, pues la RAE tiene como primera acepción de rendimiento el *producto o utilidad que rinde o da alguien o algo* y como segunda *la proporción entre el producto o el resultado obtenido y los medios utilizados*. En esta tesis usaremos rendimiento sólo en este último sentido y emplearemos producción, operación o desempeño para cubrir la otra acepción.

Conviene señalar que esta ambigüedad terminológica se reduce algo en inglés, dónde la primera acepción corresponde al término *performance* (capacidades de una máquina o producto), mientras que la segunda corresponde al término *efficiency* que, p.e. el diccionario Merrian Webster define como *the quality or degree of an operation as measured by a comparison of production with cost (as in energy, time, and money)*.

Parece claro entonces que el rendimiento debe expresarse adimensionalmente, como ratio o proporción de energías (y así se hace p.e. en el análisis de los ciclos termodinámicos), dinero (p.e. como interés de un préstamo) o tiempo (p.e. de disponibilidad de un servicio), mientras que la producción tendrá las unidades apropiadas al proceso o máquina que se analice.

En el caso de los túneles el producto es el ml de túnel construido; los medios (para el caso de la excavación mecanizada) comprenderán la inversión inicial –esencialmente la máquina- y los costes de operación, que incluyen los de personal, los de funcionamiento –consumo de energía, agua, etc- y los de mantenimiento (repuestos).

Con excepciones (p.e. Thon, 1982; Alber, 2000) la discusión del rendimiento directamente en términos monetarios no es habitual en la literatura técnica sobre excavación con tuneladora, quizá porque muchos de los costes unitarios necesarios son muy dependientes del proyecto. En general la discusión se centra en tres cuestiones técnicas, relacionadas entre sí, que deben responderse previamente para realizar tal estimación económica. Estas son las siguientes:

- a) ¿Cuáles son las características de la máquina a emplear? Si bien muchas de las características principales están dictadas por la funcionalidad de la obra (p.e. diámetro) hay otras (tipología y potencia de la máquina) que influyen notablemente en el monto de la inversión inicial.
- b) Dada una máquina, ¿cuánto tiempo se tardará en perforar el túnel? Evidentemente, la respuesta a esta pregunta incide directamente sobre los costes de operación y plazos de amortización.
- c) Por último ¿qué mantenimiento será necesario?, esta cuestión incide sobre los costes de operación tanto directamente (a través del coste de los repuestos) como indirectamente (a través del tiempo empleado en las operaciones de mantenimiento).

Para responder a estas preguntas se deben predecir o especificar varias características de operación de la maquinaria, mediante parámetros cuantificables. De los que se emplean para especificar el consumo de herramientas nos ocuparemos en un capítulo posterior. Aquí interesa un parámetro fundamental que es la velocidad de avance del túnel o velocidad de excavación. Velocidad es la variación de la longitud respecto del tiempo y, en este caso, la elección de una y otro requiere cierta atención para conseguir una terminología consistente.

La velocidad de avance instantáneo de una máquina, A_i , suele ser un parámetro que se registra automáticamente durante la operación mediante sistemas de posicionamiento y un reloj interno. Suele expresarse en mm/min. Aunque este es el dato fundamental, no es siempre el más práctico. El tiempo total de construcción de un túnel, t , comprende tiempo de operación de la tuneladora t_o y tiempo en que esta no está operativa, t_{no}

$$t = t_o + t_{no} = t_e + t_{ne} + t_{rdc} + t_p \quad (3.1)$$

El tiempo de operación comprende el tiempo de avance del frente, o tiempo de excavación, propiamente hablando, t_e , y un resto, que corresponde a todas las operaciones del ciclo que no pueden simultanearse con el avance del frente, t_{ne} . La tipología de la máquina influye decisivamente en el reparto t_e vs t_{ne} , pues p.e. pueden o no incluir erector de dovelas, codales (*grippers*), etc. En cuanto al tiempo no operativo hemos distinguido el tiempo de mantenimiento de la rueda de corte, t_{rdc} y el tiempo de parada debido a otras causas t_p : mantenimiento o reparación de otros componentes de la máquina, de otros sistemas -p.e. de evacuación de escombros-, paradas por incidencias en superficie, etc. Es interesante considerar separadamente el mantenimiento de la rueda de corte porque tiene una relación cercana con el avance instantáneo y, además, representa por sí mismo una fracción significativa de muchas operaciones. Aunque en ocasiones pueda resultar interesante (Wittke, 2007), es el criterio más habitual y el aquí adoptado no incluir en t_p los tiempos de suministro, montaje y desmontaje de la maquinaria. De acuerdo con lo anterior se define la velocidad de avance bruta Ar correspondiente a una longitud de túnel L como

$$Ar = L / t \quad (3.2)$$

Este valor (*advance rate*) es un descriptor muy habitual de la operación de excavación con TBM (p.e. DAUSACE 1997; Sapiñi 2002; Bilgin & Balci, 2005).

Un descriptor de operación también muy frecuente, pero situado en el extremo opuesto de la escala, es la velocidad de avance neta o velocidad neta de penetración (*penetration rate*) que, para una cierta longitud de túnel, L se obtiene como

$$PR = L / t_e \quad (3.3)$$

En ocasiones se utilizan velocidades de avance intermedias entre Ar y PR . Así, p.e. (Wittke, 2007) utiliza también la velocidad de trabajo, $I_{G,W} = L / (t_e + t_{ne} + t_{rdc})$. Sin embargo, estas medidas son menos habituales. De las definiciones anteriores se deduce que Ar es considerablemente inferior a PR . La relación entre ellos nos da el llamado Coeficiente de Utilización $U = Ar / PR = t_e / t$. Este valor es la medida del rendimiento más habitual para la perforación mediante tuneladora (DAUSACE 1997; Sapiñi 2002; Wittke, 2005).

A veces (Howarth, 1987) se emplea el término tunelabilidad (*boreability*) para describir la producción o avance de un túnel en una formación bajo la acción de una determinada máquina. Análogamente (Thuro & Plinninger, 2003) proponen excavabilidad (*excavatability*) como un término que resume el conjunto de parámetros (avance y consumo de herramientas p.e.) (fig. 3.1) que permiten valorar la facilidad o coste de un túnel. Estos conceptos extienden otros semejantes empleados en el estudio de la operación de máquinas de ataque puntual en túneles, (como rozabilidad, -p.e. Cornejo 1982-, cortabilidad o perforabilidad -Bilgin & Balci, 2005) o taludes (excavabilidad), dónde se emplean para expresar la influencia del terreno en la

producción de la maquinaria. La utilidad de estos conceptos en la excavación mediante TBM es dudosa, pues como señalan (Gong y otros, 2007) es imposible separar por completo la influencia del terreno de la de la configuración y manejo de la maquinaria en los resultados de la operación con TBM.

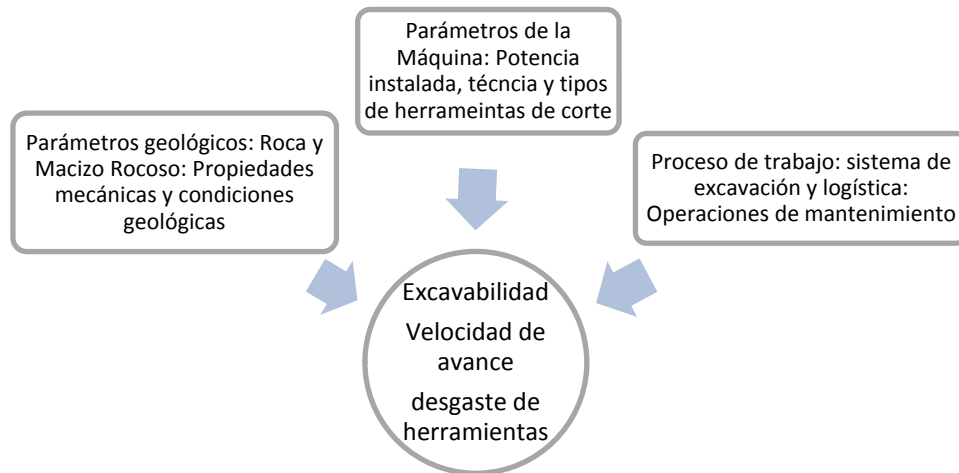


Figura 3.1 Modelo conceptual de los tres principales parámetros que influyen en la excavabilidad. Adaptado de (Thuro & Plinninger, 2003).

3.2.2 Algunos datos de referencia

En el informe de (DAUSACE, 1997) se presenta una tabla que recoge los rangos de valores de Penetración en mm/rev (P_{Rev}), velocidad neta de penetración (PR), Avance (Ar) y Factor de Utilización (U) y sus valores medios a partir de una base de datos construida en la Universidad de Texas (UT) a partir de 630 proyectos de túneles excavados con TBM entre los años 1963 y 1994. Se muestra a continuación la tabla adaptada.

Tabla 3.1: Rangos de valores de P_{Rev} , Ar y U en túneles según UT (DAUSACE, 1997).

Parámetros	Promedio	Rango
Longitud de proyecto, km	3,8	0,1 - 36
Diámetro, m	4,4	2 - 12,2
Avance (Ar), m/meses	375	5 - 2084
Veloc. de penetración (PR), m/h	3,3	0,6 - 8,5
Penetración P_{Rev} , mm/rev	7,2	1 - 17
Coef. de Utilización (U), %	38	5 - 69

Sapigni et al. (2002) comentan que un valor estándar de U está entre un 30% y un 50%. (Bilgin & Balci, 2005) presentaron el siguiente diagrama de distribución temporal total que en promedio conlleva una excavación cualquiera mediante TBM (topo con codales excavando en roca) con la siguiente distribución.

Tabla 3.2. Distribución del tiempo en una perforación con TBM. adaptado de (Bilgin y otros, 2005)

Actividad	%
Tiempo de perforación	41
Montaje y mantenimiento de la TBM	11
esperas en back up	3
Inspección de la cabeza de corte	6
Recambio de herramientas de corte	14
Averías y esperas de la TBM	3
Otros (gestión, administrativos, políticos)	22

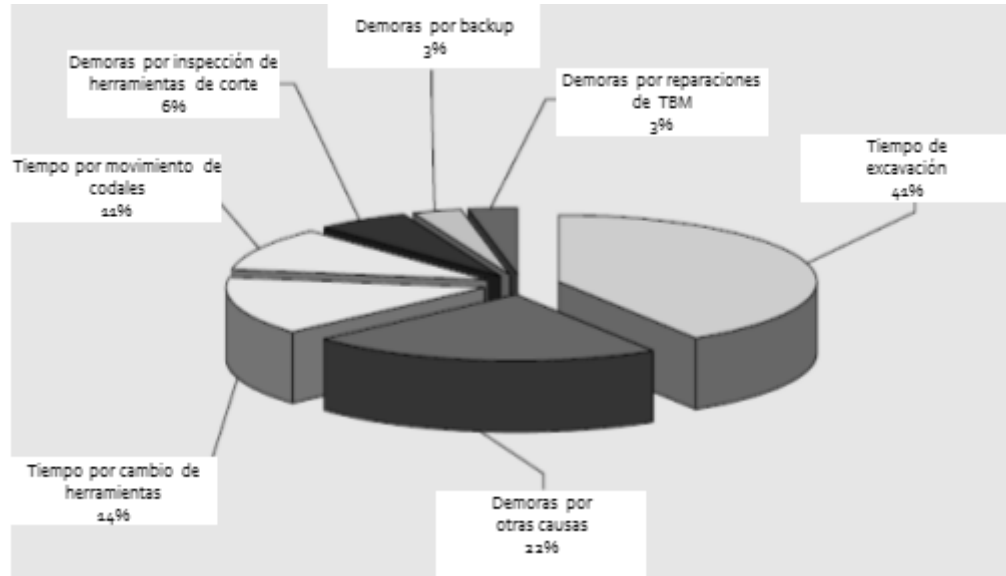


Figura 3.2: Distribución del tiempo en excavación mediante TBM. (Bilgin & Balci, 2005).

En el diagrama se observa que un 20 % del tiempo se dedica a la inspección y recambio de herramientas de corte (t_{rdc}), lo que significa una repercusión importante en el tiempo total del ciclo de trabajo. Por otra parte, se aprecia una similitud con Sapigni al considerar como tiempo razonable de excavación t_e el 40% del total.

A partir de las recomendaciones (DAUSACE, 1997) de los autores de un método noruego de evaluación de rendimiento conocido como NTNU y que se estudiará con detalle en capítulos posteriores se puede inferir también el siguiente reparto típico de tiempos para una TBM topo:

Tabla 3.3. Distribución del tiempo en una perforación con TBM. Adaptado de (DAUSACE, 1997).

Actividad	Estimación de tpos
Tiempo de perforación	A partir del pronóstico de PRev
Re-acodalado	5,5 min
Recambio de un disco de corte de 17"	45 min
Recambio de un disco de corte de mas de 17"	50 min
Cantidad de recambios	Estimado de la Vida útil de los discos
mantenimiento de la TBM en su interior	150HH/km
Averías y mantenimiento de Back up	90 a 40HH/km
Otros según tipo de back up (doble vía, simple vía, sin vía)	95/95/185HH/km

Es importante aclarar que las recomendaciones del método NTNU en lo que respecta a una excavación mediante máquina tuneladora no están planteadas para una máquina EPB sino para una máquina TOPO es decir con *grippers* o codales. Por otra parte, sus recomendaciones en cuanto al cambio de herramientas de TBM solo se refieren a discos de corte, y no contempla otro tipo de herramientas como las picas o rastreles.

En España (Melis Maynar, 2005), comenta que de 65,2km de túnel perforados en el proyecto de la M30 de Madrid se alcanzaron avances de 1020 y 1230m al mes para máquinas de diámetro 9,4 y 7,4m, respectivamente. Sin embargo, los tiempos dedicados realmente a la excavación (t_e) y colocación de dovelas (t_{ne}) fueron del 17% y del 19%, respectivamente con lo que el tiempo operacional (t_o) alcanzó apenas el 36% de ocupación del tiempo total de la máquina. El 64% residual del tiempo fue tiempo perdido, dentro del cual un 18% se lo llevó el cambio de herramientas de corte (t_{rdc}). Melis Maynar (2005) comentó que es excesivo ese valor y que no se

había advertido con antelación la importancia de estas tareas y su repercusión en el avance general de la Obra.

Para tuneladora del tipo doble escudo y un sistema de revestimiento convencional (Bilgin y otros, 1999) presentaron un sistema de clasificación para estimar el coeficiente de utilización, U , a partir de varios aspectos de la excavación como son: el índice geotécnico RQD , el ingreso de agua, contenido de arcilla de la formación rocosa, las instalaciones de mantenimiento y experiencia del contratista. Todas estas variables determinan una puntuación cuya sumatoria se denomina RMU (*Rating Machine Utilization*) la escala de valores de RMU se divide en 5 rangos y a cada rango de valores se asigna un factor U . Aunque limitado a un tipo bastante restringido de excavación mecanizada, es interesante observar que el rango de la escala propuesta para U cubre un orden de magnitud, entre 4 y 40 %

Tabla 3.4. Determinación de RMU para TBM doble escudo y revestimiento convencional

	>70	70-50	50-30	30-20	<20
RQD	>70	70-50	50-30	30-20	<20
Ratio	10	8	4	2	0
Entrada de agua	No	mojado	goteo/lagrimo	filtración	alta entrada
Ratio	4	3	2	1	0
Contenido de arcilla	No	Muy poca	Relleno entre fracturas	Gran cantidad	Excesivo
Ratio	4	3	2	0	0
Mantenimiento de Instalaciones	Extremadamente bueno	Muy bueno	Bueno	regular	Malo
Ratio	6	5	4	2	0
Experiencia de constructor	Extremadamente buena	Muy buena	Buena	regular	Mala
Ratio	6	5	4	2	0
RMU<16 U %3-5					
RMU<16-20 U %5-10					
RMU<20-22 U %10-20					
RMU<22-24 U %20-30					
RMU<24-26 U %30-45					

3.3 Parámetros relevantes de la roca y del macizo rocoso

En el proceso de fragmentación de la roca debido a la acción de una herramienta de corte se han identificado distintos mecanismos de rotura, los cuales se pueden asociar a propiedades resistentes de la roca a continuación descritas.

3.3.1 Resistencia a la compresión simple - RCS.

Consiste en someter a una probeta cilíndrica de roca a una carga axial entre dos placas de una prensa, el valor de la tensión RCS en el momento de la rotura viene definido como:

$$RCS = \frac{F}{A} \quad (3.4)$$

Donde F es la carga aplicada al momento de romper la muestra en [N]; y A es el área de la sección transversal, en [mm²]. El ensayo se ejecuta en España según la norma UNE 22950-1:1990. La referencia internacional es según la norma ASTM 2938-95 y la (ISRM, 1979).

3.3.2 Resistencia a la tracción.

Es otra de las propiedades de la roca que se emplea en algunas ecuaciones de predicción. Su determinación se logra a partir de ensayos de laboratorio, el más conocido es el “ensayo Brasileño”, también se lo conoce como “ensayo de Compresión diametral”, consiste en someter un disco circular de roca a una carga diametral. La muestra ha de cumplir una relación espesor/diámetro entre 0,5 y 0,75. El valor de la resistencia a la tracción se calcula como:

$$RT = \frac{2P}{\pi LD} \quad (3.5)$$

Donde P es la carga de rotura; L es la longitud de la muestra; y D es el diámetro de la muestra. El ensayo se realiza en España según la norma UNE 22950-2:1990 “Propiedades mecánicas de las rocas. Ensayos para la determinación de la resistencia. Parte 2: resistencia a tracción. Determinación indirecta (Ensayo Brasileño)”. Su referencia internacional es (ISRM, 1978).

3.3.3 Resistencia a la carga puntual. Ensayo Franklin.

Se determina el Índice de Carga Puntual, en el que se somete a una muestra de roca sujeta a dos mordazas cónicas a cargas puntuales. El valor del Índice de carga Puntual se calcula como:

$$I_s = \frac{P}{De^2} \quad (3.6)$$

Donde P es la carga de rotura; y De es la distancia entre las dos mordazas. Esta descrito por las norma UNE 22950-5:1996. La referencia internacional es ASTM D5731-95 “Point Load Test”, y la (ISRM , 1985). El índice de carga I_s se suele correlacionar bien con la resistencia a compresión simple, si bien la correlación es bastante variable con el tipo de roca.

3.3.4 Otros ensayos.

Existen varios métodos de predicción que utilizan índices de ensayos de penetración estática realizados en especímenes de roca no confinada, como es el ensayo de índice de penetración al punzón (Lopez Gimeno, 2003). También se han usado con este propósito medidas de energía de fractura (Nelson y otros, 1985) así como otros ensayos más especializados (p.e. los empleados en la metodología NTNU).

Otro grupo de ensayos de índices se pueden llamar ensayos de “dureza”, los más destacados por su popularidad y mayor utilización se describen en el Capítulo 5.

3.3.5 Características de las discontinuidades.

Las discontinuidades son los planos de debilidad existentes en la masa de roca. El espaciamiento de las discontinuidades se podría cuantificar como “discontinuidades por metro” y puede medirse directamente sobre los testigos de los sondeos, definiendo el índice de calidad RQD (Rock Quality Designation) desarrollado por Deere entre 1963 y 1967 (Deere & Deere, 1988). Se define como el porcentaje de recuperación de testigos de más de 10 cm de

longitud (en su eje) sin tener en cuenta las roturas frescas del proceso de perforación respecto de la longitud total del sondeo. La metodología de ensayo está estandarizada en ASTM STP 984.

Los datos más interesantes son la medida de la orientación de los planos de debilidad respecto al eje del túnel (Sanio, 1985) y el espaciamiento entre estos planos de debilidad (Thuro & Plinninger, 2003) que en etapa de proyecto se suele estimar gracias al modelo geológico construido a partir de ensayos *in situ* directos (ej. Sondeos) o indirectos (ej. Geofísica) y el estudio de la tectónica regional del lugar donde se emplaza la traza del túnel, mientras que en etapa de obra se registra mediante mapeos en el frente y en los hastiales y bóveda del túnel, lo que permite corroborar o retroanalizar el modelo geológico de proyecto. Una vez definidas las familias y tipos de discontinuidades se puede estimar el ángulo entre su inclinación y la dirección del eje de la traza del túnel.

3.4 Interacción terreno-herramienta

3.4.1 Aspectos generales

El corte mecánico de la roca se basa en inducir tensiones en el medio rocoso que exceden los valores de resistencia de la roca causando la rotura del material. La interacción entre las herramientas de corte y el terreno han sido estudiadas por un buen número de investigadores. Un resumen interesante de los desarrollos iniciales se encuentra en Hood & Roxborough (1992); para los desarrollos posteriores son útiles (Bilgin y otros, 2006), (Yilmaz, y otros, 2007), (Bruland, 1998), (Frenzel, y otros., 2008).

Aparte de las diferencias geométricas obvias entre picas cincel y discos o indentadores, ambas categorías de herramientas son también muy distintas en cuanto a la forma que tienen de atacar el frente de excavación. (Hood M., 2000). Las picas de arrastre rompen la roca moviéndose en una dirección paralela a la superficie del frente mientras que los discos fragmentan la roca por presión normal a su superficie, figura 3.3. Esto tiene varias consecuencias importantes. En primer lugar los discos pueden trabajar en los dos sentidos de giro de la rueda de corte, mientras que las picas sólo lo hacen en un sentido. En segundo lugar la mecánica de la interacción terreno-herramienta es muy distinta para ambos tipos de herramienta.

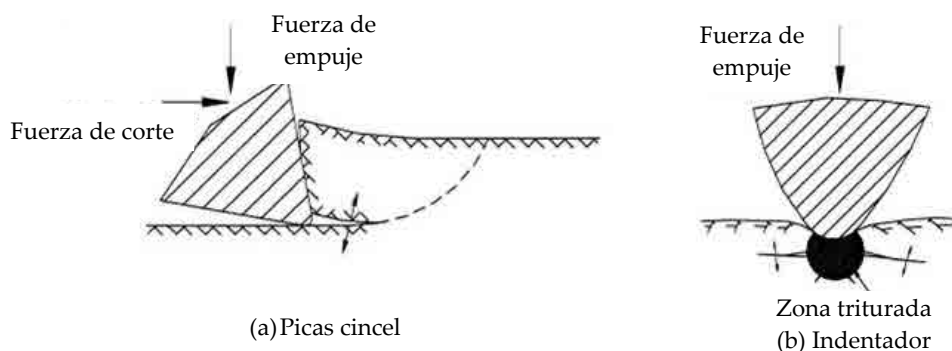


Figura 3.3: Grietas por tracción causada por picas cincel e indentadores. (Hood., 2000)

Como explican Hood & Roxborough (1992) la acción de corte de las picas de arrastre requiere aplicar menos fuerza y energía para un mismo volumen de corte. Sin embargo, los esfuerzos de tracción inducidos en la herramienta son mucho mayores en las picas, que trabajan

esencialmente a flexión, mientras que el indentador lo hace a compresión. Por esta razón la durabilidad de las picas es, a igualdad de condiciones, menor y, también por esta razón no resultan herramientas prácticas para las rocas duras.

Los diferentes mecanismos de interacción con el terreno de picas y discos se ven afectados de modo diverso por las propiedades del terreno. Tanto picas como discos pueden actuar en un material predominantemente frágil (roca), produciendo roturas de características distintas, pero que, en primera aproximación, se manifestarán como fracturas cuya geometría dependerá de propiedades de la roca (resistencia a la tracción y al corte, tenacidad, etc), de la geometría del contacto y de las fuerzas aplicadas.

Sin embargo, en materiales predominantemente plásticos (suelos), donde el desarrollo de fracturas es difícil, el mecanismo de indentación propio de los discos es ineficiente. Tal como se ilustra en figura 3.4 se produce flujo plástico en torno al indentador y el mecanismo se traduce en la penetración del indentador en el terreno sin que se produzca arranque del mismo. En cambio, el mecanismo básico de corte de las picas, aunque con dependencia de los distintos parámetros del terreno, sigue siendo aproximadamente válido en terrenos plásticos.

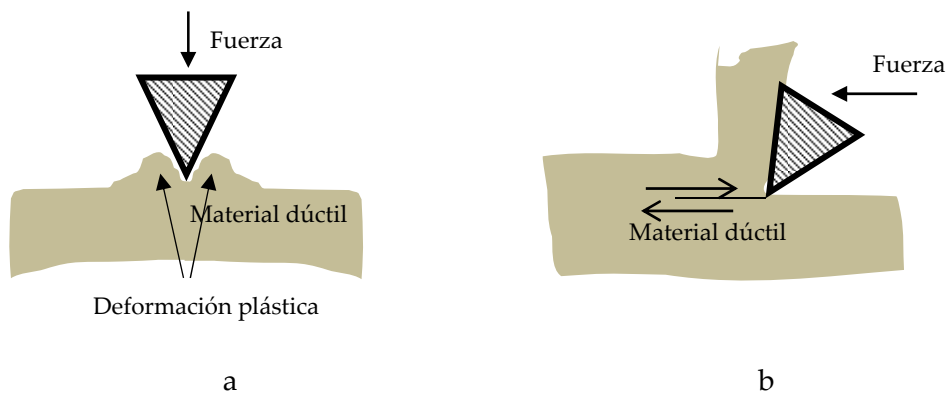


Figura 3.4: Rotura de material dúctil: a) con un indentador, b) con una pica. Adaptado de (Ramezanzadeh & Hood, 2010).

La interacción entre herramienta y terreno se describe por medio de fuerzas de contacto FC . La nomenclatura que hemos empleado se toma de (Roxborouhg y otros, 1981), y se ilustra en la figura 3.5a para los discos y en la figura 3.5b para las picas. Las definiciones empleadas son:

- Fuerza Normal (F_n) es la fuerza que actúa en dirección perpendicular al frente de excavación.
- Fuerzas de corte o rodadura (F_c). es la fuerza que actúa en dirección paralela al frente de excavación.
- Fuerza lateral (F_s): son las componentes de las fuerzas de contacto (F_n y F_c) que son perpendiculares al plano de rodadura (en el caso de los discos) o al plano de corte (en el caso de las picas).

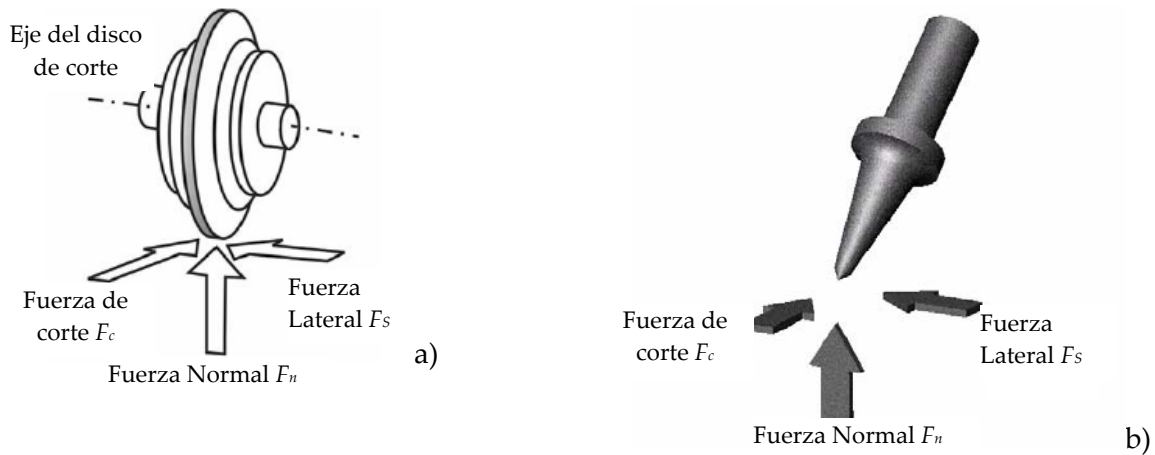


Figura 3.5: Esquema de fuerzas de contacto a) en un disco adaptado de (Balci, 2009). b) en una pica adaptado de (Asbury y otros, 2002)

El ratio entre F_c y F_n define el coeficiente de corte (C_c) como se expresa a continuación:

$$C_c = \frac{F_c}{F_n} \quad (3.7)$$

C_c puede relacionarse, como veremos, con la razón entre el par motor y fuerza de empuje para una determinada TBM. (Gertsch y otros, 2007). Sin embargo, antes de considerar el trabajo conjunto de las herramientas en la rueda de corte es conveniente describir el de las herramientas aisladas.

Los experimentos de mayor relevancia para el estudio de la interacción entre discos y terreno son los llamados ensayos de corte lineal, (LCT, *linear cutting test*). Estos son experimentos de cierta complejidad, sobre todo por el tamaño, tanto de la máquina como de la pieza de roca (de orden métrico), que es necesario para hacer trabajar a corte un disco de tamaño real. Aunque la literatura acumula ya la descripción de bastantes campañas experimentales de esta índole (Tabla 3.5) por sus dificultades no es un experimento muy frecuente.

Al ser las picas menores que los discos los ensayos LCT pueden emplear muestras de menor tamaño, aunque esto limita el estudio de la interacción entre herramientas. En la tabla 3.6 se recogen datos de algunas campañas experimentales de LCT que emplean picas.

El elevado coste experimental de los ensayos tipo LCT ha impulsado la búsqueda de alternativas basadas en la simulación numérica. En los noventa comienzan a aparecer estudios numéricos del problema de indentación, inaugurando una tendencia que se intensifica hasta el presente (Tabla 3.7).

Tabla 3.5 Ensayos LCT en discos

Referencia	Laboratorio	Herramienta			Material			Cuadro de ensayo	Comentario
		forma	Geometría	Tipo/material	Muestra	RCS MPa	Dim.		
Snowdon, Ryley & Temporal, J., 1982	Crowthorne, Berks. U.K.	en V	200mm diámetro Ángulo de filo 80° Radio en punta de 2,5mm	Acero dureza RW60 con alto contenido de carbono y cromo.	Caliza Dolerita Granito Arenisca	de 50 a 340	1m3	<p>Para crear una superficie representativa de un frente de túnel se realizaron varios cortes por la superficie de la muestra de roca a valores controlados de penetración y espaciamento. Sobre la superficie de la roca ya pre condicionada una herramienta corta la roca solo una vez por una pista dando lugar a un surco y luego por otra pista formando el siguiente surco, a un espaciamento entre los dos surcos y una penetración tal que ocurra una rotura interactiva entre cortes al mismo nivel en el bloque. Se descarta múltiples pasos repetitivos de la herramienta por el mismo surco, debido a que no es representativo de la forma de trabajar de la TBM..</p> <p>Al final de cada corte se pesaron los detritos producidos en su respectiva longitud atravesada. Los cortes cercanos a los bordes de la muestra fueron excluidos.</p> <p>Se realizaron 3 cortes para cada juego de penetración/espaciamento impuesto. La máxima penetración que se usó vino determinada por la capacidad de la máquina (500kW) o cuando Fn fue tan grande que la fractura de propagación se inició inmediatamente en la punta de la herramienta con una sola pasada</p>	<p>Se concluyó que cada tipo de roca se relaciona con un determinado radios/d para una SE mínima.</p> <p>El espaciamento entre discos y las fuerzas de corte afectan fuertemente a SE nombrándola como eficiencia de corte.</p>
Ozdemir, Miller, Wang 1979	Colorado School of Mines	En V	12" de diámetro	Provisos por la empresa Robbins	Granodiorita Caliza granito	15-80	85dm ³	<p>Se niveló la superficie de la muestra previamente (ídem Snowdon). Este acondicionamiento de la superficie se hizo siempre que se realizaba el ensayo en una nueva superficie de la muestra de ensayo.</p> <p>El ensayo se lleva a cabo mediante el movimiento de la muestra de roca a velocidad constante. Se estudiaron 4 variables consideradas influyentes en el rendimiento de una excavación. 1) el ángulo de filo y el diámetro del disco, la penetración y el espaciamento de los cortes. Cada una de estas variables tuvo 5 niveles de variación. Se hicieron 25 ensayos por cada tipo de roca.</p>	<p>Hallaron la influencia de la geometría de los discos en la formación de las pastillas (chips) de roca.</p> <p>Cada disco se consideró gastado cuando alcanzaba un nivel de desgaste de su punta de 0,25".</p>
Balci, 2009	Istanbul Technical University. Mining Eng. Dept	CCS.	330mm de diámetro, 12mm de ancho en punta	comercial de la casa Robbins	Esquisto, caliza	31 y 65	1x0,7x0,7m	<p>En el ensayo se simula una vuelta de la TBM en el frente de excavación entendida como el paso simultáneo de un grupo de herramientas distribuidas según un determinado espaciamento y penetrando en la roca a una profundidad también preestablecida. Esta situación es reproducida en el laboratorio previo acondicionamiento de la superficie de la muestra (Idem</p>	<p>Ensayos repetitivos con distintas profundidades de corte p y espaciamentos s. Velocidad de corte constante de 12,7cm/s. Fr y Fn aumentan con el</p>

Tabla 3.5 Ensayos LCT en discos

Referencia	Laboratorio	Herramienta			Material			Cuadro de ensayo	Comentario
		forma	Geometría	Tipo/material	Muestra	RCS MPa	Dim.		
								Snowdow, 1982), gracias a pasos de una herramienta que corta una misma superficie de roca dejando surcos por cada corte que interactúan entre sí. Se realizaron hasta 4 cortes por paso.	aumento de p, mientras SE disminuye con el aumento de p. Se halló como óptimo el ratio $s/p=10$ para ambos tipos de roca.
Gersth, Gersth, Rostami, 2007	Colorado School of Mines.	CCS	17" de diámetro y 13mm de ancho en punta	comercial de la casa Robbins	Granito	158	1,1x0,8x0,6m	Ensayos a penetración constante p y variación de espaciamiento s. No se determinó el valor óptimo de s/p debido a que en los ensayos se llegó a valores de 30 y aún así no se había llegado al valor mínimo de SE. Se observó mayor sensibilidad de SE frente a Fr y espaciamiento que frente a Fn y penetración.	Se consideró que espaciamiento de 76mm se relaciona con el óptimo para el cual las variaciones de p no tienen gran influencia en SE.
Yagiz, 2006. Yagiz, Rostami, Kim, Ozdemir, Merguerian, 2010.	Istambul Technical University. Mining Eng. Dept.	CCS	17" de diámetro	comercial de la casa Robbins	diorita, gneiss, tonalita, pyroxene, biotita, hornblenda, Calc silicateo metadolotita, metaandesita, granito.	111-162.		El ensayo se realiza de manera estándar (como Balci, 2009), la presencia de discontinuidades no es un aspecto que se considere durante el ensayo sino que se aplica sobre los resultados a los que se denomina modelo modificado de la escuela de minas de Colorado. Se satisfizo investigar el efecto de fracturas y discontinuidades del macizo rocoso en el rendimiento de una excavación mecanizada.	Se determinó el avance neto (ROP(m/h)) con los datos obtenidos del ensayo y se modificó incorporando dos nuevas variables: rock fracture index (RFI) y britleness index (BI).
Zhao X., 1989	Newcastle. UK	En V	300mm de diámetro y 2,5mm de radio en filo y ángulo de filo 60°		Granito, caliza, arenisca, anhidrita, yeso, cuarcita, andesita, cal.	De 6 a 559	1x0,8x0,6m	Preparación de la superficie con 6 series de pasadas de herramienta aislada para representar el frente de excavación en la superficie de la muestra. Ensayos en seco y luego con inyección de agua a distintas presiones de agua (4 niveles) y ángulo de posicionamiento del pico inyector (3 posiciones). Se compararon los registros obtenidos en cada caso. Velocidad de corte de 0 a 1,3m/s. penetración impuesta de 2mm y 4mm y 5 niveles de ratios s/p. Se realizaron 3 ensayos por cada una de las condiciones (24) de ensayo.	Ensayos repetitivos, con herramienta aislada y con conjunto de herramienta. Introducir principios de mecánica de fractura en el estudio del mecanismo de corte de rocas mediante discos. Demostró que el rendimiento de una TBM aumenta cerca de un 10% con la inyección de agua. (a presión de 13 a 55MPa) y las fuerzas de corte se

Tabla 3.5 Ensayos LCT en discos

Referencia	Laboratorio	Herramienta			Material			Cuadro de ensayo	Comentario
		forma	Geometría	Tipo/material	Muestra	RCS MPa	Dim.		
									reducen casi al 50%.
Hood&Alehossein, 2000.	Colorado School of Mines.	CCS y oscilating disc cutting (ODC)	ODC tiene 5cm de diámetro, CCS es estandar		Granito	160		Comparar la magnitud de las fuerzas necesarias para penetrar en la roca para cada tipo de disco. Procedimiento de ensayo estándar (como Balci, 2009).	Ensayos con profundidad impuesta de 10mm y surcos de 25mm de ancho impuesto..
Roxborough&Phillips, 1975	Newcastle. UK.	En V	Distintos diámetros y ángulos de filo		Arenisca	50	0,5x0,5x0,3m	Se investigó la influencia de 5 variables (diámetro del disco, penetración, ángulo de filo del disco, velocidad de corte y7 espaciamento), cada variable pudo adoptar hasta 5 niveles de valores.	Se propuso la relación entre s/p y SE. Hallaron que existe una relación s/p óptima para la cual SE es mínima y el corte es el mas eficiente. También hallaron una relación entre Cc y p útil para otros modelos de predicción.
Rostami, Ozdemir, Nilsen, 1996	Colorado School of Mines	CCS	17" de diámetro	estandar	Toba		1x0,5x0,5m	Ensayos estándar a velocidad constante de 25cm/seg. Probando diferentes combinaciones de relación s/p hasta hallar la óptima vinculada con el menor valor de SE. Comparación de predicción de rendimientos y vida útil de herramientas entre dos métodos: CSM y NTNU.	Se realizaron ensayos según cada método de predicción. Se puso en evidencia las debilidades del método CSM frente a macizos con discontinuidades.
Chang, Choi, Bae, Jeon, 2006.	Seoul, Korea	CCS	17" diámetro y ancho en punta de 80mm.	estandar	Granito, gneiss, caliza, toba.	de 36 a 183		Preacondicionamiento de la muestra (como Snowdow, 1982) Incorporar una técnica fotogramétrica digital para medir los cortes tridimensionales de la roca en los ensayos LCM.	Ensayos repetitivos variando espaciamento y penetración determinaron los volúmenes medidos con su técnica frente a los calculados con el ensayo tradicional..

Tabla 3.6: Ensayos LCT en picas de ataque puntual y radiales

Referencia	Laboratorio	Herramienta			Material			Cuadro de ensayo	Comentario
		forma	Geometría	material	Muestra	RCS MPa	Dim.		
Neil, Rostami	Colorado School of	cónicas	ángulo en punta	Carburo de	Rocas silíceas	100		Durante el ensayo la velocidad de corte y la penetración fueron variadas y controladas en cada ensayo. Se obtuvo	Se determinó un s/p óptimo entre 2-4 y una penetración de 10mm. Se

Tabla 3.6: Ensayos LCT en picas de ataque puntual y radiales

Referencia	Laboratorio	Herramienta			Material			Cuadro de ensayo	Comentario
		forma	Geometría	material	Muestra	RCS MPa	Dim.		
Ozdemir, Gersth, 1994	mines.		100°, ángulo de retirada (rake) $\alpha=50^\circ$	tungsteno				información de la geometría de los detritos de roca excavada y de la temperatura que adquiere la herramienta lo que le limita en su velocidad de corte.	determinó la SE mínima en 9kWh/m ³ .
Grant, Pieterse & Phillips (1981)	Soud Africa, Cámara de Minas.	cinceles o radiales	distinta geometría (distintos ángulos de retirada (rake) y de despeje (clearance))		Carbón	19		Investigar la geometría de las picas cincel en la magnitud de las Fuerzas de corte y la penetración. Hallaron como óptima una penetración de 20mm, y una relación s/p de 2. La velocidad de corte variable entre 20 y 200mm/s y mayoritariamente se utilizó 140mm/s. el primer corte aislado de la herramienta destinado a preparar y acondicionar la superficie de la muestra se hace con una relación s/p mayor que 6. Siempre que se acabe un corte se recoge el material cortado para su posterior pesado.	Ensayos repetitivos con herramienta aislada y con conjunto de herramientas.
Balci, Demirci, Copur, Tuncdemir, 2004.	Istanbul Techni Uni. Mining Eng. Dept.	cónicas	Gage 80mm, diámetro en punta 22mm, ángulo de filo=80°.	Sandvik (identificación: S35/80H).	Cromita oro, serpantinita, cobre trona, anhidrita, selestita, yeso, arenisca, toba, limolitas, arcillitas	de 6 a 174	1x1x0,6	Las variables de ensayo fueron 3: el tipo de roca, el espaciamiento y la profundidad. La velocidad de corte fue constante. Se realizó la preparación de la muestra con cortes aislados tal como Snowdow, 1982 y durante esa etapa de preparación de la muestra se buscó el valor de penetración más apropiado para comenzar el ensayo y hallar SE óptima. Los ensayos se realizaron a 5mm y 9mm. Consiguieron expresar ROP=PR (m/h) en función de RCS en base a hallar correlación de SE (determinada a partir del ensayo LCT) y propiedades geotécnicas.	El modelo presentado no incluye el efecto de las discontinuidades que puede tener un macizo rocosos.
Goktan & Gunes, 2005.	Istanbul Techni Uni. Mining Eng. Dept.	cónicas	diferente geometría	Sandvik S35/80H) y Board U47 HD30	Cromita, cobre, arenisca, limolitas, caliza	de 30 a 170	0,7x0,5x0,5m	Compararon los valores de fuerzas de corte y normal obtenidos por el ensayo LCT estándar (no dan detalles de los ensayos), y los que resultan de las formulaciones de Evans y su posterior formulación modificada por Goktan.	Como resultado proponen una nueva ecuación semi empírica para determinar Fc.
Bilgin 1977 PhD thesis	Newcastle . UK	Cónicas y cinceles o radiales	ángulo de despeje 6°, ancho de herramienta	Carburo de tungsteno	arenisca, anhidrita, caliza, granito,	de 45 a 183	0,5x0,5x0,3	Se realizaron 100 ensayos para estudiar el efecto de su diseño y variables operacionales en rocas de alta resistencia y comparar su eficiencia de corte frente a los discos. Las variables de ensayo fueron profundidad de corte, ancho de pica, ángulo de	El coeficiente de corte aumentan con el aumento de p. Los valores óptimos de s/p se situaron en 1-2. Se hicieron ensayos para medir el

Tabla 3.6: Ensayos LCT en picas de ataque puntual y radiales

Referencia	Laboratorio	Herramienta			Material			Cuadro de ensayo	Comentario
		forma	Geometría	material	Muestra	RCS MPa	Dim.		
			ta 2,54cm		grauvaca			retirada y s/p, cada uno con 5 niveles de magnitud. La velocidad del ensayo fue fijada en 150mm/s. El excesivo desgaste y daño de las picas cónicas en el granito hizo renunciar al ensayo en este tipo de roca.	desgaste de las picas como pérdida de peso de la herramienta para varias de las condiciones de ensayo realizadas.
Kim, Rostami, Swope, 2012	Kennametal rock cutting Lab. Latrobe, USA.	cónicas		comerciales AM470 y RZ24 de Kennametal	Caliza	50	1,8x2x0,6m	908 ensayos repetitivos con 4 variables de ensayo: tipo de herramienta, ángulo de inclinación, penetración y espaciamiento, se buscó medir la velocidad de rotación de la pica. La longitud de ensayo fue de 1,8m en la dimensión mayor del bloque de roca. Se apuntó a obtener información de referencia de cara a una nueva máquina de ensayo que incorpore el movimiento rotacional de la pica sobre su propio eje. Full-Scale Rotary Cutting Test.	Se halló que para ciertos ángulos de inclinación no se facilita la rotación de la pica.
Balci, Bilgin, 2007	Istambul Technic. Univers. Mining Eng. Dept.	cónica	Gage 80mm, diámetro en punta 22mm, ángulo de filo=80°.	modelo comercial 35/80H de Sandvik,	Arenisca, arcillitas, toba, cromita, trona, provenientes de turquí.	de 6 a 174	1x1x0,6m	Las variables independientes del ensayo fueron tipo de roca, penetración (5 o 9mm) y espaciamiento (5, 10, 15 o 25mm). Las variables que permanecieron constantes durante los ensayos fueron la secuencia de corte, el ángulo de ataque (56°), velocidad de corte (12,7cm/s), el tipo de herramienta, el ángulo de oblicuidad (0°), ángulo de inclinación (0°). Se hicieron comparaciones y correlaciones entre el ensayo de corte lineal a gran escala y uno a escala reducida.	Ensayos con herramienta aislada primero y en conjunto de herramientas.
Bao, Zhang, Yao, Lunn, 2011	Máquina de ensayo universal Instron 5567 en New south Wales Australia.	Cónicas y piramidales	radio en punta 1,2mm, medio ángulo en la punta 38°. Radio en punta 1mm, medio ángulo en la punta 53°.		4 muestras de Arenisca australiana.	De 44 a 67	2,2x1,2x0,7m	Las muestras se acondicionan previo al ensayo de modo que tuvieron idéntico nivel de humedad. La velocidad de carga fue de 1mm/min. (máquina con control de carga) El ensayo se realiza en el borde de las muestras de roca, y la distancia d entre el punto de aplicación de la pica y el borde se considera equivalente a p en el LCT. Con cámara digital se graba la forma y geometría de la pastilla de roca cortada. Hallaron que la pastilla de roca tiene una longitud igual a 4 veces d y un ancho de 1,5d. profundidad de corte de 8, 10, 15 y 20mm. Las fuerzas de corte fueron más fluctuantes en picas cónicas que en picas piramidales. Registros de fuerzas pico de indentación y energía de disipación se usaron para validar un modelo que se basa en mecánica de fractura.	Se propone un modelo mecánico para predecir fuerzas de corte en roca. El modelo ha sido verificado mediante los ensayos.
Cherag	Newcastle	radiales o	Con	Carburo	Arenisca	44/	0,75x1,	Variables independientes del ensayo: profundidad, ángulo de	Ensayos repetitivos velocidad de

Tabla 3.6: Ensayos LCT en picas de ataque puntual y radiales

Referencia	Laboratorio	Herramienta			Material			Cuadro de ensayo	Comentario
		forma	Geometría	material	Muestra	RCS MPa	Dim.		
hi, 1992 PhD Thesis.	.UK.	cinzel	12,7mm de ancho y demás geometría variable	de tungsteno	cal Caliza.	45/120.	5x2m	retirada, discontinuidades en diferentes espaciamientos, contenido de humedad y ángulo de inclinación respecto a la cara a ensayar. Se hallaron parámetros de corte, geometría de herramienta o condiciones de las rocas que puedan afectar la eficiencia de corte.	corte fija entre 0,1 y 0,125m/s.
Cigla, Balci, 2002	Colorado School of Mines.	cónicas	16mm de diámetro en punta 19mm de diámetro en punta, ambas con ángulo de 75°	estándar U-92 U-94 Kennametal.	arenisca rica en sílice	120		Preparación de la muestra con herramienta aislada, previo a realizar el ensayo. Dado que se busca estudiar medidas para reducir el polvo generado durante la excavación con rozadoras, durante el ensayo, luego de cada pasada se recoge con un cepillo fino todo el material (partículas y polvo) a modo de muestra del detrito generado a fin de determinar el porcentaje relativo de polvo respirable. Luego la muestra de roca se traslada lateralmente respecto de la presente huella o pista dejada y a un valor establecido de espaciamiento para iniciar el nuevo corte y así reproducir el efecto de trabajo en conjunto de las herramientas o la acción de múltiples herramientas dispuestas en una cabeza de corte. Variables de ensayo: tipo de herramienta, espaciamiento, penetración, ángulo de ataque. Las constantes fueron, tipo de roca, velocidad de corte 254mm/s, ángulo de oblicuidad 0° y de inclinación 0°.	Se calibraron las fuerzas actuantes y las distintas geometrías de herramienta para diseñar un modo de operación que asegure un aceptable nivel de producción con un mínimo de polvo generado.

Tabla 3.7: Simulaciones numéricas de interacción terreno herramientas

Referencia	Modelo numérico	Material			Objetivo	Comentario	Elementos
		tipo	geometría	propiedades			
Cheraghi, 1992 PhD Thesis.	Modelos en 2D en deformación plana y 3D. Programa PAFEC-FE. FEM. la herramienta de corte, se estimó de acero definido en la librería del programa PAFEC-FE.	Arenisca,		RCS= 44Mpa E=15Gpa $\mu=0,25$, $\rho=2210,6\text{kg/m}^3$	Evaluar las tensiones generadas en el macizo rocoso como consecuencia de la acción de la herramienta.	Modelos numéricos con distinta geometría de herramienta, espaciamiento y penetración y roca con distinto nivel de confinamiento lateral.	Elementos isoparamétricos de 8 y 6 nodos

Tabla 3.7: Simulaciones numéricas de interacción terreno herramientas

Referencia	Modelo numérico	Material			Objetivo	Comentario	Elementos
		tipo	geometría	propiedades			
		Picas		E=209GPa, μ=0,3, ρ=7800kg/m ³			
Cho, Jeon, Yu, Chang, 2010.	Autodyn 3D. FEM Modelo homogéneo e isótropo Criterio de rotura de Drucker Prager, comportamiento elasto-plástico de la roca. Se convierte a comportamiento frágil mediante función no lineal de endurecimiento. Velocidad de ensayo 2m/s. Penetración constante en 4mm. Espaciamiento variable (desde 28 a 80mm) para cada tipo de roca	Granito, gneiss, caliza, toba..	Variable mm ³ (desde 50x50x50 a 500x500x500)	RCS desde 36Mpa a 183Mpa	Hacer comparaciones entre resultados de modelo numérico y resultados de los ensayos LCM.	Proponen posibilidad de substituir LCT mediante modelo numérico para determinar espaciamiento y penetración óptimos. El modelo no considera el desgaste de la herramienta. Se consideran rocas macizas homogéneas.	Para la roca elementos cúbicos de 3mm de lado
		Discos de corte	Forma en V, diám. 17" y ancho en punta de 80mm.	Acero 4340			
Innaurato, Oggeri, Oreste, Vinai, 2007	3 modelos numéricos 1) Modelo axisimétrico del túnel, con avance bajo diferente tapada. 2) modelo en deformación plana. Se simula el contacto y formación del surco en una simulación de la interacción roca-herramienta. 3) modelo en deformación plana, fase de formación de la pastilla de roca. Túnel de 3,5m de diámetro. El modelo no considera el desgaste de la herramienta.	Modelo 1. Material elasto frágil criterio Hoek-Brown.	180 x 80m.	RCS 076Mpa E=58000Mpa, c=35Mpa Φ=47°. E=30000Mpa. μ= 0,3.	Investigar la iniciación de la fractura en material confinado por la acción de discos de corte	Definen 2 etapas 1) la herramienta penetra en la roca y obtiene un surco inicial, 2) se aplica una tensión hidrostática en la zona circundante al surco, para liberar una pastilla de roca entre dos surcos vecinos. Del modelo 1 se determinó el estado tensional actuando en el frente del túnel para aplicar al modelo 2 y 3 unas condiciones laterales tensionales del modelo 2 se determina las dimensiones del surco. En modelo 3 se calcula las tensiones actuando en la superficie de rotura y se verifica la formación de la pastilla de roca.	Modelo 1: 130.000 elementos de 0,5x0,5m. profundidad del túnel de 100 a 1000m Modelo 2. 1x1m de roca 85440 elementos. Modelo 3: 74760 elementos de 1x1mm. Penetración 5 a 10mm. Radio del surco= 7mm.
		Modelo 2. Disco de corte	17" diám. Ángulo de ataque de 60° y ancho en punta de 6cm.	E=210000 Mpa			

Tabla 3.7: Simulaciones numéricas de interacción terreno herramientas

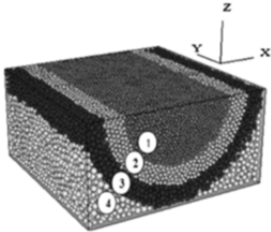
Referencia	Modelo numérico	Material			Objetivo	Comentario	Elementos
		tipo	geometría	propiedades			
Huang, Damjanac, Detournay, 1997/8.	Programa FLAC. El modelo en 2D define dos números (γ, τ) el primero es adimensional y reúne un grupo de variables, el segundo es un parámetro de confinamiento igual al cociente entre tensión lateral de confinamiento y la RCS. Ambos son variables independientes del problema y se fija como constantes: ángulo de fricción interna, ángulo de dilatación, coef. Poisson, ángulo de fricción en la interacción herramienta-roca, ángulo de despeje. Condición de fluencia de Mohr-Coulomb y potencial plástico.	La herramienta es una cuña rígida,			Se buscaba medir la influencia del confinamiento lateral en el desarrollo de la zona plástica de la roca situada bajo un indentador y en el inicio de fracturas por tracción.	El proceso de indentación se simuló aplicando una condición de contorno de velocidad en el indentador. El modelo mostró que un aumento en el confinamiento causó apenas una modesta reducción en la magnitud de la máxima tensión de tracción.	
		roca	Isótropa, homogénea, elastoplástica perfecta.				
Su, Akin, 2011	<p>Modelo de contacto lineal en Particle Flow Code en 3D. El tamaño de las partículas se graduó definiendo semi cilindros concéntricos con radios de 9/12/15 y >15mm</p>  <p>si bien todas las partículas tuvieron asignado el mismo comportamiento mecánico. Se introdujo un ángulo de fricción entre pica y roca de 8,5°. Variables independientes: profundidad de corte (3, 6 y 9mm), espaciamiento. Distancia de corte 20mm. Radio de las partículas entre 0,25 y 0,52mm para p=3mm; 0,4 a 0,83mm para p=6mm y 0,55 a 1,14 para p= 9mm lo que se corresponde a su vez con los semi</p>	Pica cónica	Angulo de ataque 57°, ángulo en punta 80°, ángulo de despeje 17°, ángulo de retirada - 7°.	Cuerpo rígido	El modelo consiste en simular un ensayo LCT con herramienta aislada.	<p>Las micro propiedades se calibraron mediante modelos de ensayo de RCS en PFC^{3D}</p> <p>El caso numérico se inicia cuando la herramienta entra en contacto con la roca, todo lugar donde se rompa el contorno entre partículas da origen a la formación de micro fisuras y posterior generación de pastillas de roca. Sin embargo no es posible ver macrofisuras.</p> <p>El desgaste en la herramienta se aborda mediante un cambio en la punta de la pica a mas redondeada. El ensayo en ambas condiciones (pica perfecta, pica redondeada en la punta) da lugar a comparaciones de las fuerzas de corte F_c en casos de pica nueva y pica gastada. En éste último caso, las F_c son mayores. Los resultados no se han validado con ningún ensayo real.</p>	50000 partículas esféricas.
		Arenisca	30x30x15 mm para p=3mm 56x30x28 mm para p=6mm 82x30x41 mm para p=9mm	RCS=desde 87 a 173MPa E=17 a 33GPa, $\mu=0,2$ a 0,29,			
		Caliza	30x30x15 mm para p=3mm 56x30x28	RCS=122MPa E=57GPa, $\mu=0,2$			

Tabla 3.7: Simulaciones numéricas de interacción terreno herramientas

Referencia	Modelo numérico	Material			Objetivo	Comentario	Elementos
		tipo	geometría	propiedades			
	cilindros definidos en el modelo. Velocidad de ensayo 0,3m/s suficientemente baja para asegurar un estado de equilibrio quasi estático		mm para p=6mm 82x30x41 mm para p=9mm				
Rojek, Oñate, Labra, Kargl, 2011	Programa de cálculo DEMPack Modelos 2D y 3D con elementos discretos para simular el corte de roca. El modelo asume contorno cohesivo entre partículas, estos contornos se pueden romper frente a cargas excesivas. Lo que se usa para simular la iniciación y propagación de las fisuras. La rotura es instantánea cuando la resistencia de la interface es vencida en dirección tangencial o en dirección normal por fuerzas de tracción. Estas acciones a nivel microscópico son generadas a partir de esfuerzos e compresión a nivel macroscópico. Luego de una rotura cohesiva entre contornos puede ocurrir una interacción friccional entre las partículas donde el coeficiente de fricción es el de Coulomb.	roca modelo elasto-frágil perfecto	50x50mm	Se definen 9 parámetros independientes a nivel microscópico	Se realizaron modelos de ensayos de corte y se compararon las fuerzas de corte resultantes con valores de ensayos de laboratorio.	El programa de cálculo DEMPack no es comercial sino desarrollado por los propios autores. El análisis es micromecánico. Proponen relaciones adimensionales que vinculan los parámetros definidos a nivel microscópico con parámetros macroscópicos. Los análisis en 2D son en deformación plana. No se tiene en cuenta el desgaste de la herramienta. Sólo se ha considerado la acción de una herramienta aislada	4979 elementos cilíndricos, con radio promedio de 0,465 mm(2D). En el volumen total de roca, las partículas dejan una porosidad del 13%, elementos esféricos en (3D).
Cook, Hood, Tsai, 1984	Modelo de elementos finitos axisimétrico en 2D. Criterio de rotura de la roca de Mohr-Coulomb. La herramienta no se modeliza explícitamente. Se aplica una fuerza a 5mm del borde izquierdo.	Roca granítica	RCS 170MPa. Elástico lineal	42,5mmx87mm	Se modelizaron ensayos experimentales para explicar el proceso de corte observado.	Observaron que la zona de la roca inmediatamente por debajo de la indentación la roca no se rompe porque en esa zona se consigue un estado de compresión hidrostática o bulbo de presión hidrostática de compresión. Se comprobó que la zona de compresión se forma antes que la concéntrica exterior de tracción donde se producen las microfisuras. Ésta última zona se restringe en profundidad con el aumento de la presión de confinamiento.	Elementos rectangulares.

Tabla 3.7: Simulaciones numéricas de interacción terreno herramientas

Referencia	Modelo numérico	Material			Objetivo	Comentario	Elementos
		tipo	geometría	propiedades			
Gong, Jiao, Zhao, 2006.	Modelo en 2D código UDEC (Universal Distint element code) en DEM (Itasca, 1996). La acción del disco se aplica a la mitad de longitud del contorno izquierdo. Espesor de contacto de 15mm. La fuerza de rodadura no se tuvo en cuenta. Los 3 contornos superior, inferior y derecho tienen restringido el desplazamiento. Comportamiento de la roca según Mohr-Coulomb. Espaciamiento de juntas variable de 10 a 500mm.	Roca granítica,	0,6m x 0,6m, juntas verticales	RCS=85M Pa.	Estudian la fragmentación de la roca con juntas o discontinuidades debido a la acción de un disco de TBM.	Las juntas se orientan perpendicularmente a la dirección de indentación del disco de corte. Hallaron dos modos de inicio y propagación de una fisura. En una la fisura se inicia en un plano de junta y se propaga hacia la superficie libre, la otra es que la fisura se inicia en la zona de micho fisuras y se propaga hacia un plano de junta. Debido a la existencia de planos de discontinuidades debajo de la indentación el campo de tensiones principales es deflectado hacia los laterales.	Se definen zonas en UDEC con mallas de diferente densidad de elementos. El tamaño de cada zona es de 5mm y amortiguamiento (damping) 0,1.

3.4.2 Herramientas aisladas

a. Discos

El proceso de corte de los discos se suele describir (Farmer & Glossop, 1980; Hood & Roxborough, 1992; Thuro & Spaun, 1996) mediante una serie de etapas más o menos convencionales:

- Bajo la herramienta se genera una zona de concentración de tensiones de compresión que se manifiesta por pulverización fina de la roca (fase de indentación)
- A partir de la zona de contacto inmediato con la herramienta se inicia una zona de fisuras que se desarrollan radialmente (Fase de fisuración radial, Hertziana o de tracción).
- Propagación lateral de fisuras hasta encontrar bien los surcos de roca marcados en anteriores pasos de las herramientas, bien, por incurvación, la superficie original (Fase de fisuración lateral).

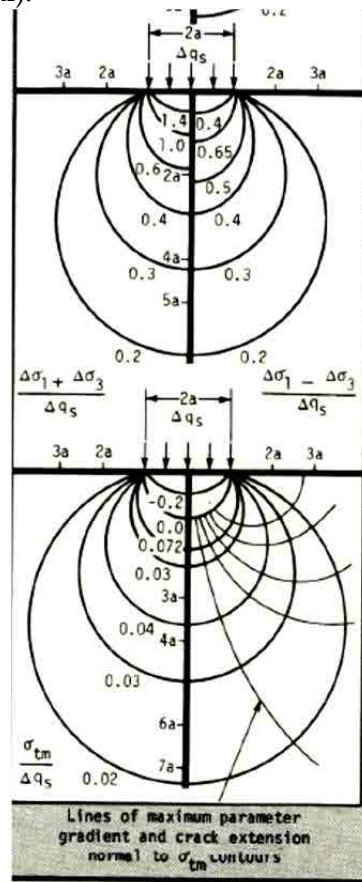


Figura 3.6: Isolíneas de tensión crítica movilizada. (Farmer & Glossop, 1980)

Una cuestión debatida inicialmente fue (Hood & Roxborough, 1992) si la expansión de fisuras hacia los lados se producía mediante un mecanismo dominado por los esfuerzos de corte o de tracción. Las primeras aproximaciones teóricas al problema asumían un mecanismo de corte, aunque una observación detenida de las superficies de fractura dio mayor importancia a la apertura por tracción.

La mecánica detallada de este proceso no es sencilla. Una primera aproximación teórica al problema se debe a Farmer & Glossop (1980) quienes estudiaron la distribución elástica de

tensiones bajo una carga en faja obteniendo las isóneas de tensión crítica movilizada¹ (en el panel inferior de la figura 3.6, las dirigidas desde la carga hacia el exterior) y direcciones de tracción máxima (perpendiculares a las anteriores). Esas isóneas dan una primera aproximación al patrón inicial de grietas que cabe esperar bajo un disco. Farmer & Glossop consiguieron establecer un balance de energía aproximado –ecuación 3.8– para la indentación a partir de lo cual ellos infirieron que la fuerza normal debería ser proporcional a la penetración, p , y la resistencia a la tracción, RT con una proporción dada por γ un factor geométrico que describe el contacto indentador – terreno.

$$F_n = \gamma RT p \quad (3.8)$$

Esta es una expresión muy simple que indica que la fuerza normal es el producto de la penetración, una medida de la Resistencia de la roca y un contacto geométrico no especificado. Las dependencias indicadas tienen el sentido correcto y aparecen de forma semejante en expresiones posteriores más complejas.

Sanio (1985) propuso un modelo algo más refinado. En él se representa la zona pulverizada bajo el apoyo como una esfera con estado tensional isótropo que se expande cargando contra una zona agrietada radialmente que la confina (figura 3.7). La longitud de estas grietas se puede relacionar con la presión aplicada en la zona pulverizada mediante conceptos de mecánica de la fractura. Por otra parte, tal presión puede también relacionarse con la fuerza aplicada por el indentador teniendo en cuenta la geometría de la zona de contacto. Se asume también que el radio de la zona pulverizada tiene una proporción constante, r_{pn} , con la penetración.

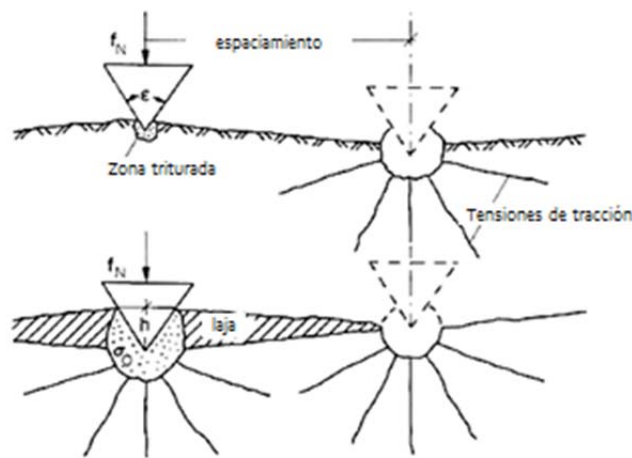


Figura 3.7 Modelo de indentación de Sanio (1985)

Se llega así a una expresión que relaciona la longitud máxima posible para la grieta (dada por el espaciamiento entre discos, s) con la fuerza normal aplicada, F_n , la geometría de la zona indentada (dada por el diámetro del disco, D , el ángulo de su filo, θ , y la penetración p) y la tenacidad del material, K_c .

$$F_n = \frac{2 K_c}{3 r_{pn}} \tan \theta \sqrt{s(Dp - p^2)} \quad (3.9)$$

¹ corresponde a la tensión límite dada por un cierto criterio de rotura; esta tensión es de tracción en el caso de Farmer & Glossop (1980)

Al igual que en el caso de la anterior de Farmer & Glossop el mayor interés de esta expresión radica en las dependencias que indica de los factores geométricos (s , p , D), que se revelan aproximadamente correctas. Su aplicación directa no es posible sin calibración previa con ensayos de corte con disco, pues medir K_c y aún más r_{pm} (que es una fracción del radio del bulbo de presiones dependiente de la penetración p) es muy difícil.

La fórmula de Sanio que se presenta más arriba en cierto modo generaliza una anterior de Roxborough & Philips (1975) quienes habían propuesto que la relación fuerza normal - penetración se podía expresar como

$$F_n = 4p RCS \tan \theta \sqrt{(Dp - p^2)} \quad (3.10)$$

Dónde RCS es la resistencia a compresión simple. Este resultado se deducía de suponer una resistencia uniforme e igual a RCS en toda el área de contacto del disco y roca; supuesto compatible con la idea de una zona pulverizada con estado tensional isótropo que mencionábamos antes.

En otras campañas experimentales (p.e. Snowdon et al, 1982) se ha corroborado que, en efecto, para una penetración dada, la fuerza normal aplicada crece de forma proporcional a alguna medida estándar de la resistencia de la roca (no necesariamente a compresión simple, también se obtienen buenas correlaciones con la resistencia a tracción, o a corte).

De estas campañas experimentales se siguen otras observaciones importantes, (Roxborough, 1985)

- La fuerza de corte es una fracción de la fuerza normal, fracción que crece con la penetración del disco. Roxborough & Philips, (1975) obtuvieron la siguiente expresión bajo el supuesto de que la resultante de la fuerza de contacto actúa a través del eje del disco –(y el ya mencionado de que la resistencia unitaria a la penetración es constante en todo el contacto).

$$\frac{F_r}{F_n} = \sqrt{\frac{p}{D-p}} \quad (3.11),$$

Esta expresión da resultados muy semejantes a una obtenida por (Snowdon y otros, 1982) mediante regresión empírica de su base de datos.

- La velocidad de corte no influye en los resultados.
- El desgaste de los discos causa pequeños incrementos de fuerzas, mantiene la relación F_n/F_r , reduce notablemente la penetración y aumenta la fragmentación en el contacto.
- En las rocas más blandas, dónde la indentación es más profunda (figura 3.8b), la rotura lateral tiene una componente de corte más significativa que en las más duras, donde la fracturación a tracción es más limpia (Snowdon y otros, 1982; figura 3.8a)

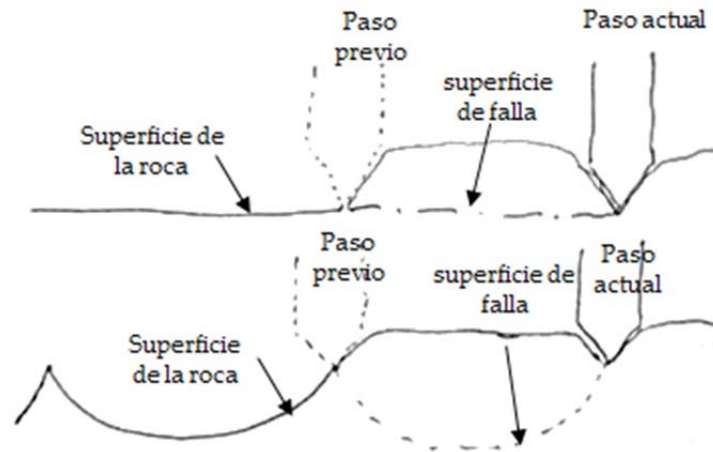


Figura 3.8: forma de la superficie de excavación y de la "laja", a) en rocas duras, b) en rocas blandas.

En la base de los métodos de la Escuela de Minas de Colorado (CSM), (Ozdemir & Wang, 1979) para el análisis de herramientas se encuentran observaciones y supuestos muy semejantes a los ya descritos. El aporte concreto de (Rostami y Ozdemir, 1993) al problema de interacción suelo-herramienta fue la expresión de la fuerza de corte en función del ancho de la punta de la herramienta (disco toroidal), el ángulo de contacto entre el disco y la roca, la penetración por revolución $PRev$ y la presión hidrostática que se genera por debajo del punto de aplicación de la herramienta:

$$F_t = \frac{P^o \Phi RT}{1+\psi} \quad (3.12)$$

Donde F_t es la fuerza resultante total, R es el radio del disco cortador, T es el ancho o espesor del borde, ψ es constante para la formulación de la distribución de la presión (entre 0,2 y -0,2, decreciendo con el aumento del espesor del borde del cortador), Φ ángulo de contacto entre la roca y el disco cortador, P^o es el bulbo de presiones en la zona triturada, estimada a partir de la resistencia a la tracción, a la compresión y el espaciamiento; que calibraron luego con multitud de ensayos LCT (Rostami y otros, 1996). De estos ensayos obtuvieron la relación s/p y las fuerzas de corte y consiguieron ajustar la fórmula de su bulbo de presión (su condición de partida fue que era un bulbo circular –idem a (Sanio, 1985)). De esta manera ellos vincularon parámetros de la roca intacta, parámetros de la rueda de corte (penetración y espaciamiento, geometría de la herramienta) y las fuerzas de corte.

El tratamiento analítico del problema de indentación no se ha abandonado y, por ejemplo, Alehossein y otros (2000) refinan el análisis de la fase de indentación mediante su tratamiento como problema de expansión de una cavidad esférica. Para tratamientos más completos del problema, que incluyan la fase de fracturación, son últimamente más habituales los tratamientos numéricos. Así, (Cook y otros, 1984) presentaron un modelo de elementos finitos axisimétrico en 2D, aplicaron a la roca el criterio de rotura de Mohr-Coulomb. La herramienta no se modelizó explícitamente sino que se aplicó una fuerza puntual. Su aporte fue la observación de la zona de la roca inmediatamente por debajo de la indentación donde notaron que la roca no se rompe porque en esa zona se consigue un estado de compresión hidrostática o bulbo de presión hidrostática de compresión, sino porque se comprobó que de la zona de

compresión se sigue una concéntrica exterior de tracción donde sí se producen las microfisuras. Ésta última zona se restringe en profundidad con el aumento de la presión de confinamiento.

Otros como (Liu y otros, 2002) usan EF con una descripción del comportamiento del material que incluye la posibilidad de rotura por tracción, corte y compresión (cataclástica o por fragmentación). Además emplean una distribución aleatoria de propiedades elásticas y resistentes entre elementos, introduciendo así variabilidad a pequeña escala. Varios aspectos de los resultados obtenidos, como el patrón de fracturación (figura 3.9) o las curvas de penetración parecían muy semejantes a los observados en experimentos, aunque la comparación permaneció en el plano cualitativo.

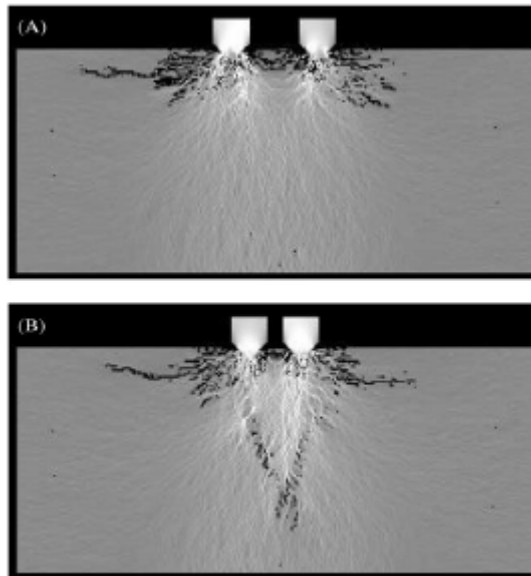


Figura 3.9 Efecto del espaciamiento entre indentadores. Simulación numérica (Liu y otros; 2002)

Otro trabajo con componente numérica destacada fue el de (Innaurato y otros, 2007), quienes estudiaron el efecto del confinamiento lateral de la roca sobre la acción de un disco de corte, llegando a la conclusión de que no tiene mucho efecto sobre la fuerza necesaria para la fracturación.

En general los métodos basados en la discretización de un continuo se encuentran con varias dificultades al abordar este problema. Por un lado la descripción del material necesita cierto refinamiento pues es un problema dónde se mezclan modos de fallo diversos (compresión, corte, tracción). Por otro lado la discretización debe ser muy fina cerca del indentador durante la fase inicial, pero luego debe refinarse también en la zona que trazan las grietas. Por último la fase última de desprendimiento de lajas se presta mal a la modelización mediante continuo. Todas estas razones hacen que los modelos basados en elementos discretos hayan resultado atractivos para muchos investigadores.

Este es el caso de (Rojek, y otros, 2011) que desarrollaron el código DEMPack para Modelos 2D y 3D con elementos discretos para simular el corte de roca. El modelo asume contorno cohesivo entre partículas, estos contornos se pueden romper frente a cargas excesivas. Lo que se usa para simular la iniciación y propagación de las fisuras. La rotura es instantánea cuando la resistencia de la interface es vencida en dirección tangencial o en dirección normal por fuerzas de tracción. No se tiene en cuenta el desgaste de la herramienta ni la acción conjunta de varias herramientas. También (Gong y otros, 2006) trabajaron en un modelo 2D en el código UDEC (Universal Distinct element code) en DEM (Itasca, 1996). Estudiaron la fragmentación de la roca

con juntas o discontinuidades debido a la acción de un disco de TBM. Sin embargo tampoco consiguieron modelizar el fenómeno de desgaste de la herramienta durante su acción en la roca.

b. Picas

Evans (1961) analizó por equilibrio límite la rotura debida a una pica con forma de cuña o cincel en un material frágil, llegando a la siguiente expresión para la fuerza de corte cuando la cuña entra perpendicular a la pared y después generalizándola para cuando el ángulo de ataque fuera distinto.

$$F_c^w = \frac{2RT \sin \phi/2}{1 - \sin \phi/2} w p \quad (3.13)$$

En la expresión anterior F_c^w es fuerza de corte de las picas radiales o cincel, RT es la resistencia a la tracción del material a cortar en [MPa], w ancho de la cuña en [mm], ϕ ángulo de la cuña [grados] y p la profundidad del corte en [mm]. En la siguiente figura se muestran algunos de los parámetros intervinientes en estas y otras ecuaciones posteriores

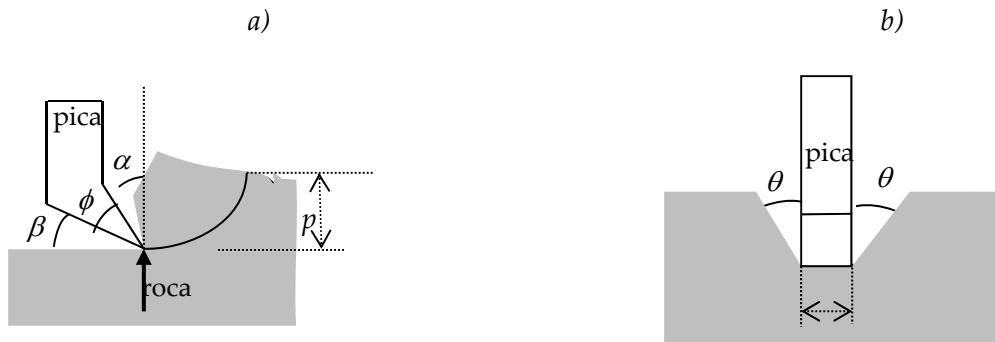


Figura 3.10 a) modelo de Evans, b) geometría simplificada del surco de roca. Adaptado de (Goktan & Yilmaz, 2005)

Nishimatsu (Nishimatsu, 1972) reformuló la relación de Evans para picas tipo cincel en rocas con resistencia dada por un criterio de Mohr-Coulomb, llegando a la expresión

$$F_c^w = \frac{2c \cos(i-\alpha) \cos \phi}{(n+1)[1 - \sin(i+\phi-\alpha)]} w p \quad (3.14)$$

Dónde c es la cohesión de la roca, ϕ el ángulo de rozamiento interno de la roca, α es el ángulo de retirada (véase figura 3.10), n un factor de distribución de tensión; i es el llamado "coeficiente de fricción" de la roca, que describe la orientación de la resultante de la fuerza de empuje sobre la cara de corte. A partir de sus resultados experimentales (Nishimatsu, 1972) dio relaciones empíricas aproximadas (expresiones 3.15) para esta relación y también para el factor de distribución de tensión:

$$n = 11,3 - 0,18\alpha \quad (3.15)$$

$$i = \alpha + atn \left(\frac{F_N}{F_C} \right)$$

Cualitativamente, las predicciones de las ecuaciones anteriores (p.e. un efecto lineal en la fuerza de la penetración o de la resistencia de la roca, efecto negativo del ángulo de retirada α , etc) coinciden bastante bien con las observaciones experimentales (Hood y Roxborough, 1992).

Su precisión cuantitativa es menor, entre otras cosas porque parten de un tratamiento 2D de un problema claramente 3D. Deliac (1993) presenta un tratamiento más refinado en la que se incorporan la tridimensionalidad del problema y la posibilidad tanto de rotura frágil (a tracción o modo I) como de rotura por corte friccional.

Las fuerzas aplicadas por una pica cincel al cortar son muy sensibles al desgaste de su filo. A medida que la pica de fricción pierde progresivamente su filo, la acción de fragmentar o romper ilustrada en la figura 3.11a cambia y se asemeja más a la de los discos. (Hood M., 2000). A medida que la pica de fricción se desgasta, su extremo afilado se va achatando y aplanando, figura 3.11b, cuando esto ocurre, la fuerza de empuje necesaria para mantener la pica a la profundidad de corte deseada aumenta. El proceso de corte frágil asociado con un ángulo de retirada positivo cambia a un proceso de trituración para bajos o negativos ángulos de retirada. (Yilmaz y otros, 2007).

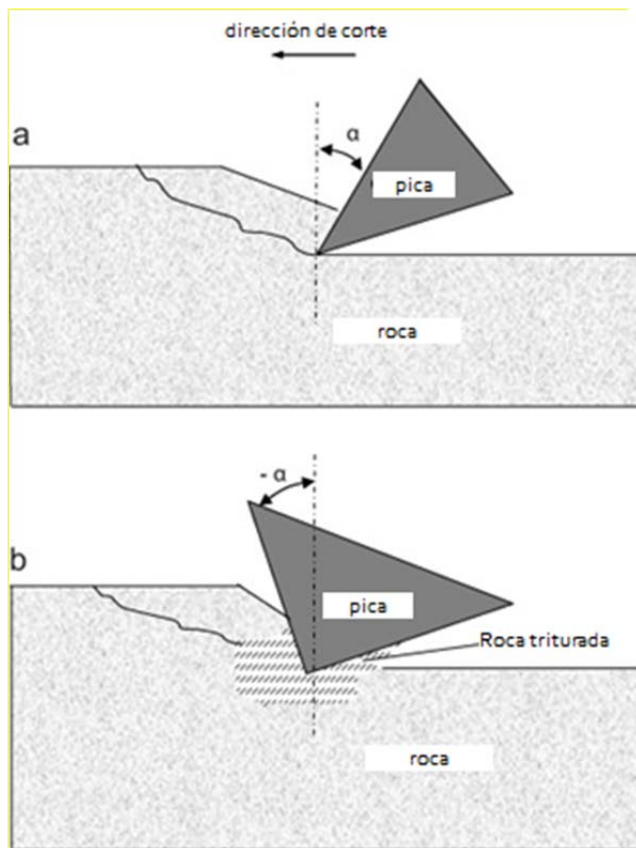


Figura 3.11: Diferentes geometrías de picas cincel. (Yilmaz y otros, 2007)

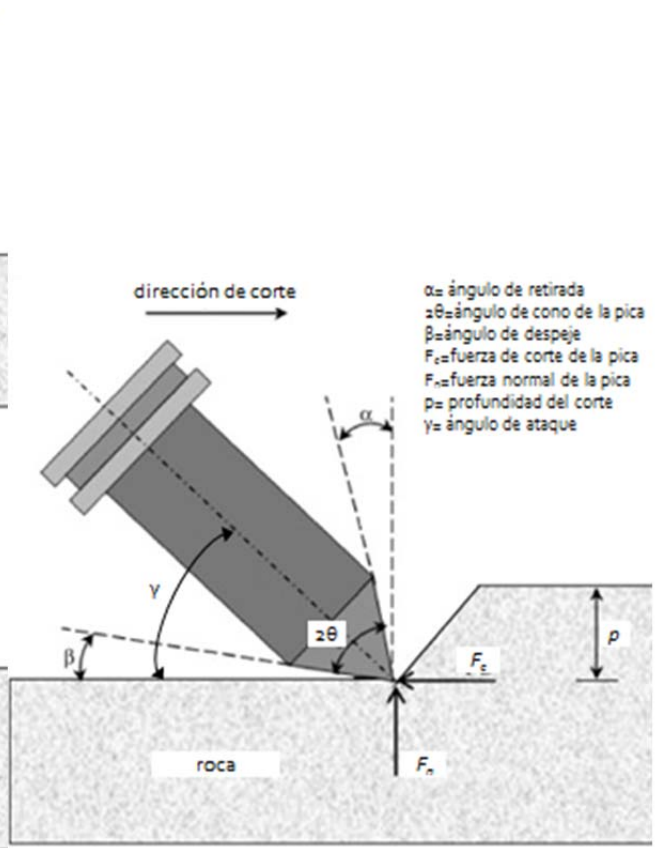


Figura 3.12: Parámetros geométricos de las picas cónicas (Goktan & Gunes, 2005)

El caso de las picas de ataque puntual o picas cónicas es algo distinto, porque la tridimensionalidad del problema es aún más acusada y las analogías con el problema de indentación por disco más claras. También en este caso, Evans (1984) obtuvo una expresión analítica para la fuerza de corte,

$$F_c^p = \frac{16\pi RT^2}{\cos^2\theta RCS} p^2 \quad (3.16)$$

F_c^p es la fuerza de corte en [N] de las picas de ataque puntual o cónicas, p es la profundidad del corte en [mm], θ es el semiángulo de cono [grados], RCS y RT las resistencias a compresión

simple y a tracción del material a cortar en [MPa]. El análisis se hizo una vez más por equilibrio límite bajo el supuesto de material frágil sin fricción. El esquema de análisis asume la penetración en la roca por parte de un indentador, que (figura 3.13a) produce esfuerzos radiales de compresión en la roca, acompañado por tensiones circunferenciales de tracción (figura 3.13b). Las grietas se abrirán en la interfaz entre la herramienta y la roca cuando la tensión se iguale a la resistencia a la tracción de la roca.

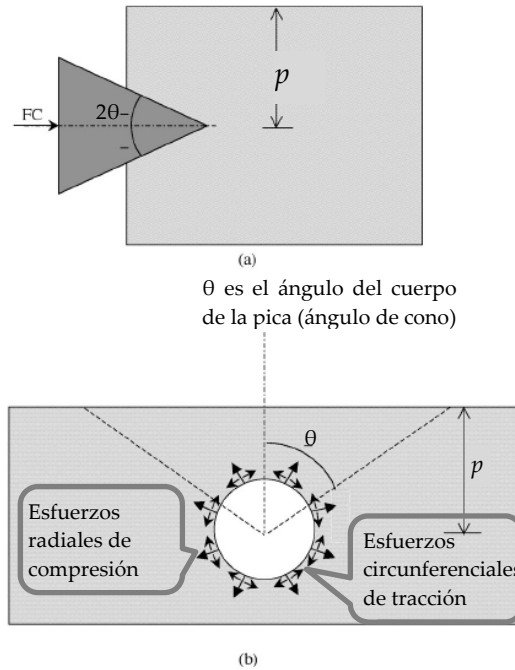


Figura 3.13: Hipótesis de Evans, de rotura por tracción, a) pica incidiendo en la roca, b) vista en la dirección de corte.

De las expresiones de Evans se sigue que la fuerza necesaria en las picas de ataque puntual (que actúan como indentadores) tiene una dependencia cuadrática de la penetración. Una versión modificada de la ecuación de Evans se debe a Goktan (1997), quien propuso

$$F_c p = \frac{4 \pi R T \sin^2 \left[\frac{\theta + i}{2} \right]}{\cos[\theta + i]} p^2 \quad (3.17)$$

Dónde θ es el ángulo de cono y el ángulo i tiene el mismo sentido de “fricción” roca-herramienta que en Nihimatsu (1972) y su valor es estimado por los autores en 10° . (Goktan & Gunes, 2005) comparan los resultados de estas ecuaciones con los de ensayos en banco de pruebas (LCT) y muestran que las predicciones de la ecuación 3.17 son bastante inferiores a las observaciones. Como alternativa proponen una relación semiempírica, en la que se aplica un factor multiplicador al resultado anterior y, de forma semejante a las expresiones para picas cincel, se incorpora el ángulo de retirada “ α ” para tener en cuenta la asimetría del ataque:

$$F_c p = \frac{12 \pi R T \sin^2 \left[\frac{(90 - \alpha)}{2} + \theta + i \right]}{\cos \left[\frac{(90 - \alpha)}{2} + \theta + i \right]} p^2 \quad (3.18)$$

Otras formulaciones alternativas para la fuerza de rotura en este tipo de picas se encuentran en (Bao y otros, 2011) o (Bilgin, 2012). (Su & Akcin, 2011) desarrollaron un modelo numérico mediante elementos discretos para estimar las fuerzas en una pica cónica de ataque puntual. El

modelo se calibró para reproducir la RCS de una roca con la que se llevaron a cabo ensayos en banco de pruebas (LCT). Los resultados numéricos se encontraban un orden de magnitud por debajo de los experimentales, aunque tenían una buena correlación lineal con los mismos. Es notable, sin embargo que los resultados numéricos aparecían bastante más cercanos a los teóricos de (Evans, 1984) y (Goktan, 1997).

(Rojek y otros, 2011) presentaron un estudio numérico similar, dónde se simulaba la acción de una pica cónica sobre una roca (arenisca) representada mediante elementos discretos. En este caso la calibración del modelo discreto fue más compleja empleando no sólo resultados de ensayos de RCS, sino también de resistencia a tracción tipo brasileño. Los resultados también fueron distintos, pues las fuerzas medias y de pico que se obtuvieron estaban notablemente cercanas a las medidas en banco de ensayos.

En esta misma línea de abordaje cabe mencionar el trabajo de (Wittel, 2013) quienes hacen énfasis en tratar la interacción herramienta-terreno como un proceso más de *fragmentación* (fenómeno impulsivo, con alta energía impartida en un corto período de tiempo), que de fractura (propagación de grietas, con velocidad controlada por la propagación de las fisuras a pequeña escala).

3.4.3 Trabajo conjunto de varias herramientas

Típicamente se distingue entre el estudio de una herramienta aislada (*unrelieved cutting*) y el estudio de las herramientas trabajando en conjunto (*relieved cutting*). Esta última es la condición más realista. Las máquinas, ya sea de ataque puntual o a sección completa, contienen un conjunto de herramientas trabajando simultáneamente y en la configuración determinada de la rueda de corte o del brazo minador. En general las fuerzas de corte que requiere una herramienta trabajando aisladamente para cortar un determinado volumen de suelo son iguales o mayores que las fuerzas de corte de la misma herramienta trabajando junto a otras, formando parte de un brazo excavador o una rueda de corte. Esta interacción positiva se da tanto en picas radiales como en indentadores.

a. Discos

El trabajo conjunto de indentadores puede aumentar notablemente la eficiencia de la herramienta aislada. Como se ha comentado la indentación resulta en una zona de material pulverizado bajo la punta del indentador y en grietas que irradian de tal zona. Para el caso de los discos, si la distancia entre surcos de dos discos de corte cercanos es la adecuada para el tipo de roca, las fisuras se unen provocando la rotura del terreno, como se muestra en la figura 3.14. Este tipo de rotura resulta en un patrón de fragmentación característico, dominado por unos fragmentos de roca denominados *lajas* o *pastillas "chips"*. Estas *lajas* de roca tienen dimensiones típicas de 15 a 25mm de espesor, ancho del orden del espacio entre discos de corte y la longitud del orden de 2 a 4 veces el ancho de la *laja*. (Bao y otros, 2011). En general, a mayor tamaño medio y volumen de estas *lajas* mayor será la eficiencia económica de la excavación (DAUSACE, 1997).

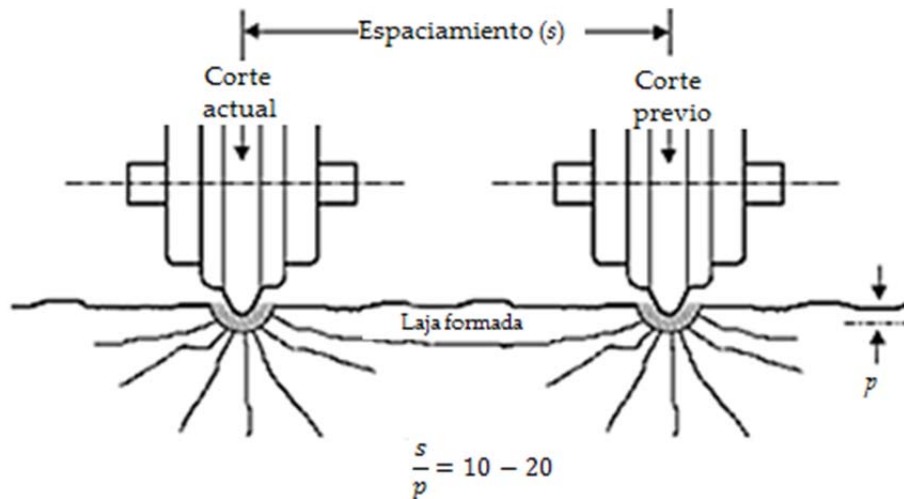


Figura 3.14: Esquema de formación de lascas de roca. (Hung, Monsees, Munfah, & Wisniewski, 2009)

La magnitud crítica en el proceso descrito es la relación s/p donde s es el espaciado entre indentadores y p es la penetración de cada indentador en mm. Los discos de corte ruedan en trayectorias concéntricas sobre el frente. La interacción descrita entre discos es indiferente a que estos actúen simultánea o sucesivamente sobre el frente de corte. Lo importante entonces es la distancia entre huellas, sean estas estrictamente simultáneas (cuando los discos están montados en el mismo radio) o sucesivas (cuando están montados en radios distintos de la tuneladora). Como veremos más adelante, esta distancia o espaciado suele ser un parámetro de proyecto básico, que puede estimarse proyectando circunferencialmente todos los discos sobre el mismo radio.

En general existe un valor óptimo de la relación s/p , para el que se minimiza el trabajo ejercido por el disco para cortar un determinado volumen de roca (como veremos en la próxima sección, esto se describe mediante el concepto energía específica). La figura 3.15 ilustra esta idea. Si la distancia entre las herramientas es pequeña, y las herramientas están muy juntas (caso a de la figura 3.15a), el corte no es eficiente porque domina el proceso de conminución debido a la fase de indentación; la roca se fragmenta excesivamente y también el desgaste de las herramientas es mayor por la fricción entre herramientas y roca. Por otra parte, si el espaciado entre herramientas es demasiado grande (caso c de la gráfica 3.15) el corte no es eficiente debido a que no hay trabajo conjunto de las herramientas. Las fisuras generadas bajo cada herramienta no alcanzan a unirse para formar las pastillas o lascas de roca. Lo que se forman son surcos concéntricos que, dada la irregularidad del apoyo dan lugar a impactos o saltos de cargas dañinos para las herramientas. (Bilgin y otros, 2006).

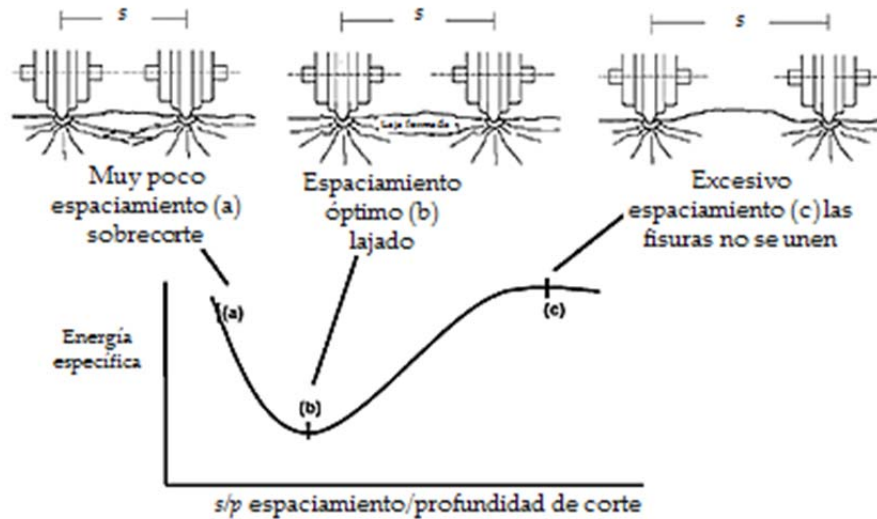


Figura 3.15: Efecto del espaciamiento de las herramientas en la Energía Específica. (Tuncdemir y otros, 2008)

El valor óptimo de la relación s/p ha sido debatido. (Roxbosough & Philips, 1975) indicaron valores entre 6-8 y afirmaron que esta magnitud podía estimarse mediante la ratio entre la RCS y la resistencia a corte, σ_s

$$\frac{s}{p} = \frac{RCS}{\sigma_s} \quad (3.19)$$

Snowdon et al (1982) observaron sin embargo un rango más amplio, de 3 a 15, dónde los mayores valores correspondían a las rocas más resistentes ($RCS > 100\text{MPa}$, $s/p = 10-15$) y los menores a las menos resistentes ($RCS < 25\text{MPa}$, $s/p = 3$). Concluyeron también que no había una relación simple entre la relación s/p más eficiente y los parámetros resistentes de la roca. Estas conclusiones parecen coincidir con la praxis común de los fabricantes de TBM (Lopez Jimeno, 2005). El espaciamiento óptimo se ha estudiado también mediante simulación numérica. (Cho et al., 2010). El rango de espaciamiento óptimo es semejante al indicado previamente; las simulaciones numéricas obtenían resultados muy aproximados a los ensayos LCT paralelos cuando la roca no presentaba mucha fracturación previa y/o anisotropía.

b. Picas

En el caso de las picas, la interacción se da entre las superficies de corte creadas por cada pica. Tal como lo describen (Roxborouhg y otros, 1981) si dos picas adyacentes están ubicadas de tal manera que distan mucho entre ellas (ver figura 3.16a), estas herramientas no pueden interactuar y la operación de cada una es aislada (*unrelieved*). A medida que la distancia entre ellas se reduce, la operación de ambas herramientas comienza a interactuar y el surco que va generando una herramienta tras su paso incide en el trabajo de la otra herramienta (ver figura 3.16b). Sin embargo, si están muy próximas, la excavación de una de ellas es parcialmente redundante (ver figura 3.16c).

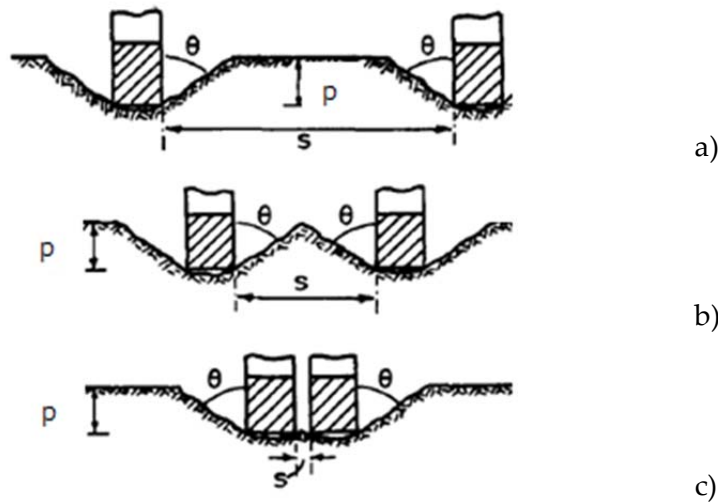


Figura 3.16: Interacción de la operación de las picas. (Roxborouhg, King, & Pedroncelli, 1981)

Tal como se ilustra en la figura 3.16b la interacción entre 2 picas se inicia justamente cuando la separación s entre ellas alcanza el valor de:

$$s = 2p \tan \theta \quad (3.20)$$

Siendo p la profundidad del corte y θ el ángulo que define el talud lateral de la superficie de rotura de la roca. (Roxborouhg y otros, 1981) observaron que el espaciado óptimo para picas era cercano a $s/p=2$. Esto implica que el ángulo de talud lateral es de unos 45°

(Goktan & Yilmaz, 2005) hacen ver que en las rocas más frágiles se desarrollan fisuras con mayores ángulos de rotura θ en parte como resultado de una etapa de indentación inicial mayor. A igualdad de otras condiciones esto permite aumentar el espaciado óptimo.

3.4.4 Energía específica

Una aproximación distinta al problema de interacción suelo-herramienta se obtiene a través del concepto de energía específica (SE). Teale (1965) introdujo este concepto en un estudio de maquinaria de perforación hidráulica, dónde la definió como la cantidad de energía requerida por unidad de volumen de roca perforado, [kWh/m³] ó [MJ/m³]. Con algunos matices que veremos a continuación, el mismo concepto se ha empleado a menudo en otros estudios de interacción terreno-herramienta y terreno-máquina, para máquinas muy distintas, como rozadoras o TBM. Teale (1965) introdujo la energía específica como medida del rendimiento de la operación de excavación (en su caso, perforación hidráulica) siendo consciente que una ratio con dimensiones no era ideal para tal propósito. Mejor, según Teale, hubiera sido normalizar la energía aplicada por el mínimo teórico para realizar la misma excavación. Esto no era posible pues no había una idea clara de que procedimiento emplear para establecer tal mínimo.

Se pueden distinguir dos aproximaciones distintas a la evaluación de la SE en las interacciones entre terreno y herramienta. La primera, más operacional, intenta observar el trabajo aplicado para producir la excavación. La segunda aproximación parte de un análisis de los mecanismos de disipación más obvios del proceso de excavación, como por ejemplo la fracturación y la creación de nuevas superficies en el material, para luego tratar de deducir la

energía aplicada a la vista del resultado final. Habitualmente se emplean conceptos de mecánica de fractura para llegar a expresiones analíticas de SE para el proceso estudiado.

Dentro de la primera aproximación, hay observaciones a tres escalas experimentales distintas. La primera escala es la de la propia máquina que perfora e interactúa con la roca, en este tipo de enfoque se enmarcaría la definición del propio Teale. El segundo tipo de observación brinda expresiones de SE a partir de ensayos a escala de herramientas de corte, p.e. (Rostami y otros, 1994). Finalmente, un tercer y último tipo de observación obtiene expresiones para SE a partir de ensayos en probetas, (Hughes, 1971).

a. Observación a escala de máquina

El volumen de roca perforado es una cantidad relativamente sencilla de calcular en equipos de perforación; delimitar la energía aplicada a la excavación de la roca plantea más dificultades. Por ejemplo, para un taladro se puede emplear la fórmula

$$SE_{Ps} = \eta \frac{P_s}{\left(\frac{\pi}{4} d^2\right) A_r} \quad (3.21)$$

Siendo d el diámetro de la broca, A_r la penetración, P_s la potencia entregada a la máquina y η un coeficiente de eficiencia (o transferencia) entre la energía suministrada a la máquina y la que, presumiblemente, se emplea en la perforación. Esto se puede generalizar fácilmente para otras tipologías de máquina. Por ejemplo (Farmer & Garrity, 1989) proponen para rozadoras

$$SE_{Ps} = \eta \frac{P_s}{V_r} \quad (3.22)$$

Dónde el único cambio respecto a la anterior es que ahora se indica el avance en volumen excavado por unidad de tiempo, V_r .

Los coeficientes de eficiencia así definidos, no deben confundirse con la eficiencia de algunos de los componentes genéricos de la maquinaria, que puede establecerse con más claridad (p.e. Nelson (1990) cita rangos para los motores que equipan las TBM del 65-70 % para los hidráulicos y del 85-90 % para los motores eléctricos).

Además de las pérdidas en el motor, es claro que los coeficientes del conjunto de la operación de corte de roca incluyen otras pérdidas, difíciles de establecer. Por esta razón pueden ser muy variables. Rabia, (1982) hace ver esto en el caso de perforación por rotoperusión, indicando que con un η fijo obtenían valores muy distintos para SE_{Ps} con la misma máquina y roca al ensayar en laboratorio y en campo.

Para disminuir la incertidumbre es mejor emplear medidas de la potencia aplicada más cercanas a la operación de la máquina en el frente de excavación. Así, por ejemplo, es la expresión que da el mismo Rabia para perforadoras de rotación

$$SEv = \frac{2,35 wN}{d PR} \quad (3.23)$$

Siendo w el peso de la broca en (kg), N las revoluciones por minuto, PR la penetración en (m/h) y d el diámetro de la broca en (mm). Por otra parte, es claro que para que este tipo de definición se pueda aplicar es necesario medir los parámetros relevantes de operación de la máquina, como N o PR en este caso.

Sin embargo tampoco esta definición da resultados unívocos, pues la SE varía cuando se emplean perforadoras distintas en la misma roca lo que sugiere que la energía eficazmente aplicada es muy dependiente de detalles no obvios de la operación. (Rabia, 1982) concluye que la SE observada de una máquina no es una propiedad intrínseca de la roca y no es una magnitud que debiera considerarse sola cuando se pretende estimar el rendimiento de una perforación.

A pesar de estas dificultades hay autores (Celada y otros, 2009) que han aplicado esta idea a una TBM en su conjunto, considerando la máquina como un “taladro” único a la manera de Teale. La expresión propuesta es

$$SE_{TBM} = \frac{E}{A_T} + \frac{2\pi NPM}{A_T PR} \quad (3.24)$$

Donde SE_{TBM} es la energía específica en kJ/m^3 , E es el empuje total de la RDC en (kN), A_T es el área del frente de excavación en (m^2), N es la velocidad de rotación de la RDC en (rps), PM es el par motor aplicado en (kNm) y PR la velocidad de penetración o avance neto en (m/s). La expresión consta de dos sumandos que se denominan (Teale, 1965) energía de empuje y energía rotacional, respectivamente.

b. Observación a escala de herramienta

La energía específica también se emplea en la descripción de ensayos tipo LCT, de corte lineal en banco de pruebas de laboratorio (con herramientas diversas, como p.e. discos - Roxborough y Phillips, 1975; Snowdon y otros, 1982-; picas cincel -Howarth y Roxborough, 1982-; picas cónicas -Goktan y Gunes, 2005; Bilgin y otros 2006). En este caso la energía o trabajo aplicado es de valoración mucho más sencilla, pues se miden directamente tanto las fuerzas de reacción sobre la herramienta como su desplazamiento. Cuantificar el volumen de material excavado tampoco plantea mayores problemas (p.e. se deduce a partir del peso del material fragmentado excavado). Así se tiene la fórmula siguiente p.e para picas (Roxborough et al. 1981) y para discos (p.e. Snowdon y otros, 1982).

$$SE_{LCT} = F_c L / Q \quad (3.25)$$

Dónde SE_{LCT} es la energía específica en MJ/m^3 medida a partir del ensayo LCT, F_c es la fuerza de corte aplicada por la herramienta en [kN], L es la distancia de corte en [km], Q es el volumen de material cortado en [m^3]. En las expresiones anteriores está implícito que la única fuerza que hace trabajo es la fuerza F_c , tangencial a la dirección del corte. Esto se justifica por los pequeños desplazamientos observados en la dirección normal al contacto y transversal al plano de corte o rodadura. En general se suele considerar la fuerza promedio del experimento y así la energía calculada no tiene en cuenta la variabilidad temporal de las fuerzas registradas en el ensayo.

Al igual que ocurre con una máquina real, en el ensayo de corte no todo el trabajo aplicado se usa para cortar roca. Gran parte de la energía impartida a una herramienta de corte, se desperdicia en forma de calor en la interface roca o suelo – herramienta; parte de este calor se transfiere a la roca sana, parte a las partículas de roca triturada y parte se transfiere a la herramienta de corte, subiendo su temperatura y provocando un ablandamiento del material. La temperatura también sube en el material triturado por debajo de la herramienta, pudiendo superar los 400 a 500 grados Celsius (Ramezanzadeh & Hood, 2010). Para ensayos con picas

cíncel los estudios empíricos (Hood & Roxborough, 1992) indican una dependencia primaria lineal de SE_{LCT} de la resistencia a compresión simple. Un efecto de segundo orden se da con el índice de fragilidad $BI = \sigma_c / \sigma_t$, relación entre las resistencias a compresión y tracción. (Goktan y otros, 2005).

En la sección anterior se ha comentado que una de las observaciones recurrentes en ensayos de corte múltiple es que existe una relación entre espaciamiento y profundidad de corte s/p , para la que la energía específica del conjunto de la operación de corte es mínima. La energía específica que se observa en ese mínimo se denomina energía específica óptima y se denota aquí como SE_{opt} . (Balci y otros, 2004) examinan ensayos LCT con discos para relacionar SE_{opt} con propiedades mecánicas de la roca. SE_{opt} fue correlacionada con RCS, Módulo de elasticidad estático E_s , N° de rebote de martillo Schmidt y RT para valores de penetración fijos de 5mm y 9mm. La mejor correlación la obtuvieron para la RCS, con valores de R^2 de 0,89 y 0,76, respectivamente:

$$SE_{opt} = 0,37RCS^{0,86} \quad (3.26)$$

Para penetración $p=5\text{mm}$ y

$$SE_{opt} = 0,41RCS^{0,67} \quad (3.27)$$

Para penetración $p=9\text{mm}$.

c. Observación a escala de probeta

Una definición diferente de energía específica se obtiene al considerar ensayos de laboratorio sobre muestras de roca. Las primeras expresiones de este tipo fueron propuestas por (Hughes, 1972), quien aplicó la definición de energía específica al ensayo de compresión simple. El trabajo requerido para la rotura se obtiene como

$$W = \frac{RCSs}{2} x \quad (3.28)$$

Siendo RCS la resistencia a la compresión simple de la muestra de ensayo, s es el área de la sección transversal de la muestra y x es el desplazamiento de la carga cuando se alcanza la RCS. Hughes propone determinar lo que vamos a llamar SE_{RCS} como W/v siendo v el volumen de la probeta, es decir:

$$SE_{RCS} = \frac{RCS s}{2v} x = \frac{RCS}{2} \frac{x}{l} = \frac{RCS}{2} \epsilon_{RCS} \quad (3.29)$$

Dónde se indica como ϵ_{RCS} la deformación axial en rotura, asumiendo un comportamiento lineal. Cómo se vé (figura 3.17) bajo el supuesto de comportamiento elasto-plástico perfecto se trata aquí, sencillamente, de la energía de deformación acumulada durante el ensayo. Si tal comportamiento viene descrito por un módulo de Young E se tiene

$$SE_{RCS} = \frac{RCS^2}{2E} \quad (3.30)$$

Y, asumiendo una relación también lineal entre tal módulo y la resistencia (Hughes toma $E=350RCS$) se obtiene una relación simple entre la energía específica del ensayo SE_{RCS} y el valor de la resistencia

$$SE_{RCS} = \frac{RCS}{2l} x = \frac{RCS}{2} \frac{1}{350} = \frac{RCS}{700} \quad (3.31)$$

La definición de Hughes corresponde con la energía de deformación de un material elasto-plástico perfecto en un ensayo a compresión simple. Thuro & Spaun, (1996) generalizan esta definición para tener en cuenta el comportamiento post-pico del material y así poder distinguir materiales más o menos frágiles. Así, denominan “trabajo de destrucción específico Wz [kJ/m²]” (abreviado: el trabajo de destrucción) a la energía de deformación acumulada hasta un nivel de deformación ϵ_{max} que correspondería a la fragmentación completa de la roca, cuando ya sólo resista por fricción entre fragmentos.

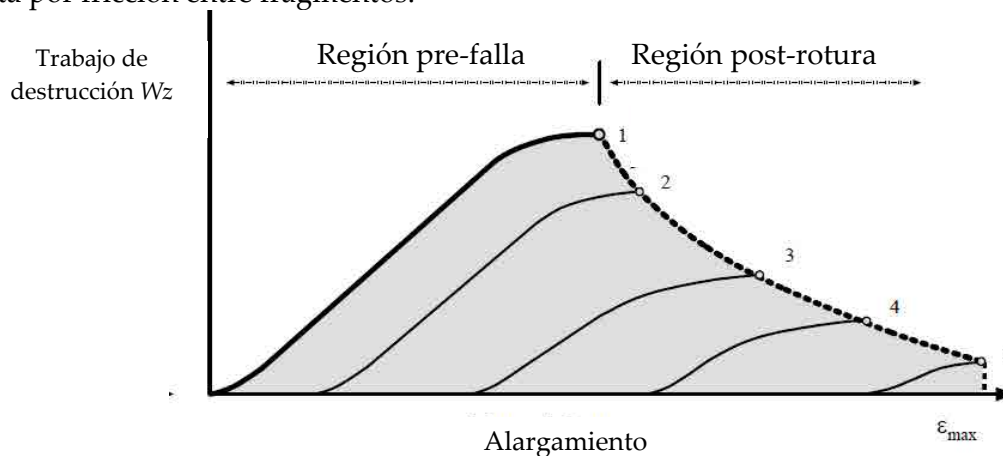


Figura 3.17: Estimación del trabajo de destrucción. (Thuro, 1996-1998)

d. Balance de energía

Lo que tienen en común las definiciones anteriores es que, en distintos contextos y a distintas escalas, tratan de medir el trabajo aplicado en la rotura –o excavación– de un material previamente intacto. Tanto al hablar de las máquinas como de los ensayos con herramienta LCT hemos observado que el trabajo aplicado dista mucho de emplearse únicamente en la rotura del material. (Hughes, 1972) examina con detalle esta cuestión del balance energético y distingue varios sumideros para la energía aplicada en el frente de excavación. Se pueden reformular como sigue

- el trabajo de arrastrar las herramientas hasta el punto de indentación (“preparatorio para la fractura” lo llama Hughes)
- el trabajo plástico en la zona de pulverización
- la energía de fractura empleada en crear nuevas superficies
- la energía cinética con que salen despedidos los fragmentos
- la energía empleada en cambios mineralógicos (p.e. en carbonatos)

Hughes argumenta que tan sólo la fracturación es indispensable para el propósito de excavar, por lo que sólo la energía en c) puede considerarse realmente útil. Las fracciones a), b) y d) del trabajo aplicado se transforman en calor. Hughes indica que estas fracciones pueden alcanzar el 90% del total. Hughes (1987) también señala que, en las rocas, la energía específica de fractura (la empleada en crear una unidad de superficie) es muy baja, p.e < 1 J/m² para el cuarzo. (Rabia, 1982) señala además que la energía específica de fractura no es siempre la misma, pues varía con el modo de rotura de la roca. Las observaciones anteriores ponen en guardia contra la idea de igualar el trabajo aplicado (por ejemplo el que mide SE_{LCT}) con la energía de fractura. Sin embargo, esto es lo que hicieron Farmer y Glossop (1980) para obtener la relación antes reseñada entre penetración y fuerza normalizada por resistencia a tracción

para un disco. Como puede apreciarse en su deducción aparece, no obstante, un parámetro geométrico de difícil cuantificación teórica. El problema es parecido al que indicaba Teale (1965) al señalar la dificultad de encontrar un procedimiento para definir la energía de excavación mínima de referencia. Una perspectiva interesante es la que dan las teorías de conminución, que tratan de relacionar el cambio de tamaño de partícula en un proceso de fragmentación con la energía empleada en el mismo. Hughes (1986) expone las hipótesis clásicas de Rittinger (energía proporcional al cambio de superficie) y Kick (energía proporcional al volumen cortado), sintetizándolas mediante la siguiente expresión

$$\frac{dSE_F}{dD} = -\frac{C}{D^n} \quad (3.32)$$

Dónde SE_F es la energía específica aplicada en la fragmentación, D es el diámetro característico del estadio de fragmentación considerado y n y C parámetros característicos. Para recuperar la hipótesis de Rittinger, $n = 2$ y C tiene dimensión de energía por unidad de volumen. Para recuperar la de Kick $n = 1$ y C tiene dimensión de energía por unidad de superficie. Una hipótesis intermedia entre ambas es la de Bond, con $n = 1,5$.

La integración de la expresión anterior entre un tamaño característico inicial y otro final permite obtener energías específicas en un cierto proceso de fracturación. Los tamaños característicos son relativamente fáciles de establecer en moliendas y otros tratamientos industriales. Los datos parecen indicar (ver figura 3.18) que actúan mecanismos de fracturación distintos a distintas escalas, restringiendo así el ámbito de validez de las hipótesis de conminución.

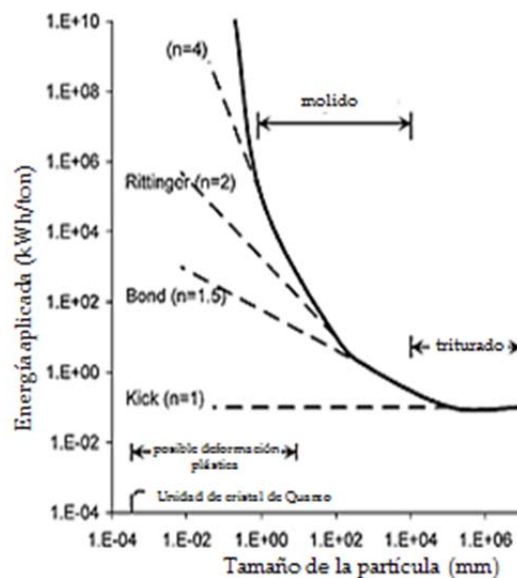


Figura 3.18: Relación tamaño de las partículas de detrito vs la Energía Específica. (Tuncdemir y otros, 2008)

La aplicación de estas ideas a la excavación mecanizada de roca se dificulta porque no es muy obvio que el tamaño sea representativo de la situación inicial ni tampoco de la final. Sin embargo sí parece claro que el tamaño de los fragmentos de excavación puede tener una relación bastante directa con la energía de excavación. Para cuantificar esta idea se han empleado varios índices descriptivos de la granulometría producida y se han relacionado con observaciones de energía específica. Por ejemplo, (Tuncdemir y otros, 2008), usan el índice CI , un número adimensional que se obtiene como la suma acumulada de los porcentajes en peso

del material retenido en una cierta serie de tamices. Así definido el índice crece si la granulometría resultante es uniforme y grande y disminuye cuando se obtienen granulometrías “bien graduadas” o continuas. Los autores citados encontraron una relación potencial inversa entre CI y la energía específica en ensayos LCT:

$$SE_{LCT} = \frac{k}{CI^n} \quad (3.33)$$

Los valores de n dependen del tipo de herramienta, siendo mayores para las que trabajan más claramente a indentación, ver figura 3.19. El parámetro k está en función de la resistencia de la roca y de parámetros geométricos de las herramientas de corte.

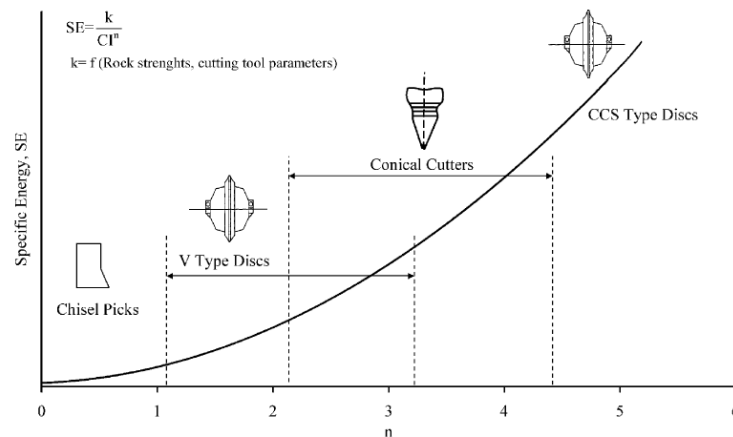


Figura 3.19: Efecto del espaciado de las herramientas en la Energía Específica. (Tuncdemir y otros, 2008)

e. Relaciones entre observaciones a distinta escala

(Balci & Bilgin, 2007) buscaron la correlación entre dos ensayos de corte LCT a distinta escala, empleando picas. Por un lado SE_{lct} energía específica en un ensayo a escala reducida, con una pica cincel y una penetración de 5mm. Por otra el valor de SE_{LCT} para una penetración de 9mm en ensayos LCT con picas cónicas. Obtuvieron la siguiente expresión:

$$SE_{LCT} = 0,6SE_{lct} + 0,68 \quad (3.34)$$

con un coeficiente de correlación R^2 de 83%.

Entre escala de probeta y escala de herramienta

Hemos señalado más arriba como hay diversos estudios empíricos que correlacionan las energías específicas observadas en ensayos LCT, y, en particular la óptima de este ensayo, SE_{opt} , con distintos parámetros de la roca. La relación más fuerte se halla con la resistencia a compresión simple, lo que, como hemos visto, puede tener una justificación desde el punto de vista energético, ya que tiene relación directa con SE_{RCS} . Sin embargo el razonamiento energético no suele ser tan explícito a la hora de fundamentar este tipo de correlaciones como cuando se trata de pasar a la escala de máquina desde alguna de las escalas inferiores. Un estudio a fondo en este tipo de fundamento ha sido presentado por Thuro, (1996-1998).

Entre escala de herramienta y escala de máquina

Es frecuente relacionar las observaciones a escala de herramienta, en ensayos LCT, con las de máquina. Por ejemplo, asumiendo para rozadoras una relación lineal entre la energía específica observada en la máquina y la óptima del ensayo LCT, SE_{opt} , se tendría

$$SE_{Ps} = \alpha SE_{opt} \quad (3.35)$$

Y de aquí, inferir una relación (Rostami y otros, 1994) que puede escribirse como

$$PR = \frac{\eta' P_s}{\alpha SE_{opt}} = \eta \frac{P_s}{SE_{opt}} \quad (3.36)$$

Donde PR es el avance neto y P_s es la potencia suministrada a la máquina. Aquí η representa un coeficiente de eficiencia global o ratio de transferencia de energía (Bilgin & Balci, 2005) que incluye tanto la eficiencia de la máquina (η') como la incertidumbre asociada al cambio de escala (α). A este coeficiente se le asigna diversos valores en función del tipo de máquina (Bilgin & Balci, 2005).

Tabla 3.8. Coeficiente de eficiencia para distintos sistemas de excavación mecanizada. (Bilgin & Balci, 2005).

Sistema de excavación mecanizada	η
TBM	0,85 - 0,9
raise bore	0,6 - 0,7
shaft drill	0,55 - 0,7
rozadoras	0,45 - 0,55
Continuous miner	0,7 - 0,8

Es evidente que la incertidumbre asociada a esta transformación disminuye si se dispone de una amplia base de datos de túneles en los que se disponga de datos de LCT.

Entre escala de probeta y escala de máquina

Hughes (1972; 1986) relacionó los parámetros de ambas escalas (escala real y escala de laboratorio) asumiendo la validez de la hipótesis de conminución de Rittinger. Bajo ese supuesto se tiene que la energía específica de corte en una excavación es inversamente proporcional al tamaño representativo del detrito, D

$$SE = \frac{C}{D} \quad (3.37)$$

En un ensayo de compresión simple existirá una proporción semejante con el tamaño del fragmento resultante

$$SE_{RCS} = \frac{C'}{d} \quad (3.38)$$

Usando la expresión de la energía específica del ensayo en función de la resistencia a compresión simple (3.31) se llega a

$$SE = \left(\frac{1}{700} \frac{C}{C'} \right) \left(\frac{d}{D} \right) RCS = \frac{1}{\eta_H} \frac{1}{N_R} RCS \quad (3.39)$$

Dónde se llama N_R a la relación D/d y se introduce η_H un factor de eficiencia derivado del cambio de escala. La relación predice que la energía específica de excavación es inversamente proporcional al tamaño del detrito. Hughes (1972) no parece haber explotado esta relación sino de forma cualitativa; también desde ese punto de vista la relación parece de acuerdo con las observaciones de Tuncdemir y otros (2008) mencionadas más arriba.

Farmer & Garrity, (1987) relacionaron la escala de laboratorio y la de máquina para rozadoras. Para ello asumieron que la energía específica en compresión simple era una buena medida de la empleada en fracturación. Se tiene entonces, igualando la energía entregada por la máquina y la consumida en fracturación que

$$SE_{P_s} = SE_{RCS} \Rightarrow \eta P_s = V_r \left(\frac{RCS^2}{2E} \right) \quad (3.40)$$

Si se conoce la potencia nominal de la máquina y se miden velocidad de avance y características del terreno (RCS, E) se obtiene una estimación del coeficiente de eficiencia, η . En su trabajo presentan estos datos para dos máquinas, con potencias nominales de 100 a 200 kW. Los resultados (Figura 3.20) sugieren eficiencias en torno al 1% y muestran una variabilidad importante. A pesar de eso, sugieren, correctamente, que para los materiales con mayor SE_{RCS} resulta difícil aumentar la velocidad de excavación, aunque aumente la potencia nominal de la máquina.

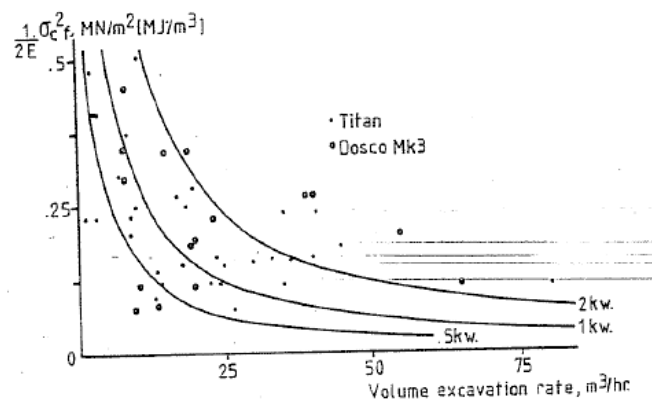


Figura 1.20 Farmer y Garrity (1986) estimaciones de potencia efectiva para rozadoras

3.4.5 Efecto de las discontinuidades

Las discontinuidades pre-existentes afectan el proceso de fragmentación de la roca. Las discontinuidades pueden facilitar la fragmentación si las fisuras inducidas por las herramientas pueden combinarse con ellas. (Bruland, 1998) concluyó que con la disminución del espaciado entre juntas aumenta notablemente el rendimiento de una perforación.

(Howarth & Roxborough, 1982) estudiaron experimentalmente la influencia de las discontinuidades y planos de debilidad hallados en la roca en el proceso de corte mediante herramientas de discos. Sus conclusiones más destacadas indican que las fuerzas necesarias para excavar una roca con discontinuidades pueden llegar a reducirse casi en un 50% respecto de la fuerza necesaria cuando la roca intacta no tiene discontinuidades. Las discontinuidades tienen un efecto benéfico en la operación de los discos únicamente cuando están abiertas y su espaciado no es superior a 1 o 2 veces el diámetro de los discos. (Thuro & Plinninger, 2003)

proponen el gráfico de la figura 3.21. Si el espaciamiento es grande respecto de las dimensiones características de la máquina (p.e. el espaciamiento entre discos) no se aprecia la influencia de las discontinuidades. Con las discontinuidades cada vez más próximas entre sí, la tasa de penetración aumenta de manera significativa. Por debajo de cierto punto los cortadores de disco extraen más y más bloques del frente, que no se puede extraer lo suficientemente rápido por el sistema de extracción de escombros. El resultado es una molienda y compresión de los bloques de roca arrancados por la cabeza de corte

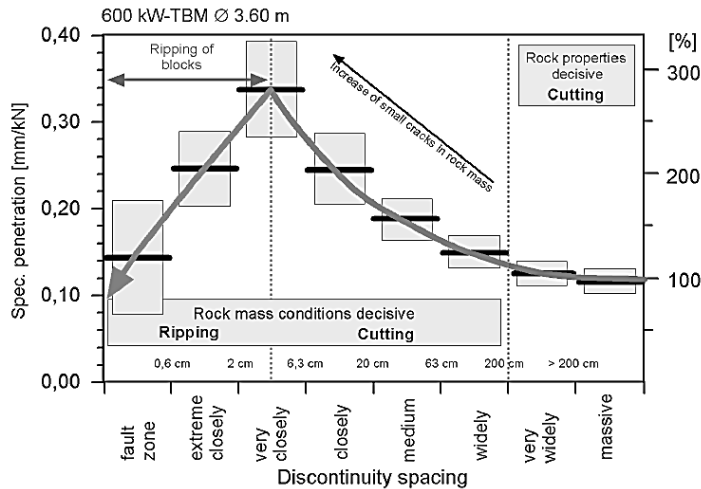
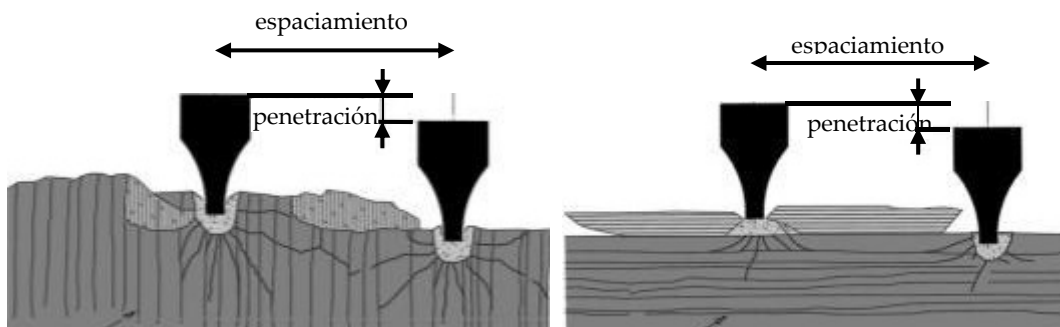


Figura 3.21: Niveles de penetración específica vs., espaciamiento de las discontinuidades en fillitas. Schönberg túnel piloto, Schwarzach, Austria (Thuro & Plinninger, 2003)

Por razones semejantes, también influye en la efectividad de la excavación la orientación de los planos de debilidad respecto a la dirección de avance. Si la dirección de penetración es paralela a la dirección de foliación, las fracturas preexistentes no favorecen el desarrollo de discontinuidades entre herramientas, figura 3.22a. Cuando la dirección de penetración es perpendicular a la orientación de la foliación, ocurre lo contrario, las fisuras preexistentes facilitan el desarrollo de lascas entre zonas de indentación. (Sanio, 1985) evaluó el efecto de la orientación en ensayos de indentación en varias muestras de roca. Para las más anisótropas (pizarra) la fuerza requerida se multiplica por 3 al pasar de indentar en la dirección perpendicular a hacerlo en la paralela.



Planos de foliación

Figura 3.22a: dirección de corte paralela a la foliación

Planos de foliación

Figura 3.22b: dirección de corte perpendicular a la foliación.

adaptada de: (Plinninger & Thuro, 2004)

(Thuro & Plinninger, 2003) han cuantificado esta influencia en una perforación mecanizada (Figura 3.23), señalando además la analogía con el efecto de la orientación respecto a la dirección de carga en el ensayo brasileño (figura 3.24).

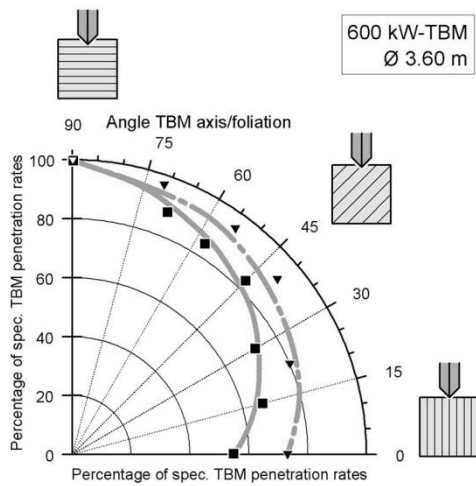


Figura 3.23: Grados de penetración específica contra ángulo de foliación en dos tipos de roca. Túnel piloto Schönberg, Schwarzach, Austria. (Thuro & Plinninger, 2003)

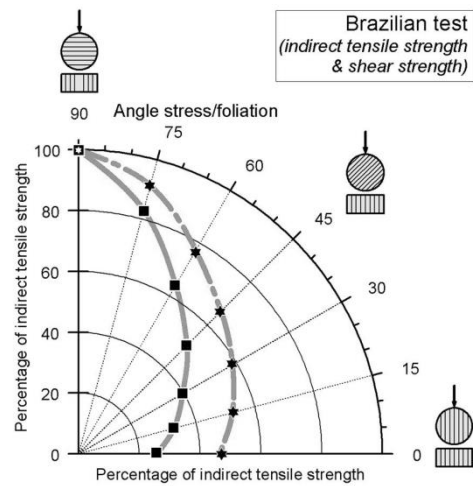


Figura 3.24: Resistencia a la compresión diametral vs de ángulo de foliación. Túnel piloto Schönberg, Schwarzach, Austria (Thuro & Plinninger, 2003)

3.5 Parámetros de operación de las máquinas tuneladoras.

A finales de los años 70 (Wang et al. 1979) comenzaron los esfuerzos para dotar a las máquinas TBM de instrumentación capaz de registrar parámetros que fueran relevantes para la optimización de su operación desde el punto de vista de su interacción con el terreno y no sólo, como era práctica hasta entonces, de su mantenimiento mecánico. Hoy las máquinas tuneladoras EPB, están dotadas de sistemas de monitoreo tales como sensores, básculas y demás instrumental de control que miden valores en tiempo real de varias magnitudes físicas. En la siguiente figura 3.25 se ilustra el monitor de control de una máquina EPB, en este caso de Lovat, donde el operador puede observar de manera casi instantánea los principales parámetros de operación durante el trabajo de la máquina.



Figura 3.25: Vista del monitor de control de una EPB (Vittorio, 2012)

Además de los parámetros aquí descritos son también muy importantes desde el punto de vista geotécnico los registros de presión de cámara, inyección de cola y escudo. Su importancia viene dada, sobre todo, por problemas no tratados en esta tesis, como los de desplazamientos inducidos en superficie y afección a terceros. Por tanto no se han recogido estos registros para el análisis ni es necesario detenerse aquí en su descripción, que puede encontrarse en manuales como Tunnel engineering handbook, editado por Bickel, J. O., King, E. H., Kuesel, T. R (1996).

3.5.1 Movimientos

El valor de Velocidad de avance neto o simplemente el avance neto PR se registra directamente en unidades de mm/min. La velocidad de rotación de la rueda de corte es provista por el par motor y se regula desde 0 (al encender la máquina) hasta alcanzar el valor preestablecido (fijado por el manual de operaciones acorde a cada proyecto (Vittorio, G y otros, 2007), este valor es aquel que mantiene en agitación la mezcla de la masa de tierras, agua y espuma de modo que la mezcla permanezca homogénea, esta velocidad debe ser moderado ya que la mayor parte de la energía consumida en su accionamiento es consumida por el rozamiento de la masa de tierras dentro de la cámara de la rueda de corte (Melis Maynar, 2005). Se registra mediante un contador que registra la cantidad de vueltas que da la rueda por cada minuto que pasa. Los valores típicamente están comprendidos entre 1 a 10rpm, (Working Group Paper, 2009) dependiendo del tamaño de la máquina y del estrato. Algunos autores (Ozdemir & Wang, 1979), (Rostami y otros, 1994), (Balci, 2009), indican que el límite superior para cada máquina se establece teniendo en cuenta la velocidad de rodadura máxima de los discos de gálibo, V_{maxg} , indicando valores de 2 m/s para este parámetro.

$$VRDC \leq \frac{V_{maxg}}{\pi D} \quad (3.41)$$

La penetración $PREv$ es la relación entre avance neto PR y la velocidad de rotación $VRDC$ de la cabeza de corte. Su sentido físico es la traslación de las herramientas de corte en dirección longitudinal por cada giro completo de la rueda de corte.

$$PREv \left[\frac{mm}{rev} \right] = \frac{PR \left[\frac{mm}{min} \right]}{VRDC \left[\frac{rev}{min} \right]} \quad (3.42)$$

3.5.2 Empuje registrado y equilibrio longitudinal

La fuerza registrada en el avance o empuje, E [kN] se obtiene a partir de las presiones registradas en cada uno de los cilindros de empuje (3.43).

$$E = \frac{\pi}{4} \sum_i p_i (d_c)_i \quad (3.43)$$

Donde $i = 1..N_c$ es el número de cilindro de empuje, p_i es la presión hidráulica neta aplicada por cada cilindro [kN/m²], d_c es el diámetro de cada pistón de cilindro [m].

El lento avance de la máquina justifica un tratamiento cuasi estático del equilibrio longitudinal. De este modo el empuje suministrado por los cilindros debe equilibrarse con un conjunto de fuerzas de contacto actuando sobre distintas partes de la máquina. El equilibrio longitudinal se expresa entonces como (Wittke, 2007).

$$E = F_n + F_s + F_f + \Delta F \quad (3.44)$$

F_n es la fuerza normal o empuje de las herramientas de corte. F_s es la fuerza resultante del empuje frontal contra el mamparo de las tierras y/o bentonita. F_f es la fuerza de fricción entre escudo y suelo. ΔF cubre otras fuerzas, tales como las debidas al trazado en curva, a la fricción en zonas de cola, sellado y dovelas, al arrastre del back-up....

La componente F_n existe en todas las TBM pero las otras varían mucho con el diseño de la máquina, por ejemplo la componente F_f sólo existe en las que tienen escudo.

No se han empleado aún máquinas que midan por separado las distintas fuerzas y verifiquen así el equilibrio descrito. Las fuerzas que aparecen a la derecha de la ecuación anterior se estiman de forma aproximada en proyecto, cubriéndose con un cierto margen de seguridad para dimensionar el equipo de empuje. A continuación se describen los principales criterios empleados para realizar estas estimaciones.

a. Fuerza normal debida a las herramientas

En general se asume la simplificación de que todas las herramientas montadas en el frente aplican la misma fuerza normal, se tiene:

$$F_n = \sum_{i=1}^n F_{ni} = n F_{ni} \quad (3.45)$$

Donde F_{ni} es la fuerza normal de una herramienta y n es el número de herramientas que tiene la cabeza de corte. La fuerza normal sobre una herramienta se puede obtener, por ejemplo, a partir de ensayos LCT como función de la penetración o indentación del frente.

b. Empuje frontal

El empuje frontal se puede expresar formalmente como

$$F_s = \int_A p_s dA \dots (3.46)$$

Donde A es el área del frente de excavación temporal y p_s es la presión de soporte. En el caso de las máquinas EPB la presión de soporte aplicada puede estimarse a partir de las medidas de presión de frente. En fase de proyecto se estiman los límites operativos a partir de cálculos en rotura por equilibrio límite u otros medios (véase p.e. Melis Maynar, 2005). En el caso de (Lunardi y otros, 2011) ellos determinaron el valor de presión en cámara a partir de un ensayo denominado "ensayo de extrusión triaxial" a partir del cual dibujaron unas curvas Extrusión-presión de confinamiento. En máquinas con frente abierto este sumando no existe dado que no hay presión de soporte del frente como en las EPB. Este es el caso de los topes.

c. Fricción entre escudo y suelo

Formalmente, la fuerza de fricción entre escudo y suelo puede estimarse como

$$F_F = \mu \int_{A_s} \sigma_r dA \quad (3.47)$$

Donde μ es un coeficiente de fricción que se adopta en función del tipo de suelo, que puede variar entre 0,2 y 0,55 (Melis Maynar, 2005) en el caso de (Lunardi y otros, 2011) ellos consideraron rangos de 0,25-0,35 pudiéndose reducir a 0,15 si se aplican lodos lubricantes.

σ_r es la tensión normal radial del macizo rocoso en la superficie externa del escudo. Puede estimarse a partir del estudio de la presión y la convergencia de la cavidad como ejemplifican (Lunardi y otros, 2011) a partir del método de "convergencia-confinamiento" ellos obtuvieron curvas de convergencia vs presión mediante análisis numérico en 2D.

A_s es la superficie externa del escudo que se determina como $2\pi rl$, donde r es el radio del escudo y l es su longitud.

La evaluación de la tensión normal radial del macizo rocoso es difícil de evaluar en suelos y rocas blandas. Un ejemplo de cálculo para una máquina del proyecto M30 en Madrid se da en (Melis Maynar, 2005), dónde se aplica la siguiente expresión:

$$F_F = \mu [2(P_v + P_h)LD + W] \quad (3.48)$$

Donde P_v es la presión vertical en el eje del escudo, P_h es la presión horizontal, L y D son la longitud total y el diámetro del escudo, W es el peso del escudo.

Las presiones P_v y P_h se calcularon en el ejemplo de (Melis Maynar, 2005) según la teoría de Terzaghi introduciendo las siguientes expresiones de H_1 y B en la ecuación 3.48:

$$H_1 = \frac{B-c}{k_0 \tan \varphi} \left(1 - e^{-k_0 \tan \varphi \frac{H}{B}} \right) + \frac{P_0}{4} e^{-k_0 \tan \varphi \frac{H}{B}} \dots (3.49)$$

$$B = \frac{D}{2} \left[\tan \left(45 - \frac{\varphi}{2} \right) + \frac{1}{\cos \left(45 - \frac{\varphi}{2} \right)} \right] \dots (3.50)$$

Donde γ es el peso unitario del terreno, k_0 es el coeficiente de empuje activo = $(1 - \text{sen } \varphi) / (1 + \text{sen } \varphi)$. Donde φ es el ángulo de fricción interna.

d. Otras fuerzas

En el mismo artículo de Melis Maynar se ejemplifica el cálculo de estas fuerzas ΔF_1 : rozamiento entre el escudo y las dovelas que saldrían de él.

$$\Delta F_1 = 3\mu_1 W_s \dots (3.51)$$

Donde μ_1 es el coeficiente de fricción entre escudo y dovela $\cong 0,3$ y W_s es el peso del anillo completo de dovela. ΔF_2 : resistencia debido al arrastre del back-up.

$$\Delta F_2 = \mu_2 W_G \dots (3.52)$$

Donde μ_2 es el coeficiente de fricción entre back-up y dovela y W_G es el peso del back-up.

En definitiva, para el ejemplo de (Lunardi y otros, 2011) se obtuvieron las siguientes proporciones de estas fuerzas de empuje respecto del empuje total:

Tabla 3.9 Fuerzas Componentes del empuje total y porcentaje que representan. (Lunardi y otros, 2011)

Fuerza	Valor kN	% E	% E màx	Criterio adoptado
F_n	20000	7	5	se asigna de media 200kN por herramienta y se colocan 100 herramientas.
F_s	75000	27		valor en condiciones normales de operación en los que la presión en cámara sería de 2,5bares
	150000		38	valores máximos cuando la presión en cámara es de 6bares.
ΔF	10000	4	3	se asume basado en la experiencia de Herrenknecht AG.
F_f	145909	53		varía linealmente según la expresión 3.48 con P_v y P_h y la pendiente de la recta está marcada por el coeficiente de fricción μ . Para F_s normal y $\mu=0,25$
	180000		45	Para F_s máximo y $\mu=0,35$
E	276000			en condiciones normales $E=1,1(F_n+F_s+F_f+\Delta F)=1,1(20000+10000+75000+145909)$
	400000			Para condiciones máximas $1,1(20000+10000+150000+180000)$

Un ensayo único de penetración in situ, en modo conjunto de las herramientas, fue llevado a cabo por (Gong y otros, 2007), se denominó ensayo de fricción del escudo de TBM. Con una máquina EPB de 4,5m de diámetro que excavaba en granito con diferente grado de meteorización. Se vació la cámara y se alejó el escudo del frente de excavación para dar empuje y llevar la rueda hacia atrás y hacia adelante, la medida del empuje necesario para mover el escudo resultó ser la fuerza F_f que ellos cuantificaron en promedio en 50kN. Con 33 herramientas de corte (entre discos y picas) ellos registraron entre 70 a 120kN de empuje por herramienta, sin embargo, los autores no dan datos de los registros de presión del frente ni del empuje total con lo que no se puede conocer la proporción que representa la fuerza de fricción respecto del empuje total.

3.5.3 Par Motor (PM) y equilibrio de momentos

El accionamiento de la rueda de corte viene dado por motores que pueden ser eléctricos o hidráulicos. En el primer caso se mide los amperios que se consumen, (ej. tunel de Abdalajis, documento de ADIF) para determinar la potencia consumida, ya que $Potencia = VI$ siendo V el voltaje instantáneo (voltios) e I la intensidad de corriente (amperios). En el segundo caso, se mide simplemente la potencia consumida y la velocidad de giro (rpm) y dado que desde un sentido físico:

$Potencia = PM\omega$ siendo PM el par y ω la velocidad angular, se obtiene PM . Ahora bien, ese PM es el consumido en total a cada instante, sin discriminar en qué se ha consumido exactamente (en giro + en pérdidas + en fricciones, etc) Una evaluación concreta del Par y los requerimientos de potencia se obtiene de la siguiente relación:

$$PM = \frac{NmPe}{2\pi VRDC} \quad (3.53)$$

Dónde PM es el par motor aplicado en el momento de su registro en kNm, Nm es el número de motores instalados en la cabeza de corte, P es la potencia de cada motor en kW, e es la eficiencia de cada motor y $VRDC$ es la velocidad de rotación de la rueda de corte en revoluciones por unidad de tiempo.

El par motor se aplica para hacer girar la rueda de corte. Así los requerimientos de par o el par de diseño M_D se estima del siguiente modo (Wittke, 2007):

$$M_D = M_C + M_S + \Delta M \quad (3.54)$$

Donde M_C es el par debido a las herramientas de excavación, M_S es el par debido al rozamiento de la cabeza de corte con bentonita o tierras en el interior de la cámara y ΔM cubre otras componentes menores (p.e. fricción en el perímetro de la RDC).

a. Momento debido a las herramientas

El par debido a la acción de las herramientas de corte puede calcularse como:

$$M_C = \sum_{i=1}^n (F_{ci} r_i) = \sum_{i=1}^n (C_{ci} F_{ni} r_i) \quad (3.55)$$

Donde F_{ci} es la fuerza de rodadura o corte de una herramienta i , r_i es la distancia del centro del disco al eje de rotación de la RDC, C_{ci} es el coeficiente de corte i .

En el caso de que F_{ni} se considere de igual magnitud para todas las herramientas y $C_{ci} = C_{cj}$:

$$M_C = C_c F_n \sum_{i=1}^n r_i \quad (3.56)$$

El coeficiente de corte puede obtenerse mediante ensayos LCT específicos o bien estimarse a partir de la penetración estimada y el diámetro del disco mediante alguna fórmula empírica como la expresión 3.11 (Roxbosough & Philips, 1975) o la siguiente (Hughes, 1986)

$$C_c = 0,65 \sqrt{\frac{2PREv}{d}} \quad (3.57)$$

Donde d es el diámetro del disco de corte. Ambas expresiones 3.11 y 3.57 son aplicables para discos de 17" y 19".

En el caso de las picas, las fuerzas de corte se pueden conocer mediante el ensayo LCT, sin embargo otros autores (Bilgin, 2012) para picas radiales proponen:

$$M_C = N_c F_w \left(\frac{D}{4} \right) + T_F \quad (3.58)$$

Dónde F_w es la fuerza de corte media de una pica cincel para las peores condiciones del suelo que se esperan atravesar y que se ha estimado a partir de la ecuación de Evans (3.13) modificada para tener en cuenta el desgaste de la herramienta tras la realización de ensayos LCT, en kN, D es el diámetro de la TBM en m, N_c es el número de herramientas de corte que se disponen en la rueda, T_F es el par de la TBM necesario para vencer la fricción y volver a la rueda de corte a una posición previa y la estimaron en 26kNm adoptando el valor de fuerza de fricción de referencia que diera (Gong y otros, 2007).

Una manera diferente de estimar la fuerza de corte en cada herramienta se encuentra en (Melis Maynar, 2005), la propuesta implica la hipótesis de considerar el esfuerzo necesario para arrancar el material por parte de las herramientas, lo que depende de la resistencia del suelo, del espesor arrancado (o penetración de las herramientas) y del diámetro de la rueda de corte.

b. Momento debido al rozamiento con tierras al rotar la rueda

M_s se obtiene según (Wittke, 2007) como:

$$M_s = \xi M_E \quad (3.59)$$

Donde ξ es el factor que considera la resistencia al corte de las tierras dentro de la RDC, M_E es el par resistente causado por las tierras en el frente de excavación. $\xi > 1$ tiene en cuenta que la resistencias al corte en el frente y en la cámara de extracción, no son necesariamente iguales debido a que dentro de la cámara puede haberse acondicionado el terreno mediante aditivos.

M_E se define según (Wittke, 2007) como la integral de las tensiones tangenciales circunferenciales en el mamparo frontal

$$M_E = \int_A r \tau dA \quad (3.60)$$

Para estimar estas tensiones (Wittke, 2007) propone dos hipótesis. En la primera se supone una zona frontal fluidificada, con reología dada por el modelo de Bingham:

La ley constitutiva de Bingham establece:

$$\tau = \tau_0 + \eta \left| \frac{\partial v}{\partial y} \right| = \tau_0 + \eta \frac{\omega}{d_E} r \quad (3.61)$$

Donde τ_0 es la tensión de fluencia, η la viscosidad dinámica y $\left| \frac{\partial v}{\partial y} \right|$ valor absoluto del gradiente de la velocidad de corte en la dirección de avance. Se considera una distribución de velocidades sobre la rueda de corte que aumenta linealmente hacia la periferia, y disminuye linealmente hacia el interior del macizo dentro del espesor fluidificado. Por lo tanto la

velocidad v está en función de r y de γ . No se ha encontrado en la literatura una aplicación práctica de este modelo.

La segunda hipótesis considera el criterio de rotura de Mohr-Coulomb para evaluar las tensiones tangenciales en el frente

$$\tau = p_s \tan \varphi + c \quad (3.62)$$

Donde p_s es la presión de soporte del frente temporal, φ es el ángulo de fricción interna de las tierras y c es la cohesión.

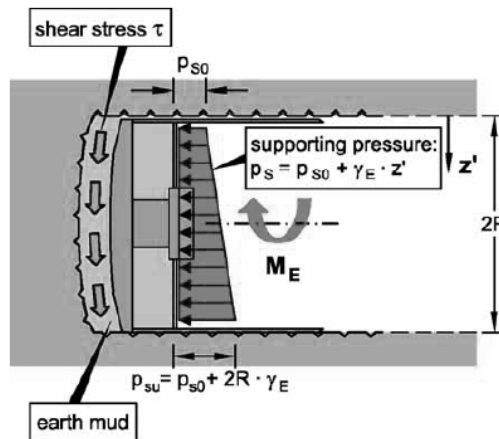


Figura 3.26: Modelo de resistencia al corte de Mohr-Coulomb. (Wittke, 2007).

La presión de soporte se considera variable linealmente con la profundidad como:

$$p_s(z') = P_{s0} + \gamma_E z' \quad (3.63)$$

Donde P_{s0} es la presión de soporte en clave del túnel y γ_E es el peso unitario de tierras. Se sigue (Wittke, 2007) que

$$\frac{2}{3} AR [(P_{s0} + \gamma_E R) \tan \varphi + c] = M_E \quad (3.64)$$

En condiciones no drenadas (p.e. debajo de nivel freático) se debería considerar $c=c_u$; $\varphi=0$.

Esta última expresión es la que se adoptó en la determinación del Par Motor para el proyecto de la M-30 en Madrid (Melis Maynar, 2005) de donde se ejemplifica a continuación las proporciones que representaron las distintas componentes del Par Motor respecto de su valor total de diseño.

Tabla 3.10. Componentes de Par y su proporción respecto del total. Adaptado de (Melis Maynar, 2005)

Par necesario	knm	porcentaje (%)
M_c = momento resistente que resulta de la excavación de las herrameintas	370	0,5
M_s = momento resistente que resulta de la rotación de rueda de corte con tierras en su cámara.	72353	98,7
ΔM = Batido del suelo en la cámara	399	0,53
ΔM = Rozamientos por rodamientos y sellos	249,3	0,34
Total de Par motor	73371	100

Podría decirse que la evaluación de estos momentos resistentes presenta notables incertidumbres, particularmente en terrenos blandos. Llama la atención el predominio de la componente de momento M_s frente a M_c .

c. Momento de reacción

El momento aplicado en el frente debe ser equilibrado por uno igual y contrario. En los topes, el momento de reacción se debe obtener del sistema de codales. En una EPB la reacción necesaria para aplicar el par de excavación M_D se obtiene de la fricción entre el escudo y el terreno circundante M_F y, eventualmente, de las dovelas por medio de una inclinación de los cilindros de empuje con un ángulo λ respecto del eje de la TBM (Figura 3.27). (Wittke, 2007) explica como evaluar este momento resistente, que, evidentemente, limita el momento aplicado en la excavación.

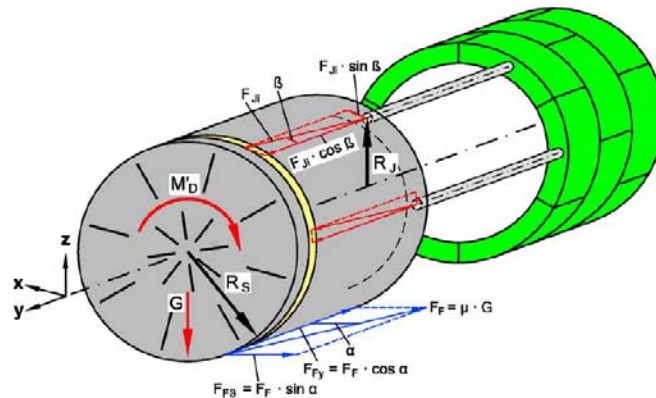


Figura 3.27: Par motor resistente. (Wittke, 2007).

3.6 Modelos de predicción de avance

Para predecir la producción o avance bruto de una operación mecanizada se requieren estimaciones para los distintos tiempos empleados, tanto el operativo (tiempo de excavación, t_e y tiempo de no excavación t_{ne}) como el no operativo y, dentro de este último, tanto del dedicado a las operaciones de mantenimiento de la rueda de corte, $-t_{rdc}$ en nuestra nomenclatura- como del dedicado a otras paradas $-t_p$ en nuestra nomenclatura.

La estimación de esta última componente, aun siendo ciertamente importante no es objeto de este estudio y no se discutirá aquí, baste señalar que se ha abordado mediante el tratamiento estadístico de amplias bases de datos constructivos (p.e. Nelson et al 1999). De los aspectos relacionados con el mantenimiento de la rueda de corte se trata en otros capítulos (véase capítulo 9). Aquí nos centramos en la estimación del tiempo operativo y, en particular, de la componente más importante y que más incertidumbre plantea a priori: el tiempo de excavación. Para un cierto trazado de túnel, estimar el tiempo de excavación es idéntico a estimar el avance neto o la velocidad de penetración.

Se han desarrollado numerosos modelos para predecir el avance neto. Puede hacerse una primera distinción entre los modelos de naturaleza estocástica y los deterministas. El tratamiento estocástico o probabilista quizá sea el más completo para este tipo de predicción, sujeta a notables incertidumbres. Dentro de esta perspectiva pueden emplearse distintas técnicas estadísticas para realizar la predicción a partir de una cierta base de datos (véase p.e. Nelson et al. 1999; Alvarez-Grima y otros, 2000). A pesar del interés de esta perspectiva los modelos de naturaleza determinista, de los que nos ocuparemos aquí, son los que han concitado mayor atención, quizá porque es relativamente sencillo dar un tratamiento estocástico a un modelo determinista que identifique de forma apropiada las dependencias más importantes.

Los modelos deterministas pueden tener una naturaleza más deductiva o más empírica, según su formulación tengan una base más o menos explícita en teorías y propiedades que describan la interacción entre herramientas y terreno o bien explote directamente observaciones globales, a escala de túnel.

Tanto de un tipo como de otro un modelo de predicción de velocidad de penetración resultará finalmente en una ecuación de predicción, pues tratamos aquí de modelos cuantitativos y no de modelos cualitativos. Los modelos cualitativos son muy importantes en las etapas de estudio y proyecto y tienen como resultado indicaciones sobre la factibilidad o no de una excavación mecanizada o sobre el tipo de maquinaria más adecuada en las condiciones estudiadas. Un ejemplo de este tipo de modelo para TBM es el debido a Romana (Lopez Gimeno, 2003).

Las ecuaciones de predicción suelen contener algunos de los factores incluidos en estos tres grupos:

- Parámetros relativos a la roca intacta.
- Parámetros relativos al macizo rocoso.
- Parámetros relativos a la máquina.

La obtención de estas ecuaciones se podría resumir en el siguiente esquema de la figura 3.28:

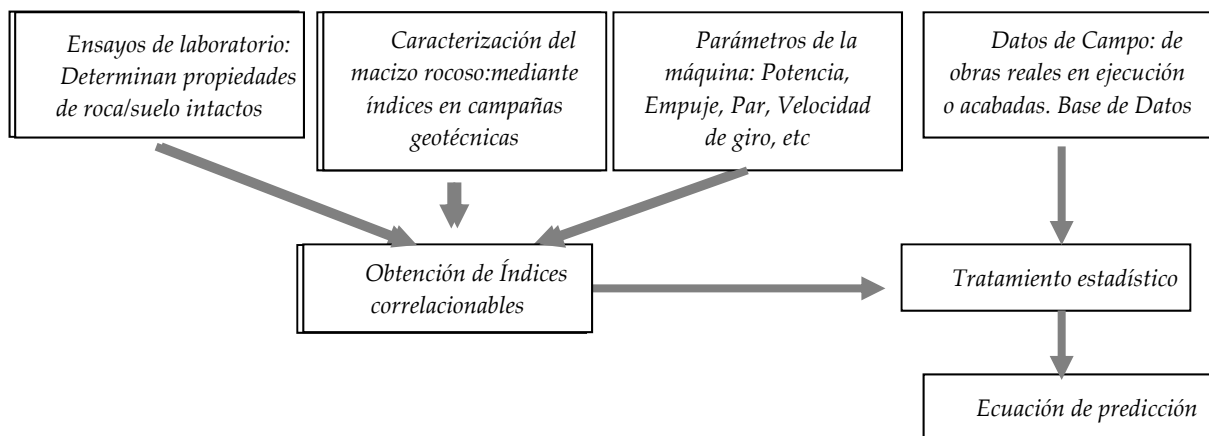


Figura 3.28: Planteamiento de un modelo de predicción de rendimiento. Adaptado de (Cornejo A., 1988)

Se describe a continuación algunos de los modelos de predicción más importantes o relevantes para nuestro estudio.

3.6.1 Predicciones de avance basadas en parámetros de la roca

Este tipo de ecuaciones, en general, son instrumentos apropiados para etapas preliminares de un proyecto. (Farmer&Glossop, 1980), trabajaron en su base de datos, mayoritariamente con rocas sedimentarias, propusieron una expresión basada en la resistencia a la tracción.

$$PR_{ev} = 624F_n / \sigma_t \quad (3.65)$$

Donde PR_{ev} se evalúa en [mm/rev], la Fuerza normal F_n en [kN], y la resistencia a la tracción de la roca intacta σ_t en [kN/m²]. Este modelo se derivó a partir de consideraciones teóricas y posteriores correlaciones con datos de campo de 8 casos históricos a partir de lo cual se pudo calibrar el valor constante que presenta la expresión. (Howarth, 1987).

(Graham, 1976) presentó una ecuación similar a la de Farmer y Glossop que utiliza la Resistencia a la Compresión Simple (RCS) a partir de una base de datos de rocas duras (RCS 140 a 200 MPa). Esta ecuación se basa en la experiencia acumulada de la empresa Robbins según lo comentara (Howarth, 1987).

$$PRev = 3940F_n/RCS \quad (3.66)$$

Donde $PRev$ se calcula en mm/rev, la fuerza normal F_n en kN y la resistencia a la compresión simple RCS en kN/m².

(Hughes, 1986) encontró una relación a partir de minas de carbón.

$$PR = 6 \left(\frac{F_n}{RCS} \right)^{1,2} \frac{VRDCn}{r^{0,6}} \quad (3.67) \quad PRev = 1667 \left(\frac{F_n}{RCS} \right)^{1,2} \left(\frac{2}{D} \right)^{0,6} \quad (3.68)$$

Donde PR es el avance neto lineal en [m/h], F_n es la fuerza normal en un disco periférico en [kN], $VRDC$ es la velocidad de la cabeza de corte en [rev/s], n es el número de discos por surco, RCS está en [MPa], r es el radio promedio de los discos en [m], $PRev$ es la penetración en [mm/rev] y D es el diámetro de los discos en [mm].

(Thuro y Plinninger, 2003) correlacionaron $PRev$ de diferentes métodos de excavación y el trabajo de destrucción W_z . El cual se determina en base a ensayos de laboratorio y la formulación de SE que diera (Farmer&Garritty, 1987)

$$W_{z,max} \approx \frac{1}{2} \sigma_u \varepsilon_{max} > \frac{\sigma_u^2}{E} \geq W_z = \int_0^{\varepsilon_{max}} \sigma d\varepsilon \geq \frac{1}{2} \sigma_u \varepsilon_u \geq W_{z,min} = \frac{\sigma_u^2}{2E} \quad (3.69)$$

Dónde $W_{z,max}$ —límite superior de W_z [kJ/m³], $W_{z,min}$ - límite inferior de W_z [kJ/m³], σ_u – tensión de rotura [MPa], ε_u – alargamiento de rotura [mm/mm], E – módulo de Young [GPa]. En el caso de excavación mediante tuneladora, la correlación alcanzó un $R^2 = 0,87$. Para obtener mejores correlaciones, los autores incluyeron aquellas secciones de túnel con TBM donde había escasos planos de debilidad y la orientación de la foliación era constante. La limitación es que muy raramente se cuenta con estructuras geológicas dotadas de homogeneidad y secciones isotrópicas del macizo rocoso.

3.6.2 Predicciones de avance basadas en parámetros de la roca y del macizo

(Gehring, 1995) propuso un modelo empírico que considera una función base y varios factores de corrección. La fórmula de base utiliza un parámetro de la roca intacta y un parámetro de operación de la máquina. Los factores de corrección más importantes k_i tienen en cuenta la orientación de los planos de debilidad y el espaciamiento entre los planos de estratificación además del tamaño y el espaciamiento entre las herramientas.

$$PRev = \frac{4F_n}{RCS} (k_1 \cdot k_2 \dots) \quad (3.70)$$

El primer factor de corrección está en función de la energía específica de fracturación W_f y dicho concepto cuantifica una medida del desgaste de los discos de corte en mg/m, su expresión (3.71) surge de la correlación entre esta medida y CAI :

$$W_f = 0,74CAI^{1,93} \quad (3.71)$$

Expresión que tiene en cuenta la abrasividad de la roca a través del índice Cerchar.

$$\text{Luego } k1 = 0,475w_f^{-0,56}. \quad (3.72)$$

Dónde $w_f = W_f/RCS$. El segundo factor tiene en cuenta la estructura del macizo rocoso, el siguiente factor las tensiones primarias, otro factor de corrección tiene que ver con el espaciamiento s entre los discos de corte con lo cual Gehring tiene en cuenta la configuración de la rueda de corte. Finalmente, el factor $k4$ tiene en cuenta la influencia de trabajar con un aro de corte con un diámetro distinto al de 17": $k4 = 430/di$ siendo di el diámetro del aro utilizado.

Otro grupo de autores plantean ecuaciones de predicción que tienen en cuenta explícitamente las características del macizo rocoso. Por ejemplo (Eusebio y otros, 1991) hallaron los índices geotécnicos RQD y RMR y lo relacionaron con la resistencia de la roca intacta medida mediante el ensayo del martillo de Schmidt a partir de lo cual propusieron una clasificación llamada "Ground Difficulty Index" (GDI) que resulta en un coeficiente con el que se afecta al valor de PR_{ev} básico, determinado según la propuesta de (Casinelli y otros, 1982). Éstos últimos hallaron una correlación entre PR_{ev} , el índice geomecánico Rock Structure Rating (RSR ; Bieniawski, 1989) y la resistencia a la compresión simple (RCS) de la roca intacta:

$$PR_{ev} = RCS^{-0,437} + 0,047RSR + 3,15 \quad (3.73)$$

$$RSR = 0,77RMR + 12,4 \quad (3.74)$$

Donde PR_{ev} es la penetración en mm/rev y RCS es la resistencia a la compresión simple en MPa. Los autores plantearon su formulación sobre la base de datos de cinco túneles que suman un total de 19km excavados en rocas con RCS entre 50 y 150MPa.

La presencia de discontinuidades ha sido bien analizada por (Palmström, 1995) y su metodología ofrece una correlación entre clases de fisuras e índices de fracturación o calidad del macizo rocoso, como son el RQD o el RMR y este índice Q . (Bruland, 1998) propone nuevas correlaciones entre estos parámetros e incluso relaciona los valores de índice geomecánico Q con valores de velocidad sísmica de propagación de las ondas en los macizos rocosos.

Barton (2000) propuso un sistema de predicción de rendimiento a partir de lo que denomina índice Q_{TBM} . Este índice pretende generalizar el sistema Q de caracterización de macizos rocosos empleado, para definir sistemas de sostenimiento primario y revestimiento en túneles construidos mediante perforación y voladura (drill and blast). El índice Q_{TBM} se determina como:

$$Q_{TBM} = \left[\frac{RQD_0}{J_n} \frac{J_r}{J_a} \frac{J_w}{SRF} \frac{SIGMA}{F} \frac{20}{CLI} \frac{q}{20} \frac{\sigma_\theta}{5} \right] \quad (3.75)$$

RQD_0 es el valor del índice RQD orientado en la dirección del eje del túnel; J_r y J_a caracterizan las discontinuidades, J_w el efecto del agua, SRF el estado tensional del macizo; CLI que es el índice de vida del disco de corte en el sistema $NTNU$, q es el contenido en cuarzo; σ_θ es el promedio de la tensión biaxial en el frente del túnel; el valor $SIGMA$ tiene en cuenta la resistencia de la roca aún con discontinuidades y orientación. Una vez evaluado Q_{TBM} PR en [m/h] se puede estimar mediante:

$$PR = 5Q_{TBM}^{-1/5} \quad (3.76)$$

El inconveniente de este método es que los parámetros que determinan el índice son de estimación difícil y dejan mucho margen a la subjetividad (Palmstrom y Broch, 2006; Gong & Zhao, 2009). Sapigni y otros (2002) muestran una aplicación a casos reales en la que el método Q_{TBM} dio resultados muy pobres.

Modelo NTNU. En el Instituto Tecnológico Noruego de la Universidad de Trondheim, (NTNU) se desarrolló ya hace 50 años una primera metodología para estimar la perforabilidad de las rocas (Lien, 1961). Esta metodología se ha actualizado repetidas veces, y es conocida como el modelo o método NTNU (Bruland, 2001; Nielsen 2006). Este método tiene un grado superior de complejidad a los anteriores, pues requiere de varios ensayos específicos, algunos de los cuales emplean una herramienta de corte real. La metodología de trabajo de este modelo de predicción ha sido descrita en el capítulo 5 de esta tesis debido a que gran parte de su desarrollo implica una serie de ensayos de laboratorio. Puede decirse que el modelo, de manera general, es un modelo empírico que se basa en datos estadísticos y estudios de campo de más de 250km de túneles, tiene en cuenta algunos parámetros de las tuneladoras, otros de la roca intacta y otros del macizo rocoso. A partir de los ensayos y ábacos descritos en el capítulo 5 se obtiene el índice DRI que se emplea en el modelo de predicción de rendimiento como dato en un nuevo ábaco para determinar un factor k_{DRI} . La presencia de discontinuidades se tiene en cuenta cuidadosamente gracias al aporte de (Palmström, 1995) mediante factores de corrección que se aplican al valor de penetración básica. La fracturación del macizo rocoso, se caracteriza por el tipo de fractura y la frecuencia de las mismas además de por el ángulo formado entre el eje del túnel y los planos de debilidad, este método contempla tanto las fisuras como las juntas con pequeña o nula resistencia al corte a través de los planos de debilidad, en la siguiente tabla 3.9:

Tabla 3.11: Clases de Fracturación del Macizo Rocosos

Clase de fracturación (Sp = Diaclasa St = Fisuras)	Distancia media entre planos de debilidad, a _i (cm)	Intervalo de distancias entre planos (cm)
0	-	240
0-I	160	120-240
I	80	60-120
I	40	30-60
II	20	15-30
III	10	7,5-15
IV	5	4-7,5

Junta (Sp) son las juntas continuas que pueden ser identificadas en todo el perfil del túnel. Fisuras (St) son las juntas no continuas. Macizo rocoso (clase 0)

Por otro lado se cuantifica el ángulo entre el eje del túnel y los planos de debilidad, mediante:

$$\alpha = \arcsin(\sin \alpha_f \sin(\alpha_t - \alpha_s)) \quad (3.77)$$

Donde α_f es el rumbo de los planos de debilidad; α_t es el buzamiento de los planos de debilidad; α_s es la dirección del eje del túnel. Con la clase de fracturación y el ángulo α se obtiene el factor de fracturación k_s , mediante el ábaco de la figura 3.29.

El modelo tiene en cuenta la posibilidad de que existan más de una familias de discontinuidades o planos de debilidad. En tal caso el modelo propone un factor de fracturación total:

$$k_{s-tot} = \sum_{i=1}^n k_{si} - (n - 1)0,36 \quad (3.78)$$

Donde k_{si} es el factor de fracturación para la familia i ; n el número de familia de fracturas.

Finalmente el número del factor de fracturación equivalente viene dado por la relación:

$$k_{ekv} = k_{s-tot} k_{DRI} \quad (3.79)$$

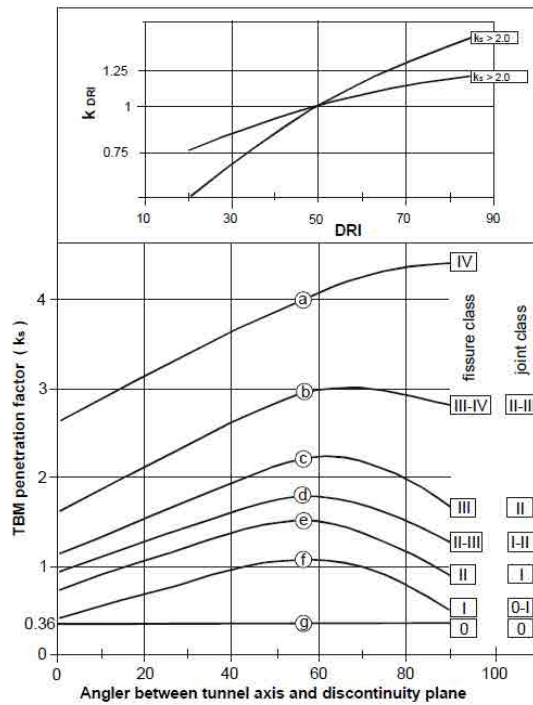


Figura 3.29: Factor de fracturación y Factor de corrección para $DRI > 49$. (Palmström, 1995)

Por otra parte, para determinar el empuje equivalente sobre un disco de corte (kN/disco), se define un diámetro de disco $d_c = 483\text{mm}$ y un espaciamiento entre discos $a_c = 70$ para los cuales el empuje equivalente sobre el disco es igual al empuje real sobre el disco, sin embargo, en el caso de que d_c o a_c sean distintos de estos valores, se deberá corregir el valor del empuje equivalente por disco afectando el valor del empuje real por los factores de corrección k_d y/o k_a , según la expresión:

$$M_{eq}(\text{kN/disco}) = M_B k_d k_a \quad (3.80)$$

Los valores de k_d y k_a se hallan mediante los gráficos de las figuras 3.30.

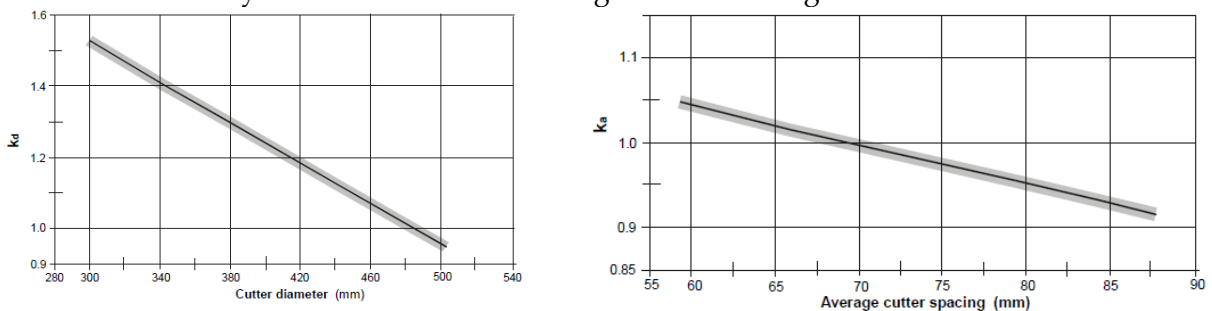


Figura 3.30: Factores de corrección por diámetro y espaciamiento diferentes. (Bruland, 1995)

Tal como se ha comentado anteriormente, la fuerza F_n y la penetración PR_{ev} tienen una relación no lineal, y en este método se incorpora el concepto de “empuje crítico” como un parámetro normalizado. La relación que les vincula viene dada por:

$$PR_{ev} = i_0 = \left(\frac{M_{eq}}{M_l} \right)^b \quad (3.81)$$

Donde M_l es el empuje crítico, evaluado para una $PR_{ev} = 1\text{mm}$; b es el coeficiente de penetración obtenido a partir de la base de datos. El valor de M_{eq} aumenta con el crecimiento del diámetro y espaciado de los discos y disminuye con el aumento del DRI y aumento de la fracturación. La figura 3.31 enseña el ábaco mediante el cual el modelo determina el valor de la penetración $PR_{ev} = i_0$ (mm/rev), en función del empuje sobre un disco de corte y del factor de fracturación equivalente.

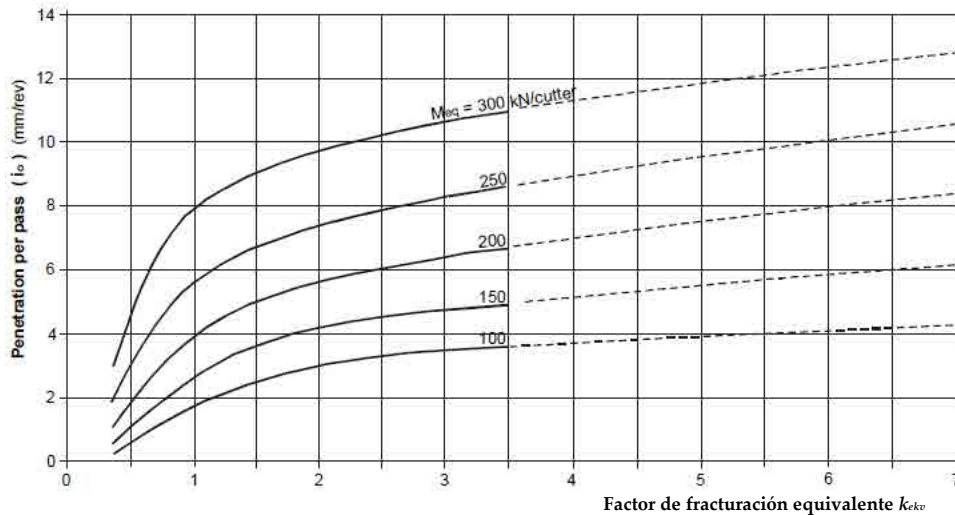


Figura 3.31: Penetración básica $d_c=483\text{mm}$ y $a_c=70$. (Bruland, 1995), (Palmström, 1995).

Para poder evaluar el Par necesario, el método utiliza la siguiente expresión:

$$F_r = F_n \sqrt{PR_{ev}} \quad (3.82)$$

Conceptualmente, semejante al método NTNU es el método desarrollado en la Universidad Tecnológica de Luleå (UTL, 1991) donde una correlación inicial entre la penetración en túnel y un ensayo especial de laboratorio (indentación, en este caso) se corrige luego mediante factores dependientes de las características del macizo rocoso. La base empírica de este método es sustancialmente menor que la del método NTNU (19 km de túneles).

3.6.3 Predicciones basadas en ensayos LCT

A partir de los ensayos de corte lineal es posible predecir los parámetros principales de operación de una excavación mecanizada. El procedimiento se describe p.e. en Balci (2009). A partir de una serie de ensayos LCT en roca semejante a la que perforará la máquina se obtiene la relación s/p óptimo que se vincula con la mínima energía específica SE_{min} . Los datos de fuerzas de corte que se registran en las herramientas que se ensayan se usan como entrada para seleccionar el tipo de excavador mecánico. La fuerza normal se usa para calcular el empuje de la máquina para una penetración óptima.

$$E = nF_n f_l \quad (3.83)$$

Donde E es el empuje total aplicado a las herramientas en kN, F_n es la fuerza normal en kN/herramienta, n es el número de herramientas de corte y f_l es un coeficiente de pérdidas por fricción estimado en 1,2. La velocidad de rotación de la cabeza de corte se obtiene de:

$$VRDC = \frac{V}{\pi D} \quad (3.84)$$

Donde V es la velocidad límite lineal de las herramientas (por ejemplo para discos de 17" $V=150\text{m/min}$). La fuerza de rodadura (el promedio de las fuerzas que son necesarias aplicar en la dirección de corte para causar que el disco ruede) se usan para calcular el par motor, la potencia de la máquina y la demanda de energía específica.

$$PM = \frac{nF_r D f_l}{4} \quad (3.85)$$

$$P = 2\pi \frac{VRDC}{60} PM \quad (3.86)$$

Donde PM es el Par en kNm, F_r es la fuerza de rodadura (para discos y la fuerza de corte para picas), D es el diámetro de la TBM, P es la potencia en kW y $VRDC$ es la velocidad de rotación de la rueda. La fuerza lateral se emplea en conjunto con las otras dos fuerzas normal y de rodadura para balancear el diseño de la cabeza de corte.(Balci, 2009).

Este procedimiento de extrapolación de ensayos LCT a la escala de la máquina se ha asociado históricamente con las propuestas del EMI (*EarthMechanicsInstitute*) de la CSM (*Colorado School of Mines*). El desarrollo del modelo, en principio no tuvo en cuenta los parámetros del macizo rocoso tales como presencia de discontinuidades, distancia entre planos de debilidad y orientación de discontinuidades. La inclusión sistemática del efecto de las discontinuidades en este tipo de modelo de predicción plantea varias dificultades (Yagiz, 2006; Yagiz y otros, 2010), Aunque hay algunas propuestas al respecto (Büchi E., 1984), (Yagiz, 2010). Con este planteamiento se podría afirmar que el modelo CSM de la escuela de minas de Colorado encuentra su limitación cuando el macizo rocoso presenta planos de debilidad y discontinuidades.

(Rostami y otros, 1996) han comparado los resultados de predicción de ambos métodos CSM y el NTNU, a su vez, dentro de CSM se compararon dos predicciones, la primera según su método empírico/teórico y la segunda según el método de ensayo con LCT. La predicción se realizó para dos tipos de máquinas rozadoras distintas (una estándar y otra High Power) propuestas para perforar una toba volcánica parcialmente saturada, en el marco del proyecto Yucca Mountain. Se observa buen acuerdo en las predicciones del método noruego y el LCT cuando se trata de una rozadora estándar al tiempo que los resultados son dispares si se compara con el método empírico/teórico donde CSM logra datos más apropiados. En todos los casos, la estimación de vida de los discos de corte es inferior en los métodos de CSM que en el método NTNU. Los autores atribuyen esta diferencia a la poca experiencia que tiene el método NTNU en trabajar con rocas altamente porosas como es el caso de las tobas (5-6% de porosidad).(Ozdemir & Nilsen, 1993). La conclusión de este estudio es que ambos métodos podrían considerarse "suplementarios" (Rostami y otros, 1996).

En cuanto al grado de precisión de las predicciones basadas en LCT se halla algunas deficiencias a la hora de excavar en frentes mixtos. Este es el caso de (Balci, 2009) que al comparar con los valores de campo hallaron importantes diferencias. En condiciones mixtas de

rocas calizas y esquistos los valores de LCT fueron obtenidos para cada tipo de muestra y luego promediados. La siguiente tabla sintetiza las diferencias encontradas.

Tabla 3.12: Predicción mediante modelo de CSM vs registros (Balci, 2009)

	roca	E (kN)	W consu- mida (kW)	SE (kWh/m ³)	PR (m ³ /h)
LCT p(optima) = 8 mm/rev (muestra roca competente) a 2.7 rpm	caliza	109.2	218	4.1	53
	esquisto	54.7	148	3.0	49
Resultados para frente mixto (caliza+esquisto)	promedio	81.9	182	3.6	51
Resultados de campo registrados para p = 8 mm/rev a 2.7 rpm	Frente mixto	158.5	547	12.0	46
Resultados de campo registrados para p = 16 mm/rev a 2.5 rpm	Frente mixto	135.0	536	6.4	82

Se halló que la penetración óptima era de 16mm/rev (y no de 8mm/rev como prescribiera el modelo CSM), el empuje E y la Potencia W quedaron muy subestimados en la predicción, según los autores, esto se explica por el aumento de la fricción al excavar en rocas fracturadas de diferente naturaleza al mismo tiempo, la SE menor se correspondió con $p=16\text{mm/rev}$ y fue 3 puntos mayor que la estimada y el avance neto PR fue también mayor para la p óptima $=16\text{mm/rev}$, alcanzando valores de casi el doble de los estimados.

Otro ejemplo de aplicación de las predicciones, en este caso de avance neto, estimado por CSM en base al ensayo LCT se encuentra en (Boniface, 2000), para túneles con frente mixto de rocas que iban de 86 a 255MPa de RCS. Las predicciones de avance neto en (7 m/h) fueron muy superiores a las realmente conseguidas (4m/h de media), además fueron estimadas para cada tipo de formación rocosa mientras que los frentes de excavación ofrecían la presencia de esas formaciones de manera conjunta (frentes mixtos). Podría decirse que la condición de frente mixto constituye una gran limitación del modelo de predicción de CSM.

El modelo de Nelson proporciona un método de predicción o simulación muy diferente de los anteriores métodos descritos. Toma su nombre de Priscilla P. Nelson, investigadora geotécnica de larga trayectoria. El modelo original se publicó en el año 1994 y dispuso de una gran base de datos con información de 630 proyectos. Los datos se organizaron en 4 niveles de detalle: desde un primer nivel que contenía los datos a gran escala, con promedios globales de datos de proyectos, hasta un cuarto nivel, más pormenorizado, con datos procedentes de mapas e informes de turnos en túneles de cada proyecto. El modelo ofrece seis métodos de análisis con diferente nivel de detalle para que el usuario escoja el más apropiado para diseñar la simulación de su propio modelo. El usuario puede tratar estadísticamente datos como: índice de penetración, tiempo de construcción, desgaste y coste de cortadores. La estimación de rendimiento que se obtiene está influenciada, en gran parte, por la selección que el usuario hace de los datos disponibles en la base de datos.

En la Universidad de Delft se gestó el Método FDAHP que es un sistema que evalúa los factores que influyen en la penetrabilidad de la roca empleando un proceso jerárquico analítico fuzzy Delphi (FDAHP). La clasificación de la roca se considera como un problema a resolver en grupo, para lo que aplica la teoría "fuzzy logic" como una herramienta de cálculo. A partir de este método se ha obtenido una clasificación de la roca llamado "Índice de penetrabilidad de la Roca" (PR_i). Un proceso jerárquico analítico es una técnica para tomar decisiones, que fue desarrollada en 1980 por (Saaty, 1980), el método fuzzy Delphi (FDM) aplica esta técnica y considera que un grupo de decisiones es una importante y potente herramienta para alcanzar un consenso de varias opiniones de expertos en un tema determinado. Los datos subjetivos de los expertos se transforman en datos quasi objetivos luego de ser analizados estadísticamente.

Así se busca determinar el peso (o influencia) de cada parámetro. Los parámetros se envían junto a un cuestionario a expertos, para que ellos den una puntuación a cada parámetro, desde más significativo a menos. Con las respuestas se trabaja hallando el factor de peso de cada parámetro, mediante la técnica Neuro-fuzzy que es una alternativa a la estadística y al análisis de regresión lineal, y produce un conjunto de reglas que se corresponden a un análisis de regresión. (Nelson, Al-Jalil, & Laughton, 1994).

3.7 Resumen

Este capítulo presenta una serie de definiciones conceptuales que son básicas para establecer un modelo de predicción de rendimiento de una excavación mecanizada mediante TBM.

Se ha presentado de manera sintetizada la evolución de las teorías y los estudios previos que han llevado a identificar los parámetros más relevantes a considerar para lograr un trabajo eficiente de las herramientas en el corte de la roca/suelo. El estudio de la interacción herramienta – roca/suelo se inicia con el análisis de una herramienta en particular, para llevarse al plano de la acción conjunta de varias herramientas lo que se deriva al plano de una rueda de corte con un conjunto de herramientas. Esto pone en evidencia el aspecto multidisciplinario del problema que involucra no solo el comportamiento del terreno sino también del material y la geometría de dichas herramientas además de la tipología de máquina y diseño de la rueda de corte. Dentro de estos análisis se destaca el estudio de la energía específica como medida de eficiencia de dicha interacción. Y se ha explorado las diversas maneras de correlacionar este parámetro estimado a distintas escalas con los registros observados en obras reales.

Se han descrito las formulaciones y las propuestas más significativas y vigentes para determinar la eficiencia de corte de las herramientas considerando tres grandes conjuntos de parámetros que provienen tanto de la operación de las máquinas, como de la roca o suelo intactos como del macizo rocoso. Estos tres grandes conjuntos de parámetros influyen directa o indirectamente en el proceso de una perforación, por lo tanto como conclusión relevante se estima que deben ser considerados a la hora de establecer un modelo que permita pronosticar los ritmos de avance y penetración de cualquier perforación mecanizada.

Dado que el problema del desgaste, el cual repercute directamente en el rendimiento general de la obra, tiene mayor antigüedad en rocas, existen modelos de predicción que se han planteado, mayoritariamente, para rocas y no tanto para suelos. Suelen ser modelos empíricos que hacen uso de la estadística o de base de datos de obras reales. Pueden requerir de la realización de uno o más ensayos de laboratorio y abarcan desde correlaciones muy sencillas hasta métodos muy sofisticados. Muchos de ellos contemplan implícitamente la abrasividad de la roca, a través de ensayos de abrasividad y desgaste.

A partir de las formulaciones empíricas analizadas se concluye que es fundamental contar con una base de datos reales para sustentar las teorías y basar las correlaciones de variables empleadas en predicciones del rendimiento para una excavación determinada.

En las ecuaciones que más adelante se verán, se emplean varios de los parámetros que se han definido en este capítulo, de aquí la importancia de conocerlos y saber determinarlos.

Los modelos numéricos son herramientas que aún no se han aprovechado del todo en el empleo de este tipo de análisis y tal como se ha expuesto, el panorama actual ofrece mucho campo para investigar.

4

Desgaste de las herramientas de corte

4.1 Introducción

Según (Hughes, 1986) en el corte de rocas con picas de fricción pareciera que roce, fricción, desgaste, pulverización, calor e ignición son prácticamente sinónimos, sin embargo, roce y fricción son causas, mientras que desgaste y calor son efectos y por otra parte la pulverización y la ignición (entendida como el proceso espontáneo de combustión de un material con alta temperatura, según (Wikipedia, 2012)), son síntomas.

En el presente capítulo se plantea el problema del desgaste de las herramientas de corte, desde varios puntos de vista complementarios. Para empezar, se presenta el tema desde un punto de vista general de ciencia de los materiales, introduciendo tipologías generales y describiendo micromecanismos de desgaste en la interacción entre herramientas y minerales, ejemplificando los conceptos con otras herramientas (brocas). Estos conceptos se presentan después de forma más específica, centrándonos ya en observaciones sobre desgaste y daño de herramientas de corte en TBM.

El punto de vista de la ciencia de materiales se complementa con el de la operación de obra. Es importante para el propósito de esta tesis explicar con cierto detalle los procedimientos seguidos para mantener las ruedas de corte, desde los criterios y herramientas de control que sirven para decidir sobre el cambio de una herramienta hasta el desarrollo de las operaciones mismas de cambio de los distintos tipos de herramientas. La información sobre estos aspectos servirá luego para poner en su contexto los datos brutos sobre avances y cambios de herramienta recogidos en las distintas obras que se examinan posteriormente.

4.2 Desgaste: aspectos generales

4.2.1 Definición

El desgaste de una pieza se puede definir como el proceso mecánico de eliminación microscópica o macroscópica del material que la constituye, a consecuencia del movimiento de su superficie respecto a otra en contacto. (Arne Lislerud, 1997), (Gómez Angarita, 2009). Es un

proceso en el cual las capas superficiales de un sólido se rompen o se desprenden de la superficie.

El desgaste no es así ni una propiedad del material que conforma la pieza, ni tampoco del material de la otra superficie en contacto, sino una respuesta integral del sistema. (Wikipedia, 2012). Esto indica también la norma alemana DIN 50320, para la que los fenómenos de desgaste son el resultado de tribosistemas¹ complejos, los tribosistemas constan de un cuerpo sólido (objeto que se ve afectado por el desgaste) que interactúa con el contracuerpo (objeto que causa el desgaste) en un entorno determinado. (Plinninger & Thuro, 2002).

En el proceso continuo de desgaste, el material puede ser eliminado de la superficie y expulsado o puede resultar transferido a la otra superficie o también puede romperse y quedar atrapado dentro del contacto. En el caso de la transferencia de material desde una superficie a otra, la pérdida de masa o volumen neto de las dos superficies en contacto sería nulo, aunque una de las superficies estaría desgastada. (Gómez Angarita, 2009).

4.2.2 Fenomenología de desgastes

Los tipos de desgaste que tienen lugar en una herramienta de corte en excavación mecanizada se pueden clasificar de varias formas, por ejemplo en base al movimiento relativo² entre los materiales en contacto. (Gómez Angarita, 2009), (Arne Lislud, 1997). Generalmente el desgaste de las herramientas observado en el corte de un geomaterial (roca / suelo) resulta de la combinación de varios mecanismos de desgaste ideales, en que, para cada caso, algunos tipos son más dominantes que otros. (Arne Lislud, 1997). Los mecanismos enumerados habitualmente son

- Fatiga: surge por concentración de tensiones mayores a las que puede soportar el material. Incluye las dislocaciones, formación de cavidades y grietas.
- Abrasión: es el daño por la acción de partículas sólidas presentes en la zona del rozamiento.
- Erosión: es producido por una corriente de partículas abrasivas, muy común p.e. en cintas transportadoras.
- Corrosión: originado por la influencia del ambiente, principalmente la humedad, seguido de la eliminación por abrasión, fatiga o erosión, de la capa del compuesto formado. A este grupo pertenece el desgaste por oxidación. Ocasionado principalmente por la acción del oxígeno atmosférico o disuelto en el lubricante, sobre las superficies en movimiento.
- Frotación: en este caso los cuerpos en movimiento tienen movimientos de oscilación de una amplitud menor de 100 μm . Generalmente se da en sistemas ensamblados.
- Deslizamiento o adhesión: es el proceso por el cual se transfiere material de una a otra superficie durante su movimiento relativo como resultado de soldadura en frío debido a las grandes presiones existentes entre las asperezas, en algunos casos parte

¹ Tribo deriva del griego de la palabra τριβωσ (frotar, rozar).

² En mecánica clásica, el movimiento es un cambio de posición en el espacio de algún tipo de materia respecto a un cierto sistema de referencia de acuerdo con un observador físico. Por tanto el movimiento relativo entre dos cuerpos es el cambio de posición en el espacio de un cuerpo observado según un sistema de referencia ubicado en el otro cuerpo. (Wikipedia, 2013)

del material desprendido regresa a su superficie original o se libera en forma de virutas o rebaba.

- Vibración (fretting): es el desgaste producido por las vibraciones inducidas por un fluido a su paso por una conducción.
- Impacto: debido a golpes que producen fragmentación y erosión en el material.

El desgaste por todos los mecanismos, excepto por fatiga ocurre mediante eliminación gradual de material en numerosas porciones diminutas que pueden variar enormemente en su tamaño desde nivel atómico hasta micras. En general los mecanismos de desgaste no resultan en un desgaste uniforme puesto que tampoco lo son las cargas, ni tampoco –especialmente relevante p.e. para el caso de abrasión- el terreno que se atraviesa es homogéneo (Gutierrez Manjon, 2009). En varios casos, el desgaste puede ser iniciado por un mecanismo y puede avanzar por otros mecanismos distintos. En un proceso de desgaste se pueden dar así mecanismos principales en la eliminación de material a partir del contacto de las superficies. Los mecanismos más comunes a estos efectos son el adhesivo y el abrasivo. (Gómez Angarita, 2009). Por otra parte (Fowell, 1993) afirma que los principales daños que sufren las herramientas de corte son el desgaste abrasivo, la fractura por impacto o las fisuras de origen térmico.

Recientemente (Ramezanzadeh & Hood, 2010) identifican también 4 mecanismos principales de desgaste en la interacción terreno-herramienta: desgaste adhesivo, abrasivo, corrosivo y por fatiga. De todos ellos, el más dañino según los autores es el abrasivo. Esto se debe, en gran medida, a los efectos térmicos asociados a la abrasión, fenómeno que genera calor en la superficie de contacto. Ya se vio en un capítulo anterior como el reblandecimiento del carburo de tungsteno de la herramienta ocurre a temperaturas menores que las de los minerales que se encuentran en la roca, que acaban por formar verdaderas grietas y surcos microscópicos en el metal de la herramienta.

4.2.3 Ejemplo: desgaste de brocas.

(Plinninger & Thuro, 2002) Proponen una clasificación cualitativa del desgaste para el caso particular de las brocas. Esta clasificación, resumida en la tabla 4.1, nos da una idea del tipo de desgaste y los fenómenos que tienen lugar en este proceso para otras herramientas de corte. Comúnmente el diámetro de los agujeros practicados en el método de excavación mediante voladura (*drill and blast*), es de 38 a 42mm, la maquinaria suele consistir en una especie de martillo a rotoperCUSión con accionamiento hidráulico. Frecuentemente, las brocas empleadas están compuestas de un número de botones salientes de carburo cementado soldados a las cavidades del cuerpo de acero. Las características de estos " brocas de botones" se pueden ajustar variando la cantidad de botones insertados, su composición química, su geometría e incluso la calidad de la soldadura con el cuerpo de acero, todo en pro de generar fragmentos grandes en lo posible de material excavado y, por lo tanto, para mejorar la eficiencia de la perforación. En este tipo de perforación, una gran parte de la energía del impacto se consume en la transformación de la roca o suelo en un polvo fino.

Tabla 4.1: Clasificación cualitativa del tipo de desgaste de una broca. (Plinninger & Thuro, 2002)

Tipo de desgaste	Nombre	Descripción
nuevo	BB-0	Herramienta nueva
desgaste abrasivo	BB-A1	Desgaste normal, más o menos homogéneo desgaste abrasivo del cuerpo de la herramienta y sus botones, la herramienta se cambia a tiempo.
	BB-A2	Desgaste abrasivo predominante del cuerpo de la herramienta, los botones pueden haber saltado debido a una pérdida del empotramiento.
	BB-A3	Falla y rotura del lecho del botón debido a un insuficiente empotramiento en la base de los botones.
	BB-A4	Desgaste del diámetro, los botones y el cuerpo de la herramienta están fuertemente estropeados en su periferia.
	BB-A5	desgaste del diámetro. Los botones periféricos están rotos.
desgaste debido a fallo en los materiales de las herramientas	BB-F1	Falla interna del botón. este tipo de desgaste se identifica cuando los botones se encuentran especialmente rotos
	BB-F2	Botón removido totalmente, la broca deja de funcionar, su cuerpo no trabaja debido a una falla en la conexión con los botones.
	BB-F3	Fallo del mango o asta de la herramienta
desgaste térmico	BB-T	Este tipo de desgaste puede estar presente junto con los de tipo A y F, el color rojizo del metal caliente puede ser visible y nos indica cuales de las brocas o botones ha sufrido mayor aumento de la temperatura.
	tipos especiales y tipos mezclados de desgaste	BB-Sp1
	BB-Sp2	Un tipo de desgaste mostrado en combinación con otros tipos. Ensanche del orificio que puede afectar el empotramiento de los botones.

Según esta clasificación, frente a un proceso de desgaste ocurrido, se puede tener un primer indicio de las causas geológicas y de maquinaria que pudieron producirlo, según la forma de desgaste que se ha encontrado.

Desgaste normal: (BB-A1) Este tipo de desgaste es frecuente en rocas o suelos con alta resistencia a la compresión, la distribución uniforme del desgaste se explica por una penetración baja de la broca en la roca/suelo, de manera que los botones del metal duro se ponen en contacto con la roca y se desgastan con tasas bajas incluso por minerales que pueden ser no abrasivos.

El desgaste que predomina en el cuerpo de la herramienta (BB-A2) con posible rotura de los botones es, por ejemplo, un fenómeno típico granito meteorizado. En estas rocas la broca penetra en profundidad de manera que tanto el cuerpo de acero como los botones de carburo cementado están expuestos al proceso abrasivo uniforme que termina por desgastar, en mayor medida, al cuerpo de la broca antes que a los botones, esto produce una pérdida de material en el empotramiento de los botones por lo que éstos acaban saltando o rompiéndose en su base (BB-A3).

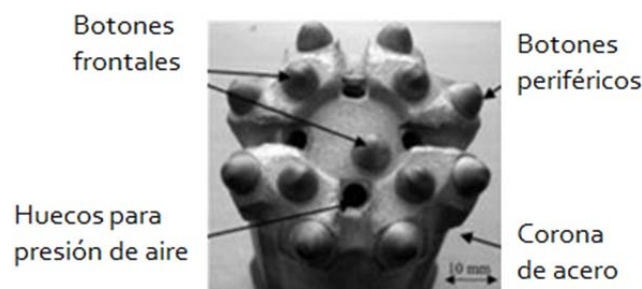


Figura 4.1: Broca de botones de CC. (Beste U., 2008)

El desgaste del diámetro (BB-A4, BB-A5) es típico de procesos abrasivos en un medio con tensiones elevadas, la masa de suelo o roca se deforma al ser perforada y por lo tanto también se deforma el gálibo de la sección excavada durante la perforación. El suelo o roca abrasiva tiende a cerrar el área excavada y es forzado hacia la broca desde las paredes lo que genera el desgaste primero en los botones periféricos en su lado exterior (BB-A4) y luego se desgasta el cuerpo de la broca reduciéndose su diámetro ante la pérdida de material, por lo que finalmente se acaban rompiendo los botones periféricos (BB-A5).

4.2.4 Micromecanismos de desgaste

El resto de tipos de desgastes citados en la tabla 4.1, no tienen su origen en la abrasividad de la roca o suelo sino en otras causas como son los materiales que conforman la herramienta. En este contexto, puede ser útil reducir la escala de observación y observar el desgaste microscópicamente. Este es el caso de (Beste U., 2008) quien también observa desgaste en brocas, pero aplicando microscopía de alta resolución a los botones de WC/Co desgastados de una broca de perforación. El deterioro incluye un cambio fundamental de los materiales y sus propiedades debido a la entremezcla de material de roca y de carburo cementado en la capa de la superficie del botón.

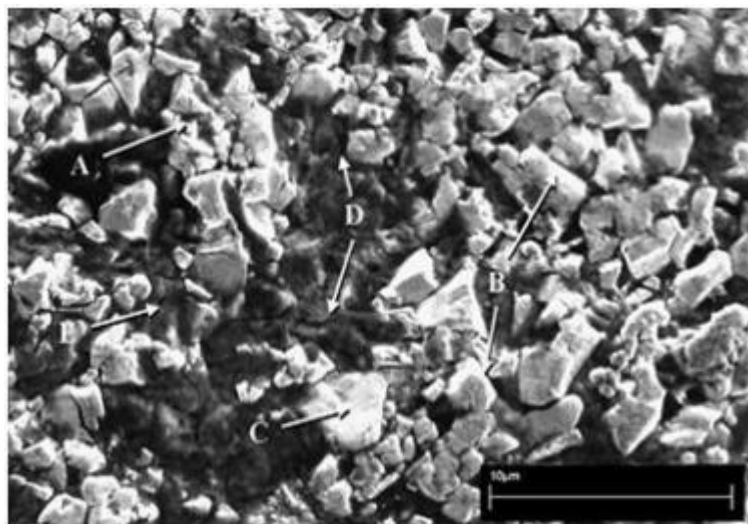


Figura 4.2: Superficie de un botón dañado. (Beste U., 2008)

Una introducción a la compleja situación que revela la microscopía puede verse en la figura 4.2. Este botón está muy desgastado tras 280m de perforación en cuarcita. La superficie superior sufrió grietas (zona A de la figura 4.2), el material fue en parte eliminado y, en parte los granos de WC quedaron sueltos. Además, algunos de los granos estaban plásticamente deformados (zona C de la figura 4.2) y presentaban indicios de oxidación en su superficie (zona B de la figura 4.2). Por último, hubo fragmentos de roca insertos en gran parte de la superficie (zona D de la figura 4.2). En una sección transversal, (Beste & Jacobson, 2008) se observó que estos fragmentos de roca constituían una parte integral de la capa superficial y que penetraban en la estructura de carburo cementado. Esta compleja estructura de la superficie irregular se observa en rocas duras, que por tradición se conocen como "rocas abrasivas". Sin embargo, aunque la superficie parece gravemente golpeada, aplastada y erosionada, no se aprecian grietas o

cualquier tipo de direccionalidad en el desgaste. Además, a gran escala, la superficie parecía lisa. Esta experiencia indica que el desgaste no pasa por la eliminación de grandes grupos de granos sino más bien, por la separación de los granos individuales o de entidades más pequeñas, o como máximo por la eliminación de capas delgadas de los granos.

En base a este tipo de observaciones se han identificado varios micromecanismos de deterioro (Beste & Jacobson, 2008):

1. Formación de recubrimiento mineral

Con los golpes, los fragmentos de roca se adhieren a la superficie del botón, convirtiéndose en parte integrante de la capa exterior del material del botón. Las muestras se prepararon de acuerdo a la metodología tradicional de análisis metalográfico y mediante el microscopio electrónico de barrido (SEM) de alta resolución (resolución menor a 1 nanómetro) se observó la evidente integración entre el material de roca y la estructura del WC / Co que fue atómicamente unida y perfectamente enlazada. Con material de roca inserto dentro de su estructura, el WC / Co aparece parcialmente amorfo, con los poros solidificados a partir de un estado fundido, El material resultante que se aparta significativamente del carburo cementado original, tiene un espesor de solo unos 10 granos de carburo. Durante la perforación, la temperatura es muy elevada y así estas capas de recubrimiento se fracturan cuando tiene lugar el enfriamiento posterior al impacto.

2. Degradación de la Fase de Aglutinado

La fase de aglutinado (cobalto en este caso) está continuamente expuesta al contacto violento contra la roca o suelo durante la acción de percusión. Los botones sufren deformación plástica, y experimentan dislocación de su red cristalina. La deformación plástica del aglutinante induce pequeños ajustes de las posiciones de grano WC.

3. Formación de Grietas Escala-Compuesta

La formación de grietas en la superficie puede afectar a la estructura de carburo cementado a grandes profundidades, por lo general se observa en contacto con roca suave como la magnetita, cromita y manganeso. El fenómeno se conoce como "piel de reptil" es un patrón de grietas en la superficie, el patrón no es un gran problema como tal, pero puede iniciar la fractura del botón.

4. Agrietamiento de los Granos Individuales WC

Presiones altas de contacto pueden conducir a una fractura local y trituración de los granos superficiales de WC.

5. Oxidación y Corrosión de los Granos de WC

Las superficies superiores de los granos de WC pueden hallarse parcialmente cubiertas por una capa de óxido de tungsteno que probablemente será eliminada en un próximo contacto con la roca. Lo que implica que el óxido se forma muy rápidamente, como resultado de un solo golpe percusivo en la superficie.

A continuación se describen los micromecanismos de desgaste según (Beste & Jacobson, 2008). Los mecanismos de desgaste, como se ilustra esquemáticamente en la figura 4.3, se pueden sintetizar en cinco tipos importantes, la mayoría de los cuales son precedidos por algunos de los mecanismos de deterioro que ya se han presentado.

1. Fragmentación de granos de WC.

La trituración de granos de WC y la liberación de estos fragmentos (como ilustra en la figura. 4.3a) es el principal mecanismo de desgaste de botones expuestos a tipos de rocas duras como la cuarcita, granito y arenisca. El desgaste suele ser precedido por la degradación a partir de numerosos impactos. Esto se aprecia en la mayoría de los granos de WC los que quedan en la superficie, más o menos agrietados y fracturados.

2. Desprendimiento de la totalidad o parte de los granos.

Debido a los reiterados y fuertes impactos a los que se somete la herramienta durante su trabajo, los granos de CC pierden su empotramiento y saltan según se ilustra en la figura 4.3b.

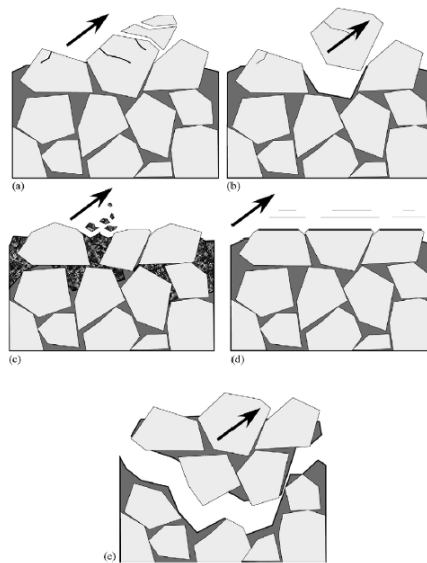


Figura 4.3: mecanismos de desgaste. (Beste U., 2008)

3. Pérdida de aglutinante

El desgaste por abrasividad del Co aglutinante se propone como un mecanismo de degradación significativo (ver figura. 4.2c). Parece probable que la primera capa de aglutinante de Co estuviera quebradizo por la mezcla de roca y luego aplastado por los efectos posteriores de percusión. El desgaste es entonces una consecuencia de la fragmentación por impacto frágil y arrastre en la roca, similar al desgaste de la fase de carburo.

4. Tribo_Químico Desgaste de los Carburos

Frente a rocas no abrasivas o suelos, el grano de carburo se desgasta al mismo tiempo que la fase de aglutinante (Co) que queda al descubierto como se ilustra en la figura 4.3d.

5. Desprendimiento de Fragmentos de material compuesto

La eliminación de grandes partes de CC Fig. 4.3e. suele ser inusual y es rara vez un mecanismo de desgaste dominante.

Finalmente, existen mecanismos de desgaste menos significativos que incluyen la extrusión de la fase aglutinante y la abrasión de los granos de WC.

4.3 Daño y desgaste en herramientas de corte de TBMs.

Este tema ha sido objeto de estudio para numerosos investigadores como (Bilgin & Balci, 2005) (Balci, 2009) (Bilgin y otros, 2012) (Bruland, 1998) (Casinelli y otros, 1982) (Cheema & Rostami, 1998) (Dahl y otros, 2007) (Gehring, 1995) (Frenzel y otros, 2008) (Farmer & Glossop, 1980) (Graham, 1976) (Hughes, 1986) (Ozdemir & Wang, 1979) (Plinninger & Thuro, 2004) (Zhao y otros, 2007) (Thuro & Plinninger, 2003), (Gutierrez Manjon, 2009) entre otros.

La acción de dragado de las picas genera la fricción entre la herramienta y la superficie de la roca, este roce genera calor lo que combinado con la resistencia y abrasividad de las rocas resulta en el desgaste de las herramientas. (Cheema & Rostami, 1998). Es evidente que un desgaste abrasivo de las herramientas no tendría lugar si la dureza del material que las constituye, aún en condiciones de altas temperaturas, fuera mayor que la dureza de los minerales que contienen el suelo o roca que ha de cortar, pero los ratios que arrojan las obras, demuestran que dicho material idóneo para las herramientas, aún no existe. Las herramientas de corte responden a las cargas con un comportamiento elasto - frágil, consecuentemente son susceptibles de fractura frágil. (Hood M., 2000).

Para (Hood M., 2000), las fracturas de las herramientas de corte tienen su origen en una sobrecarga mecánica, mientras que el desgaste de las herramientas de corte lo causa una sobrecarga térmica. Tanto discos como picas de fricción pueden sufrir fractura y desgaste, sin embargo las picas de fricción son más susceptibles a ambos fenómenos que los discos. Esto se debe (Hood M., 2000) a que para el caso de una pica, la misma parte de la pica está en contacto permanente con la roca o suelo durante todo el proceso de corte, lo que significa que el calor se aplica constantemente a la misma parte de la herramienta, mientras que en un disco, a medida que corta, el punto de contacto del disco con la roca va cambiando al rodar, lo que permite que la carga de calor se distribuya y proporcione un tiempo para que cada parte de la superficie de corte se enfríe durante la operación. Lo fundado de esta observación se pone de manifiesto en el fenómeno de gripado, que se describe más adelante.

4.3.1 Desgaste primario y secundario

(Frenzel C., 2008), (Nielsen B., 2006) (Wittke, 2007) entre otros investigadores distinguen entre desgaste primario y desgaste secundario. Por desgaste primario se entiende el desgaste en la superficie de una herramienta de excavación tal como brocas, discos, picas, rastreles, etc., que son diseñados para excavar y ser reemplazados en un intervalo de tiempo apropiado. Por otra parte, se entiende como desgaste secundario al desgaste no planificado, que tiene lugar cuando el desgaste primario en la herramienta de corte antes descrito es excesivo y lleva al desgaste de la estructura diseñada para sostener y soportar la herramienta de corte en su sitio, dichas estructuras pueden ser: la cabeza de corte, los brazos de las ruedas, las monturas de las picas o el desgaste de otras superficies del interior de la cámara.

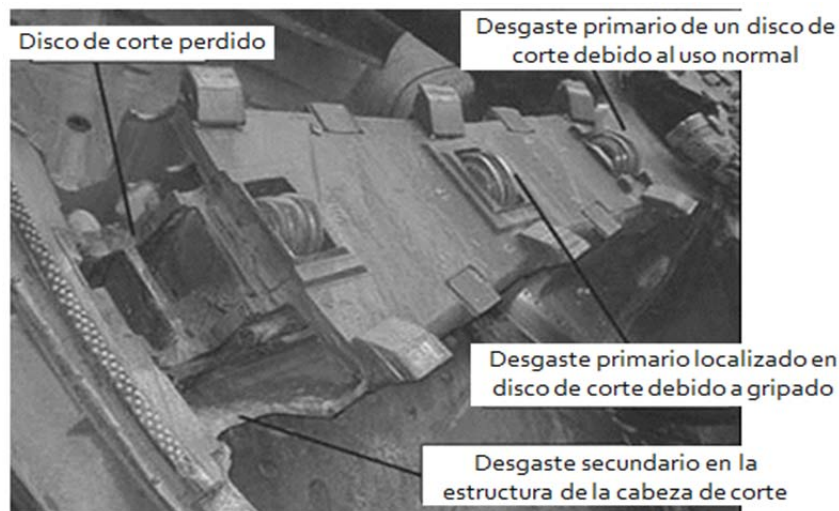


Figura 4.4: Desgaste excesivo en la cabeza de corte de una Slurry-TBM en el tunel Weser Alemania de diámetro 11,7m. (Nielsen B., 2006)

En casos graves, el desgaste puede ocurrir además en la periferia de la estructura de la cabeza de corte e incluso en las piezas internas como son el tornillo sin fin en escudos o en válvulas o sistema de bombeo en hidroescudos. Durante una excavación, volquetes y cintas transportadoras están expuestos permanentemente a los escombros de roca excavados y por lo tanto también al desgaste. (Nielsen B., 2006) Los factores de influencia en la fenomenología del desgaste radican principalmente en la composición mineral, petrográfica y las propiedades geotécnicas pero también en las condiciones específicas de uso de las herramientas y mantenimiento técnico mecánico de las mismas y la gestión y procedimientos de la obra (Plinninger & Thuro, 2002).

En la figura 4.4 se ilustra el desgaste observado en proyectos de túneles con TBM en suelos blandos, si el desgaste primario no se detecta a tiempo en el carburo de tungsteno de las herramientas, el daño acabará consumiendo la base de estas herramientas y se desarrollará un rápido desgaste secundario que convertirá a la propia cabeza de corte en una estructura dañada (Nielsen B., 2006).

En una EPB TBM un desgaste secundario significativo puede ocurrir mientras la cámara se está llenando con material excavado y se está presurizando. Como la presión en el interior de la cámara de excavación crece, el desgaste secundario también crece como una función de la presión, estos fenómenos se han detectado tanto en el proyecto del metro de Porto en Portugal como en el MTA de Singapore. (Hoek y otros, 2005), (Zhao y otros, 2007). La figura 4.5 enseña un área periférica de la cabeza de corte antes y después de repararla en el Metro de Porto. El desgaste fue considerable debido a que se perforaba en granito con diferentes estados de degradación. Estos y más ejemplos descritos en (Nielsen B., 2006) y (Nielsen B., 2007) dan alguna idea de la variedad de problemas de desgaste que pueden ocurrir en suelos blandos al realizar túneles empleando TBM.



Figura 4.5: Rastrel: Herramienta de corte antes de ser reparada (a la izquierda) y luego de ser reparada (a la derecha). Túnel del Metro de Porto. (Nielsen B., 2006)

4.3.2 Desgaste de herramientas

(Gutierrez Manjon, 2009) distingue 3 principales causas que conducen a un cambio de las herramientas debido a que las mismas se consideran dañadas y ya no pueden cumplir con las funciones para las que habían sido colocadas: ellas son: desgaste, gripado y otras razones.





El tipo de daño por desgaste que una herramienta puede experimentar según (Gutierrez Manjon, 2009) es el siguiente:

Tabla 4.2: Tipos de desgaste en herramientas de corte. Adaptada de (Gutierrez Manjon, 2009)

Desgaste normal: se observa un desgaste uniforme del borde del disco de corte. El aro sufre una gran abrasión en su borde y poca abrasión en sus lados laterales (Herreknecht, 2007). Sucede cuando se perforan rocas con alta resistencia a la penetración y alta abrasividad, como es el caso de los granitos y gneises.



Figura 4.6: Aro desgastado en todo su recorrido

<p>Desgaste en forma de filo: se entiende el desgaste uniforme de los lados del anillo de corte. La herramienta sufre una gran abrasión lateral y baja abrasión en el borde del anillo. Sucede cuando se perforan rocas con baja resistencia a la penetración y baja abrasividad o en suelos poco abrasivos. Se ha observado en algunas zonas puntuales de fallas.</p>	 <p>Figura 4.7: Aro en filo</p>
<p>En el caso de las picas, el desgaste puede darse también por la abrasividad de suelos con gravilla con un alto contenido de materiales abrasivos. Especialmente si dicho material tiene un excesivo tiempo de permanencia en el frente, antes de ser evacuado.</p>	 <p>a)</p>
<p>En el caso de la figura 4.8b, las herramientas de corte son <i>rippers</i> que se emplearon en el metro de Sevilla y su estado de desgaste es a consecuencia de perforar 230m y atravesar pantallas de hormigón de RCS>35MPa. (Lovat, Inc., 2009).</p>	 <p>b)</p> <p>Figura 4.8 a) y b). picas desgastadas</p>
<p>Los rastreles se desgastan más a mayores velocidades de avance de la perforación y aún más si la capacidad de evacuación del material no es suficiente y el material abrasivo permanece mucho tiempo entre el frente y la rueda de corte.</p>	 <p>Figura 4.9: Rastrel desgastado</p>

4.3.3 Desgaste por Gripado

El gripado tiene lugar cuando los anillos de corte giran locos sobre un cojinete de fijación a la cabeza. Necesariamente la junta entre la parte fija y la móvil, con sus rodamientos de rodillos, es un punto débil en el conjunto. Las acciones de trabajo y el cambio de anillos conducen a pérdidas de estanqueidad por desajustes en juntas, permitiendo la entrada de agua y polvo abrasivo, que dañan rápidamente la movilidad y obstruyen el giro libre del disco. Al quedar fijo, el disco se desgasta en una sola parte mucho más que en el resto del mismo. Esto es lo que genera el gripado de los discos. Se denomina gripado cuando el disco de corte no puede girar sobre sus rodamientos. Consecuentemente se produce un desgaste y daño localizado sobre una sola zona del disco como se aprecia en la figura 4.10.



Figura 4.10: Disco gripado.: (GORG, 2010)

4.3.4 Daño por otras razones

Por rotura frágil figura 4.11 o por que se aflojen los tornillos o cuñas del soporte debido a la caída de bloques de terreno o porque el soporte de la herramienta se encuentra irregularmente colocado.



Figura 4.11: Disco roto.: (GORG, 2010)

Por desplazamiento del aro de corte, por lo que debe ser corregido o cambiado. En la figura 4.12 se puede apreciar que el disco está movido, pudiéndose observar el soporte de la herramienta.

Por pérdida de aceite en los rodamientos de la herramienta.

Herramienta astillada: Se habla de “astillado” (figura 4.13) cuando pequeños trozos, como astillas, se parten en el anillo de corte, sin que éste se llegue a romper completamente. Sucede cuando la dureza del acero es demasiado alta con respecto al empuje de la herramienta y/o la resistencia de la roca.



Figura 4.12: Disco con aro desplazado



Figura 4.13: Aro Astillado

4.3.5 Valores típicos de daño y desgaste en excavación mecanizada

No existen reglas generales que determinen la frecuencia de inspecciones y recambio de herramientas sino que cada proyecto en particular merece ser estudiado para definir su propio programa de mantenimiento, e incluso dentro del mismo proyecto se pueden observar muchas fluctuaciones por ejemplo, en el caso del proyecto Big Walnut Augmentation/Rickenbacker Interceptor (BWARI) en Columbus (DiPonio y otros, 2007), el terreno a excavar estaba mayoritariamente constituido por cantos rodados y bolos, con el fin de predecir los intervalos de mantenimiento de la RDC, se llevó un registro de medidas de desgaste de herramientas en cm versus distancia recorrida por cada herramienta desde que fue colocada hasta que debió ser substituida, en m. (ver figura 4.14)

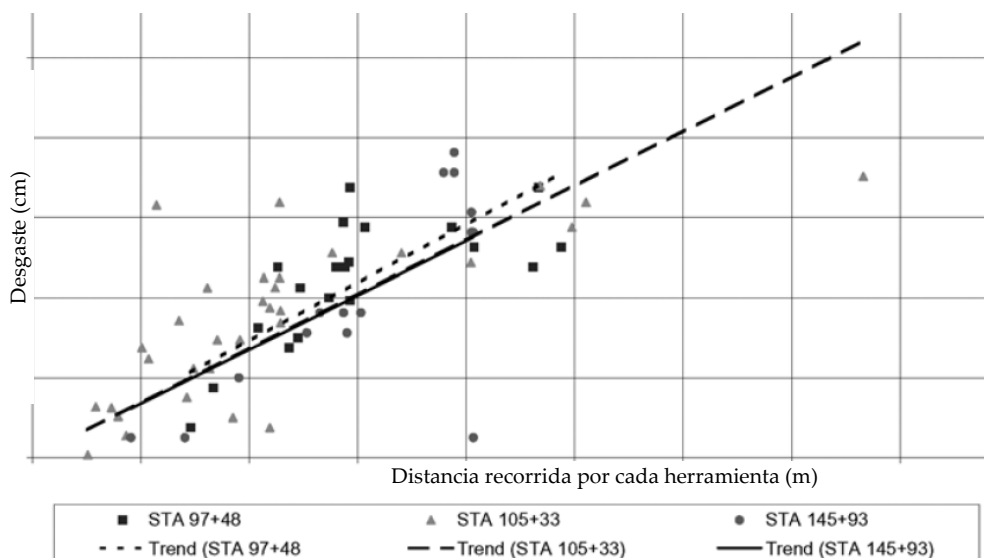


Figura 4.14: Registro de desgaste de Picas. (DiPonio y otros, 2007)

El gráfico muestra una situación general (nótese que no hay escala de numeración en los ejes): La relación varía de un intervalo de mantenimiento al siguiente. Esto fue en parte debido a que las condiciones del suelo varían, sin embargo, hubo otros factores que afectan la tasa de desgaste de las herramientas (DiPonio y otros, 2007): Una gran proporción de las picas que eran del tipo “rippers” (véase figura 4.8b) rompían frente al impacto contra las piedras y después de que una pica estaba rota, las herramientas circundantes a ella se desgastaban con mayor velocidad. Durante los primeros 1.829 m de túnel, un tercio de todas las herramientas se rompieron por impacto con cantos rodados.

Otros autores han llegado a proponer relaciones empíricas del consumo de las herramientas en función de la abrasividad de los materiales atravesados. Es el caso de (Yaralı y otros, 2008) que a partir de datos de desgaste de herramientas en el proyecto Zonguldak Coal Basin, Turquía establecieron una correlación con índices de abrasividad Cerchar (CAI), cuya metodología de ensayo se describirá en el capítulo 5 de esta tesis, determinados para 29 muestras de rocas sedimentarias que fueron interceptadas por la obra subterránea. Ellos obtuvieron la siguiente relación (Ver figura 4.15), que además compararon con estudios previos como el de (Johnson & Fowell, 1986):

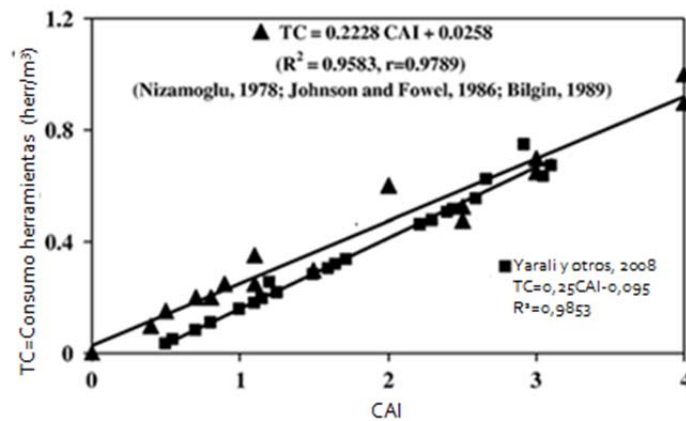


Figura 4.15. Consumo de herramientas en (herr/m³) vs CAI. (Yaralı y otros, 2008)

Otros autores relacionaron la cantidad de metros de avance lineal/pica con otro índice de abrasividad denominado *RAI*, el cual se comentará en el siguiente capítulo. (Thuro & Plinninger, 2003).

Recientemente, Käsling, 2013 cita la afirmación que dijera Frenzel, en el año 2010 que el desgaste abrasivo se correlaciona linealmente con la distancia de rodadura de un disco de corte durante la excavación en rocas duras. Al hilo de dicha correlación añade que para obtener una aceptable predicción del desgaste se necesita una brillante predicción de la penetración (Thuro & Käsling, 2011) y se debe evaluar de manera confiable la abrasividad del terreno a excavar. Para el caso de las rocas duras cita la siguiente figura publicada por Frenzel en el año 2010.

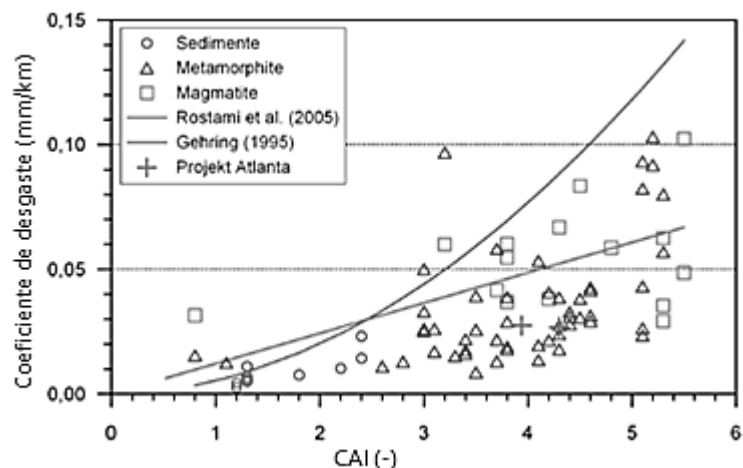


Figura 4.16. Índice de desgaste en (mm/km) vs CAI. (Käsling, 2013)

En la figura se observa un índice de desgaste en función del índice de abrasividad cerchar para diferentes tipos de rocas. En la gráfica se añadieron también las curvas resultantes de las ecuaciones de predicción de desgaste de autores previos. La gráfica manifiesta una evidente relación entre ambos parámetros, sin embargo, como se verá en el siguiente capítulo y el propio Käsling, (2013) lo afirma: la abrasividad Cerchar no acaba de ser una medida exacta de la abrasividad y aún menos en el caso de los suelos.

Por otra parte el desgaste de las herramientas produce un cambio en la geometría de las mismas, lo que se observa en una herramienta cuando su filo está desgastado, dicho desgaste altera por ejemplo en las picas los ángulos de ataque, de retirada y de despeje. La variación de estos ángulos incide, como es de esperar, en el comportamiento de la herramienta al interactuar con el medio a excavar. Algunos autores han investigado (Grant y otros, 1981) el efecto del desgaste en las fuerzas de corte de las picas. Así, p.e., para el caso de una pica cónica que trabaja en la RDC de una rozadora, el desgaste superficial experimentado hará siempre que el ángulo de despeje β tienda a cero al tiempo que el ángulo de retirada α será calculado como:

$$\alpha_w = 2(\gamma - 45^\circ) \quad (4.1)$$

Siendo γ el ángulo de ataque definido en el capítulo 2 y α_w el ángulo de retirada de la pica gastada.

En el caso de las picas radiales p.e. las que se emplean en la RDC de una TBM, las mismas no pueden rotar sobre su eje y trabajan solidarias al movimiento de la RDC, el desgaste solo puede afectar al ángulo de despeje β reduciéndolo a cero lo que se traduce en un aumento en la demanda de las fuerzas de corte mientras el ángulo de retirada α permanece constante. Sin embargo, si se aumenta el ángulo de ataque se aumentará el ángulo de retirada con lo que se mejorará el rendimiento de la herramienta aunque sumado a la reducción de β el rendimiento no mejorará pero al menos no empeorará del todo.

También (Fowell, 1993) afirma que el desgaste en una pica produce un aumento en la demanda de fuerzas de corte siendo más sensible la fuerza normal F_n que la fuerza de corte F_c propiamente dicha.

Un ejemplo de efecto positivo del desgaste en una pica radial lo cita (Grant y otros, 1981) para el caso de una pica con $\beta=2$, cuya geometría viene definida por un ángulo delantero a de 30° , un ángulo trasero b de 47° y un ángulo del cuerpo de la pica φ de 77° . Si la pica nueva se

dispone de tal manera que su ángulo de ataque γ sea de 45° , el desgaste provocará una reducción de b de modo que el ángulo de despeje β tenderá a cero con lo cual la demanda de fuerzas de corte para mantener una misma penetración se reducirá notablemente. Este experimento fue realizado por (Grant y otros, 1981) que obtuvieron los siguientes valores de Fuerzas de corte por unidad de profundidad.

Tabla 4.3: Valores de Fuerzas de corte en pica nueva y pica gastada

Herramienta	F_c promedio	F_c pico	F_n promedio	F_n pico
	[kN/mm]			
Pica radial nueva	75	166	176	251
Pica radial gastada	47	176	39	99

Claramente se observa que para la pica gastada, las fuerzas de corte necesarias para penetrar una misma profundidad son menores.

Como parte de su tesis doctoral (Cheraghi, 1992) estudió el desgaste en picas a nivel experimental pesando las picas antes de los ensayos de corte (ensayos semejantes al LCT) y calculando la diferencia de peso luego de tales ensayos, la medida del desgaste fue presentada como el cociente entre la diferencia de peso por la longitud recorrida por la herramienta en metros [mg/m]. Las muestras de roca fueron ensayadas en estado saturado y con humedad natural, la geometría de las picas fue de tres tipos (con ángulos de retirada de 0° , -10° y 16°). El desgaste mostró ser menor para rocas saturadas en todos los casos y para ángulos de retirada de -10° .

De ambos estudios (Grant y otros, 1981) y (Cheraghi, 1992) puede deducirse que un ángulo de despeje negativo en una herramienta de tipo pica radial puede ser interpretado como una "holgura" disponible para que la herramienta se desgaste hasta cierto límite (cuando el ángulo de despeje se iguala a cero) sin que se perjudique la eficiencia del corte.

En cuanto a la velocidad de corte, (Fowel, 1993) afirma que si bien no se ha detectado una influencia relevante de este parámetro en la magnitud de las fuerzas de corte, si que existe influencia frente al desgaste y admite que el desgaste en picas aumenta con el aumento de esta velocidad.

Un extenso estudio sobre el efecto del desgaste en el rendimiento de las picas cincel se llevó a cabo por Bilgin (1977). Las pruebas de laboratorio en la máquina de corte LCT en el laboratorio de la universidad de Newcastle se realizaron en seis diferentes tipos de rocas. La geometría de la herramienta constaba de un ángulo de retirada de 10° , ancho de 2,54 cm y un ángulo de despeje de 6° , la profundidad de corte era constante de 2,5 mm. Se registraron medidas a diferentes niveles de corte del ancho plano de la punta de la herramienta conforme se fue desgastando (como se ve en la figura. 4.17) y de las fuerzas de corte. Los efectos del desgaste plano sobre las fuerzas de corte consistieron en un aumento de tales fuerzas F_c y F_n conforme se iba ensanchando la punta y se perdía el filo de la herramienta a causa del desgaste progresivo. Se observó una mayor sencibilidad en las fuerzas normales que en las de corte. A mayor profundidad de la penetración mas notable fue dicho efecto.

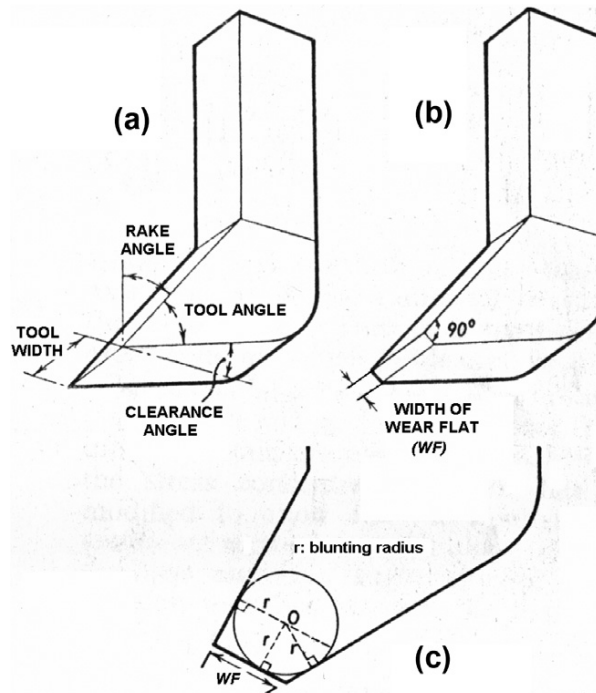


Figura 4.17: Geometría de la pica de ensayo. a) pica nueva afilada, b) pica gastada, c) pica muy gastada (Bilgin, 1977)

El efecto del desgaste plano de 3 mm de pico aumenta F_c hasta 2,76 veces en comparación con condición de herramienta nueva y afilada mientras que el aumento que experimenta la F_n para igual situación es de 5,78 veces. Figuras 4.18a y b.

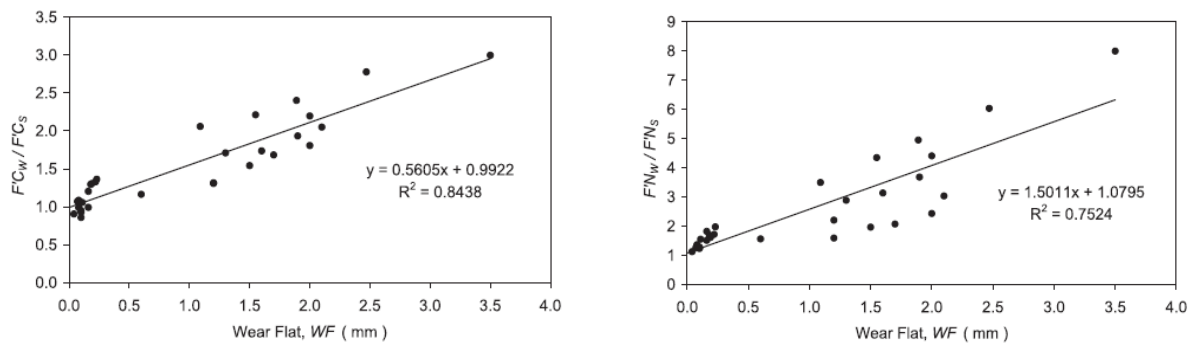


Figura 4.18: relación de fuerzas en función del desgaste. a) Fuerza de corte, b) Fuerza normal, (Bilgin, 1977)

En el caso de los discos, si bien no se cuenta con antecedentes de un ensayo en el que se registre la pérdida gradual de eficiencia del corte a medida que se desgasta la herramienta y el efecto de variación del empuje aplicado y de la fuerza de corte para mantener una determinada penetración con el cambio paulatino de la geometría de la herramienta conforme se va desgastando, sin embargo, se propone una deducción de la influencia del desgaste en los parámetros de corte (F_n , F_c , C_c , SE) a partir de algunos de los modelos matemáticos presentados en el capítulo 3. Las formulaciones propuestas (Rostami & Ozdemir, 1993b) para determinar las fuerzas de corte (F_n y F_c) a aplicar en cada disco están en función del diámetro del mismo. Según la expresión 3.12 la fuerza total F_t está en función del ángulo de contacto entre la roca y el disco de corte Φ , el cual depende, del radio del disco de corte. En el caso de discos desgastados, el diámetro de los discos disminuye, en consecuencia el perfil en filo del disco se pierde transformándose en un perfil achatado y grueso que altera inmediatamente al ángulo de contacto disco-roca, por lo tanto este cambio en la geometría de la herramienta afecta

directamente en la magnitud de las fuerzas de corte. Así mismo, la expresión 3.11 propuesta por (Roxbosough & Philips, 1975) para determinar el C_c se verá afectada por el cambio de diámetro de los discos por efecto del desgaste.

Otro tipo de daños (por ejemplo: bloqueos, daños por impacto, pérdida del disco por división de su cuerpo) puede necesitar también una sustitución total del disco de corte. El límite de desgaste de los discos de corte varía con su posición dentro de la cabeza de corte. (Burger, 2006). Los límites de desgaste más restrictivos, corresponden a las herramientas de corte de gálibo probablemente esto se puede deber a que el desgaste en estas posiciones afecta las tolerancias de gálibo de la sección de excavación y también a que es una manera de proteger del desgaste a los rastreles.

De los ejemplos citados se hace evidente que no existen valores de desgaste de las herramientas que estén categorizados ni mucho menos estandarizados sino que, en cada proyecto se ha de analizar, en particular, la morfología del desgaste más probable a desarrollarse, debido a la compleja interacción o combinación de factores que participan en la gestación de éste. De aquí la importancia de que los criterios de desgaste adoptados sean contrastados con experiencias previas de otros proyectos.

4.4 Operaciones de mantenimiento de las cabezas de corte

4.4.1 Organización general del mantenimiento

La revisión periódica y el cambio o sustitución de los elementos que constituyen el conjunto herramienta de corte-soporte forma parte de las operaciones de mantenimiento necesarias y regulares durante la excavación del túnel. Estas operaciones pueden llegar a consumir un porcentaje importante del tiempo de funcionamiento de la TBM cuando se excavan rocas de gran dureza y abrasividad.

Durante la inspección de la rueda de corte, se suele llevar un registro en el que se anoten los posibles daños que sufren los distintos elementos de la misma, de esta manera, se genera un historial de cada útil de corte. Estas inspecciones, y en su caso, la solución de los posibles problemas detectados, son importantes, pues el avance de la TBM con herramientas en mal estado o incompletas puede causar daños en la estructura de la rueda de corte, además, que disminuyen la eficacia de trabajo de la máquina. Una inspección regular a la cabeza de corte y una buena documentación pueden mejorar en general la vida de las herramientas y optimizar el límite de desgaste de las mismas.

Recientemente, Köppl, (2013) comentó el empleo de sistemas tales como un robot de inspección extensible protegido por un tubo, o sondas endoscópicas teledirigidas, como se observa en la siguiente figura, que permite el control del estado de desgaste de las herramientas en la rueda prescindiendo del acceso humano:

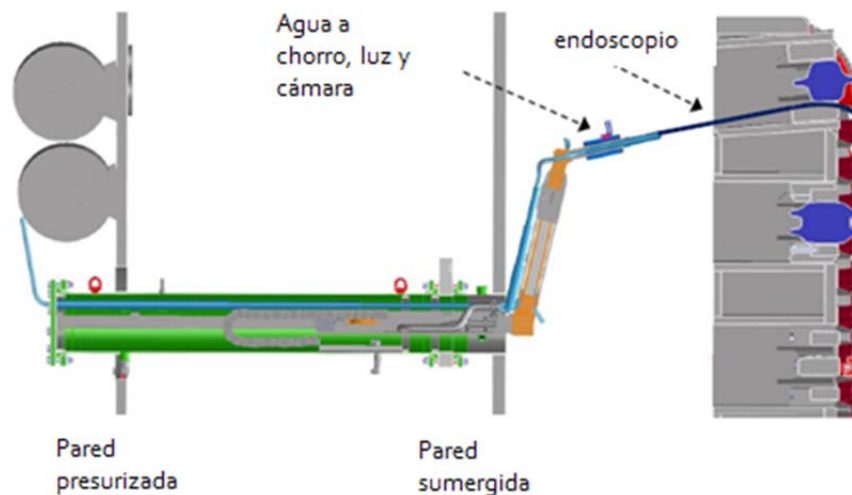


Figura 4.19 esquema de inspección teledirigida (Köppl, 2013)

Para el mantenimiento de los diversos equipos que componen el conjunto Escudo – Back-up (Fernandez, 2009) recomienda adoptar uno de los dos siguientes sistemas de mantenimiento:

- Programar una parada sistemática diaria de duración máxima un relevo.
- Hacer el mantenimiento simultáneo con la operación de la máquina, aprovechando los tiempos de parada en los ciclos de avance.

El programa de mantenimiento está muy relacionado con los tiempos de parada. Si el porcentaje de paradas es alto, con frecuente revisión de otros equipos, en general se aplicaría el segundo sistema de mantenimiento citado, mientras que, en obras de alto riesgo o con bajo número de paradas, se tendería a seguir el primer sistema, quizás no con periodicidad diaria. Para el caso concreto de los escudos EPB, lo que recomiendan algunos autores (Fernandez, 2009) es hacer el mantenimiento simultáneo con el avance y si los trabajos requieren más tiempo se deben programar paradas de mantenimiento para llevar a cabo dichos trabajos.

Hay autores como (Mendaña y otros, 2010) que, a partir de su experiencia, recomiendan hacer un mantenimiento del conjunto escudo/back-up cada 1000-1500m aprovechando el cruce de estaciones o generando espacios protegidos que permiten este tipo de intervención. Por su parte, (Burger, 2006) recomienda tener un plan de mantenimiento establecido desde el principio y evitar improvisaciones, indica que una parada no planificada o una ampliación del programa de mantenimiento por paradas para hacer recambio de herramientas no consideradas al inicio de los trabajos, deberían ser inadmisibles (Burger, 2006).

En cuanto a la periodicidad de recambio de las herramientas, el intervalo de revisión podría estar entre los 150 – 200 anillos, que equivale a llevar 270 a 360m, aproximadamente, estos rangos de referencia (Mendaña, 2008) pueden reducirse en terrenos muy abrasivos, llegando incluso a establecer intervalos de 80 anillos ($\pm 144m$), según (Mendaña, 2008). Por el contrario, en el caso del túnel de Hallandsås, en condiciones geológicas heterogéneas, el plan de mantenimiento de una TBM Mixshield fue el siguiente (Burger & Dudouit, 2009):

Anillo n: revisión de todas las herramientas y medición del desgaste. Re-ajuste de los tornillos de fijación de las herramientas y cambio de las herramientas dañadas.

Anillo n+1: Re-ajuste de los tornillos de fijación de las herramientas cambiadas en el anillo n.

Anillo n+3: Inspección visual de herramientas y cambio de las dañadas o desgastadas.

Anillo n+4: Re-ajuste de tornillos de fijación de las herramientas cambiadas en el anillo n+3.

Anillo n+5: Como anillo n.

Los anillos de revestimiento del proyecto Hallandsås medían 2,2m de ancho.

En la actualidad, según lo comenta (Köppl, F.; 2013) las empresas fabricantes apuestan por modelos de predicción para el recambio de herramientas empíricos basados en la gran cantidad de datos de proyectos de referencia en los que se ha buscado identificar y cuantificar los principales factores que influyen en el desgaste de las herramientas; los modelos más destacados se comentarán en el capítulo 9 de este trabajo.

Un aspecto de gran influencia sobre la eficiencia de las operaciones de mantenimiento es el de la accesibilidad a las herramientas. En un diseño corriente (Burger, 2006) define 3 niveles de calidad del acceso a las herramientas ver figura 4.20.

- a. Nivel 1: Buena accesibilidad (rectángulos de color verde).
 - o Las herramientas pueden ser transportadas directamente desde el centro y en forma radial, no hay desvío de la cadena de la grúa.
 - o Las tareas se llevan a cabo de manera accesible con una abertura de 500mm en el interior de la cabeza de corte.
 - o El área de trabajo en el interior de la cabeza de corte está lo suficientemente dimensionado para permitir una mínima postura encorvada del operario durante los trabajos.
- b. Nivel 2. Accesibilidad Media (triángulos de color azul).
 - o Las herramientas pueden ser transportadas directamente desde el centro y en forma radial, no hay desvío de la cadena de la grúa.
 - o Las tareas se llevan a cabo de manera accesible con una abertura de 500mm en el interior de la cabeza de corte.
 - o El área de trabajo disponible en la cabeza de corte es muy limitada y sólo permite una muy encorvado o de rodillas postura de trabajo.
- c. Nivel 3. Peor accesibilidad (círculos de color rojo).
 - o El transporte de los discos no puede tener lugar directamente desde el centro y requiere por lo menos una desviación de la cadena de grúa.
 - o La posición en la que la actividad se lleva a cabo es accesible a través de al menos una entrada de 400 mm (0,2 m2).
 - o El área de trabajo disponible en la cabeza de corte es muy limitada y sólo permite una postura de trabajo muy encorvado o de rodillas.

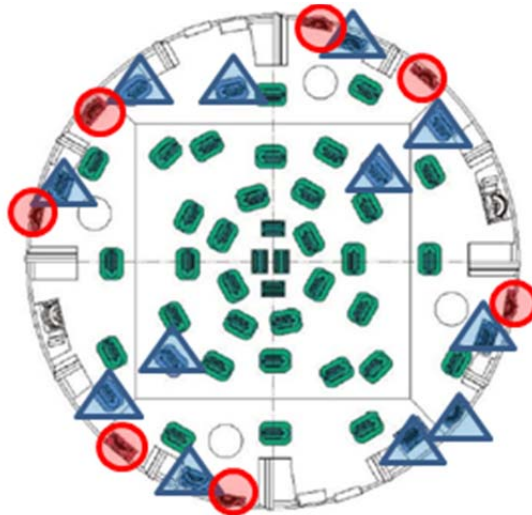


Figura 4.20: Calidad de acceso a las posiciones de las herramientas para su inspección y recambio. (Burger, 2006).

Las situaciones 2 y 3 deberían admitirse solo para casos excepcionales de trabajo (Burger, 2006), sin embargo, se dan, precisamente, en los lugares donde se espera altos ratios de recambio de herramientas ya que la frecuencia de recambios aumenta con la distancia al centro, (Frenzel y otros, 2008). Con la idea de mejorar la accesibilidad y las condiciones de trabajo y para disminuir las demoras en los trabajos de inspección y recambio de herramientas, en función de los lugares de herramientas con las mayores probabilidades de daño y desgaste, los investigadores de Herrenknecht proponen mejorar la accesibilidad según la siguiente figura 4.21.

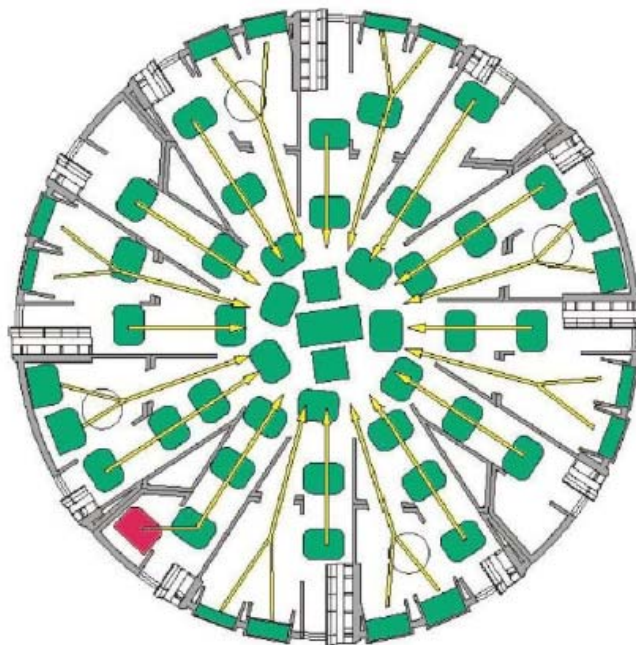


Figura 4.21: Optimización en la calidad de acceso a las posiciones de las herramientas. (Burger, 2006).

Además, ellos proponen la filosofía de la sustitución en grupo, especialmente en condiciones de terrenos muy abrasivos. (Burger, 2006). Para lo cual se deben agrupar las posiciones de herramientas con diferente probabilidad de frecuencia de ser recambiadas y establecer para ellas un plan de recambio por grupos.

Cuando la máquina está dentro del túnel, los útiles de corte dañados deben ser cambiados desde el interior de la cabeza de corte. Para estas intervenciones se requiere el vaciado parcial de la cámara, para lo que, en función de las características del terreno, se pueden dar dos situaciones:

- En terreno estable y sin carga freática, se puede hacer el vaciado parcial de la cámara, sin ningún tipo de tratamiento, figura 4.22.
- En terreno con empuje activo de tierras y/o bajo carga freática se puede recurrir a intervenciones hiperbáricas para acceder a la cámara o bien hacer consolidaciones que permitan estabilizar el frente sin riesgo de que el terreno pueda fluir violentamente hacia la cámara.

Previo a comenzar los trabajos de cambio de herramientas en la rueda de corte, es menester llevar a cabo operaciones como las que se citan a continuación (GenCat, 2009):

- Perforar 0,20 m con la máquina parada, avanzando únicamente la rueda de corte, para que una vez retraída la rueda, ésta deje un espacio que facilite el cambio.
- Vaciar el material de la cámara hasta el nivel que permita los trabajos. En el caso que la estabilidad del terreno permita acceder en abierto a la cámara, no es necesario tomar medidas adicionales. En caso contrario, conviene inyectar aire a presión para estabilizar el terreno y tomar las medidas de precaución necesarias para este tipo de trabajos, conocidos como intervenciones hiperbáricas (de las que se hablará con más detalle en la sección 4.4.4)
- Transportar las herramientas necesarias para los trabajos a la cámara principal utilizando los aparatos adecuados y mesas de transporte.
- Durante los trabajos bajo aire comprimido, las personas deberán adaptarse a las condiciones de presión en la cámara.
- Girar la rueda de corte a la posición deseada.

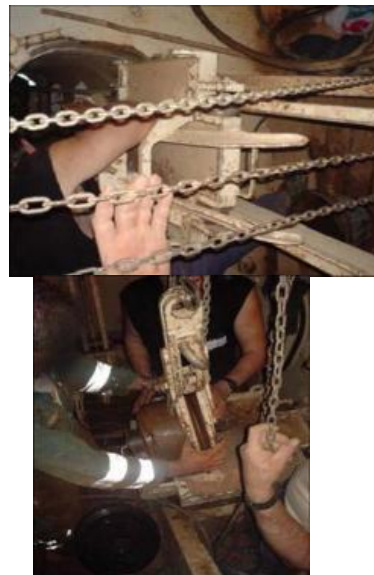




Figura 4.22: Trabajo de cambio de herramientas de corte. (Generalitat de Catalunya, 2009), (Gonzalo, 2008)

4.4.2 Tolerancias.

Cuando el desgaste de los discos de corte alcanza un cierto límite, éstos han de ser cambiados. (Barla & Pelliza, 2000) dan algunos valores de referencia que indican el límite para el cual el corte de las herramientas deja de ser operativo y el avance de la máquina es insuficiente. La causa fundamental por la que las herramientas de corte dejan de funcionar correctamente es el desgaste y en consecuencia el daño que experimentan. Cuando las herramientas acusan valores de penetración $PR_{ev} \leq 2 \sim 2,5$ mm/rev es necesario una inspección y muy probable recambio de las herramientas gastadas o dañadas. Por otra parte, una excavación comienza a ser eficiente si la penetración PR_{ev} supera los $3 \sim 4$ mm/rev y sigue en aumento. Otro indicador de un mal funcionamiento de las herramientas de corte puede ser el avance neto PR , si éste sólo alcanza los 1 a 2 m diarios, es mejor parar y revisar la cabeza de corte. Por lo general estas anomalías se presentan acompañadas de vibración de la RDC.

Otro ejemplo útil puede ser el de (Zhao y otros, 2007) quienes consideraron insuficientes los valores experimentados de avance neto PR en 6m/día y consumos de herramientas de $100\text{m}^3/\text{herramienta}$, para una EPB de casi 5m de diámetro.

Por su parte Lovat consideró escasos los avances PR de 28mm/min a 38mm/min para la TBM empleada en el metro de Sevilla, Línea 1.

Desde la experiencia, la empresa Hyperbaric underground solutions señala (HUS, 2012) que la interpretación de algunos parámetros de excavación es fundamental para poder detectar la necesidad de realizar una intervención, por ejemplo; un incremento de la presión en los cilindros de articulación del escudo de cola, en conjunto con el aumento de la fuerza de empuje, podría revelar desgaste en las herramientas periféricas, y una baja penetración con una elevada fuerza de empuje, podría ser el indicador del desgaste o bloqueo de los discos centrales o cercanos.

De los ejemplos comentados se deduce que si a mayor desgaste de herramientas menor penetración como prescribe (Barla&Pelliza, 2000), y además a mayor energía específica menor penetración (Barla, 2000), (Cardu, 2011) entonces a mayor desgaste de herramientas mayor energía específica y por lo tanto menor eficiencia de corte.

Es difícil definir un criterio de desgaste en una obra en particular. Según las recomendaciones de los fabricantes, el límite máximo de desgaste para un disco de corte de 17" es de 25mm y para un disco de corte de 19" generalmente es de 30mm. (Frenzel y otros, 2008) En el túnel de Guadarrama los criterios que se utilizaron para el cambio de discos según su desgaste fueron los siguientes (Gutierrez Manjon, 2009):

- Herramientas de gálibo, se cambian para un desgaste radial máximo de 15 mm.
- Herramientas frontales, se cambian para un desgaste radial máximo de 25 mm.
- Herramientas centrales, para un desgaste radial máximo de 30 mm.

En la literatura no hay mucha discusión explícita sobre tolerancias para herramientas como picas o rastreles en TBM. Únicamente los fabricantes de cada máquina tuneladora han establecido criterios, los cuales se acostumbra a adoptar por las contratistas.

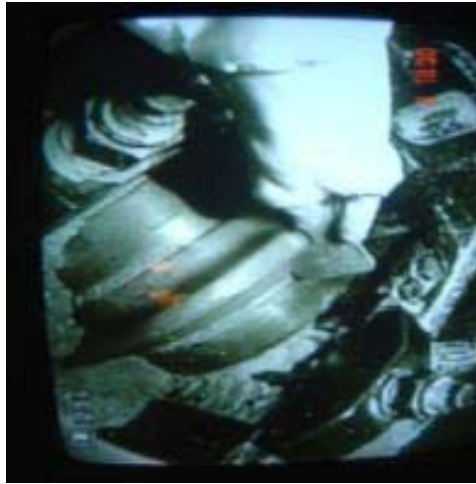
En relación al desgaste secundario (el debido no a la operación de corte en sí, sino al contacto posterior con el material cortado) en discos de corte se ha identificado varios factores para reducir dicho desgaste (Frenzel y otros, 2008):

- Las condiciones propias del escombro: aunque el efecto del desgaste secundario no ha sido totalmente investigado el decrecimiento observado en el par motor debido al acondicionamiento del escombro con espumas, agua o bentonita, sugiere una reducción del desgaste secundario.
- La optimización del flujo de escombro es crítico para las máquinas Mixshield ya que la abrasividad de la bentonita misma es muy baja, pero la aglomeración de escombros en el mamparo en algunos casos conteniendo bloques no solamente se traduce en un crecimiento del riesgo a desarrollar desgaste secundario sino también en un impacto de daño de los discos de corte.

4.4.3 Elementos auxiliares

La revisión de las herramientas para comprobar su estado de desgaste se suele llevar a cabo actualmente mediante el uso de galgas como las de la figura 4.23. Otro sistema posible es la instalación de sensores en la estructura de la rueda de corte por ejemplo en el metro de Shanghai (Sun y otros, 2008) se eligieron 8 herramientas de corte para colocarles este dispositivo a cada una, todos los dispositivos están conectado mediante enchufe a la parte posterior de la RDC. Los sensores contienen bobinas eléctricas embebidas en la herramienta a determinada profundidad respecto de la punta afilada de la herramienta, que son monitoreados a través de una pantalla de visualización que se controla desde la sala de comandos de la TBM. El nivel de desgaste de las herramientas de corte se puede determinar mediante la detección de la ruptura o el cierre de las bobinas, lo que ocurre cuando las bobinas quedan al descubierto a causa de la pérdida de material de herramienta por desgaste de la misma.

Gracias al control de estas bobinas se permite detectar cuando se alcanza el límite de desgaste máximo y se necesita el recambio de las herramientas de corte, un esquema de sensor se muestra en la figura 4.24.



Galgas



Figura 4.23: Inspecciones oculares (GORG, 2004) (Viana da Fonseca & Topa Gomes, 2010)

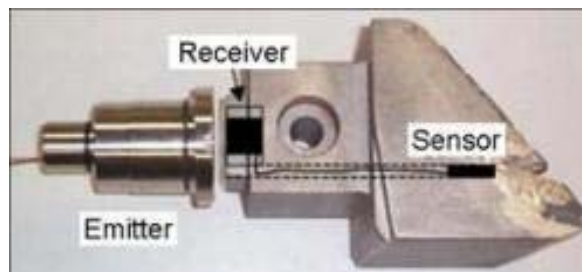


Figura 4.24: Esquema de útil de corte con sensor de desgaste incorporado. (Thewes, 2008)

Las medidas recientes adoptadas por parte de algunos fabricantes consisten en señales de transmisión eléctrica o hidráulica desde las herramientas, cuando alcanzan el umbral de desgaste y el que se acusa en la sala de comandos de la máquina (Köppl, 2013) como se observa en la figura 4.25.

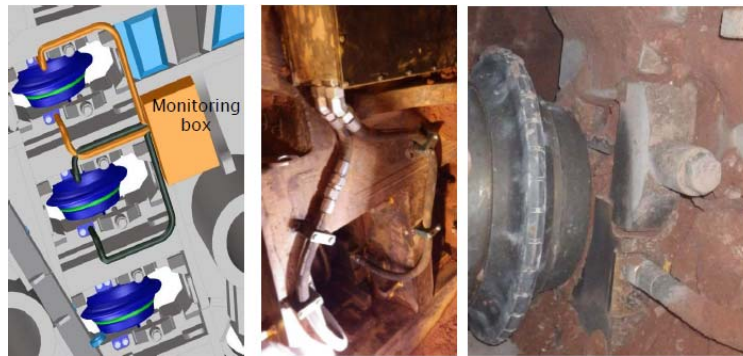


Figura 4.25: Sistema hidráulico de monitoreo de desgaste. (Köppl, 2013)

En ocasiones se han implementado medidas específicas de protección frente al desgaste de las herramientas. En la siguiente figura se ilustran los detalles de protección de desgaste que Herrenknecht diseñó para la TBM del proyecto Hallandsås (Burger & Dudouit, 2009), donde se esperaba un alto rango de variaciones en la geología de proyecto con situaciones con terrenos heterogéneos y suelos y rocas blandas.



Figura 4.26: protecciones de desgaste en una cabeza de corte. (Burger, 2006)

Otra medida de reducción de desgaste en máquinas TBM ha sido presentada recientemente (Langmaack y otros, 2010) como un recurso medioambiental cuyo objetivo principal fue el de reducir el polvo generado durante la operación de corte de la máquina y como consecuencia se han experimentado reducciones en el desgaste de las herramientas. Se trata de un producto líquido comercializado por la casa Basf que se propone emplear con la tecnología de aplicación de una espuma o polímero que actualmente se emplean en máquinas EPB. Los técnicos aplicaron la metodología de ensayo NTNU, que se describirá en el siguiente capítulo 5, para determinar valores de abrasividad en dos muestras de rocas idénticas afectando a una de ellas del producto en cuestión. Estos ensayos comparativos se llevaron a cabo para rocas provenientes de dos proyectos que fueron: el proyecto AMRII en la India y el proyecto Lötschberg en Suiza.

Como resultado de los ensayos se observó para los dos proyectos que tanto la muestra de roca afectada por el producto como la muestra intacta presentaron los mismos valores de DRI (*drilling rate index*) y, sin embargo, distinto valor de CLI (*cutter live index*), siendo más alto para las muestras de roca afectadas por el aditivo. También se hizo una estimación de los avances netos para ambos proyectos mediante un software del modelo NTNU que dio como resultado avances más altos para valores CLI más altos, obviamente, para las muestras afectadas con el

producto químico. Las diferencias obtenidas en la estimación del promedio de horas de trabajo de los discos de corte estuvieron entre un 20 y un 40% .

La primera aplicación del producto tuvo lugar en el proyecto español de los túneles de Guadarrama. Como consecuencia de su aplicación se registró (Langmaack y otros, 2010) una reducción de los valores de desgaste del orden del 15% que se tradujo en 25 a 30hs por mes menos en pérdidas de tiempo por recambio de herramientas, desaparecieron los fenómenos de gripado de los discos de corte, las herramientas de corte se mantuvieron limpias libres de polvo abrasivo que con humedad es causante de daños y desgaste secundario en la RDC, se redujo la temperatura desde un rango de 90-150°C a 70°C lo que permitió reducir las demoras por necesidad de enfriamiento de la máquina. Se redujo la demanda de agua para inyección estimada en 310 l/m³ a un rango de 50-100 l/m³. Por otra parte se consumieron 600 toneladas de este aditivo, y se debió acondicionar la máquina con las instalaciones necesarias para llevar el aditivo hasta la RDC. Luego de comprobar el efecto benéfico del producto en Guadarrama, la casa Basf y la firma Robbins han decidido investigar más sobre este producto mediante un programa de ensayos in situ que se pretende implementar en el proyecto hidráulico Alimineti Madhava Reddy (AMR) II ubicado cerca de la ciudad Hyderabad en Andhra Pradesh en la India.

4.4.4 Desarrollo de los cambios: generalidades

Este apartado se expone aquí por el interés que merece la actividad en sí misma, debido a que los trabajos de recambio de herramientas implican un riesgo especial y particular en la excavación mecanizada de túneles para los propios operarios que la realizan. Debido al riesgo de esta actividad y sumado a la dificultad de acceso e incomodidad de trabajar encorvado en espacios reducidos, estas actividades son lentas.

En este punto se describen someramente las actividades que se llevan a cabo cuando se quiere hacer algún cambio de herramientas. La finalidad de esta exposición es para que el lector aprecie, a grandes rasgos, el grado de complejidad que puede suponer estas actividades y la implicación en temas de seguridad y salud para el personal que las lleva a cabo. Además, se da una idea de lo que puede tardar realizar estas operaciones, y lo que ese tiempo repercute directamente en los plazos generales de obra.

Los trabajos de mantenimiento se pueden realizar únicamente cuando la máquina está parada. Las tuneladoras EPB, tienen la virtud de trabajar manteniendo el frente de excavación presurizado de manera controlada, es decir, ejerciendo y manteniendo un nivel de presión adecuado que evite el derrumbe del terreno sobre la cabeza de corte y escudo. El derrumbe comportaría la dificultad de acceder a la parte delantera de la tuneladora, cosa necesaria para su mantenimiento. Las situaciones que pueden desembocar en una intervención hiperbárica se clasifican en dos tipos:

1. Trabajos de mantenimiento y cambio de herramientas de la rueda de corte.
2. Trabajos de reparación de emergencia.

Las intervenciones hiperbáricas, se realizan detrás de la cabeza de corte; en la "cámara de excavación", donde se ejecutan las tareas de mantenimiento, y para proteger la integridad de los trabajadores que realizaran dichas tareas, se elabora una atmosfera presurizada (con aire comprimido respirable) que contribuye con la estabilidad del frente de excavación, equilibrando las presiones que ejerce el suelo y evitando el ingreso de agua al área de trabajo (HUS, 2012).

Los trabajos de cambio de herramientas en condiciones hiperbáricas implican (Gonzalo, 2008) que los operarios deben someterse a ambientes de 2,5bares de presión con lo que se reduce el tiempo de trabajo y se necesitan varios equipos de operarios para acabar una misma tarea. Se necesita un tiempo de descompresión para los operarios, el rendimiento de su trabajo es menor, es necesario un médico especialista hiperbárico permanente.

Las intervenciones hiperbáricas pueden ser:

- Leves: Cuando se sustituyen hasta un 25% de las herramientas periféricas en ambientes de 2bares.
- Graves: cuando se deben substituir hasta el 75% de las herramientas en ambientes de 2bares. O el 50% de las herramientas en ambientes de 2,5bares.

Un aumento de la presión al doble del valor normal duplica el número de moléculas inhaladas en cada inspiración de aire comprimido. Así, la cantidad de oxígeno inspirado equivale a un 42 %. Es decir, que un trabajador que respire aire a una presión de 2 atmósferas absolutas (ATA), o a 10 m por debajo de la superficie del mar, respira una cantidad de oxígeno equivalente a la que respiraría en la superficie utilizando una mascarilla de oxígeno al 42 %.

El tiempo que un trabajador puede estar expuesto a estos ambientes viene determinado por las llamadas Tablas de descompresión. Dichas tablas indican el tiempo necesario para la descompresión de una persona expuesta a condiciones hiperbáricas, de acuerdo con la profundidad y unos coeficientes de salud particulares de cada trabajador.

El tiempo que requieren las actividades de cambio de herramientas para llevarse a cabo no solo se cuenta a partir de que el operario entra en la rueda de corte sino mucho antes, cuando se inician todos los preparativos de seguridad y rescate, se ha vaciado parcialmente la cámara, se verifica que el conjunto máquina –frente de excavación es estable, que se dispone de todas las herramientas en el sitio oportuno y los operarios están vestidos con los equipos de protección individual correspondientes. Finalmente el tiempo de la actividad concluye no cuando se han recambiado las herramientas sino cuando los operarios ya están fuera de peligro, se han restituido las condiciones de la TBM y está preparada para ser encendida y reiniciar actividad.

El tiempo que se emplea en el recambio de un disco de corte puede ser estimado en función del diámetro del disco y algunos autores consideran que para discos de 17" de diámetro se tarda 45 minutos en hacer el recambio mientras que para discos más grandes se estima una demora de 50 minutos o más. Además se estima que las demoras por mantenimiento de la rueda de corte son del orden de 150horas/km de túnel en una máquina TBM TOPO. (DAUSACE, 1997).

A modo ilustrativo se comenta que en el proyecto de Hallandsås el rango de tiempo requerido para recambio de herramientas de una máquina de escudo mixto con modo dual (Mixshield) fabricada por Herrenknecht, fue de 0,75horas/m (750h/km) de túnel excavado a 1,65h/m (1650hs/km) de túnel excavado en condiciones geológicas heterogéneas con presencia de bolos y suelos bandos. (Burger & Dudouit, 2009). Comparando este dato con el dato citado por (DAUSACE, 1997) se aprecia la incidencia en aumento del tiempo de demoras por mantenimiento de la RDC cuando se trabaja con máquinas con presión de tierras o bentonita respecto de cuando se trabaja con TOPOS.

En el tramo Gorg VI B de la línea 9 del metro de Barcelona, obra que será objeto de estudio de esta tesis, y será descrita con mayor detalle en el capítulo 6, se empleó una máquina TBM y se experimentaron los siguientes tiempos para la intervención hiperbárica que tuviera lugar en Julio del 2007 en la parada identificada como "Solar de Castro" al pk 1+706,45:

Se hicieron 8 intervenciones por día cada 3 hs, con relevo del personal en el interior de la cámara de tierras de la EPB. La presión de trabajo fue a 2,4bares. Cada intervención tuvo el siguiente reparto de tiempo:

- 10 minutos de compresión
- 180 minutos tareas de inspección y recambio (3 horas)
- 90 minutos de descompresión

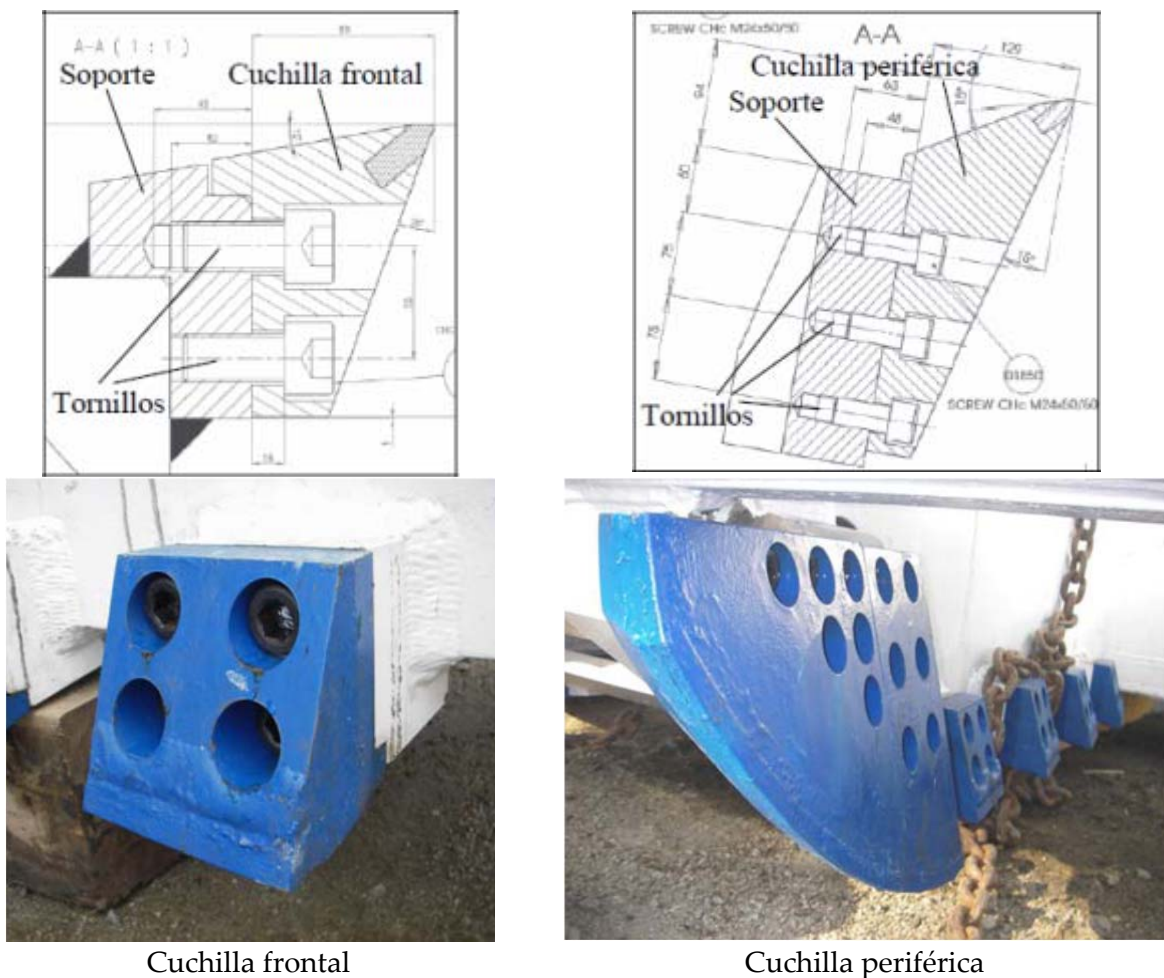
La operación duró 10 días y se cambiaron en total 264 picas, 38 de los 42 discos y 8 de los 16 rastreles.

Los días 2, 5 y 6 se dedicaron también a retirar una pelota de material compactado que se había formado en el frente.

En promedio, para dicha obra, se dedicaron 45días/km o 1,08hs/m (1080hs/km) de túnel, a intervenciones hiperbáricas.

4.4.5 Desarrollo de los cambios: picas y rastreles.

Para el cambio de picas, basta colocar el brazo correspondiente en posición vertical. Se saca el tornillo y la tuerca de la pica a cambiar, y a continuación se procede a colocar la nueva.



Cuchilla frontal

Cuchilla periférica

Figura 4.27: Picas o cuchillas

Para el cambio de rastreles hay que aflojar los seis tornillos que lo sujetan a la rueda de corte. Con la ayuda de un polipasto se saca a la esclusa, y con el mismo, se coge el rastrel nuevo, y se coloca atornillando con la llave dinamométrica y el par adecuado.



Figura 4.28: Rastreles.: (GORG, Revisión Rueda de Corte (S-442). 29/01/2010. P.K. 9+067'09, 2010)

4.4.6 Desarrollo de los cambios: discos de corte

Todas las herramientas se desmontan soltando los tornillos de fijación correspondientes. Una vez cambiada, los tornillos deben volverse a apretar al par de apriete especificado.

Para levantar y colocar la herramienta se emplean dispositivos de elevación. En particular para el cambio de discos se emplea una pinza prensora.

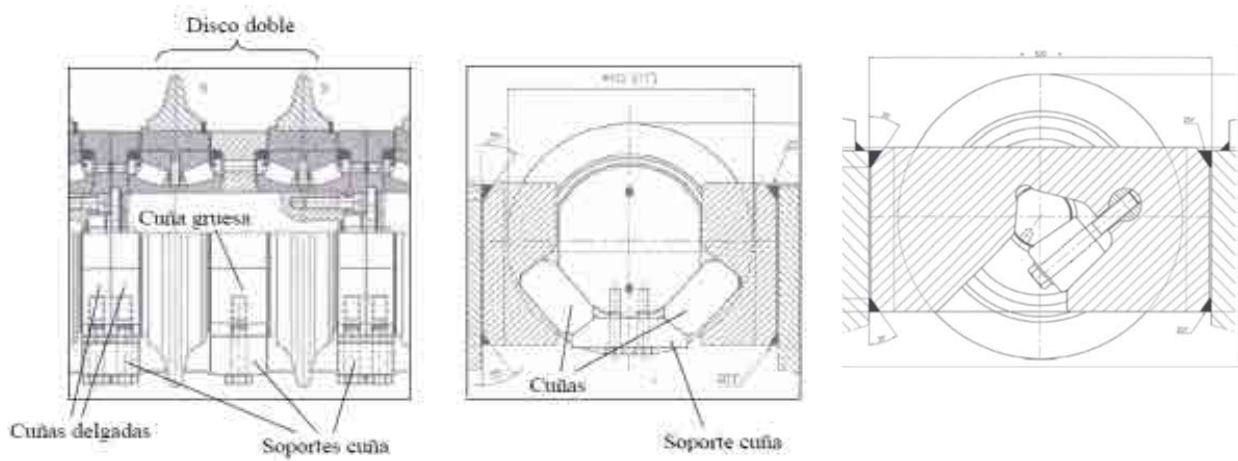
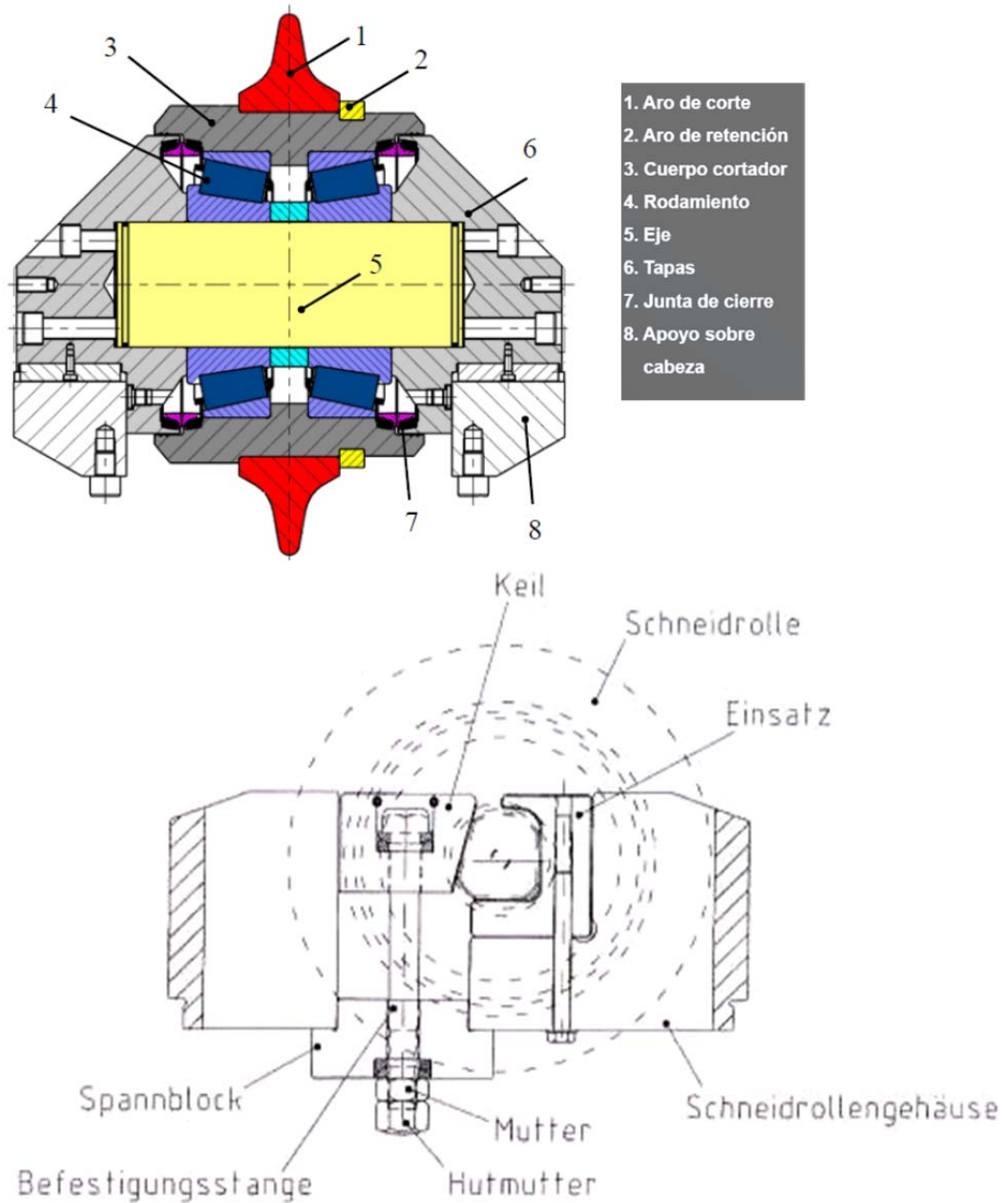


Figura 4.29: Vista lateral y en sección de un disco de corte doble



Keil
 Schneidrolle
 Einsatz
 Spannblock
 Befestigungsstange
 Mutter
 Hutmutter
 Schneidrollengehäuse

cuña
 Disco de corte
 incerto
 Bloque tensor
 Barra de sujeción
 tuerca
 Tuerca de sombrerete
 Caja del disco de corte

Figura 4.30: Esquema de composición mecánica de un disco de corte.: (GORG, 2004)

4.5 Resumen

En este capítulo se ha abordado el estudio del desgaste de las herramientas de corte en su accionar frente al terreno que se excava.

Se ha presentado una definición de desgaste que proviene de la ciencia de los materiales en particular de las aleaciones de metales duros, dado que el material del que se compone el filo de las herramientas pertenece precisamente a este tipo de material. Luego se ha complementado esta definición desde un enfoque físico del fenómeno del desgaste.

La complejidad del proceso de desgaste de las herramientas ha dado lugar a presentar varias clasificaciones y tipologías de desgaste incluyendo en la descripción los aspectos micromecánicos que se manifiestan y desarrollan durante la interacción herramienta-terreno.

Avocados ya en el ámbito de la excavación mecanizada se ha distinguido entre desgaste primario y secundario de las herramientas y de la propia RDC y se ha ampliado la descripción a otro tipo de daños que se relacionan con el desgaste, complementando la exposición con valores de recambio de las herramientas para casos reales.

Se ha reflexionado en la incidencia que tiene el fenómeno del desgaste de las herramientas en los parámetros de operación de la excavación mecanizada y su efecto nocivo en la eficiencia del corte, llegando a presentar valores de los mismos que sirven como indicativos de problemas de daño y desgaste en la RDC y que son herramientas útiles a la hora de evaluar en obra la conveniencia o no de programar una parada para hacer inspección e incluso reemplazo de herramientas.

Dado que el desgaste es una magnitud cuantificable, el capítulo recoge datos de desgaste de la experiencia en TBM, valores límites recomendados y criterios de desgaste aplicados, además se describen los métodos disponibles para controlar y efectuar mediciones de desgaste en TBM. Se han considerado ejemplos de casos reales para ilustrar la manera de hacer frente en obra al problema del desgaste.

Teniendo en cuenta la dificultad que conllevan las operaciones de recambio de herramientas, aún más en condiciones hiperbáricas se han presentado datos orientativos para estimar demoras de dichas tareas y como repercuten en la planificación general de un proyecto, se han citado nuevas recomendaciones para planificar los trabajos de inspección y programa de mantenimiento de la RDC al tiempo que se han citado casos reales.

5

Abrasividad: Caracterización Experimental

5.1 Introducción

El desgaste abrasivo es una de las modalidades o mecanismos de desgaste de herramientas que se mencionaron en el capítulo anterior. Los rasgos característicos de este mecanismo son 1) el material se desprende en fragmentos de tamaño mucho menor que los de las propias partículas que componen el material de las herramientas, 2) a escala macroscópica puede tratarse el proceso como una pérdida continua (a igualdad de condiciones de contacto) del material de la herramienta, 3) a escala microscópica los mecanismos de microindentación entre geomaterial y herramienta juegan un papel principal.

Así pues el término "abrasividad" describiría, en principio, la propiedad de una roca fresca o suelo para causar desgaste abrasivo en una herramienta. (DWA-Regelwerk, 2008). Esta propiedad es una de las más usadas para evaluar los métodos de excavación mecanizada y existen diferentes ensayos y procedimientos para su cuantificación.

La abrasividad tiene una relación cercana con la dureza, pues esta característica trata de medir la capacidad de indentación relativa de dos superficies. En efecto, la dureza se define como la resistencia de un material sólido a la deformación plástica debido a la aplicación de una fuerza de contacto (CMU, 2007). La especificación de este contacto no es indiferente al resultado, así otros autores definen la dureza en relación al método particular que se utiliza para la determinación de su valor, distinguiendo 1) Resistencia a la indentación permanente bajo cargas estáticas o dinámicas (dureza por penetración), 2) Absorción de energía bajo cargas de impacto o dinámicas (dureza por rebote), 3) Resistencia al rayado (dureza por rayado).

Este último tipo de medida es la que fundamenta la escala de Mohs, (1920) de uso tradicional para geomateriales, que mide la resistencia comparativa de los materiales al rayado, ver figura 5.1. La escala se divide en 10 incrementos y el rango va desde el talco con dureza 1 hasta el diamante con dureza 10, siempre que cada mineral de dureza superior sea capaz de rayar al mineral de dureza inferior.



Figura 5.1 Escala de Mohs. (ANAYA, 2012)

A pesar de su popularidad, el valor de dureza Mohs no se emplea habitualmente en los modelos de predicción de rendimientos de una TBM ni en el estudio del desgaste de herramientas por abrasividad. En este contexto se prefiere un índice de dureza basado en una medida de penetración o indentación: la dureza Vickers, que se describe más adelante. (Nielsen, Dahl, & Holzhäuser, 2007).

Aún manteniéndose a nivel cualitativo o general, resulta patente que la abrasividad de las rocas dependerá de sus características físicas y químicas (Adebayo, 2011), (Gillespie & Styles, 1999), (Mezghani, El Mansori & Sura, 2009), (Hoseini, Ataei & Osanlo, 2009), (Lopez Gimeno, 2003). En particular:

- Mineralogía.

Las rocas y suelos están generalmente compuestos por diferentes minerales. En principio todos los minerales contenidos en una roca o suelo podrían también caracterizarse según su abrasividad (o dureza). Así la abrasividad de un compuesto estará ligada a la de sus componentes y en general, cuanto mayor sea su contenido en minerales duros, mayor será la abrasividad de la roca.

- Tamaño de sus granos.

Cuanto mayor sea el tamaño medio del grano del mineral, mayor será la abrasividad de la roca o suelo (Mezghani, Mansori, & Sura, 2009), (Adebayo, 2011), (Hoseini, Ataei, & Osanlo, 2009) los tamaños menores de $20\mu\text{m}$ sea cual sea el mineral de que se trate, su contribución a la abrasividad de la roca es muy escasa (Lopez Gimeno, 2003).

- Características de la matriz.

Otro de los factores decisivos es la naturaleza del cemento de unión entre granos abrasivos; cuanto mayor sea el grado de cohesión, mayor será la abrasividad de la roca. (Adebayo, 2011), (Hoseini, Ataei, & Osanlo, 2009).

5.2 Métodos de estudio para evaluar la abrasividad

Los procedimientos de ensayo para investigar la abrasividad cubren un amplio espectro de escalas cuyo rango va desde ensayos a escala real hasta análisis microscópicos y químicos en minerales. Cada método tiene en cuenta o aplica diferentes factores mientras que descarta otros.

En la figura 5.2 se presenta un cuadro con la gama de escalas de ensayos desarrollados hasta nuestros días. Casi todos estos métodos están enfocados a determinar la abrasividad en rocas duras, por el contrario, muy pocos se aplican en el campo de las rocas blandas o material granular. Sin embargo, la abrasividad de éstos no es siempre despreciable. (Nielsen, Dahl, & Holzhäuser, 2006), (Festl, 2006) y puede tener un impacto relevante en el diseño de la cabeza de corte de las TBM.

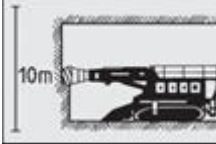
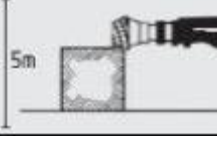
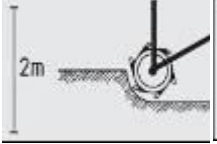
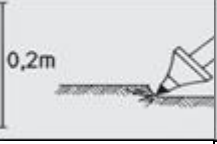


Ensayos in situ a escala real. usando maquinaria y herramientas originales L ~10m.	Ensayos a gran escala. Usando maquinaria y herramientas originales L ~ 5m.	Ensayos sobre modelo, usando herramientas y maquinaria a escala reducida. L ~ 2m.	Ensayos sobre modelo usando herramientas de corte originales, pero no maquinaria. L ~ 0,2m.	Índices usando herramientas simplificadas en laboratorio. L ~ 4cm.	Métodos composicionales: Índices geotécnicos, correlaciones L ~ 4mm
					
				en esta escala encontramos los siguientes ensayos	
			Ensayo CERCHAR	Ensayo LCPC: "Broyabilité"	Sistema NTNU ensayos AV, AVS, SAT

Figura 5.2: Investigaciones de la Abrasividad a diferentes escalas. Adaptado de (Plinninger R. J., 2008)

A continuación se describen cada uno de estos grupos de ensayos, con particular atención al grupo de ensayos a escala reducida y con herramientas simplificadas. Dentro de este grupo se halla el ensayo de "Broyabilité", más comúnmente identificado como ensayo LCPC de Abrasividad, que se analizará en más detalle por ser el empleado en las determinaciones experimentales de abrasividad realizadas para el presente trabajo.

5.2.1 Métodos basados en índices geotécnicos

Los métodos basados en índices geotécnicos evalúan la abrasividad, a partir de parámetros físicos y/o composicionales intrínsecos de la roca o suelo. La diferencia entre ellos, es la elección de los parámetros de entrada que introducen en las fórmulas y sus diferentes pesos en las fórmulas. La ventaja típica de estos métodos es la relativa sencillez y economía del procedimiento de medida. La desventaja es que en ellos no se realizan observaciones directas de desgaste, por lo que su relación con las observaciones de desgaste en obra es compleja. Se han propuesto métodos muy variados, algunos de los más empleados son los siguientes:

- Contenido de SiO₂ y Al₂O₃,
- Contenido de Minerales Abrasivos,
- Contenido Equivalente de Cuarzo (Q*)
- Número de Dureza Vickers de la Roca (VHNR),
- Índice de Desgaste Schimazek (F_{schim})
- Índice de Abrasividad de la Roca (RAI)

Los tres primeros son índices composicionales puros; el cuarto está basado en un ensayo mecánico; los dos últimos combinan características composicionales y mecánicas. Se describen a continuación estos métodos:

1. Índices composicionales puros

En la clasificación química de las rocas se adoptan como minerales de referencia la sílice libre (SiO_2) y los feldespatoides y se establece un Índice de saturación ($Isat$) que se calcula en función de la existencia de cuarzo Q o de feldespatoides F , según las fórmulas (Calleja & Cuesta, 2012) (Gillespie & Styles, 1999) (Woolley, 1996):

$$Isat = \frac{100 \times Q}{(Q+A+P)} \quad (5.1)$$

$$Isat = \frac{100 \times F}{(F+A+P)} \quad (5.2)$$

Donde Q = cuarzo+tridimita+cristobalita, A = feldespatos alcalinos = ortosa + microclina + anortoclasa + sanidina + albita, P = plagioclasas, F = Feldespatoides = nefelina + leucita + sodalita + analcima, etc. Dado que Q y F son incompatibles, en ninguna roca se podrán encontrar ambos minerales presentes, donde haya Q no habrá F y viceversa. De este modo, el contenido de SiO_2 en las rocas define tres tipos de rocas (Gillespie & Styles, 1999):

- Sobresaturadas: contienen sílice libre. Las asociaciones mineralógicas son: cuarzo, feldespato cuasi ortosa, biotita, hornblenda, piroxenos. Cuando tienen un $Isat > 5\%$ en Q . Ver diagrama $QAPF$.
- Saturadas: no contienen sílice libre, ni feldespatoides. Las asociaciones mineralógicas son: ortosa, plagioclasa sódica, hornblenda. Cuando los valores de $Isat$ en Q se sitúan entre 0% y 5% . Ver diagrama $QAPF$.
- No saturadas: asociaciones mineralógicas que contienen feldespatoides: plagioclasas cálcicas, piroxenos, olivinos. Cuando tienen valores de $Isat$ de 0% a 100% en F . Ver diagrama $QAPF$.

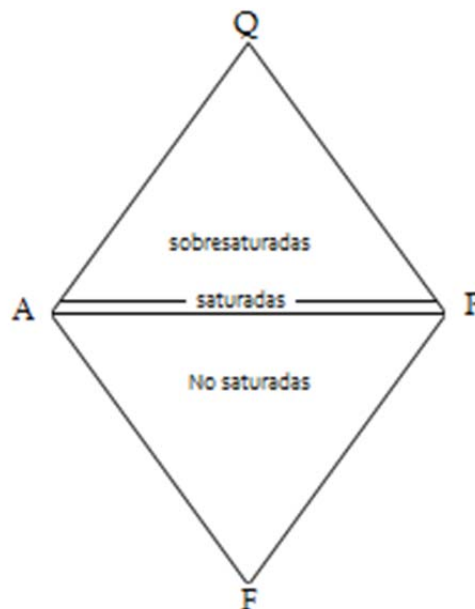


Figura 5.3: Diagrama QAPF basado en Streckeisen en 1976.

En la tabla 5.1 se presenta una clasificación de las rocas según el contenido de SO_2 .

Tabla 5.1: Clasificación de las rocas en función del contenido de SO₂.
(Lopez Gimeno, 2003)

Tipo de roca	Porcentaje de Sílice SO ₂ (%)
Arenisca Silíceas	98
Otras areniscas	80 – 95
Arcosas	70 – 80
Granito	70
Grawvaca, Granodiorita	60 – 70
Pizarra, Sienita	50 – 65
Basalto, Gabro	50
Arcilla	40
Caliza, Dolomía	2 - 10

2. Dureza Vickers

La Dureza Vickers o dureza de un mineral a la indentación nos da un número llamado “VHN” que se define como la relación de una carga aplicada a un indentador (gramo o kilogramo fuerza) dividido por el área de contacto de la impresión (mm²). El penetrador Vickers es una pirámide de diamante con un ángulo de 130° entre caras opuestas por lo que se observa una hendidura perfecta como un cuadrado con diagonales iguales. Las observaciones se efectúan mediante un microscopio para medir la depresión causada en una superficie pulida de la muestra de ensayo por el indentador de diamante a una determinada carga en kg. (IMMA, 1997).

Existe una relación casi lineal entre VHN y la Dureza de Mohs, en escala logarítmica, ver figura 5.4a. Al igual que con la dureza de Mohs, la utilización de VHN para estimaciones de abrasividad y de desgaste de los útiles de corte en máquinas de ataque puntual tiene un carácter meramente indicativo. (Nielsen, Dahl, & Holzhäuser, 2007).

A partir del número de dureza Vickers se puede calcular el VHN en rocas (VHNR), un buen ejemplo de cálculo lo da Bruland, 1998 que se transcribe a continuación:

Una muestra de gneiss contiene 30% de cuarzo, 63% de plagioclasa, 2% de anfibolita y 5% de biotita. Pues el VHNR se determina como la sumatoria de los VHN de dichos minerales afectados por el porcentaje en que están presentes en la roca en cuestión, es decir:

$$VHNR = 0,3VHN(\text{cuazo}) + 0,63VHN(\text{plagioclasa}) + 0,02VHN(\text{anfibilota}) + 0,05VHN(\text{biotita}) \quad (5.3)$$

Autores como (Plinninger, Spaunt y otros, 2002) recomiendan el empleo de diagramas de estimación del tipo que se muestra en la figura 5.4b de la vida de servicio de las picas cónicas que se emplean en rozadoras, propuestos por Johannessen en 1995.

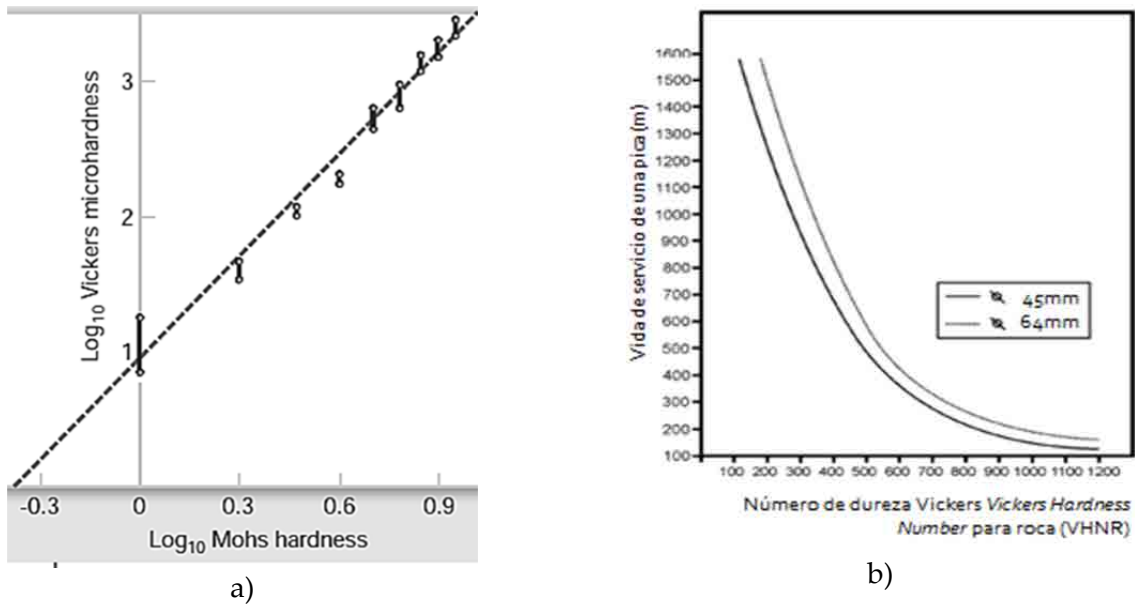


Figura 5.4: a) VHN vs Mohs. (Nielsen, 2006), b) Vida de servicio de picas cónicas vs VHNR. (Plinninger y otros, 2002)

3. Determinación del Índice F_{schim} de Schimazek

Schimazek y Knatz, (1976), presentaron el Índice F_{schim} para determinar la rozabilidad de las rocas y ha encontrado buena aplicación en el estudio de la conveniencia de trabajar con rozadoras o minadoras, se define como:

$$F_{schim} = Q^*d_{50}RT \quad (5.4)$$

Dónde: F_{schim} = Índice de Desgaste (N/mm), Q^* = Contenido en equivalente de cuarzo del contenido de minerales abrasivos (%), d_{50} = diámetro medio del grano de cuarzo (mm), RT = Resistencia a la tracción (N/mm²).

La cantidad de cuarzo equivalente Q^* , que es la suma de los porcentajes volumétricos afectados por un factor de ponderación de acuerdo a su diferente dureza Rosiwal¹, es:

$$Q^* = 1,00Q + 0,33F + 0,04P + 0,03C \quad (5.5)$$

¹ La dureza Rosiwal (Rosiwal, 1896) está directamente relacionada con la dureza dada por la escala de Mohs como se muestra en la figura 5.5, en la que se observa que el Cuarzo Q tiene un valor unitario de dureza Rosiwal:

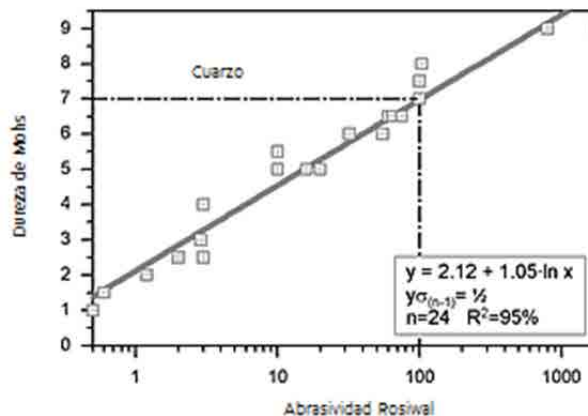


Figura 5.5: Mohs vs Rosiwal (Thuro & Plinninger, 2003)

Donde Q es Cuarzo, F es Feldespato, P es Filosilicato y C es Carbonato.

Para cuantificar las fracciones volumétricas de los distintos minerales se recurre al estudio con microscopio sobre láminas delgadas de la roca, aunque también se usa el método de difracción por rayos X.

Thuro & Plinninger, 2003 presentaron un estudio hecho sobre 8 proyectos de túneles. En dicho trabajo se relacionaron la vida de servicio de picas cónicas empleadas en método convencional de excavación (*drill and blast*) sobre 42 tipos de rocas versus sus respectivos valores de Q^* obteniendo la siguiente correlación con un coeficiente R^2 de 95%. Figura 5.6.

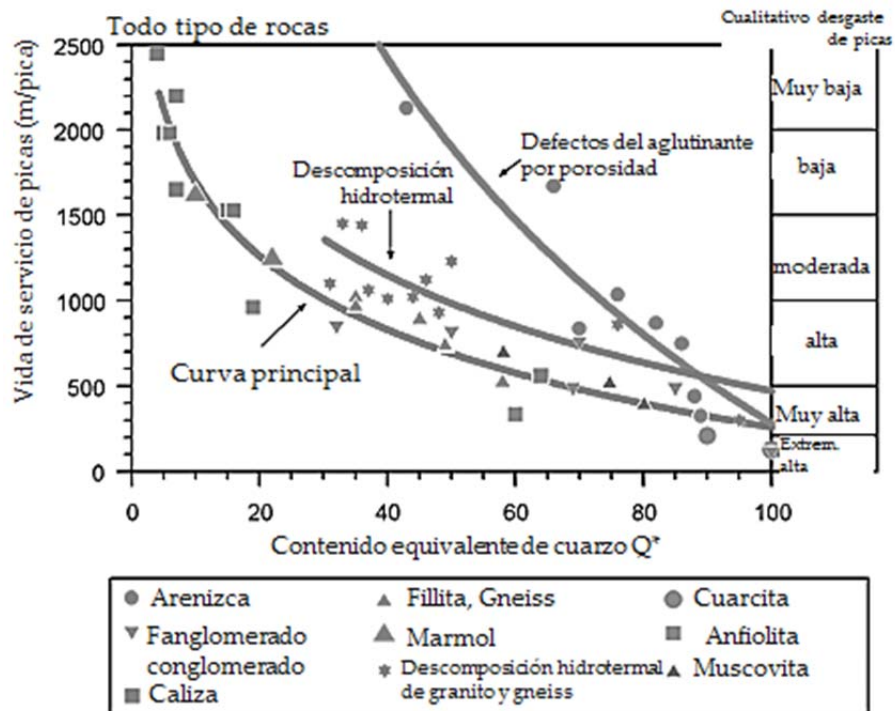


Figura 5.6. Vida de servicio de picas cónicas vs Q^* . Thuro & Plinninger, 2003

La siguiente tabla 5.2 muestra una escala del índice de Schimazek F_{schim} que podría aplicarse según (Cornejo A., 1988) para estimar en una primera aproximación la excavabilidad de una roca cuando se emplean máquinas de ataque puntual.

Tabla 5.2: Rozabilidad de las rocas en función del índice F_{schim}

Coeficiente de Abrasividad F_{schim} (kp/cm)	Rozabilidad	
	Calificación	M ³ /h
0,2 – 0,3	Muy buena	45 – 65
0,3 – 0,4	Buena	30 – 45
0,4 – 0,5	Moderada	20 – 30
0,5 – 0,6	Regular	15 – 20
0,6 – 0,8	Mala	10 – 15
0,8 – 1,0	Muy mala	6 – 10

La siguiente figura fue propuesta por (Schimatzek & Knatz, 1970) para establecer la relación entre el desgaste de las picas cónicas que actúan en la RDC de una rozadora y el índice de desgaste F_{schim} :

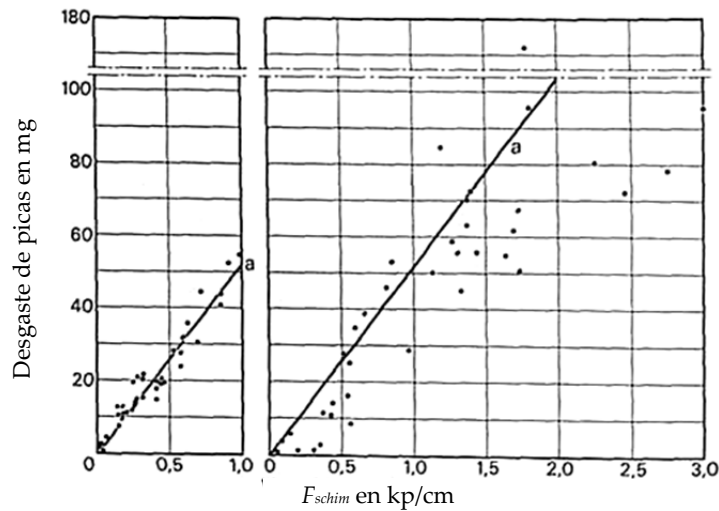


Figura 5.7. Desgaste de picas cónicas en mg vs índice F_{schim} . (Schimatzek & Knatz, 1970)

Los ensayos de laboratorio fueron realizados en areniscas sintéticas y en rocas del carbonífero del Ruhr por (Schimatzek & Knatz, 1970). Sin embargo, este diagrama que da como resultado una familia de puntos cuya curva que mejor se ajusta es la expresión de la recta: “Desgaste de picas (mg)= 51 F_{schim} (N/mm)”, es de uso muy limitado según (Wittke, 2007) puesto que no es posible transformar la medida de desgaste de picas en (mg) a un valor práctico como es Velocidad de excavación, por ejemplo, en (m³/h).

Otro uso del índice F_{schim} lo expuso Cornejo en 1988, el que recopila la siguiente gráfica desarrollada por Ghering en donde se estiman los costos de las picas para rozadora a partir de F_{schim} y de la RCS de la roca, con lo que el índice F_{schim} encontró otra utilidad en el campo de las rozadoras.

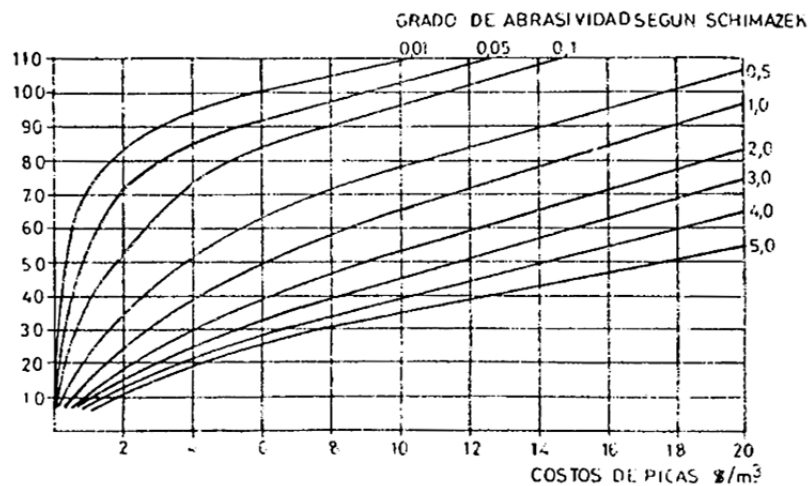


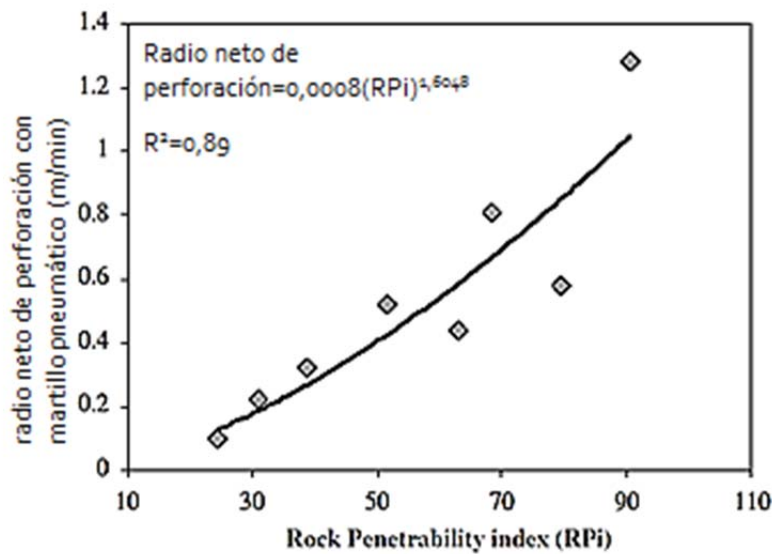
Figura 5.8. Costos de picas cónicas vs RCS y F_{schim} . (Cornejo A., 1988).

Otros autores como (Hoseini y otros, 2009) han dado nuevas interpretaciones y aplicaciones al índice F_{schim} , y le han llamado coeficiente de abrasividad $F_{abrasiv}$. $F_{abrasiv}$ junto a otros parámetros como la RCS, el número de dureza de Mohs, el Módulo de Young E y la porosidad, entre otros, han sido escogidos por los autores para definir un nuevo índice denominado RPI (Rock Penetrability Index) cuyos valores se obtienen de una escala de puntuación que se asigna a cada parámetro mencionado para dar la siguiente escala cualitativa.

Tabla 5.3: Descripción cualitativa de RPI

RPI	10.25–20	20–40	40–60	60–80	80–100
Descripción	Muy baja	Baja	Media	Alta	Muy alta
Roca penetrabilidad	Muy mala	Mala	Media	Buena	Muy Buena

Finalmente al aplicar este índice en casos reales, hallaron interesantes correlaciones con perforaciones con martillo neumático como se muestra en la figura 5.9, lo que ayudaría a dar más valor práctico y utilidad al índice de desgaste F_{schim} .

Figura 5.9: velocidad de perforación con martillo neumático vs *RPI*. (Hoseini y otros, 2009)

4. Índice de Abrasividad de la Roca – *RAI*

(Plinninger & Thuro, 2002), (Plinninger & Thuro, 2004) introdujeron otro índice compuesto, llamado Índice de Abrasividad de la Roca (*RAI*) que se obtiene como el producto entre la resistencia a la compresión simple (*RCS*) y el contenido equivalente de cuarzo (Q^*),

$$RAI = RCS Q^* \quad (5.6)$$

El índice de abrasividad de la roca, *RAI* es un índice geotécnico de desgaste, que considera la resistencia a la compresión simple de la roca como un parámetro que tiene en cuenta la adhesión entre granos y/o los minerales en el material. (Plinninger & Thuro, 2002).

La siguiente figura enseña la correlación empírica que vincula a *RAI* con la vida de servicio estimada para picas cónicas. Se observa una propuesta de escala de abrasividad *RAI* vs escala de vida de servicio de las herramientas.

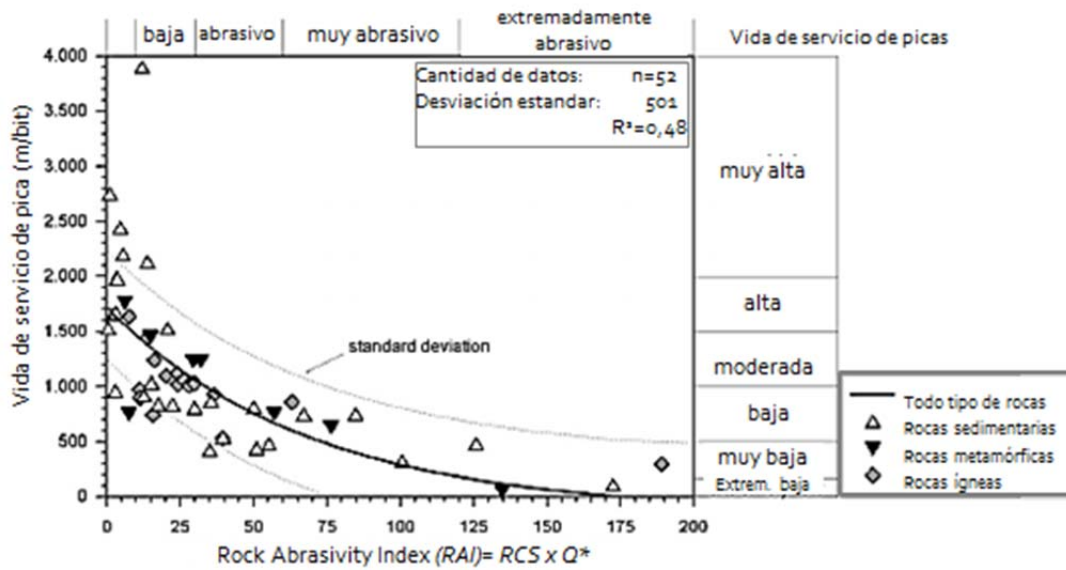


Figura 5.10: Vida de servicio de picas cónicas vs RAI. (Plinninger & Thuro, 2002).

Recientemente (Köppel, 2013) ha presentado el índice “Soil Abrasivity Index”: SAI, como un índice geotécnico que tiene en cuenta la abrasividad del suelo mediante el contenido equivalente de cuarzo.

$$SAI = \left(\frac{Q^*}{100}\right)^2 \tau_c D_{60} \quad (5.7)$$

Donde Q^* es el contenido equivalente de cuarzo, τ_c un valor indicativo para la resistencia al corte del suelo [kN/m²], D_{60} es el tamaño del grano a la fracción que pasa al 60% en [mm].

5.2.2 Ensayos en laboratorio mediante herramientas simplificadas

Dentro de esta categoría se encuentran los siguientes 3 métodos.

1. Ensayo Cerchar (Valantin A., 1971)
2. Ensayo de Abrasividad NTNU – SAT (Bruland, 1998)
3. Ensayo LCPC (AFNOR, 1990)

- Índice de Abrasividad Cerchar - CAI

El ensayo más conocido y aplicado para evaluar la abrasividad en rocas es el ensayo CERCHAR, que, aunque inicialmente concebido para rocas, también se ha intentado utilizar en suelos.

Este ensayo fue inventado en Francia (Valantin A., 1971), donde está estandarizado (AFNOR, 2000). Durante el ensayo se pasa una aguja de acero, terminada en forma cónica con un ángulo de 90 grados, bajo una carga estática de 70N, sobre la superficie de una muestra recorriendo lentamente una distancia de 10mm. La aguja debe estar hecha de un acero con resistencia a la tracción de 200 kg/mm² (2GPa) y dureza Rockwell (HRC) de 54 - 56. El ensayo completo consiste en hacer pasar la aguja 5 veces sobre una misma muestra y medir el desgaste de la aguja observando mediante microscopio la longitud del diámetro de la punta de la aguja luego de cada pasada; la observación del desgaste de la aguja se realiza en dos direcciones por lo que la medida resultante es la media de 10 determinaciones mediante binocular (Valantin A., 1971). Algunos autores como (Plinninger & Thuro, 2004) comentan que en la observación del diámetro

de la aguja no se precisa el tipo de microscopio a emplear sugiriendo el empleo de microscopio de luz, no necesariamente polarizada. El aparato de ensayo se ilustra en la figura 5.11.

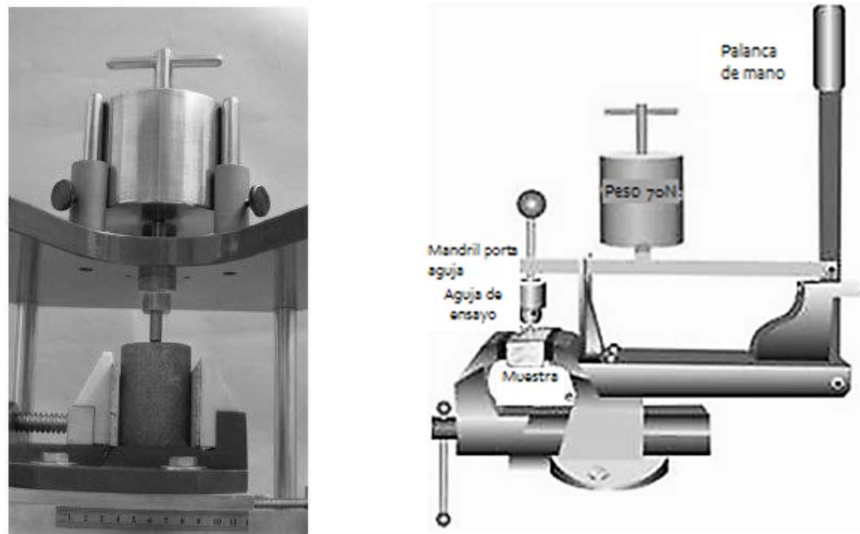


Figura 5.11: Aparato Cerchar (Plinninger R. J., 2008)

La muestra suele ser cilíndrica como se observa en la figura 5.12, aunque se han realizado ensayos en muestras de forma irregular e incluso, prismáticas. Con este ensayo se calcula el valor del índice de abrasividad CAI normalizado en (CERCHAR, 1986) como la medida del diámetro, expresado en décimas de mm (1/10mm), de la superficie de la punta de acero resultante del desgaste. El esquema de ensayo se muestra en la figura 5.13.



Figura 5.12: Muestra de roca. (RUEHL & ALBER, 2006)

Existen dos clasificaciones de abrasividad ampliamente usadas basadas en los resultados del ensayo Cerchar (Plinninger R. J., 2008). La primera es la clasificación original del Centre d'etudes et Recherches de Charbonnages de Francia (CERCHAR, 1986) y la segunda fue desarrollada por la compañía Sandvik Mining and Construction (SMC) (Restner, 2007), ambas clasificaciones se presentan en la tabla 5.4. Como se ve ambas clasificaciones usan términos parecidos, si bien la segunda es algo más matizada.

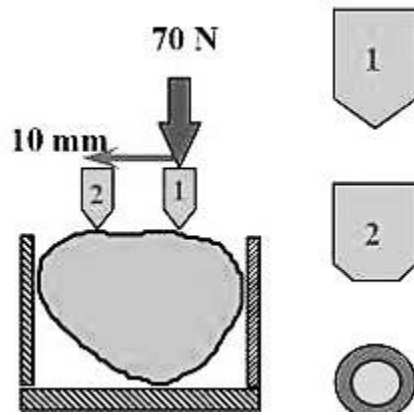


Figura 5.13: Esquema de ensayo (Mathier, 2002)

Tabla 5.4: Clasificaciones de Abrasividad en Rocas basadas en el CAI
 Centre d'etudes et Recherches de Charbonnages de Francia (1971) Sandvik Mining and Construction (SMC) (2007)

CAI []	Clasificación	CAI []	Clasificación
0,3 - 0,5	no muy abrasivo	< 0,5	no abrasivo
0,5 - 1,0	ligeramente abrasivo	0,5 - 1,0	poco abrasivo
1,0 - 2,0	abrasividad media	1,0 - 1,3	moderadamente abrasivo
2,0 - 4,0	muy abrasivo	1,3 - 1,8	considerablemente abrasivo
4,0 - 6,0	extremadamente abrasivo	1,8 - 2,3	abrasivo
		2,3 - 3,0	muy abrasivo
		3,0 - 4,5	altamente abrasivo
		> 4,5	extremadamente abrasivo

En la figura 5.14 se presenta una de las tantas tablas disponibles en la literatura que definen rangos estimados de CAI para distintos tipos de rocas.

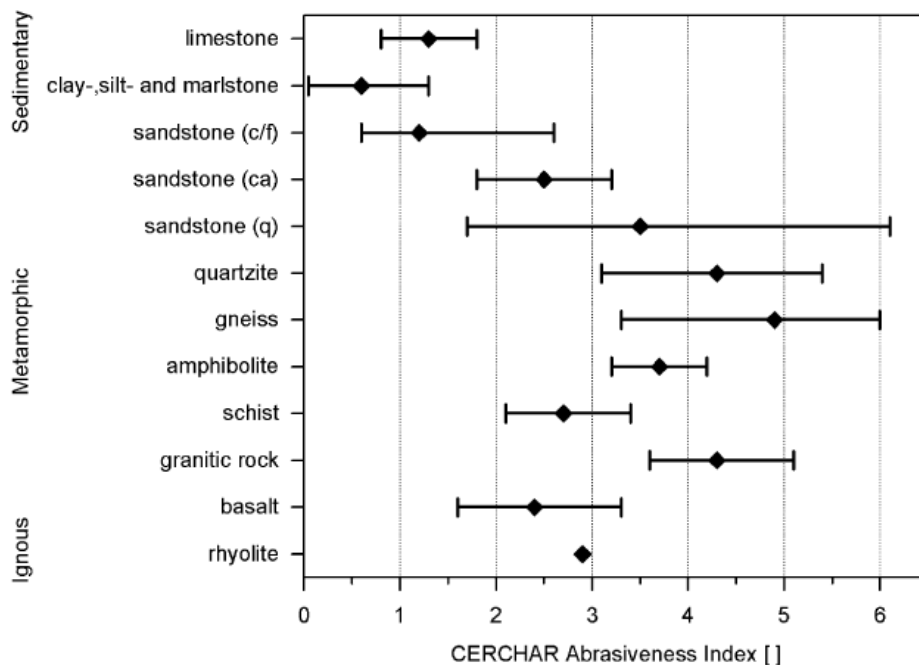


Figura 5.14. Valores estimados de CAI para distintas rocas. (Plinninger y otros, 2003).

Según (Plinninger & Thuro, 2004), la simplicidad del principio de ensayo, su bajo coste y necesidad de relativamente pequeñas cantidades de muestra de roca son la principal razón para

que este ensayo haya sido usado ampliamente en la ingeniería de túneles. Con una larga historia de aplicación hay muchas experiencias y correlaciones disponibles para comparar los resultados de ensayos con otros índices de desgaste. (Plinninger R. J., 2008).

Sin embargo, existen factores que no están especificados claramente en la norma de ensayo (AFNOR, 2000) y por lo tanto son propios de cada laboratorio, e incluso de cada operario que lleva a cabo el ensayo, estas variaciones, principalmente en la calidad de la punta de acero, la velocidad del rayado, el número de veces que se practica, la superficie de la muestra de ensayo, etc.; juegan un papel importante en los resultados que se obtienen.

En efecto, a lo largo de su historia el ensayo CERCHAR ha sufrido distintas variantes. Así p.e. (Bougard, 1974) modificó el ensayo utilizando un acero más blando que el propuesto por el ensayo Cerchar, a fin de discernir más claramente las diferentes características de las rocas menos abrasivas.

Mayor trascendencia ha tenido las modificaciones introducidas en la Escuela de Minas de Colorado en el año 1980 este fue el primer laboratorio en Estados Unidos que adoptó el ensayo. Sin embargo (West, 1989) quien realizó una extensa serie de ensayos, desarrolló su propia versión de equipo, con un acero diferente ya que la herramienta de acero empleado por el Instituto Cerchar Francés no estaba disponible. West consiguió reproducir con su aparato Cerchar modificado los mismos resultados de ensayo *CAI* para unas muestras de granitos conocidos; sin embargo encontró diferentes valores en otros ensayos en muestras con superficies rugosas y lisas. A partir de sus experimentos se inició una empresa de fabricación de este tipo de aparato de ensayo con una aguja de acero de dureza Rockwell de sólo 43, este cambio no fue advertido a los clientes. Hoy en día, existen 3 tipos de aparatos Cerchar con dos diferentes tipos de agujas, la aguja original con dureza Rockwell de 56 y otra con dureza Rockwell de 43, además de estas modificaciones, hay laboratorios que ensayan sobre superficies de muestra fresca y rugosa y otros que lo hacen sobre superficies pulidas y lisas. El impacto de estas variaciones ha sido explorado en estudios comparativos.

Por ejemplo (Rostami, 2005) llevó a cabo un programa para evaluar cuantitativamente la diferencia de valores obtenidos para una misma muestra, en ensayos Cerchar realizados en diferentes partes del mundo. Un grupo de laboratorios tales como la Escuela de Minas de Colorado (CSM), la Universidad de Ciencia y Tecnología de Noruega (NTNU), el instituto de Tecnología de Noruega (SINTEF), el Laboratorio de Ensayos Geotécnicos de New Jersey (URS), UK y el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad Politécnica de Madrid (UPM) participaron en el estudio conjunto, la razón para la selección de estos laboratorios fué que tanto la NTNU como la URS usan la máquina Ergotech con una aguja de dureza Rockwell 43, mientras que CSM y la UPM utilizan la aguja con dureza 54-56.

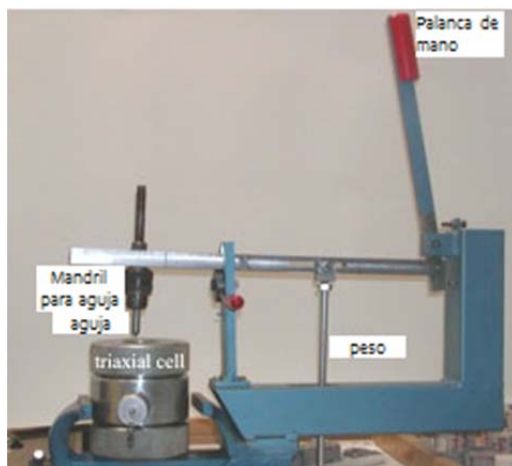
Las muestras consistieron en 4 tipos de rocas estándar para Noruega que son: basalto, tonalita, cuarcita, caliza. Además, también se enviaron a 3 de los laboratorios, algunas muestras de rocas metamórficas provenientes de la ciudad de Nueva York.

El ensayo se realizó sobre caras rugosa y lisa para cada muestra, pasando la misma muestra de laboratorio en laboratorio. Los resultados obtenidos por cada laboratorio fueron muy distintos, indicando así la urgente necesidad de restablecer y unificar los procedimientos del ensayo *CAI* y su aplicación. En general, los resultados mostraron que los valores de *CAI* son diferentes si se ensaya sobre la superficie de la muestra rugosa o si se trata de una superficie lisa, obteniendo valores más altos para el primer caso respecto del segundo. Esta diferencia tendió a aumentar a medida que se ensayaron rocas con mayor dureza y más abrasivas. Por otra parte, esta diferencia fué más notable en los ensayos en que se utiliza agujas de menor dureza, lo que parece lógico debido a que las agujas de menor dureza (dR. 43) se desgastan más que las

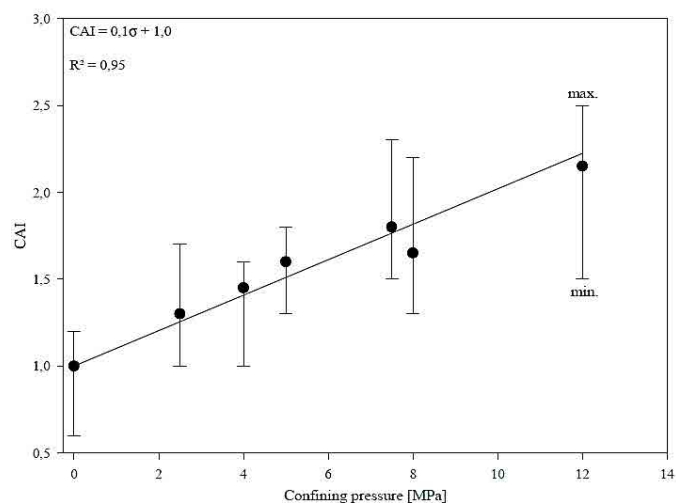
de mayor dureza (dR.56) para una misma superficie rugosa. Se reportó un efecto de "patinaje" al ensayar la muestra de cuarcita en su superficie lisa. Otro efecto observado en los laboratorios que emplearon agujas de menor dureza fue que obtuvieron valores de *CAI* más altos que aquellos que usaron agujas de mayor dureza, y que sus rangos de valores son más dispersos.

Los resultados mostraron también una importante sensibilidad al operario que realiza el ensayo, como demuestra uno de los laboratorios en el que un ensayo a una velocidad menor mostró que a movimientos más lentos de la aguja mayor fué el valor de abrasividad, en aquel caso hasta el orden de un 40%.

Por otra parte, (Ruehl & Alber, 2006), investigaron la relación entre el *CAI* y la presión de confinamiento aplicada a la roca. Según se ilustra en la figura 5.15a se colocó la muestra en una celda triaxial tipo Hoek (Hoek & Franklin, 1968) donde se la sometió a diferentes presiones. La presión de confinamiento de la celda triaxial se operaba mediante un sistema servo-hidráulico y se mantuvo constante durante la prueba.



a) Aparato CAI+celda triaxial



b) Relación CAI vs Presión de confinamiento

Figura 5.15 Cerchar con celda triaxial (Ruehl & Alber, 2006)

El aumento de la *CAI* con la presión de confinamiento se expresó como una ecuación lineal (figura 5.15b).

$$CAI\sigma = m\sigma + CAI \quad (5.8)$$

Donde *CAI* σ es el índice de abrasividad Cerchar bajo presión de confinamiento σ , *m* es la pendiente de la línea recta, σ es la carga de la roca en MPa.

Desde un punto de vista más amplio, no se ha de descuidar que todas las investigaciones mediante *CAI* caracterizan una matriz rocosa pero no el conjunto de un macizo rocoso, ignorando la presencia y distribución de discontinuidades, su orientación, sentido y espaciamiento en relación con el sentido de corte.

En cuanto a la aplicación del ensayo Cerchar en suelos, ésta se ha limitado al ensayo de piezas singulares, como bolos, pero el procedimiento no es factible para pequeños granos o mezclas de muestras de suelos. (Thuro & Käsling, 2009).

En la figura 5.16 se ilustra la correlación empírica realizada por (Plinninger & Thuro, 2004) entre el Índice *RAI* y el *CAI* del ensayo de abrasividad Cerchar para rocas ígneas, sedimentarias y metamórficas, como se observa la dispersión es muy elevada.

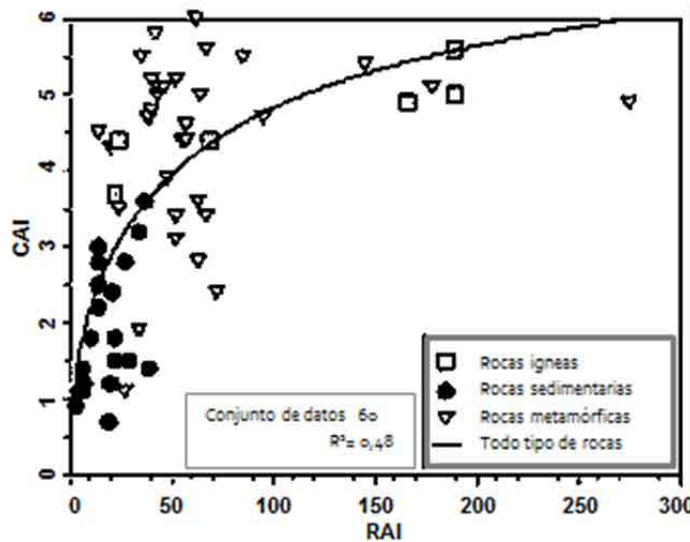


Figura 5.16: Correlación empírica entre CAI y RAI. (Plinninger & Thuro, 2004)

En el Eurorock de 2004 (Plinninger & Thuro, 2004) presentaron los siguientes diagramas que emplean el valor de Abrasividad CAI para determinar la vida de servicio de las herramientas de corte teniendo como dato también la resistencia a la compresión simple de las rocas y su clasificación básica. La figura 5.17a aplica los datos provenientes del tunel Voest Alpine y la figura 5.17b los datos presentados por Maidl, Schmid, Ritz y Herrenknecht, en 2001:

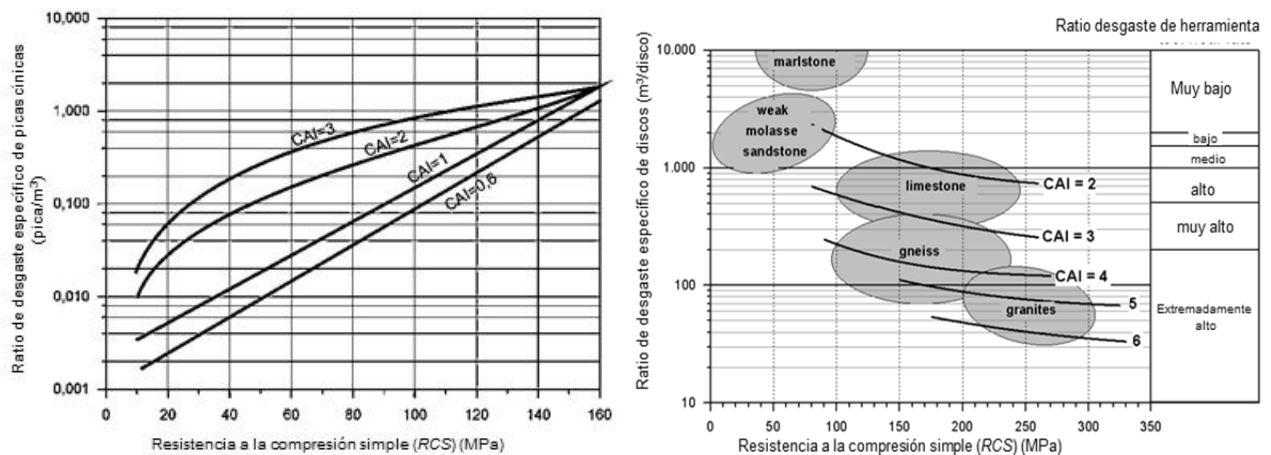


Figura 5.17: Correlación a) picas cónicas/m³ vs CAI

b) m³/discos vs CAI

- Caracterización de Abrasividad según el Modelo NTNU

En el Laboratorio de Ingeniería Geológica del Instituto Tecnológico Noruego, en la Universidad de Trondheim (NTNU), se desarrolló una metodología para estimar la perforabilidad a percusión de las rocas (Lien, 1961). Consiste en un conjunto de ensayos de laboratorio que determinan diversos índices, los que se relacionan entre sí mediante ábacos. A partir de 1980 estos ensayos se han empleado principalmente para predecir rendimiento de TBM en rocas duras. Para la implementación de la metodología NTNU se toma una muestra de 15 a 20kg con la que se realizan las siguientes pruebas de laboratorio:

El ensayo de Friabilidad, o S20. Este ensayo fue propuesto en Suecia por N. von Matern y A. Hjelmér en 1942 y ha sufrido varias modificaciones hasta que en 1950 se adoptó para determinar la fragmentabilidad de las rocas como parte de la metodología NTNU (Dahl F. , 2003), (Dahl, Grøv, & Breivik, 2007). Consiste en coger una fracción representativa de 500g de la muestra comprendida entre los tamices 11,2 y 16mm y someterla a 20 impactos sucesivos de una pesa de 14kg que se deja caer desde una altura de 25cm, el proceso se repite de 3 a 4 veces y se toma el valor medio del porcentaje de muestra < de 11,2mm, denominado S20. Figura 5.18.

Ensayo de perforación Sievers o SJ, (Sievers, 1950). En este ensayo una broca de 8,5mm de diámetro y 110° de ángulo de Bisel, sometida a un empuje sobre la roca de 20kg y haciéndola girar 200rev, efectúa de 4 a 8 perforaciones en cada probeta. El valor SJ es la longitud media de los taladros, expresada en décimas de mm. Su esquema se enseña en la figura 5.19.

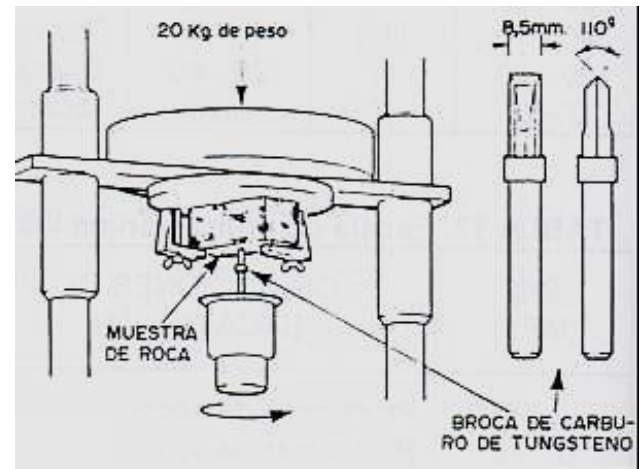
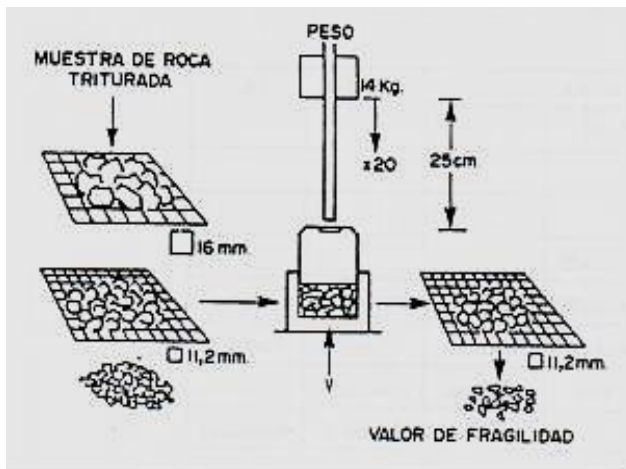


Figura 5.18: Ensayo de friabilidad S20 (Filip, 2003)

Figura 5.19: Ensayo de Perforabilidad SJ (Dahl, et al., 2007)

El índice de perforabilidad D.R.I. (Drilling Rate Index) de la roca en cuestión se determina a partir de los valores S20 y SJ mediante el ábaco ilustrado en la figura 5.20. El D.R.I. coincide con el valor de friabilidad S20 cuando SJ es igual a 10, valor típico para granitos o sienitas cuarcíticas.

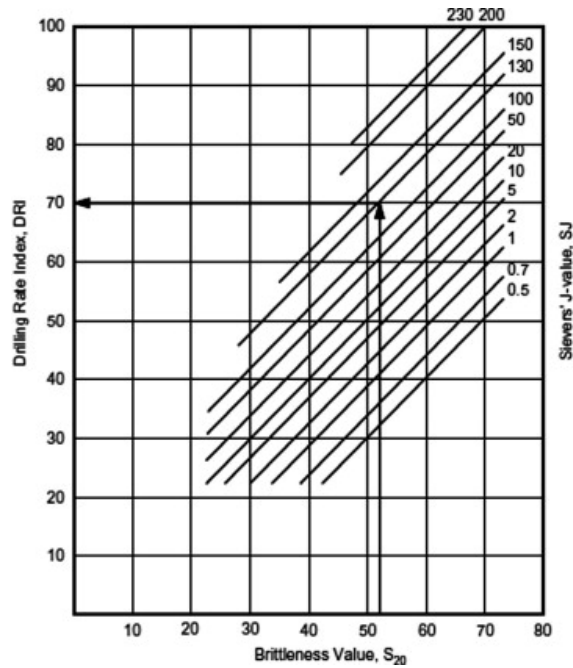


Figura 5.20: Abaco de Cálculo del D.R.I. (Bruland, 1998)

Ensayo AVS (Abrasion Value Steel) desarrollado en el departamento de geología de la universidad de NTH entre 1958-61 por Lien, R y Selmer-Olsen, R. (Dahl F. , 2003) (Lien, 1961). El ensayo consiste en hacer pasar la roca triturada a menos de 1mm, sobre un disco, bajo una pieza de acero a la que se somete a un empuje de 10kN durante 1 minuto y a 20 revoluciones. El esquema de ensayo se muestra en la figura 5.21.

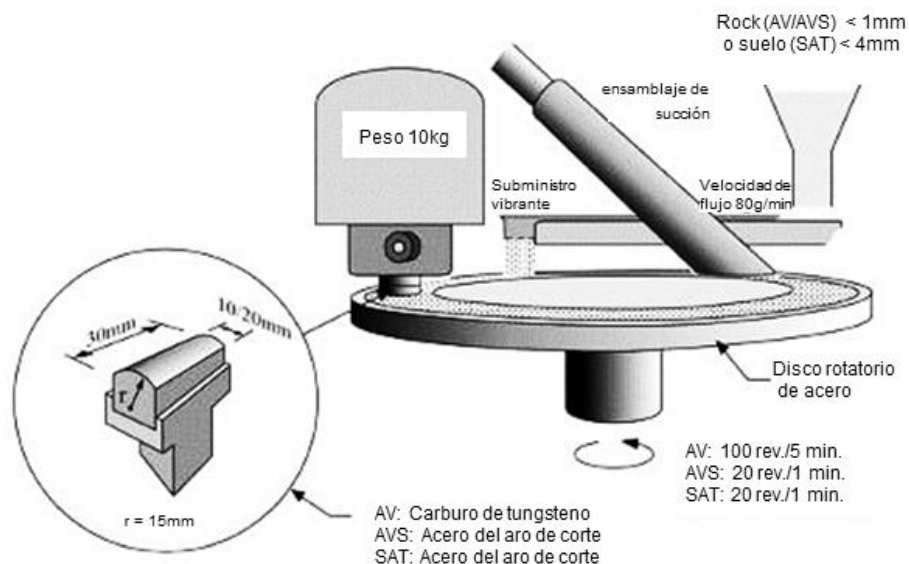


Figura 5.21: Esquema de ensayos de abrasividad AV y AVS del NTNU. (Nielsen B., 2006)

La muestra de acero se extrae de un disco de corte. El valor de AVS es el valor promedio de 2 a 4 medidas de la pérdida de peso en mg de la muestra de acero ensayada.

Con los valores de S_j y AVS se determina el Cutter Live Index (CLI) que expresa el tiempo de vida de servicio del acero constituyente de un disco de corte:

$$CLI = 13,84(S_j/AVS)^{0,3847} \quad (5.9)$$

En la siguiente figura se pueden consultar rangos de valores de *CLI* para diferentes rocas ensayadas provenientes de las perforaciones de túneles en Noruega, en los trabajos de (Movinkel T, 1986).

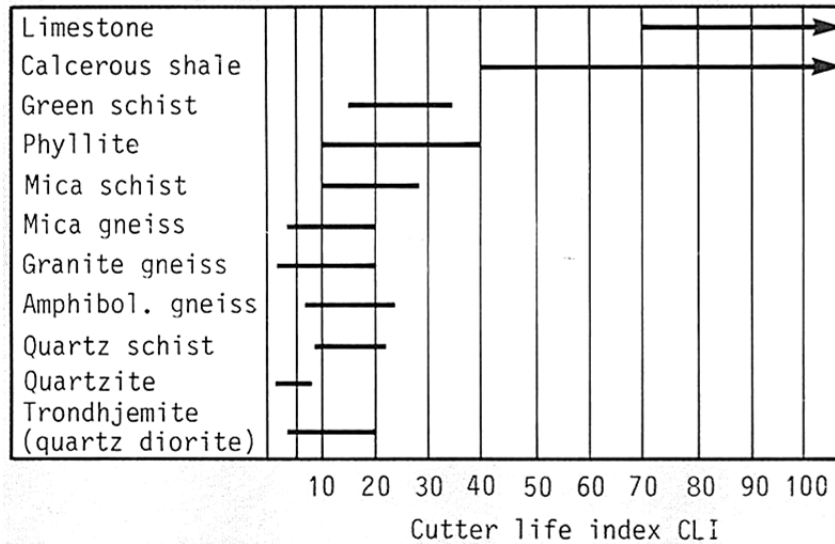


Figura 5.22: Valores orientativos de CLI para distintos tipos de rocas. (Johannessen, 1986).

Con el mismo equipo de ensayo que determinan *AVS* y Abrasion Value *AV*. En este último ensayo la pieza metálica que se somete a desgaste es una muestra de carburo de tungsteno de una pica, en lugar del acero del aro del disco de corte empleado en el ensayo *AVS*.

AV se calcula como el promedio de 2 a 4 determinaciones del valor de pérdida de peso, en mg, de la pieza tras someterla durante 5 min a 100 revoluciones sobre una muestra de polvo de roca triturada. (Nielsen B., 2006).

El Bit Wear Index *BWI* se evalúa a partir de los valores de *DRI* y *AV*, mediante el ábaco ilustrado en la figura 5.23b, el que surgió luego de ensayar unas 200 muestras de roca provenientes de la zona Escandinavia (Lien, 1969) como se muestra en la figura 5.23a. Luego Bruland, 1998 presenta la relación entre *BWI* y *AV*, lo que da origen al diagrama de doble entrada de la figura 5.23b.

BWI expresa la vida de servicio de las picas en metros perforados. (Dahl F. , 2003), luego de ser presentado en la literatura, no parece haber sido utilizado.

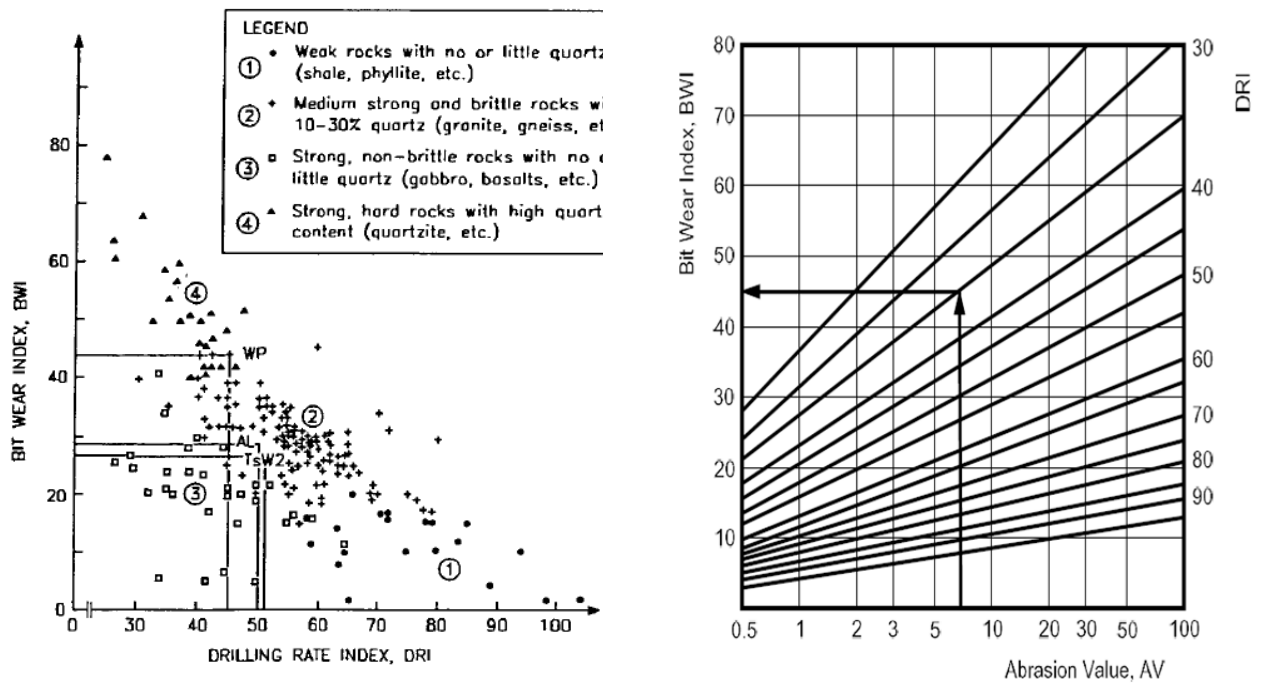


Figura 5.23: a) BWI vs DRI resultados experimentales. (Ozdemir & Nilsen, 1993) b) Abaco de Cálculo del B.W.I. (Bruland, 1998)

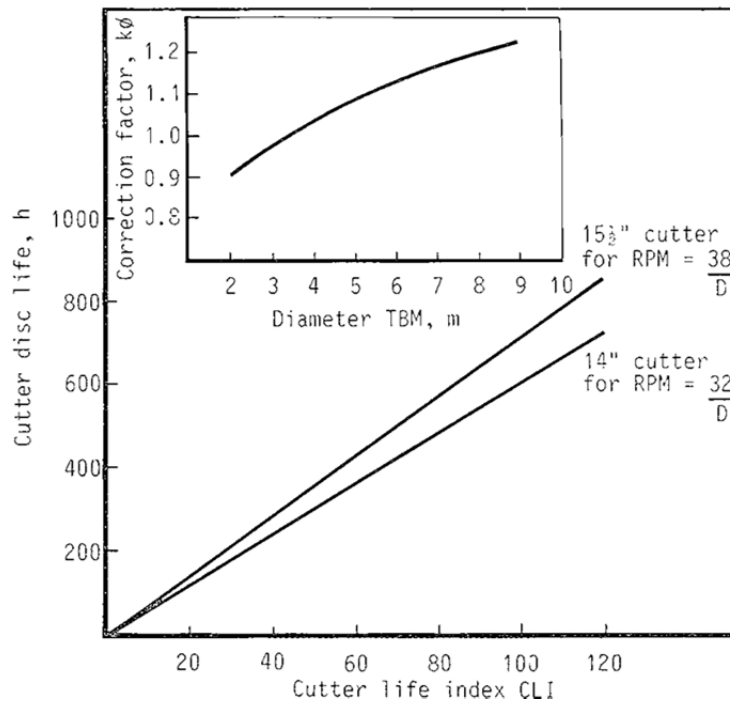
Actualmente, el número *BWI* no se emplea y está siendo reemplazado por el número *VHNR* explicado en la sección 5.2.1 de este capítulo, así lo ha confirmado el propio Bruland en su reporte 13a-98.

Más tarde, (Zare & Bruland, 2007) presentaron una escala cualitativa para ser aplicada en método de excavación convencional de perforación y voladura que define la aptitud del macizo rocoso para ser volado en función de valores medios de *DRI* y *VHNR*, es la siguiente:

Tabla 5.5: Clasificación cualitativa de la Rocas basadas en *DRI* y *VHNR*

Condición de la roca	Buena	Media	Mala
Aptitud del macizo rocoso para ser volado	Buena	Media	Mala
Blastability index, SPR	0.38	0.47	0.56
<i>DRI</i>	65	49	35
<i>VHNR</i>	250	550	850

En resumen, *AV/AVS* son valores de desgaste que experimenta una pieza de carburo de tungsteno o un acero de un disco de corte, respectivamente, al sufrir la abrasividad causada por un polvo de roca triturada. (Nielsen, Dahl, & Holzhäuser, 2006) y, en combinación con las medidas de perforabilidad (*SJ*) o friabilidad (*S20*) permiten determinar los índices *BWI/CLI* que ya se relacionan directamente con la vida de servicio de las herramientas mediante nuevos ábacos como el de la figura 5.24. Estos desarrollos, así como la utilidad de estos resultados para la predicción de rendimientos de TBM – por medio de un modelo desarrollado en NTNU que se describe en un capítulo posterior- son el gran atractivo de esta metodología. Los inconvenientes principales son dos: por una parte se precisa realizar varios ensayos con equipo relativamente especializado y por otra parte se necesita un tamaño de la muestra relativamente grande para poder practicarle toda la batería de ensayos necesarios.



Recientemente se ha desarrollado una variante del AV/AVS de aplicación para los suelos, el NTNU Soil Abrasion Test (SAT) que comparado con el AVS ha cambiado solo un detalle: que en vez de ensayar con polvo de roca triturada a < 1mm se emplea una muestra de suelo tamizada a < 4mm. Inicialmente se trabajó con una muestra de suelo con tamaños ligeramente superiores a 1mm fueron (Nielsen, Dahl, & Holzhäuser, 2006) pero el ancho de la pieza metálica no permitía el paso del geomaterial y el ensayo fracasaba porque el material se quedaba atascado. Pero luego los mismos investigadores hicieron una modificación en la pieza de ensayo, como se ve en la figura 5.25, que la pieza metálica es ensanchada de 10 a 20mm, este cambio permitió trabajar con partículas de suelo mas grandes como son las arenas pero sólo hasta un tamaño de 4mm figura 5.25. (Nielsen, Dahl, & Holzhäuser, 2007).

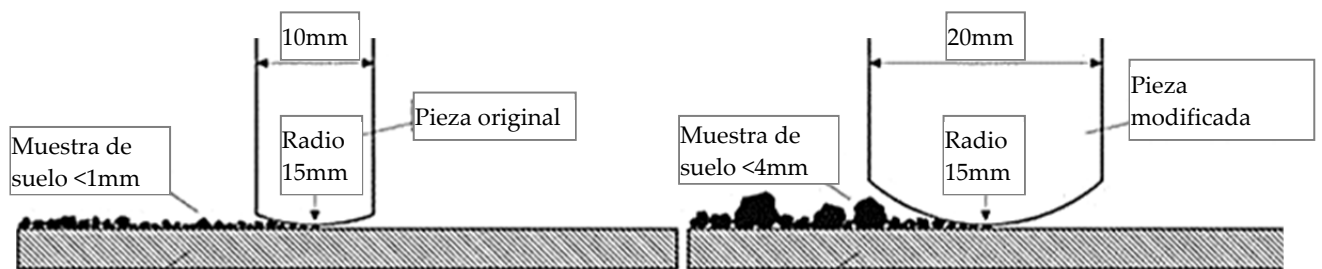


Figura 5.25: a la izquierda la pieza original, a la derecha la nueva pieza SAT. Adaptado de (Nielsen B., 2007)

La preparación de la muestra consiste en desintegrarla primero con un martillo blando, luego mediante molienda en un recipiente en el que se colocan bolas de acero y, si es necesario, se recurre a una tercera metodología, que es hacer pasar la muestra de suelo bajo una trituradora, todo esto a efectos de conseguir el tamaño de grano < 4mm.

El ensayo para determinar el valor de SAT se realiza tal cual se describió el AVS en la figura 5.21, y el valor SAT se calcula como la media de los valores de la pérdida de peso en mg

obtenidos de 2 a 4 ensayos paralelos y cuya desviación no debería ser mayor de 5 unidades. La experiencia obtenida con este ensayo es aún limitada (Nielsen, Dahl, & Holzhäuser, 2007).

En la siguiente figura se pretende sintetizar la interacción entre ensayos de laboratorio y ábacos que compone el método para la obtención de sus diversos índices.

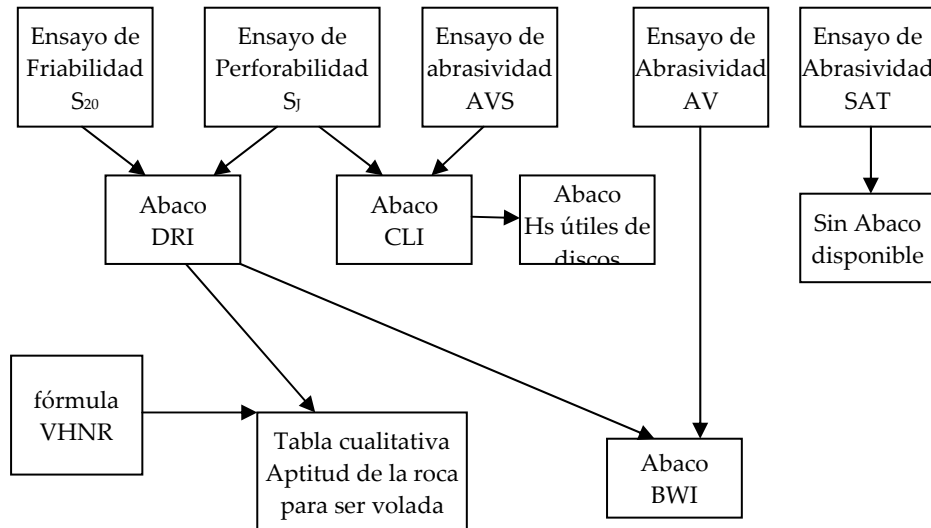


Figura 5.26: Síntesis de ensayos, ábacos e índices para el método NTNU.

- Ensayo Abrasividad LCPC “BROYABILITÉ”

El ensayo LCPC fue desarrollado en Francia en 1970s por el Laboratoire Central de Ponts et Chaussées para investigar y clasificar la abrasividad de roca triturada.



Figura 5.27: Aparato de ensayo LCPC (Mathier, 2002)

La Norma Francesa (AFNOR, 1990) describe el aparato de ensayo LCPC que se conoce con el nombre de "abrasímetro" y el ensayo que se realiza que se denomina “Broyabilité”. El

abrasímetro tiene un motor de 750W de potencia y un eje que soporta una paleta metálica que rota durante 5 minutos a una velocidad de 4500rpm dentro en una vasija cilíndrica en la cual se depositan las partículas del material granular a través de un embudo. La paleta metálica es un rectángulo con dimensiones 50 x 25 x 5mm y está hecha de acero estandarizado con dureza Rockwell B60-75. Esta paleta de acero se cambia al finalizar cada ensayo. Una fotografía del aparato se incluye en la figura 5.27.

Según la norma, la muestra de material granular debe secarse al aire y ha de pesar 500g±2. El material granular en estado natural, se ha de moler previamente a la fracción entre 4 y 6,3mm, luego se ha de tamizar hasta conseguir 500±2g de esa fracción. La pérdida del material de acero de la paleta metálica se debe a la resistencia del material granular sometido a la rotación en la vasija, por lo que cuanto más abrasiva sea la muestra, mayor será la pérdida de material. Para la determinación de la abrasividad, la paleta metálica ha de ser pesada antes y después del ensayo. La pérdida de peso de la paleta metálica es una medida de la abrasividad de la muestra ensayada.

Se define como Coeficiente de Abrasividad LCPC (*LAC* o *Abr*) al cociente de la pérdida de masa de la paleta metálica por la masa del suelo (500g):

$$Abr = (m_0 - m)/M \quad (5.10)$$

Donde: m_0 = masa de la paleta metálica antes del ensayo [g], m = masa de la paleta metálica después del ensayo [g], M = masa de la muestra = 500g, expresado en toneladas (=0,0005t).

Según (Thuro, Singer, Käsling, & Bauer, 2006) este coeficiente varía entre 0 y 2000g/t para roca natural y para suelo. Existen dos clasificaciones de abrasividad a partir del valor *LAC* o también llamado valor *Abr* propuestas en la literatura. La primera clasificación fue presentada por (Büchi, Mathier, & Wyss, 1995), la segunda clasificación responde a un esquema desarrollado en Munich (2006), ambas clasificaciones se recogen en la tabla 5.5.

Tabla 5.6: Clasificación de Abrasividad en Rocas a partir del Índice *LAC* o *Abr*

(Büchi, Mathier, & Wyss, 1995)		TUM (2006)	
<i>Abr</i> [g/t]	Clasificación	<i>Abr</i> [g/t]	Clasificación
< 500	muy baja abrasividad	0 - 50	no abrasivo
500 - 1000	baja abrasividad	50 - 100	ligeramente abrasivo
1000 - 1500	abrasividad media	100 - 250	poco abrasivo
1500 - 2000	alta abrasividad	250 - 500	abrasivo
> 2000	muy alta abrasividad	500 - 1250	muy abrasivo
		1250 - 2000	extremadamente abrasivo

La norma (AFNOR, 1990) establece la determinación de un segundo coeficiente que se obtiene a partir del análisis granulométrico antes y después del ensayo sobre la muestra de material triturado. Se denomina *Br* (o, mas tarde *LBC*) y se calcula como:

$$Br = m/M \quad (5.11)$$

Dónde m es la masa de las partículas inferiores a 1,6mm, generadas luego del ensayo de abrasividad, expresadas en g y M es la masa inicial de la muestra (500g). A este coeficiente se le ha denominado también LCPC Breakability Coefficient (*LBC*) (Thuro y otros, 2006)

En el intento de respetar la granulometría natural de una muestra de suelo y no tener que triturar la fracción gruesa – aspecto problemático, como se indica a continuación-, algunos investigadores han propuesto modificar el ensayo empleando vasijas de 1m de diámetro

capaces de admitir muestras de suelo de 63mm para lo que corresponde unas dimensiones de la paleta metálica de 50 x 25 x 5cm. Evidentemente este cambio encarece mucho el ensayo (Thuro, Singer, Käsling & Bauer, 2006).

La norma francesa describe solamente el aparato de ensayo y los procedimientos vinculados a éste, pero no se prescribe el manejo o preparación de la muestra de ensayo. Una descripción del tratamiento de la muestra, si se trabaja con roca se da en (Büchi, Mathier, & Wyss, 1995) y si se trata de suelo en (Thuro, Singer, Käsling, & Bauer, 2006). En principio la norma prescribe que la muestra de suelo o roca se ha de reducir a material granular pero no describe la metodología para conseguir esta reducción, luego se ha de tamizar y separar la fracción comprendida entre 4 a 6,3mm mientras que las fracciones inferior a 4mm y superior a 6,3mm son descartadas. Sin embargo los autores citados analizan los resultados que se obtienen si no se descartan estas fracciones.

(Thuro, Singer, Käsling, & Bauer, 2006), presentaron algunas recomendaciones sobre la preparación de las muestras que se resume a continuación:

- ensayos con muestras de suelo completas desde el punto de vista de la granulometría, es decir que incluye las fracciones superiores a 6,3mm e inferiores a 4mm; nos darán valores representativos de todos los tamaños de grano. Incluso de muestras constituidas por mezclas de suelos.
- ensayos de fracciones de muestras de suelo como por ejemplo 4/8, 8/16, 16/32, 32/64, >64mm, nos darán un valor de abrasividad de cada fracción. la suma ponderada de estos valores nos lleva a un valor de abrasividad de la muestra total.

Cuando los autores (Käsling & Thuro, 2010), (Thuro K. , Singer, Käsling & Bauer, 2006) emplearon la muestra completa, encontraron útil el siguiente procedimiento: después de tamizar toda la muestra, la fracción de grano por encima de 6,3mm se tritura, hasta conseguir que este material consiga un tamaño menor al de 6,3mm. La angulosidad de los granos molidos representa más o menos la anterior granulometría, compensando un mayor tamaño de grano por un aumento de angulosidad de tamaños triturados. Esto implica, por supuesto, un cambio básico de la composición natural del suelo, finalmente el resultado del ensayo se puede considerar representativo de la distribución original del grano y se acerca a la muestra original.

El ensayo con las distintas fracciones por separado fue realizado por (Thuro, Singer, Käsling, & Bauer, 2006) tras la granulometría y el análisis petrográfico de la muestra completa, la grava gruesa fué separada en fracciones de 4/16mm, 16/32mm, 32/64mm y >64mm. Las 4 muestras fueron preparadas para conseguir que el material esté por debajo del tamaño 6,3mm. Seguidamente, llevaron a cabo 4 ensayos LCPC. A partir de esta experiencia comentaron que para conseguir 4 muestras de 500g cada una, hubieron de contar con un total de 2 a 2,5kg de muestra de cada fracción, sin embargo sumado al resto de ensayos realizados, ellos recomiendan partir de 20kg de muestra entera con todos los tamaños.

(Büchi, Mathier, & Wyss, 1995) realizaron un trabajo de comparación entre los resultados de los ensayos LCPC y Cerchar para evaluar la abrasividad en rocas y suelos. Solamente el ensayo LCPC les permitió ensayar mezclas de suelo conteniendo diferentes tamaños de grano y por lo tanto más adecuadas y representativas muestras de suelo.

En la figura 5.28 se muestra la correlación empírica de *CAI* con *Abr* (o *LAC*) del ensayo LCPC.

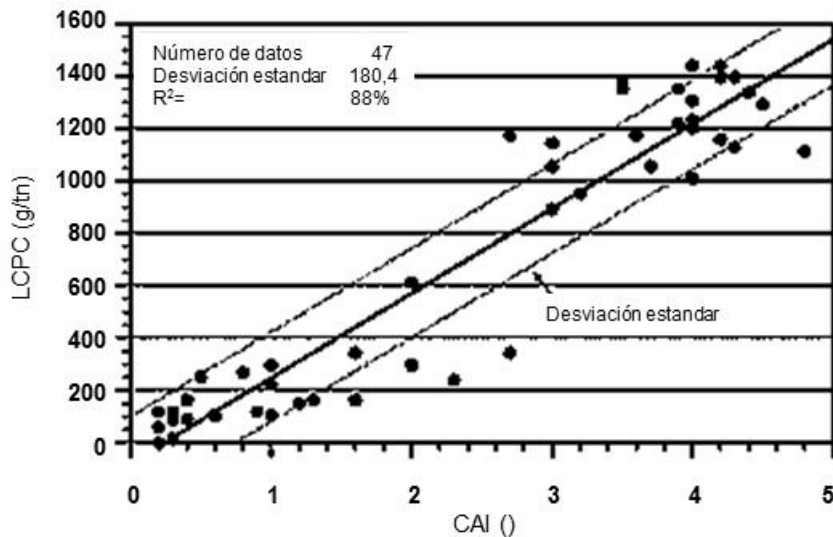


Figura 5.28: Correlación empírica entre CAI y LCPC. (Plinninger & Thuro, 2004)

(Thuro, Singer, Käsling, & Bauer, 2006) propusieron una correlación lineal entre los valores de *CAI* y *Abr*, relacionando además las escalas de abrasividad basadas en *Abr* (la propuesta por TUM en 2006) y en *CAI* (la propuesta por Centre d'etudes et Recherches de Charbonnages de Francia (1971)), como se muestra en la tabla 5.7. A partir de este trabajo, los autores (Thuro K. , Singer, Käsling, & Bauer, 2007) recomiendan el empleo de la segunda clasificación de *Abr* TUM (2006) en vez de la original de (Büchi, Mathier, & Wyss, 1995) debido a que no hallaron una conexión entre la escala original de (Büchi, Mathier, & Wyss, 1995) y la escala de *CAI*. Además, recientemente (Käsling, 2013), afirma la invalidez de dicha comparación debido a las incertidumbres que actualmente perturban los valores de *CAI*.

Tabla 5.7: Correlación entre *LAC* y *CAI*

<i>Abr</i> [g/t] TUM (2006)	<i>CAI</i> [0,1mm]	Clasificación de Abrasividad	Ejemplos
0 - 50	0,0 - 0,3	no abrasivo	material orgánico
50 - 100	0,3 - 0,5	no muy abrasivo	arcillitas, margas
100 - 250	0,5 - 1,0	ligeramente abrasivo	pizarras, calizas
250 - 500	1,0 - 2,0	abrasividad media	esquistos, areniscas
500 - 1250	2,0 - 4,0	muy abrasivo	basalto, arenisca cuarcítica
1250 - 2000	4,0 - 6,0	extremadamente abrasivo	cuarcita, amfiolita

En cuanto a la medida de fragmentación del material, *LBC*, tiene un rango entre 0 y 100%, que puede ser dividido en 5 clases, como se aprecia en la tabla 5.8.

Tabla 5.8: Clasificación según el *LBC*.

<i>LBC</i> [%]	Clasificación de rotura
0 - 25	muy baja
25 - 50	baja
50 - 75	media
75 - 100	alta
>100	muy alta

(Thuro K. , Singer, Käsling, & Bauer, 2006) representaron los valores del coeficiente *Abr* de LCPC en función del valor D50 que es el tamaño de la muestra original en la fracción retenida que corresponda al 50% en peso en la curva granulométrica, obtenido para distintos tipos de

suelo y diferentes tamaños de grano, en el año 2009, los mismos autores (Thuro & Käsling, 2009), completaron el diagrama propuesto en 2006 para diámetro D50, y finalmente en el año 2010 (Käsling & Thuro, 2010) presentaron el diagrama que se ilustra en la figura 5.29. En él se relacionan el diámetro promedio de los granos expresado como el D50 en mm versus el valor de *Abr* en g/t obtenido del ensayo de la muestra correspondiente. Se ensayaron diferentes tipos de suelos para obtener las distintas curvas representadas en el diagrama. Los valores de *CAI* que aparecen en el gráfico se obtuvieron mediante las respectivas determinaciones en cada tipo de muestra. La utilidad de un diagrama semejante es que conociendo el tipo de suelo y su granulometría se puede tener una idea estimada de la abrasividad del mismo.

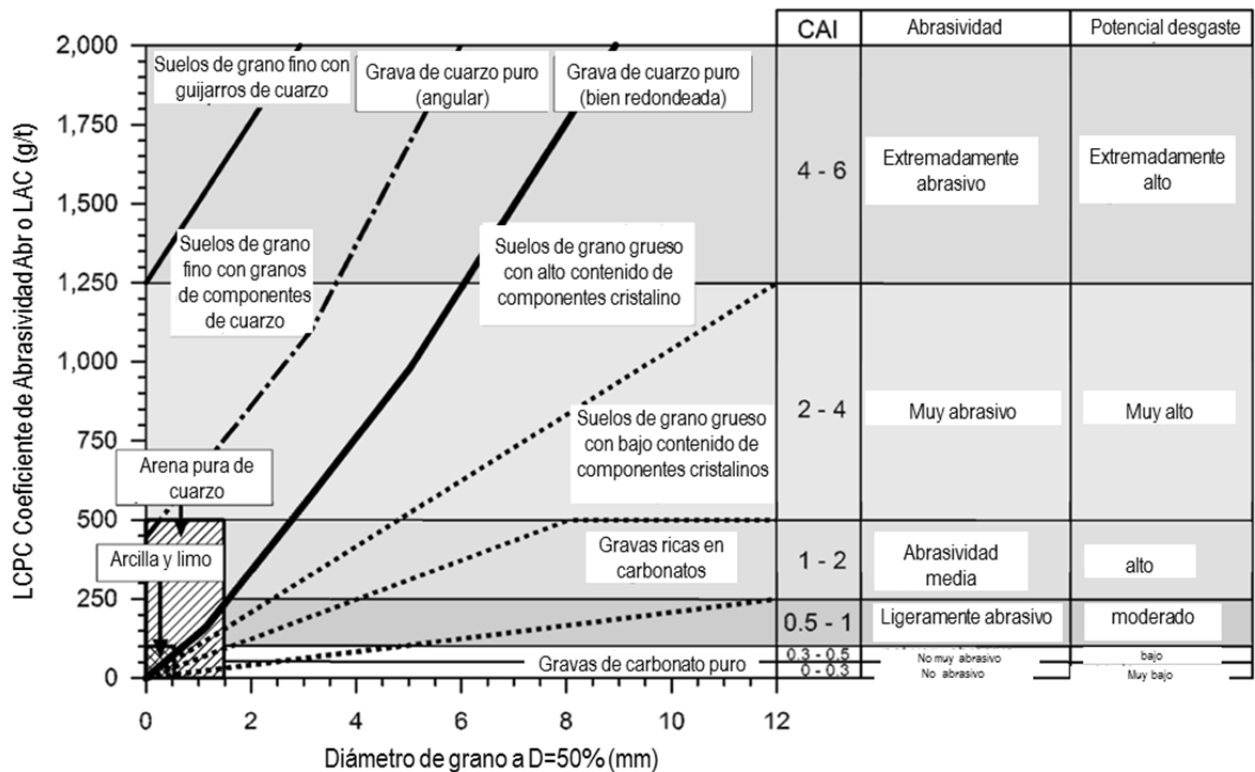


Figura 5.29: Diagramas de clasificación de la abrasividad del suelo. Con D = 50% (Käsling & Thuro, 2010)

Del análisis de la figura 5.29 se desprende que: Los materiales ricos en carbonatos dan un rango bajo en abrasividad independiente del tamaño del grano, por el contrario, los materiales silíceos, sobre todo con granos angulosos muestran una dependencia significativa del índice con el tamaño del grano. En resumen, hay una influencia clara con la forma del grano y el diámetro de las partículas de suelo original, a pesar de que se haya sometido a las muestras al proceso de molienda para alcanzar su tamaño inferior a 6,3mm.

En cuanto a los factores con incidencia sobre *LBC*, es relevante la figura 5.30 del trabajo de (Thuro, Singer, Käsling, & Bauer, 2006) que enseña las curvas granulométricas de dos muestras, una de caliza y la otra de cuarzo, antes y después del ensayo LCPC. El proceso de rotura durante el ensayo es evidente por la cantidad de finos generados, y el valor de *LBC* el cual es más alto en la muestra de cuarzo. Se observa, no obstante, que ambas muestras generan una fracción fina de tamaño semejante. El cuarzo resulta en una curva mejor graduada que la caliza.

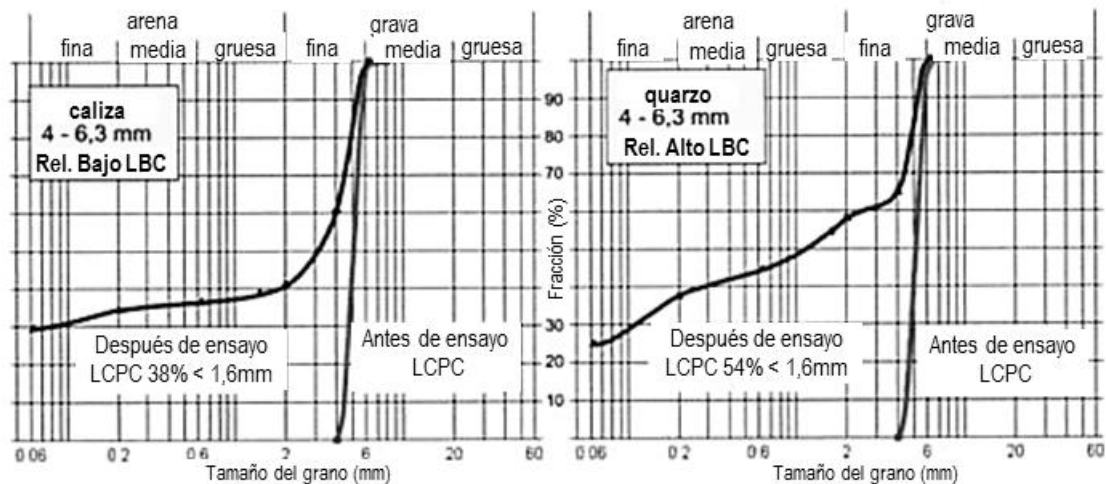


Figura 5.30: Curvas granulométricas antes y después del ensayo para materiales con bajo y alto contenido de minerales abrasivos. (Thuro, Singer, Käsling, & Bauer, 2006)

La influencia de la granulometría original se ilustra en las figuras 5.31 y 5.32 en las que se representan resultados del ensayo sobre dos muestras, una de grava y otra de arena, incluyendo curvas granulométricas inicial y final, sus minerales componentes y los coeficientes *Abr* o *LAC* y *LBC* del ensayo LCPC. Tanto la grava como la arena se han ensayado empleando la muestra entera y moliendo los granos > 6,3mm por lo que el tamaño de las muestras iba de 0 a 6,3mm. De estas gráficas se deduce que en suelo la abrasión granular se produce sobre todo en el material granular grueso tal como gravas y no tanto en arenas.

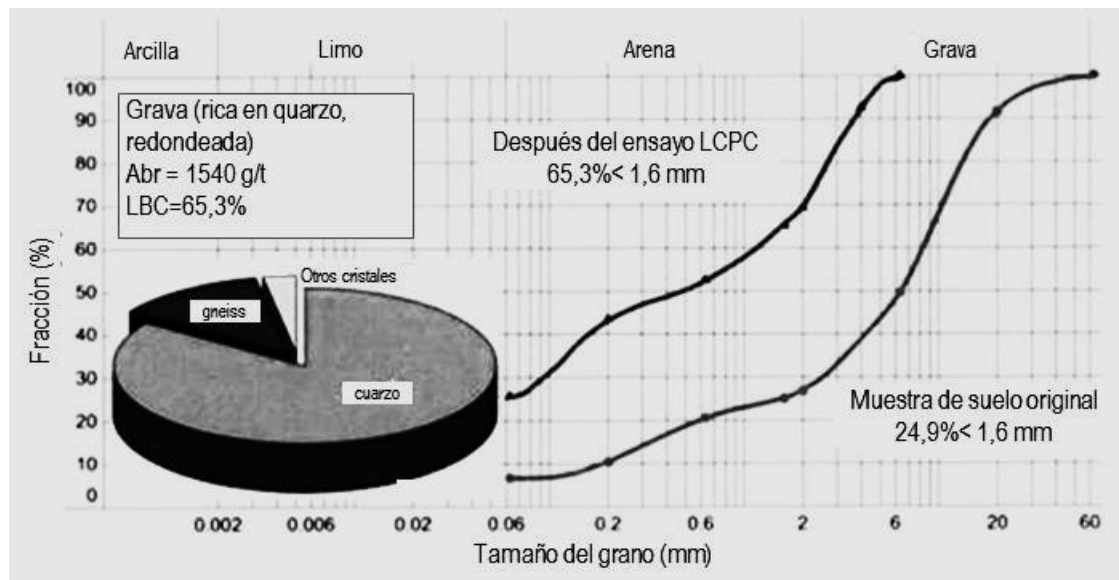


Figura 5.31: Curva granulométrica antes y después del ensayo LCPC, muestra con partículas redondeadas y con alto contenido de cuarzo.

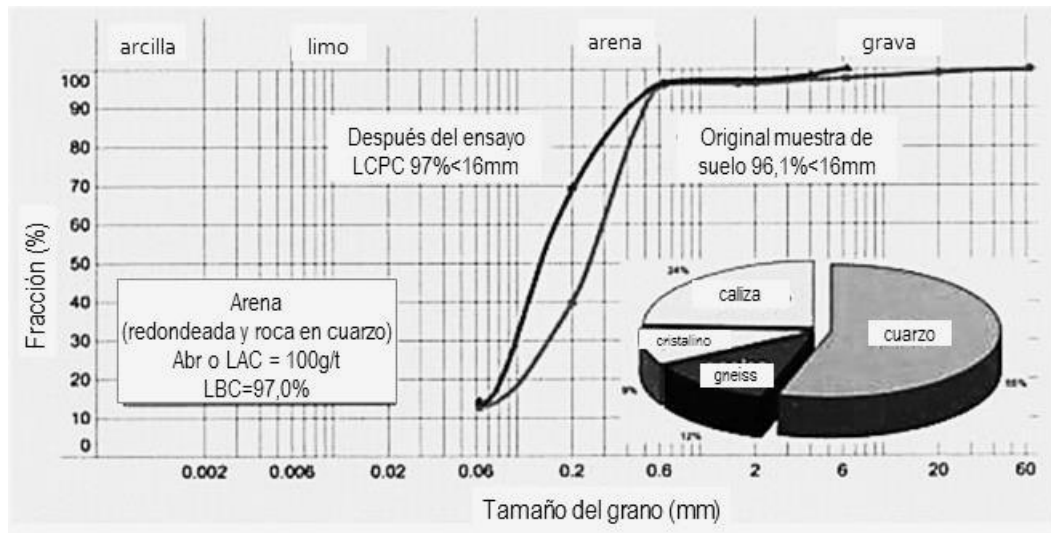


Figura 5.32: Curva granulométrica antes y después del ensayo LCPC, muestra con partículas redondeadas y con alto contenido de cuarzo. (Thuro, Singer, Käsling, & Bauer, 2006)

Para la aplicación en roca dura algunos autores como (Ewendt, 1989) ó (Plininger & Thuro, 2002) critican el principio de ensayo LCPC como no adecuado para predecir el desgaste de herramientas en excavaciones principalmente porque algunas de las más importantes propiedades de la roca se destruyen durante la preparación de la muestra y por lo tanto se ignoran en la determinación del índice de abrasividad (tabla 5.9). A pesar de esto, en la última década se viene usando este ensayo con mayor frecuencia, si bien, no hay todavía estudios disponibles en los que se haya examinado con datos de obra el valor predictivo de los valores índices obtenidos en este ensayo.

Tabla 5.9: Crítica del ensayo LCPC. (Plininger & Thuro, 2002)

Parámetros del suelo	Impacto del parámetro considerado	Descripción
dureza y abrasividad del grano		
tamaño del grano absoluto y distribución del tamaño del grano	mayoritariamente ignorada	los materiales < de 4mm son descartados, material >6,3mm es molido a la fracción 4-6,3mm.
forma y redondez del grano	mayoritariamente ignorada	solamente las partículas de grava fina (4-6,3mm) son ensayadas en su forma original, el material mas grueso es triturado y por tanto se ensaya con una forma angulosa.
cohesión y ángulo de fricción del suelo	mayoritariamente ignorada	la muestra original es destruida durante su preparación
densidad natural del suelo	ignorada	cambia significativamente durante el muestreo y la preparación de la muestra
contenido de agua natural	ignorada	cambia significativamente durante el muestreo y la preparación de la muestra

5.2.3 Ensayos empleando herramientas originales

Cada aparato de ensayo de esta categoría es único y su construcción, operación y mantenimiento son caros. Sólo unos pocos institutos de investigación y fábricas de máquinas disponen de este tipo de equipamientos ya que representan procedimientos no estándares y de aplicación a casos particulares o singulares. Un buen ejemplo es el aparato de corte lineal LCT de la Escuela de Minas de Colorado ilustrado en la figura 5.33, o el de ensayo de picas de la empresa SandVick en la figura 5.34.

Como se ha comentado en un capítulo anterior este tipo de ensayos han proveído un conocimiento básico acerca de los procesos de fragmentación y corte de la roca y la interacción entre roca y herramienta. Además de los resultados relevantes respecto al rendimiento y desarrollo de la operación de corte (fuerzas, penetraciones, volúmenes excavados...) en ocasiones también se han obtenido en estos ensayos resultados relevantes sobre el desgaste de las herramientas empleadas



Figura 5.33: Ejemplo de ensayos con herramientas reales. (CSM, 2012)



Figura 5.34: Ensayo de corte usando una pica de ataque puntual original. (Mineral Ground Tools Tunnelling, 2008)

A partir de estos ensayos se obtienen correlaciones como las que se muestran en la siguiente tabla 5.10 (Thuro & Plinninger, 2007) en la que se relaciona la abrasividad del terreno a excavar con la herramienta y el sistema de excavación que se pretenda emplear, si bien el ensayo para determinar la abrasividad puede ser uno de los descritos anteriormente en este capítulo, por ejemplo en la Escuela de minas de Colorado, la abrasividad se determina mediante el ensayo Cerchar:

Tabla 5.10: Correlación cualitativa de LCPC abrasividad vs vida de servicio de herramientas. (Thuro & Plinninger, 2007)

Abrasividad	Pica para excavación (perforación y voladura) (ref: 45 mm)	Pica de ataque puntual (rozadoras)	Discos de corte TBM (ref: 17")
	Vida de servicio de la pica en metros perforados [m/pica]	[picks/m ³]	Vida de servicio de discos [km/disc]
Muy baja	> 2000	< 0,01	> 2000
baja	1500 – 2000	0.01 – 0.05	1500 – 2000
moderada	1000 – 1500	0.05 – 0.15	1000 – 1500
alta	500 – 1000	0.15 – 0.30	500 – 1000
Muy alta	200 – 500	0.3 – 0.5	200 – 500
extremadamente alta	< 200	> 0.5	< 200

Otro ejemplo de ensayos realizados con herramientas reales es el que realizó Lovat para estudiar el desgaste de herramientas tipo “ripper” cuando son sometidas a trabajar en suelos con matriz cohesiva y clastos de tamaños importantes y bolos. El ensayo se denomina “Drop Test” consiste en hacer caer desde una altura de 5 pies una pesa de diferentes valores de masa. Desde 20 a 42 libras y se evalúa el daño y el desgaste en los incertors de widia, mediante inspección visual. (Lovat, Inc., 2009).



Figura 5.35: Ensayo Drop test. Muestra de herramientas reales, para ensayos. (Lovat, Inc., 2009)

El objetivo del ensayo fue el estudio del comportamiento de esta categoría de herramienta frente a una situación geotécnica como la comentada arriba, donde la característica preponderante del terreno no eran los altos valores de abrasividad sino la presencia repentina y continua de clastos y bolos de diferentes tamaños y posiblemente con distintos valores de abrasividad entre ellos. El proyecto en el que se emplearon estas herramientas fue el túnel de metro de la ciudad de Terrassa que se analizará en detalle en esta tesis. El material geotécnico cuyo efecto en las herramientas de corte se pretendió simular en laboratorio mediante este

ensayo se trata de materiales terciarios del tipo Mioceno y materiales cuaternarios que serán descritos en el siguiente capítulo.

5.2.4 Estudios a escala real

La complejidad y coste de estos ensayos los hace infrecuentes. El punto de partida para realizar estos ensayos es que se ha de contar con las herramientas y maquinaria originales y con el método de excavación real que se pretende aplicar. En estas investigaciones se pueden distinguir ensayos in situ (como pre cortes o galerías de exploración), y ensayos a gran escala (con grandes muestras de roca o suelo). Dependiendo de cómo sea de grande la muestra o el área de ensayo, estos estudios representan un método limpio para obtener datos fiables del desgaste de las herramientas y procedimientos de excavación ya que pueden reproducir todos los factores que influyen en la excavación.

Para conseguir resultados fiables, se debería contar con un programa, seguimiento y revisión periódica que establezca el procedimiento de ensayo desde el inicio de los trabajos. El programa debería contener al menos una descripción detallada de la maquinaria y el tipo de herramientas a emplear y una caracterización del medio geológico. Durante el desarrollo del ensayo se habría de contrastar las circunstancias geológicas encontradas. El informe debería concluir con el cálculo y clasificación de las tasas de desgaste de las herramientas y un análisis estadístico de la forma de estos desgastes.

Un ejemplo de ensayo a gran escala es el realizado por Herrenknecht a finales de 1990 con el objeto de mejorar la tecnología de las máquinas TBM en roca dura. El ensayo se llevó a cabo en colaboración con la Universidad Técnica de Karlsruhe, Alemania. (Burger, 2006). Para comprender mejor el mecanismo que causa grietas o daños en las RDC se diseñó un programa de ensayos de laboratorio, ellos detectaron una deflexión global en la RDC, el resultado de los ensayos se tradujo en mejoras en el sistema de soldadura y refuerzo de áreas localizadas de la estructura de la RDC en las cercanías de los lugares donde se alojan las herramientas de corte (ver figura 5.36), las mejoras se implementaron a modo de prueba, en el diseño de dos cabezas de corte de TBM para el proyecto Lötschbergtunnel en Suiza. El diámetro de los túneles fue de 9,4m, las máquinas excavaron en rocas graníticas duras en gran parte del recorrido, también en granodioritas y gneiss. Las mejoras implementadas limitaron la ocurrencia del desgaste a niveles de desgaste de herramientas solamente sin alterar la estructura de la RDC (Burger, 2006).

Otro ejemplo es el de la Escuela de Minas de Colorado donde se llevan a cabo ensayos a gran escala con máquinas monitoreadas y controladas en condiciones de laboratorio. (CSM, 2012) Ver figura 5.37.

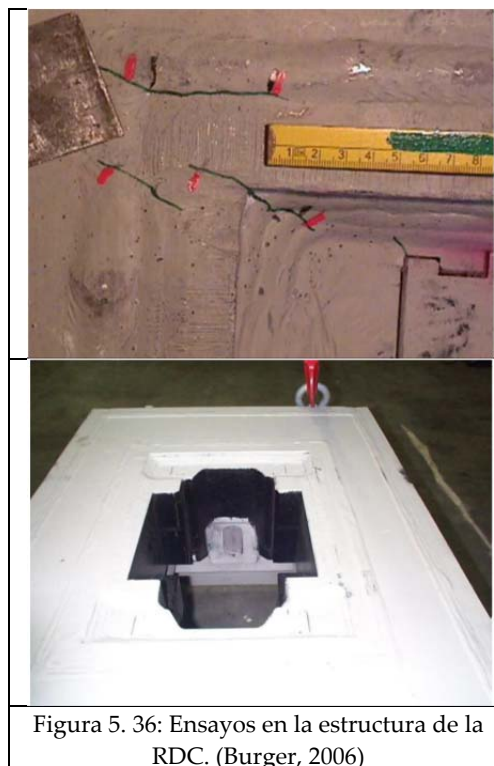


Figura 5. 36: Ensayos en la estructura de la RDC. (Burger, 2006)



Figura 5.37: Ensayos a gran escala. (CSM, 2012)

5.3 Resumen

En este capítulo se han descrito los ensayos que se realizan para cuantificar la abrasividad de rocas y suelos. Los más significativos y de mayor aplicación son los ensayos de laboratorio con herramientas simplificadas: Cerchar, ensayos NTNU y ensayo LCPC.

A modo de conclusión, se puede decir que si bien el ensayo Cerchar es el que tiene más amplia tradición e historia presenta varios inconvenientes importantes. Uno –que puede obviarse con cierto cuidado experimental- es la variabilidad que introducen en los resultados algunos factores no especificados (p.e. velocidad de rayado) o aplicados de forma variable (p.e. la selección del acero de la aguja). otro, que no puede obviarse en ningún caso, es la práctica imposibilidad de usar el ensayo en materiales de tamaños inferiores a los bolos. De esta forma quedan excluidos de su campo de aplicación la mayoría de los suelos. El ensayo LCPC obvia esta dificultad y permite además investigar con materiales mixtos o mezclas artificiales, con un equipo relativamente sencillo. El inconveniente es una experiencia aún limitada y las dudas –razonables- sobre si el procedimiento de fragmentación de la muestra requerido para el ensayo no resulta inadecuado para valorar la abrasividad de una roca. Una alternativa de aplicación más compleja y desarrollo más reciente la constituye el ensayo SAT desarrollado por Nielsen et al.(2006) basado en el ensayo AVS para roca que forma parte de la metodología NTNU. Sin embargo, se advierte un largo camino por recorrer aún para alcanzar un cierto grado de confiabilidad en esta metodología cuando se aplica en suelos.

6

Descripción de las obras subterráneas analizadas

6.1 Introducción

En este capítulo se describen los proyectos de obras subterráneas que han proporcionado los datos examinados en esta tesis. Estos proyectos se llevaron a cabo en el área Metropolitana de Barcelona, se trata de:

- La Línea 9 de Metro de Barcelona
- El Metro de Terrassa o Prolongación de Ferrocarriles de la Generalitat de Cataluña (FGC) en esa ciudad.

Ambos proyectos incluyen la ejecución de túneles con TBM. Las obras aún no se habían acabado en el momento de recopilación de datos, sin embargo, ya se contaba con abundantes datos de rendimiento y consumo de útiles de corte provenientes de los tramos perforados.

Se presenta en la figura 6.1 un mapa de Catalunya y se destaca, dentro de él, ambas ciudades Barcelona y Terrassa en las que se localizan las obras subterráneas analizadas cuya planta, a su vez, se indica en la figura.

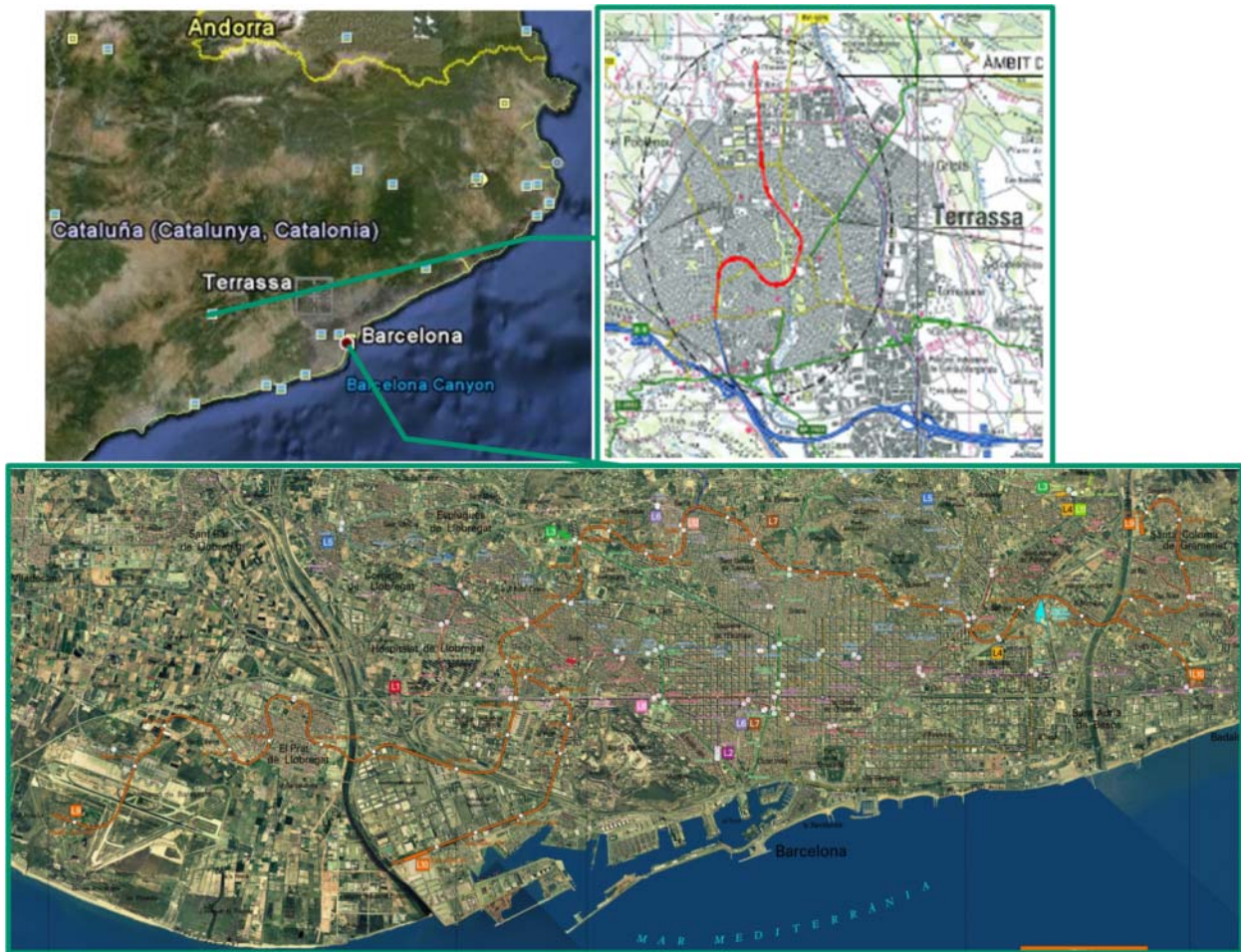


Figura 6.1: Localización de las Obras de Túneles en Barcelona y Terrassa. (GoogleEarth, 2010) (Generalitat de Catalunya, 2008)

La descripción que se realiza de ambos proyectos sintetiza primeramente sus características generales, objetivos, gestión, contratos, tramificación, trazado y estaciones.

Luego se detallan las unidades geotécnicas atravesadas por los túneles, que se describen en una tabla siguiendo un orden cronoestratigráfico. Esta información se completa al situar cada unidad comentada dentro del perfil geotécnico de cada túnel, ilustrando así el entorno geológico en el que se lleva a cabo la perforación del túnel. En la descripción no se incluyen las unidades geotécnicas que se encuentran por encima de la traza, es decir, aquellas que no son interceptadas por la tuneladora debido a que no interactúan de manera directa con los útiles de corte. Si bien se trabaja con estos perfiles esquemáticos, los perfiles geotécnicos detallados de proyecto se adjuntan en el apéndice del capítulo, para facilitar la consulta de cualquier aspecto específico. Se resumen y tabulan los parámetros geotécnicos más relevantes, según se desprenden de la información recabada en las obras, de cada unidad geotécnica atravesada por el túnel. Se hace especial énfasis en los parámetros más importantes desde el punto de vista del desgaste y la abrasividad.

Seguidamente se describen brevemente las máquinas tuneladoras empleadas en cada tramo y se hace un examen comparativo de los distintos diseños de sus cabezas de corte.

Por último se grafica y comenta la producción de cada uno de los tramos de estudio.

6.2 Características generales

6.2.1 Línea 9 del metro de Barcelona

La red de metro de la ciudad de Barcelona se desarrolló sobre un concepto de distribución radial. Para complementar esta red de metro, se proyectó una línea periférica, esta nueva línea es la Línea 9 (L9) del metro de Barcelona. Incluida en el plan Director de Infraestructuras de Transporte Público de la Generalitat de Catalunya, (Deulofeu, Biosca, & Della Valle, 2007) la Línea 9 es una iniciativa del gobierno autonómico de la Generalitat de Catalunya e interconecta con todas las líneas tanto de metro como de cercanías existentes, municipios periféricos e importantes instalaciones públicas como el Aeropuerto, la Fira de Barcelona, la Ciudad de la Justicia, el Camp Nou y la estación de la Sagrera Alta Velocidad. (Della Valle N. , 2004). La Línea 9 se extiende así desde el Aeropuerto del Prat hasta Badalona y Santa Coloma de Gramanet, como se ilustra en la figura 6.2, con una longitud total de 50 kilómetros, de los cuales sólo 4km están en superficie y con 46 estaciones, 20 de ellas serán estaciones de intercambio. Para su construcción se han llegado a utilizar hasta 5 tuneladoras simultáneamente.

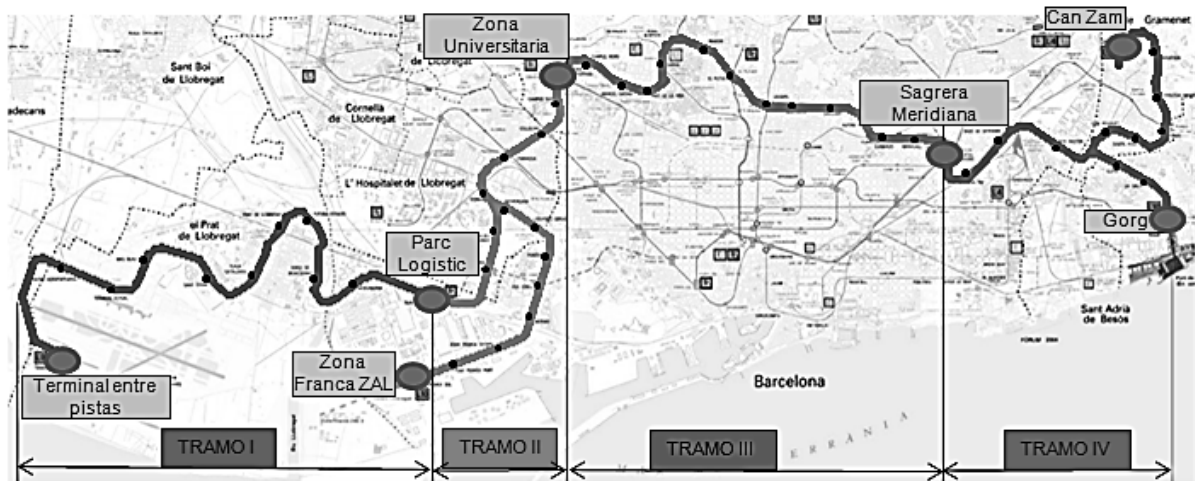


Figura 6.2: Trazado de la Línea 9. Fuente adaptada de (www.gencat.com)

La empresa pública Gestión de Infraestructuras SA (GISA) ha gestionando tanto los proyectos como la adjudicación y administración de los contratos de construcción y dirección de obra. Para su contratación la obra fue dividida en 4 Conjuntos. En respuesta a los variados condicionantes urbanos, morfológicos y geológicos, se han implementado en el proyecto soluciones técnicas innovadoras (en su época) para la construcción de las estaciones y de los túneles como a continuación se detalla.

a. El proyecto

Los condicionantes principales para el proyecto han sido la irregular trama urbana, con ausencia de grandes avenidas y plazas para ubicar estaciones a cielo abierto, las infraestructuras existentes (líneas de metro, túneles, carreteras y grandes colectores), la complicada geología con terrenos aluviales y metamórficos de comportamiento inestable y la presencia de acuíferos protegidos entre otros. Todos ellos han obligado a trazados con túneles muy profundos o bien superficiales según las condiciones particulares de cada tramo.

Para el trazado se han adoptado 5 soluciones diferentes (Biosca & Bono, 2008):

- a. Túnel superficial con excavación entre pantallas (3 Km).
- b. Túnel profundo de 10,9 metros de diámetro interior, excavado con tuneladoras de 12 metros de diámetro con la posibilidad de tránsito de dos trenes en dos niveles o de 1 tren + andén de estación en cada nivel (28,20 Km).figura 6.3.

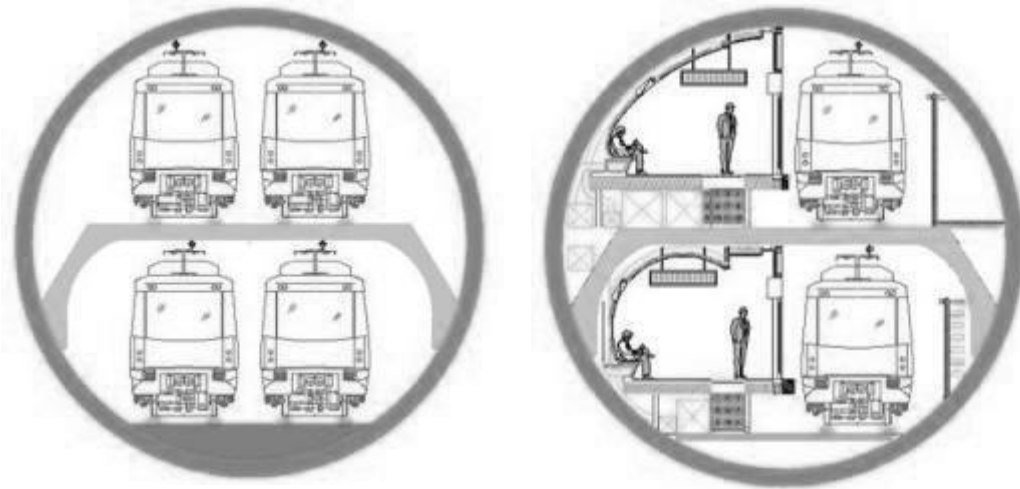


Figura 6.3: Esquema de sección doble. (Biosca Gómez de Tejada & Bono, 2008)

- c. Túnel superficial de 8,32 metros de diámetro interior para dos vías, en paralelo al mismo nivel (15 Km) excavado con tuneladoras de 9,4 metros de diámetro.
- d. Túnel en mina con métodos tradicionales (0,4 Km).
- e. Viaducto sobre pilas (4 Km).



Figura 6.4: Losa intermedia.: a) Foto de la autora.



b) (Deulofeu, Biosca, & Della Valle, 2007)

Para el caso de la solución b, el túnel se diseñó de manera que permite colocar una vía encima de la otra, gracias a la construcción, en el interior del túnel, de una losa intermedia que funcionalmente significa disponer de dos túneles en uno, como se ilustra en la figura 6.4 y consigue disponer de la zona de andenes en el interior del túnel sin necesidad de tener que excavar grandes recintos de estaciones desde la superficie o cavernas profundas bajo zonas edificadas. (Deulofeu, Biosca, & Della Valle, 2007).

Los dos recintos definidos por la losa se conectan mediante escaleras de evacuación equipadas con puertas cortafuegos, de esta manera, cada mitad funciona como una galería de evacuación de la otra mitad, ver figura 6.5.

Por otra parte en el Conjunto I (ver figura 6.2), para proteger el acuífero profundo en el delta del río Llobregat, se optó por el tipo c: un túnel superficial y único de dos vías y estaciones en recintos rectangulares formados por pantallas. Estos recintos de estación eran secantes con la traza del túnel.

Las estaciones de L9 se diseñaron adaptadas a la geología local, constan de una profundidad comprendida entre los 35 y los 70m, esta variación se debe a que la Línea 9 ha de cruzar e interceptar todas las otras líneas de metro existentes. Además, y como un tercer condicionante, la L9 responde al alto grado de urbanización de las zonas por donde discurre. Como solución a estos condicionantes, se diseñaron tres modelos de estación:



Figura 6.5: Escaleras de conexión entre ambos recintos del túnel. Foto de la autora.



Figura 6.6: Imagen virtual de una estación tipo. (Generalitat de Catalunya, 2009)

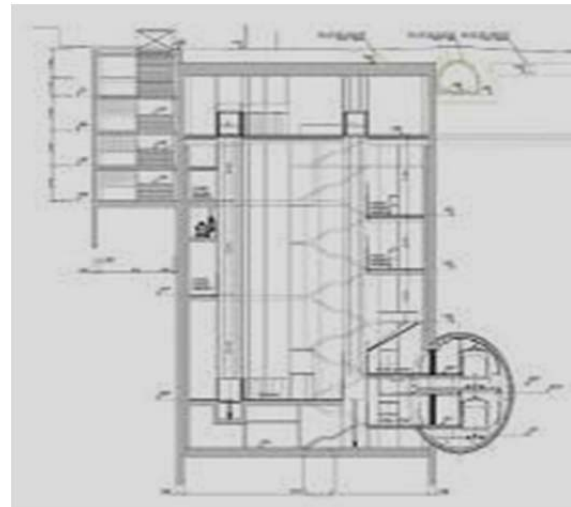


Figura 6.7: Sección de proyecto. (Obradors, 2002)

- a. La estación tipo de L9 (30 estaciones incluyendo intercambios): consiste en un gran pozo cilíndrico de 26 a 32m de diámetro y andenes de estación en túnel para minimizar las afecciones en superficie y dar acceso a los túneles profundos. El diseño es de forma vertical, en un nivel superior, a la altura de la calle, se encuentra el vestíbulo y en un nivel inferior, el andén. Ambos niveles se conectan mediante unos ascensores de alta capacidad y rápido desplazamiento, coordinados con la llegada del

tren al andén. Las estaciones también están dotadas de escaleras mecánicas y de emergencia, figura 6.6 y 6.7.

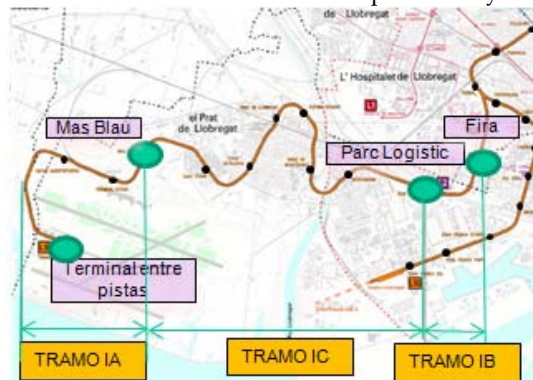
- b. La estación subterránea convencional: excavada a cielo abierto entre pantallas. Los tramos entre pantalla son poco profundos y están previstos con túneles convencionales.
- c. La estación en superficie convencional: se trata de tres estaciones proyectadas en el exterior, que se ubican en la Zona Franca, sobre un viaducto con vías paralelas y andén central.

El túnel de doble altura y los pozos de acceso que, en conjunto, substituyen el concepto clásico de estación ejecutada tanto a cielo abierto como en subterráneo fueron tipologías innovadoras debido a que se adoptaron por primera vez en una obra urbana. En ellas, el eje del pozo de acceso de cada estación es excéntrico con respecto al eje del túnel, pudiendo variar desde una situación secante (estaciones en suelo) a prácticamente tangente (estaciones en roca).

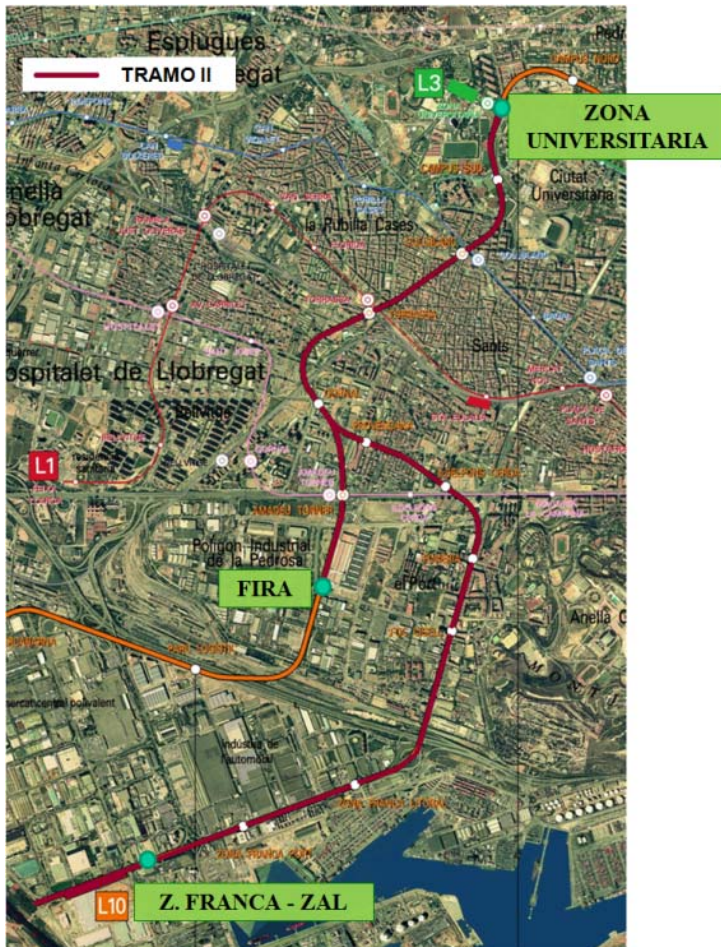
b. Trazado de la obra

La Línea 9 se divide en 4 grandes conjuntos de características semejantes, a continuación se representan en la tabla 6.1 cada uno de estos 4 conjuntos:

Tabla 6.1: Trazado de las obras subterráneas para el Proyecto de Línea 9



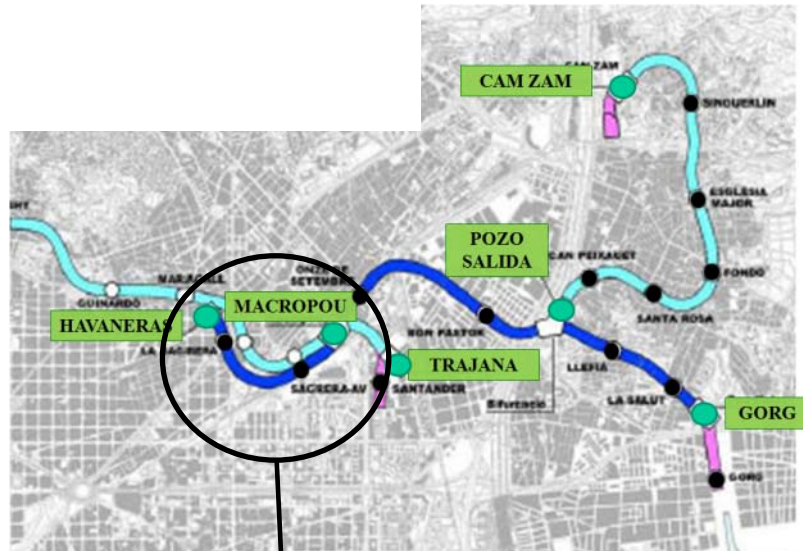
Conjunto I: desde el Aeropuerto hasta el Parc Logístic, 13,9 km (suelo) pasando por debajo del lecho del río Llobregat. tuneladora \varnothing 9.4 m. En etapa de obra se añadió la sub obra entre la estación de Fira y Parc Logístic. Adaptado de (Generalitat de Catalunya, 2008).



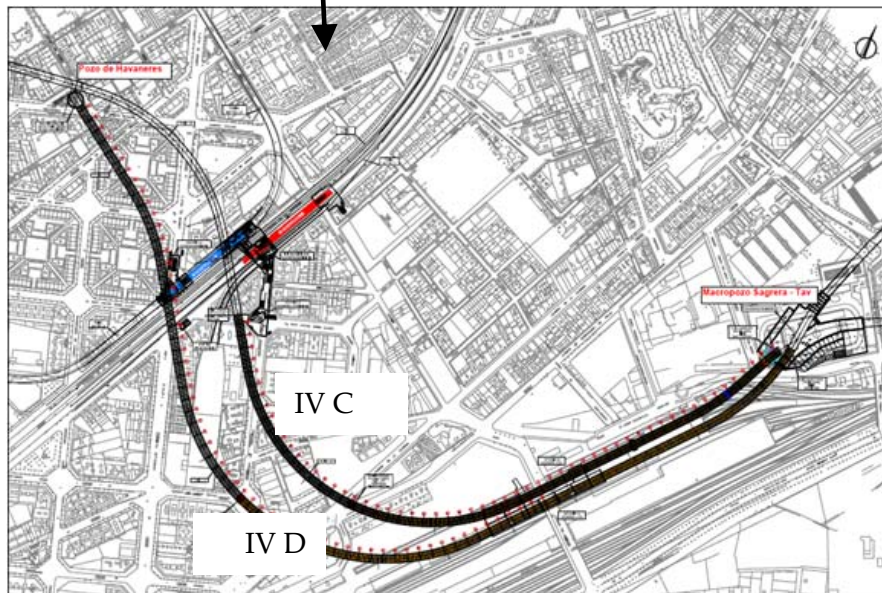
Conjunto II: Desde la Zona Franca hasta la Zona Universitaria, 12,3 km (suelo). Tuneladora \varnothing 12,06 m. y desde Fira hasta Gornal, donde se une a la obra que proviene de Z. Franca.



Conjunto III: Desde la Zona Universitaria hasta Sagrera, 9,4 km (roca/suelo). \varnothing 12,06 m.



Conjunto IV: Desde Sagrera hasta Badalona pasando por debajo del lecho del río Besos (suelo), Obra 4B y Santa Coloma de Gramenet (roca/suelo) Obra 4A , total 11,0 Km. Ø12,06 m.



Conjunto IV: Obra IVC Proveniente de Trajana, desde Macropou de Sagrera hasta Havaneres y Obra IVD desde Macropou de Sagrera hasta Havaneres (tramo perteneciente a Línea 4).

c. Los contratos

La perforación de los túneles del Conjunto IV se dividió, desde un principio, en dos grandes partes: Tramo IVA donde predomina la roca y Tramo IVB donde predomina el suelo.

Estas dos partes se contrataron por separado. Dos contratos de Proyecto y Construcción (design & built) fueron adjudicados por GISA a dos uniones temporales de empresas españolas, estas son UTE LINEA 9 liderada por Fomento de Construcciones y Contratas S.A.(FCC) y UTE GORG liderada por Dragados Obras y Proyectos S.A. La dirección de obra para todo el tramo de túnel con tuneladoras de 12 m se adjudicó a PAYMACotas S.A. (Della Valle N. , 2002).

Más tarde, se añadieron dos tramos más al conjunto IV, estos fueron: Tramo IVC y Tramo IVD. El tramo IVC fue adjudicado a la UTE TRIANGLE constituida por FCC – FERROVIAL – OHL – COPISA - COPCISA y el tramo IVD, adjudicado a UTE GORG. . (Herrenknecht, 2009).

El conjunto II tiene dos tramos: Por un lado arranca desde Zona Franca y llega al pozo de Bifurcación. Este tramo no se incluye en este estudio debido a que aún se estaba excavando a la fecha de recopilación de datos. Por otro lado el tramo que se inicia en Bifurcación y se dirige a Zona Universitaria tiene una longitud de 3 328m de longitud y el diámetro de excavación alcanza los 12m de diámetro y es la parte del Conjunto II que se incluye en este estudio por estar acabada recientemente. La tuneladora utilizada en este último tramo se denomina S442 y la UTE que ha realizado esta parte de la obra es UTE GORG que está compuesta por las empresas DRAGADOS, ACCIONA ACSA y COMSA. (Herrenknecht, 2009).

Por otra parte se ha ejecutado el conjunto I, que se adjudicó a la UTE AEROPUERTO, liderada por FCC, dicho conjunto se lleva a cabo con dos tuneladoras de 9,40 m de diámetro, prácticamente gemelas, la primera tuneladora denominada S461 realizó el tramo IA de 3.102m de longitud, que va desde Mas Blau hasta Aeropuerto y la segunda tuneladora llamada S279 los tramos IB desde Fira a Parc Logistic de 1.065 m de longitud y Tramo IC desde Mas Blau a Parc Logistic de 6.687m de longitud. (Herrenknecht, 2009).

Los tramos entre las estaciones de Fira y Amadeu Torner se ejecutaron entre pantallas de hormigón y el tramo desde la estación de Amadeu Torner hasta el Pozo de Bifurcación se ejecutó en mina. El Conjunto III de túnel quedó excluido del presente estudio debido a que el inicio de su excavación coincidió con el final de nuestra recopilación de datos.

6.2.2 Prolongación de los FGC en Terrassa

La línea de FGC que va a la ciudad de Terrassa es una línea de ancho internacional (1,435 m) con origen en la Plaza Cataluña en la ciudad de Barcelona. El proyecto del túnel de Terrassa consiste en la prolongación de esta línea a lo largo de toda la ciudad de Terrassa en una longitud de 4.505 m, conectando con la línea de trenes de Renfe. El marco general que encuadra esta actuación es el de la coordinación e integración del sistema de transporte público en la región y comarcas anexas de la Autoridad del Transporte Metropolitano (ATM). (Ayesa, Eurogeotecnia, & Cicsa, 2009).

a. Trazado de la obra

El trazado modificado (figura 6.8) se obtuvo como la unión de los tramos UPV/Vallparadís-Can Roca y Rambla-UPC/Vallparadís, diseñados en dos fases diferentes del desarrollo del proyecto actual. Cada uno de estos tramos dispone de un sistema de referencia de PK's diferente, cuya correspondencia se indica en los planos.

Tramo Rambla-UPC/Vallparadís

El trazado empieza en el P.K. 10+000, para la vía 1, en la estación existente Terrassa-Rambla, se desarrolla bajo el casco urbano de Terrassa por lo cual, a su paso, el trazado discurre bajo numerosos bienes de interés cultural. Finalmente, enlaza alrededor del P.K. 11+800 en el ámbito de la estación de UPC-Vallparadís. (Ayesa, Eurogeotecnia, & Cicsa, 2009).

Tramo UPC/Vallparadís-Can Roca

El trazado, según la vía 1, empieza en el PK 20+000, después de la estación de Vallparadís, llega a la estación intercanviador de RENFE, y continua hasta el final del proyecto en el PK 22+475,012. En esta última recta se sitúan tanto la estación de Can Roca como el depósito de trenes que se ha proyectado. (Ayesa, Eurogeotecnia, & Cicsa, 2009).

b. El proyecto

El proyecto de Terrassa consiste en la ejecución de dos túneles gemelos, que a efecto de este estudio identificaremos como Egara I (EI) y Egara II (EII). La longitud total del túnel de Terrassa se subdivide en 4 tramos, de los cuales, en este trabajo, se cuenta con el registro de 3 tramos ya finalizados en ambos túneles.



Figura 6.8a: Trazado en planta del Metro de Terrassa.: (Generalitat de Catalunya, 2008)

c. Los contratos

A partir de las conclusiones del Estudio de Viabilidad, Gestión de Infraestructuras S.A. (GISA) realizó dos proyectos, por un lado el Proyecto Constructivo del proyecto Prolongación de los FGC en Terrassa, con clave TF-99457.1, en mayo de 2003, en el cual se define el tramo entre las estaciones Rambla y UPC/Vallparadís y la infraestructura del recinto de la estación de Can Roca, y por otro lado, el Proyecto de Trazado del tramo UPC/Vallparadís-Can Roca, con clave TA-TF-03474, de julio de 2003.

La redacción del Proyecto Constructivo de la Prolongación de los FGC en Terrassa Tramo UPC/Vallparadís-Can Roca con clave TF-03474.1.R fue adjudicada por GISA a Esteyco en enero del 2005. El objeto de este proyecto fue la definición para la construcción de la infraestructura, superestructura de vía y catenaria de la Prolongación de los FGC desde la salida de la estación UPC/Vallparadís hasta la nueva estación de Can Roca, así como también la definición de esta estación y la del Intercambiador con la estación de RENFE.

En Julio de 2005, GISA adjudica la Asistencia Técnica para la redacción del Proyecto Constructivo de la Prolongación de los FGC en Terrassa. Tramo: Rambla-UPC/Vallparadís, a la UTE formada por ESTEYCO y EUROGEOTECNICA.

Los túneles se llevarían a cabo con máquina TMB EPB.

La ejecución de la obra completa estuvo a cargo de la UTE FCC-OHL-COPISA.

6.3 Definición de Unidades de Perforación: UP

La unidad de mayor escala que se emplea en este trabajo para el análisis de los datos disponibles se denomina "Unidad de Perforación", en adelante UP.

Las UP, tanto para línea 9 como para Terrassa, se establecen con el criterio de que cada una de ellas corresponda a un único contrato de ejecución de túnel. De esta manera cada una de ellas corresponde a una operación de perforación en la que los aspectos organizativos y administrativos se mantienen constantes. Este criterio facilita el tratamiento de los datos, pues la combinación de contratista y dirección de obra solía resultar en pequeñas variantes respecto a la tipología de datos que se recogen y/o mantienen; también permite tener en cuenta los factores humanos en la operación de la maquinaria: aún cuando cómo se detalla después, dos UP hayan compartido la misma máquina, pueden haberla operado y/o mantenido con criterios algo distintos.

Con este criterio las UP que resultaron se muestran en el siguiente esquema y se enumeran con mas detalle en la siguiente tabla 6.2.

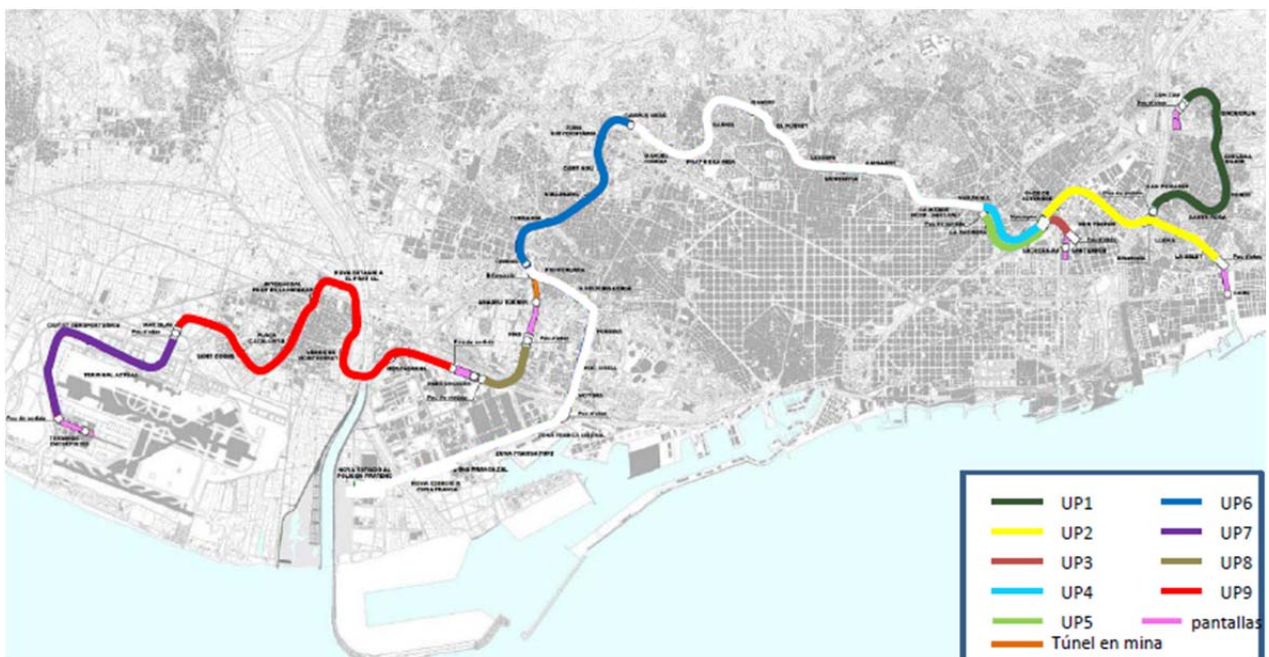


Figura 6.8b: Vista general del conjunto de UPs en Línea 9.

Tabla 6.2: Unidades de Perforación

UP	Nombre contractual	Longitud [m]	Diámetro [m]	Esquema de referencia
1	IV A Can Zam	4293	11,95	
2	IV B Gorg	4000	11,95	
3	IV C Trajana	645	11,95	
4	IV C Doble túnel	1300	11,95	
5	IV D Doble túnel	1508	11,95	
6	II Bif.- Z. Univ.	3310	11,95	

Tabla 6.2: Unidades de Perforación

UP	Nombre contractual	Longitud [m]	Diámetro [m]	Esquema de referencia
7	IA Eixample Nord-Entre pistas	4328	9,4	
8	IB Fira II-Parc Logistic	1065	9,4	
9	IC Eixample Nord-Parc Logistic	6687	9,4	
EI	Egara I	3147	6,9	Figura 6.8
EII	Egara II	3132	6,9	

El tratamiento de datos abarca en total 33,41km de túnel correspondiendo:

- a) 27,14 km al proyecto L9 que representan un 67,4% de los 40,24 km totales que tiene el proyecto L9 en túnel, faltando 4km que son en viaducto; el porcentaje restante en L9 lo componen unos 9,4km que pertenecen al tramo III y 3,7 km que pertenecen al tramo I (ambos aún en construcción en la época en que se recopilaron los datos);
- b) los tramos Egara I y II constituyen un total de 6,28km de túnel analizado, que se distribuyen en 3,1km cada cada uno.

La longitud de cada UP en proporción respecto del total analizado se detalla en la siguiente tabla 6.3. y tienen una longitud promedio de 3,04km con un Coeficiente de variación CV de 0,59. Desviación estándar 1800m.

Tabla 6.3: Unidades de Perforación

UP	Nombre contractual	%L[UP]
1	IV A Can Zam	12,85
2	IV B Gorg	11,97
3	IV C Trajana	1,93
4	IV C Doble tunel	3,89
5	IV D Doble tunel	4,51
6	II Bif.- Z. Univ.	9,91

Tabla 6.3: Unidades de Perforación

UP	Nombre contractual	%L[UP]
7	IA Eixample Nord-Entre pistas	12,95
8	IB Fira II-Parc Logistic	3,19
9	IC Eixample Nord- Parc Logistic	20
EI	Egara I	9,42
EII	Egara II	9,37

El conjunto de las unidades de perforación tiene longitudes con la siguiente distribución

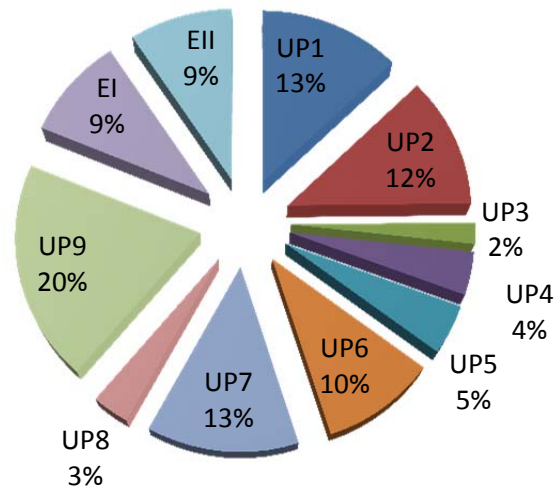


Figura 6.9: Representación gráfica de la distribución de longitudes de las UP respecto de la longitud agregada.

6.4 Geología y geotécnica de las UP

Para describir brevemente el entorno geotécnico y geológico de cada UP, se presenta un cuadro resumen con la descripción geológico-geotécnica de cada unidad atravesada por el túnel, se presenta un perfil geotécnico esquemático comentando sus aspectos más destacados, y se tabulan las características geomecánicas más significativas de cada unidad geotécnica. La descripción completa se puede consultar en el proyecto correspondiente de cada tramo.

6.4.1 Unidad de Perforación 1: Tramo IVA - Can Zam a Sagrera TAV

La UP1 ó tramo IVA se extiende entre Bon Pastor y Can Zam, entre el P.K. 1+355 y el P.K. 5+633. La tuneladora entró en el extremo de Can Zam, el pozo de salida se situó en Can Peixauet entre el P.K. 1+000 y P.K. 1+355. Se construyeron 2 tramos a cielo abierto uno sobre el lecho del río Besòs, y otro entre el P.K. 5+633 y P.K. 6+200. (García Perez, 2002).

Las grandes unidades geológicas y geotécnicas interceptadas por la TBM en UP1 son las siguientes: rocas ígneas paleozoicas, unidades metamórficas paleozoicas, unidades terciarias neógenas (UTE L9., 2003).

Tabla 6.4 Tramo IVA (UP1) Unidades Geológico-Geotécnicas		
Rocas ígneas paleozoicas: Todas las rocas ígneas de la Serralada Litoral son de edad tardiherciniana.	Granodiorita	<p>Gr1 Granodioritas con textura equigranular de grano medio a grueso. Contienen enclavamientos dioríticos de medida centimétrica a decimétrica con forma mas o menos redondeada. Mineralógicamente están constituidos por cuarzo, feldespato, biotita y ocasionalmente por hornblenda. Los feldespatos son principalmente plagioclasas y en menor cantidad feldespatos potásicos. Localmente los feldespatos presentan una alteración de color verde o rosado. Asociados a la intrusión de granodioritas hay numerosos diques de pórfidos graníticos y filones de aplita y pegmatita. Los filones de aplita y de pegmatita tienen un espesor que va desde los 20 a los 50 cm. Son rocas leucocráticas con textura granular, de grano fino (aplitas) o de grano grueso (pegmatitas). El contacto entre la granodiorita y los metasedimentarios es intrusivo según se interpreta por las numerosas apófisis de granitoides dentro de la cornubianita(formación CO), así como de la presencia de incrustaciones centimétricas-decimétricas de cornubianita dentro del granito. Las granodioritas presentan planos de fractura discretos, de espacio centimétrico a decimétrico y suele estar repleta de clorita o cuarzo. Presentan grado de alteración I, II y III según la ISRM (ISRM, 1981).</p> 
		<p>Gr2 Corresponde a granito con grado de alteración III hasta granito alterado "sauló" con grado IV y V (ISRM, 1981). La alteración es progresiva y se produce por la hidrólisis de los feldespatos hasta que la roca se convierte en un material granular fácilmente ripable. Sin embargo, el granito alterado puede contener, localmente, bloques de granodiorita no descompuestos de pocos decímetros hasta un metro de diámetro. Los bloques ocupan zonas de distribución irregular. En general, la potencia de sauló varía entre 10 y 20 metros, pero en las zonas cercanas al fondo del valle pueden alcanzar espesores del orden de 30 metros.</p> 
	Pórfidos	<p>Pf Los pórfidos son rocas ígneas hipoabisales que aparecen como diques, encajados en otras rocas. Tienen una orientación NE-SW o NNE-SSW, longitudes que oscilan entre 200 y 500 m y un espesor variable entre 1 y 30 m. Su mayor resistencia a la meteorización y a la erosión condiciona fuertemente la forma del relleno actual. Se emplazan tanto en las unidades sedimentarias cambroordovicas como dentro de la granodiorita. Son mayoritariamente de composición granítica.</p> 
Rocas metamórficas paleozoicas	Unidades cambro-ordovícicas	<p>CO Cornubianitas pecosas¹ marrón-verdosas, masivas y muy recristalizadas. Localmente preservan restos de la foliación regional herciniana. Contienen gran número de porfiroblastos de dimensiones de orden milimétrico (1-5 mm) y forma ovalada. Los porfiroblastos son de cordierita y estan incluidos en una matriz de grano medio de moscovita, biotita, cuarzo y feldespato. Su origen es la transformación de rocas de composición pelítica (sedimentarias detríticas arcillosas) (UGR, 2010) a causa del metamorfismo térmico inducido por la intrusión de las granodioritas. La edad de la roca precursora es cambro-ordovícica y consistía en una alternancia milimétrica-centimétrica de lutitas y gres con alguna intercalación de gres mas potente.</p> 

¹ "pecosas"(el aspecto pecoso tiene su origen en un tipo de metamorfismo de contacto. las "pecas" se constituyen de porfiroblastos tipo cordierita)

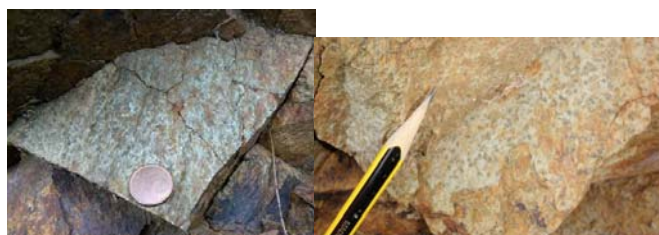




Tabla 6.4 Tramo IVA (UP1) Unidades Geológico-Geotécnicas		
Terciario neógeno	Unidad Mioceno	<p>M Gravitas subangulosas a angulosas muy heterométricas con algunos bloques y matriz arcillosa-arenosa rojiza. Los clastos son principalmente de pizarras o filitas, y en muy menor proporción de cuarzo, lilitas, granitos, pórfidos y rocas carbonatadas paleozoicas. Incluyen tramos de arenas arcillosas con abundante grava angulosa dispersa. El grado de cementación es variable, desde bajo hasta llegar a brechas. Incluye niveles de espesor decimétrico de arcillas arenosas rojizas con abundantes clastos angulosos dispersos. En el conjunto, la Unidad presenta una tendencia granodecreciente en sentido ascendente y secuencial con origen erosivo. A base de las secuencias se hallan gravas que hacia el techo pasan progresivamente a arenas y arcillas con abundantes gravas dispersas. Genéticamente corresponden a sedimentos depositados en zonas próximas a abanicos aluviales en climas áridos con episodios torrenciales.</p> 
Rocas de falla	Brechas de falla, harinas de falla y cataclasitas	<p>Bf Asociado a las zonas de fractura, se forman brechas, harinas de falla, cataclasitas y milonitas.</p> <p>Las brechas presentan una textura isótropa, formada por clastos subangulosos incluidos en una matriz de grano fino. Los clastos son de medidas variables y su composición varía en función del tipo de roca triturada, mayoritariamente por fragmentos de granitos, clastos de cuarzo blanco, pizarras ampelíticas², pórfidos y materiales degradados del Mioceno. La cataclasita proveniente de la mecanización de la granodiorita presenta un grado de alteración III y está formada por fragmentos de roca centimétricos con una matriz afanítica verdosa. Las gravas con matriz arcillosa del Mioceno se presentan trituradas y decoloradas con posibles intervalos de arcilla negra plástica. Las harinas de falla que se han identificado en la zona de contacto entre el Mioceno y la granodiorita son rocas de grano fino no consolidadas que contienen clastos milimétricos - centimétricos de las rocas trituradas.</p> 

Para adquirir una imagen general de la distribución estratigráfica del suelo en UP1, se presenta un perfil esquemático en el que se identifican las unidades geotécnicas más representativas que atraviesa la tuneladora. Como se puede observar, domina la unidad geotécnica Gr1 y se interceptan varios diques de pórfidos y brechas de falla. Puede observarse la presencia del Mioceno por encima del túnel, sin ser interceptado por el mismo más que en una zona puntual a la altura del PK 2+040 al 1+920, en Can Pixauet.

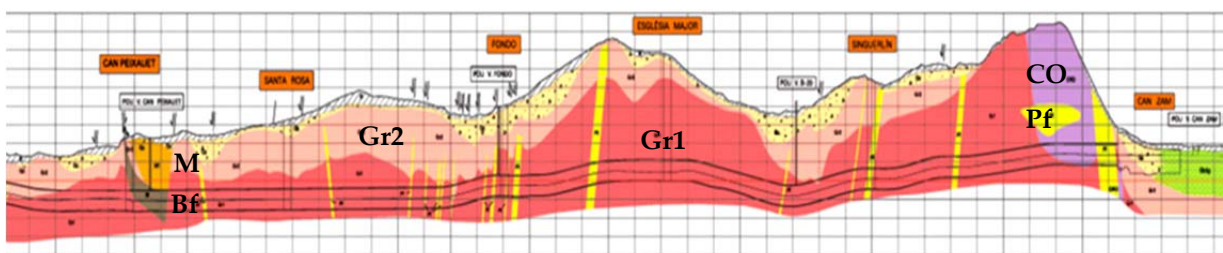


Figura 6.10: Esquema de Perfil Geotécnico del tramo IV – A Can Zam a Sagrera TAV (UP1)

² Ampelítico es un término con significado similar a esquistoso, véase la foto de las pizarras



ampelíticas

En las siguientes tablas se recogen las Características Geomecánicas de los Materiales que son relevantes para nuestro estudio.

Tabla 6.5 Características Geomecánicas de los Materiales. Tramo IVA (UP1) (UTE L9., 2003) (Gutierrez Manjón, 2008).

Características medias	Ud	GR 1 (I,II)	GR1,2 (III)	GR2 (IV,V)	PF	M	CO
RMR		52	45		54		45
D. seca:	g/cm ³	2,66	2,55	1,88	2,61	2,35	2,77
Hum.nat.:	%	0,9	2,1	12,95	3,1	7,75	0,75
RCS:	MPa	95	14,7	0,28	97	0,42	32,5
C. de Poisson v:		0,26	0,21	0,35	0,23	0,35	0,33
Trac.Ind RTI	MPa	12,07	3,75		13,25		6,15
CAI		2,7					3,2
Contenido de minerales abrasivos	%	62	62	67			52
Cohesión c	kp/cm ²	2	1,4	0,55	1	0,53	4
Angulo de fricciónΦ	º	45,5	43	37,5	38		33
F _{Schim.}	KN/m	5,51			6,88		0,27

En el esquema de perfil geotécnico presentado en la figura 6.10 no se distingue el grado de alteración o meteorización de las unidades Gr1 y Gr2, por tratarse de unos cambios del material altamente variables que no se aprecian a la escala del dibujo, sin embargo, durante el seguimiento geotécnico de la excavación y cada 1,80 metros aproximadamente (distancia de cada anillo de revestimiento instalado) si que se ha distinguido el grado de alteración y dado que ésta propiedad influye fundamentalmente en el comportamiento del material (como roca, o como suelo) las propiedades geotécnicas se han asignado en función de éste grado de alteración, tal como se ha presentado en la tabla 6.5. La tabla contiene los parámetros definidos en proyecto y contrastados posteriormente, durante el transcurso de la obra, por la empresa ejecutora FCC quien llevó a cabo varias campañas geotécnicas complementarias a las de proyecto. Gracias a estas campañas, UP1 cuenta con datos más completos y específicos que otras UPs.

6.4.2 Unidad de Perforación 2: Tramo IVB Sagrera Tav – Gorg (UTE GORG)

En UP2 se interceptaron algunas unidades geotécnicas que ya se han descrito en el tramo anterior como son los Gr1, Gr2 y M. Por lo tanto en la siguiente tabla se describirán sólo el resto de materiales interceptados en este tramo, todavía no descritos.

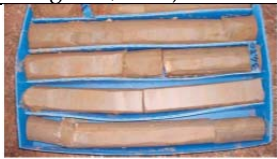

Tabla 6.6 Unidades Geológico-Geotécnicas. Tramo IVB (UP2). (Auding S.A., 2002)		
Terciario neógeno Unidades pliocenas:	P11 Alternancia de niveles centimétricos a decimétricos de arcillitas y limolitas verdosas, ocreas, limolitas arenosas y arenas finas a muy finas de coloración amarillenta o verdosa con predominio de la fracción limosa- arcillosa. Incluyen algunas gravillas rodadas dispersas.	
	P12 Arcillitas gris-azuladas oscuras o marrones muy plásticas con abundantes restos de conchas de organismos marinos. A menudo contienen hiladas de limolitas arenosas grises, arenas finas o muy finas y arcillas rosadas.	


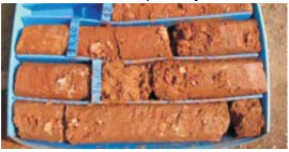






Tabla 6.6 Unidades Geológico-Geotécnicas. Tramo IVB (UP2). (Auding S.A., 2002)		
		<p>La transición de P11 a P12, conlleva a una granulometría decreciente. Las limolitas arenosas verdosas de la Unidad P11(techo superior) disminuyen progresivamente el contenido en arenas y se van oscureciendo gradualmente hasta pasar a los materiales de la Unidad P12. Regionalmente la base del Plioceno de la zona está formada por conglomerados arenosos de origen fluvial, que pasan muy por debajo del túnel. Genéticamente se atribuyen a un ambiente marino.</p>
Cuaternario	Unidades pleistocenas:	<p>PQ: Habitualmente denominada pretricciclo. PQ: gravas con matriz arcillosa arenosa de color marrón o verdoso. Incluyen niveles de arcillas marrones con mucha arena y algunas gravas dispersas. Generalmente, son compactas pero su grado de cementación es muy bajo o nulo. Genéticamente, se interpretan como depósitos de piedemonte correspondientes a un ambiente de tipo abanico aluvial. Se dispone discordantemente sobre el substrato precuaternario (Granodioritas o Plioceno), en forma de lentes encajadas en las zonas deprimidas del paleo relieve precedente. Subyace de forma más o menos concordante a los sedimentos del Tricciclo de la plana de Barcelona (Unidad Qa); también está fuertemente incisa por la riera de Horta (Unidades Qr1, Qr2 i Qr3)</p> 
		<p>Qa: intercalación de tramos de arcillas, limos, gravas con matriz arcillosa-arenosa y niveles carbonatados fuertemente cementados. Habitualmente denominada Tricciclo de la plana de Barcelona. Se identifica una secuencia ideal en sentido vertical. Esta se inicia con unas gravas subangulosas con matriz arcillosa rojiza en la base. Las gravas pasan gradualmente a arcillas rojas muy compactas, a menudo arenosas y con clastos subangulosos dispersos. En dirección al techo, las arcillas disminuyen progresivamente el contenido en arenas y clastos, a la vez que pierden la coloración rojiza pasando a tonos marrones y presentando más nódulos de carbonato de calcio. Por encima de las arcillas se sitúa un tramo de limos ocreos con abundantes nódulos de carbonato de calcio y casi sin carga detrítica dispersa. Finalmente, la secuencia culmina con una costra carbonatada fuertemente cementada, de espesor generalmente decimétrico, conocida popularmente con el término de "tortora". Esta secuencia ideal se repite tres veces, directamente una encima de la otra o bien encajadas entre ellas, de aquí el nombre de Tricciclo. Estos materiales generalmente, presentan poca continuidad lateral, separados por superficies erosivas, y sólo las costras carbonatadas mantienen una continuidad lateral superior al centenar de metros y permiten la correlación entre diferentes zonas. Localmente, aparecen intercalados materiales más limpios, son gravas sub rodadas con matriz arenosa. Se interpretan como sedimentos de rieras encajadas entre los lóbulos de abanico aluvial del Tricciclo.</p> 
		<p>Qbx: Los niveles Qbx corresponden a la Unidad fluviodeltaica del Besòs, con unos 20 m de espesor. Se dispone de forma discordante sobre el Plioceno (Unidades P11 y P12) y las granodioritas (Unidades Gr). Lateralmente presentan indentaciones muy complejas con los depósitos de riera (Qr) y con los depósitos coluviales (Unidad Qcs).</p> <p>Complejo detrítico superior: Qb2 y Qb2g Forma un tramo generalmente de unos 7-20 m de espesor. Su potencia disminuye progresivamente hacia la margen derecha desapareciendo completamente.</p> <p>Qb2: arenas, mayoritariamente de grano medio a grueso. Generalmente presentan una proporción reducida de matriz arcillosa. Ocasionalmente, pueden incluir pequeños depósitos de geometría lenticular de arcillas grisáceas orgánicas. A menudo contienen gravillas y gravas rodadas dispersas o formando cuerpos lenticulares de espesor métrico y continuidad lateral decamétrica. El grado de cementación es generalmente muy bajo o nulo. Qb2g: gravas muy rodadas y algunos bloques con matriz de gravillas y</p> 

Tabla 6.6 Unidades Geológico-Geotécnicas. Tramo IVB (UP2). (Auding S.A., 2002)		
Unidades holocenas	<p>arenas gruesas. El contenido en finos es muy bajo y limoso, en ningún caso arcilloso.</p> <p>Complejo intermedio: Qb3 y Qb3s Constituye un nivel de unos 7-10 m de espesor. Su desarrollo es máximo en la zona de costa y se va debilitando progresivamente hacia los márgenes continentales del delta. Se indenta de forma compleja con las arenas del complejo detrítico superior. La base presenta un contacto muy claro con las gravas del complejo detrítico inferior.</p> <p>Qb3: alternancia de niveles de arenas finas a muy finas, limos arenosos y limos grises. Incluye hiladas de arenas finas a medianas grises ocasionalmente con alguna gravilla dispersa. Qb3s: alternancia de niveles de arcillas grises, limos grises y arenas muy finas limosas. Se sitúa estratigráficamente en la base del Complejo intermedio. Genéticamente se interpretan como sedimentos de prodelta o correspondientes a la parte sumergida del frente deltaico.</p>	
	<p>Complejo detrítico inferior: Qb4. Forma la base de los sedimentos deltaicos del Besòs Su potencia aumenta en dirección a la zona central del delta. Cerca de la plana de Barcelona se indenta lateralmente con los sedimentos de riera Qr3 hasta desaparecer. Se dispone discordantemente sobre el Plioceno (Unidades P11 y P12) y las granodioritas (Unidades Gr1 y Gr2).</p> <p>Qb4: gravas muy rodadas, gravillas y arenas gruesas densas generalmente con muy baja proporción de finos. Incluyen tramos de gravas muy gruesas y bloques. El grado de cementación es muy bajo.</p>	
	<p>Depósitos Coluviales. Genéticamente se trata de depósitos de origen mixto coluvial y gravitacional. Forman cuerpos de espesor variable de 5 a 20 m</p> <p>Qcx</p> <p>Qcb y Qcs: limos arenosos masivos de color rojizo con un contenido muy variable de gravas subangulosas. La unidad Qcb puede contener gravas subangulosas de pizarras y carbonatos</p>	
	<p>Depósitos finos de rieras Qr: Limos arenosos con abundantes clastos dispersos alternados con lentes de gravas de matriz arenosa-arcillosa poco cementadas y algunos tramos de limos oscuros. Forman cuerpos de extensión variable en planta y espesor. Presentan complejas indentaciones en los sedimentos deltaicos. Los depósitos de la mitad inferior son más gruesos, mientras que la mitad superior es de granulometría más fina.</p> <p>Qr</p> <p>Depósitos gruesos de rieras Qrg: Gravillas subredondeadas principalmente de pizarras y en menor grado de rocas carbonatadas paleozoicas. Tienen matriz arenosa arcillosa de color marrón y el grado de cimentación es muy bajo o nulo. Incluyen algunos tramos de limos arenosos con muy abundantes clastos dispersos. Forman indentaciones de geometría muy compleja. Genéticamente corresponden a sedimentos de rieras. El momento de máxima incisión de las rieras en la formación superficial y los materiales del substrato es el período inmediatamente anterior a la sedimentación de la Unidad Qb4.</p>	 
Cuaternario		

La perforación se inicia en Gorg donde encuentra la unidad miocena M, que ocupa gran parte de la longitud recorrida, luego atraviesa la granodiorita Gr1 y luego el granito descompuesto de la unidad Gr2, ambas en una longitud muy breve, como se observa en el

esquema. A partir del PK 3+300 se perforan niveles cuaternarios por debajo del río Besós, se trata de suelos granulares de matriz arcillosa limosa (Qb3). Posteriormente se atraviesan materiales de riera, Qr y Qrg y, brevemente, material coluvial Qcb. Finalmente y ya llegando al pozo de Sagraera, se perforan unidades pliocenas. (Auding S.A., 2002). (Paymacotas, 2009).

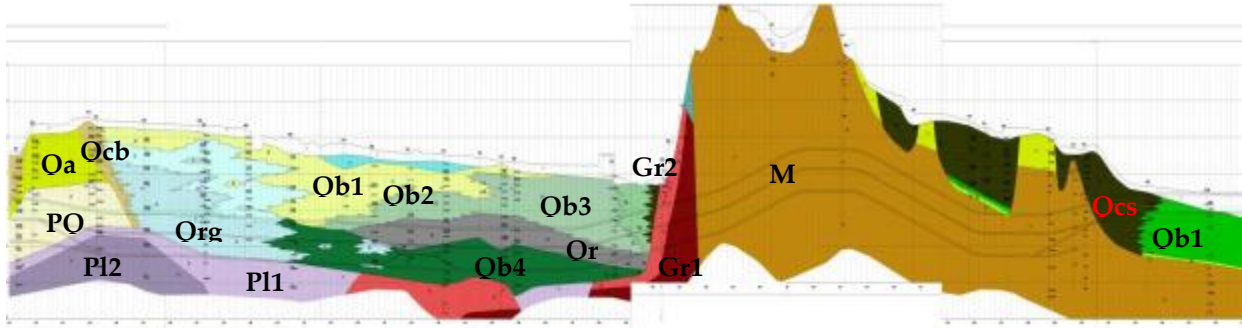


Figura 6.11: Esquema de Perfil Geotécnico del tramo IV – B Gorg a Sagraera TAV (UP2). (Paymacotas, 2009)

Tabla 6.7: Características Geomecánicas de los Materiales. Tramo IVB.(UP2) (Paymacotas, 2009)

Caract. medias	Ud.	M	Gr1 I-II	Gr1 III	Gr2 IV V	Pl1	Pl2	PQ	Qa	Qb 1	Qb 2	Qb2g	Qb 3	Qb3s	Qb4	Qcb	Qc s	Qr	Qrg
Dens. seca:	g/cm ³	2,35	2,1	2,6	2,7	1,6	1,9	2,1	2,2		1,7	2,1	1,8	2,1	2,1			1,8	2,1
H. nat:	%	7,75	0,9	2,1	13	25	18	16			27		21					16	
RCS:	kPa	420	95000	14700	100	280	680	100	300	50	40	30	80	80	90	100	150	270	70
C. Poisson:		0,35	0,23	0,21	0,35		0,31	0,33	0,31			0,35	0,35	0,35	0,35				0,35
RTI	MPa		12,1	3,75															
Cohes. c	kp/cm ²	0,53	1		0,01	0,5	0,66	0,05	0,04			0,03	0,2	0,04	0,02			0,31	
Áng. Fricción int.	°	30	55		35	20	20	34	30			28	24	20	33			29	36
F _{Schim}	KN/m		5,5																

Los valores que se citan en esta tabla se han obtenido del informe As built (Paymacotas, 2009) que ha desarrollado el equipo de Dirección de obra. En líneas generales los valores hallados en campañas geotécnicas complementarias durante el proceso constructivo concuerdan con aquellos que proceden del proyecto constructivo; por otra parte, los valores ausentes en la tabla no se han determinado ni en etapa de proyecto, ni durante el desarrollo de la obra.

Las unidades geotécnicas definidas en UP2 presentan rangos de valores muy similares a las mismas unidades detectadas en otras UP, este es el caso de las granodioritas, por ejemplo, o el caso del mioceno, ambos materiales definidos también en UP1. Se ha observado que son muy similares tanto desde un enfoque cualitativo como es el color, olor, aspecto del material como desde un enfoque cuantitativo como son los valores asignados a sus propiedades geotécnicas, lo que hace suponer que se trata del mismo material interceptado en diferentes lugares según la localización de cada UP.

6.4.3 Unidades de Perforación 4 y 5: Macropou-Havaneres:

UP4 y UP5 son dos túneles casi paralelos que van desde Macropou al Pozo de extracción de Havaneres, cada uno de ellos perforado por una máquina diferente. Los perfiles atravesados son bastante similares (figura 6.12 y 6.13). En ellos no aparecen unidades geotécnicas distintas de las ya descritas en los perfiles anteriores.

Sin embargo, es reseñable una diferencia significativa desde el punto de vista de la abrasividad. En el tramo IVD (UP5) hay presencia de granodiorita en estado I y II a la altura de la traza, hecho que no se repite en el tramo IVC (UP4). En cuanto al resto del perfil se puede decir que en ambos trazados predomina el material granular hasta que la traza intercepta al plioceno en UP4, ya que tanto el P11 como el P12 son estratos blandos de composición muy fina como se describen en la tabla 6.8. Su gran contenido de arcillas les convierte en materiales pegajosos libres de abrasividad pero propicios a bloquear los discos de corte por adherirse en sus cojinetes y provocar, en consecuencia, fenómenos de gripado.

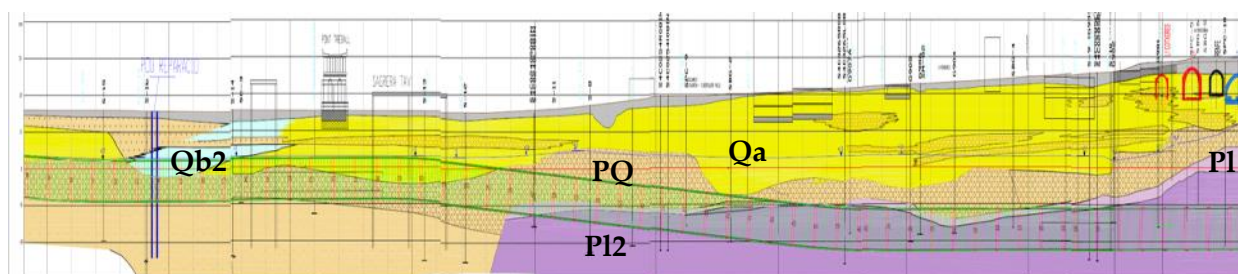


Figura 6.12: Esquema de Perfil Geotécnico del Tramo IVC (UP4)– Doble túnel Macropou-Havaneres (UTE Triangle)

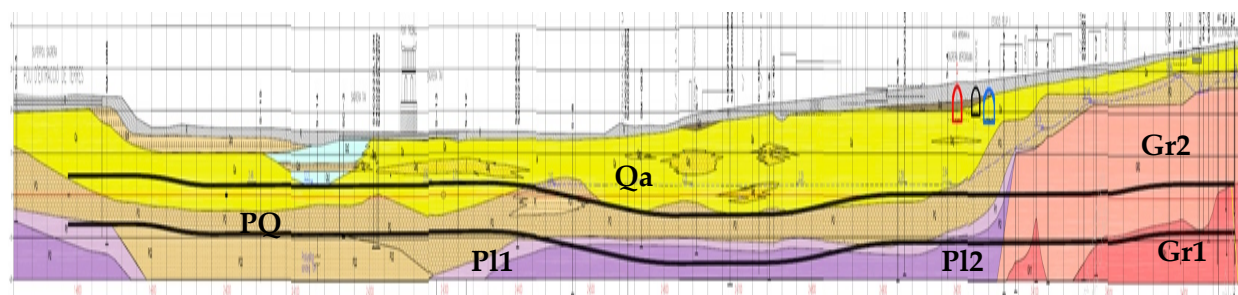


Figura 6.13: Esquema de Perfil Geotécnico del Tramo IVD (UP5) – Doble túnel Macropou-Havaneres (UTE Gorg)

Tabla 6.8 UP4 y 5 Características Geomecánicas de los Materiales. (Paymacotas, 2008) UP4/UP5

Características medias	Ud.	Qb2	P11	PQ	P12	Qa	Gr1	Gr2
RMR							85	25
Densidad seca:	g/cm3	1,67	1,58	2	1,78	1,9		
Humedad natural:	%	6	23,9	11	18,65	11,4	9	11
RCS:	kPa	40	280	160	620	370	37850	2180
C. de Poisson:				0,33	0,31	0,31		
Cohesión	kp/cm2		0,05	0,04	0,24	0,5		
Ángulo de fricción	°		27	33,5	26,5	32,5		

En el caso de las UP4 y UP5 que van desde Macropou hasta Havaneres, se realizaron varias campañas de sondeo y conjunto de ensayos de laboratorio que han permitido determinar los valores de los parámetros que se recogen en esta tabla, la cual es única para ambos tramos. Los datos se han obtenido a partir de los informes As built. (Paymacotas1, 2008), (Paymacotas2,

2008). No se aprecian diferencias sustanciales con los valores anteriormente presentados para estos materiales en UP1y UP2. Los parámetros geomecánicos tiene igual rango de valores, las diferencias radican sobre todo en la humedad natural, que varía de una zona a otra.

6.4.4 Unidad de Perforación 3:IVC Trajana (UTE Triangle)

En UP3 no aparecen materiales que no hayan sido descritos ya en las precedentes UPs. La presencia de material rocoso es escasa, tal como se aprecia en el esquema de perfil geológico, los Gr se encuentran al inicio del tramo únicamente, luego la traza se desarrolla en gran parte de su recorrido sobre material cuaternario y plioceno. A pesar de su poca longitud, este tramo presenta como mayor interés su heterogeneidad en sección transversal y longitudinal. Con frecuencia el túnel perfora sección a sección diferentes materiales mezclados, inclusive en una misma sección se atraviesan hasta tres materiales de comportamiento y origen diferente. Se analizará posteriormente en qué medida repercute esta característica en el consumo de herramientas de corte.

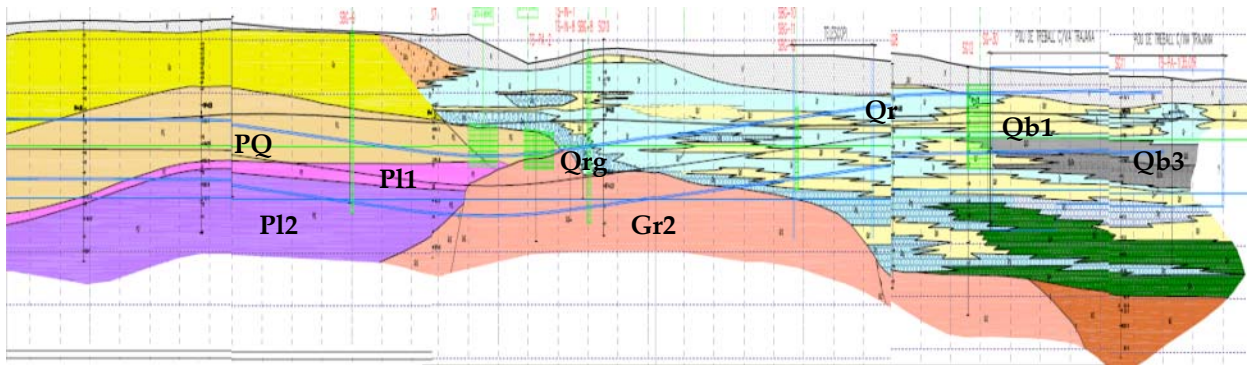


Figura 6.14: Esquema de Perfil Geotécnico del Tramo IVC (UP3) – Trajana.

Tabla 6.9 UP3 Características Geomecánicas de los Materiales. Tramo IVC (UP3) – Trajana (Paymacotas1, 2008)

Características medias	Ud	GR 2	Qb1	Qr	Qrg	P11	PQ	P12	Qb3
Densidad seca	g/cm ³		1,82						
Humedad natural	%		20,45						
RCS	kPa	250	320	150	70	400	160	400	80
Cohesión	kp/cm ²	0,1	0,15	0,5		0,33	0,03	0,33	
Ángulo de fricción	º	37,5	29,5	27,5		26,5	36	26,5	

La tabla 6.9 recoge todos los datos que se han podido encontrar para esta UP. Se han hecho pocas determinaciones para UP3, si bien el tramo es de una longitud muy corta (645m aproximadamente) y los materiales ya han sido bien caracterizados en las UP1 y UP2.

6.4.5 Unidad de Perforación 6:Tramo II Pozo de Bifurcación-Zona Universitaria

Desde el punto de vista geológico UP6 se sitúa entre el límite septentrional del delta del Llobregat y la plana de Barcelona, a unos 10 km de las anteriores UPs. A pesar de esta distancia buena parte de las unidades presentes (substrato granítico Gr2; Mioceno, Plioceno, Brechas de falla, Cornubianitas) son las que ya se han encontrado al Norte de la ciudad. Aparecen, no

obstante, algunos materiales de edad paleozoica que no tienen presencia en las UP descritas anteriormente.

En el trazado dominan los materiales terciarios y sólo al final la sección atraviesa varias zonas de material rocoso paleozoico como material predominante.

En esta UP las campañas geotécnicas complementarias que se llevaron a cabo durante la ejecución de la obra fueron de gran importancia ya que posibilitaron mejorar el perfil geotécnico de proyecto particularmente en la parte final del trazado y en el entronque con la estación de Campus Sud al final de la UP. (GISA, SA; Paymacotas., 2009). El proyecto proponía una transición gradual con estratos pliocenos seguidos de mioceno luego una formación paleozoica de pizarras de edad silúrica hasta llegar a calizas del Devónico, una vez superados estos estratos paleozoicos se volvería a excavar en material mioceno. La realidad fue que durante la excavación se detectaron estructuras muy fracturadas de cornubianitas y granitos. Por otra parte durante la ejecución de pantallas de la estación Campus sud los mapeos (ver figura 6.15a) presentaron intercalaciones de material granítico combinado con brecha de falla y cornubianitas y muy próximos a intercalaciones de pizarras y calizas embebidas en material mioceno. Las nuevas campañas geotécnicas sirvieron para ampliar el perfil geotécnico en esa zona crítica proponiendo un corte vertical que advertía de una disposición caótica de los materiales muy fracturados. Este perfil geotécnico redefinido ha dado origen a considerar los materiales no por separado sino en su situación caótica y heterogénea y es de esa manera como se les ha optado por describir en este trabajo mediante las siguientes tablas 6.10 y 6.11. La figura 6.15c presenta el esquema del perfil geotécnico resultante de la interpretación que hizo la dirección de obra ya actualizado con zonas de materiales mixtos como son las calizas, pizarras y cornubianitas y en otras zonas los granitos y las brechas de falla. En las campañas geotécnicas complementarias también se observaron diferencias entre las calizas dando origen a calizas nodulosas, versicolor y masivas, la última presente en mayor proporción en las secciones de excavación.

Tabla 6.10 Unidades Geológico-Geotécnicas UP6. (GISA, SA; Paymacotas., 2009).



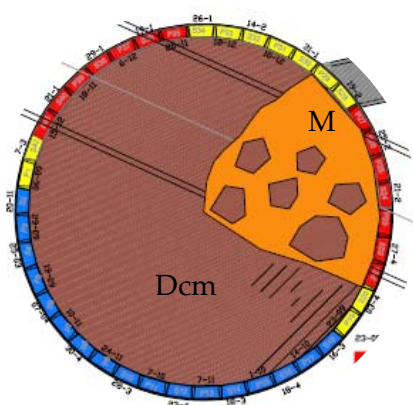
ERA Paleozoica	Cambro-ordovícico	CO+Dcm	Esta unidad está constituida por pizarras y cornubianitas con coloración marrón, gris y verdosa. Su génesis es la transformación de rocas de composición pelítica causado por el metamorfismo regional en un grado bajo. Previo al metamorfismo, la roca se constituía por una serie de lutitas con alguna intercalación de greses más potentes formados durante el período cambro-ordovícico.	
	Silúrico Devónico	SD	La unidad se constituye por rocas calcáreas y dolomitas, se han distinguido varios tipos como las calcáreas masivas, las nodulosas y las versicolor. Todas conforman un bloque limitado por fallas normales que intercepta el túnel entre los pk 8+850 y 9+250.	

Tabla 6.11 Características Geomecánicas de los Materiales UP6. (GISA, SA; Paymacotas., 2009).

Características medias	Ud	GR2+Bf+CO	Spv+Dcm+CO	M1	PI2
Densidad seca	g/cm ³		2,5	2,1	1,8
Humedad natural	%		2	11,3	20,3
RCS	MPa	14,7	23	12,6	0,4
Cohesión	kp/cm ²		-	0,4	4
Ángulo de fricción	°		-	30	14,3

La figura 6.15b muestra en detalle el tramo final del perfil geotécnico de UP6 donde se puede observar el fin del perfil propuesto por el proyecto constructivo y la variante propuesta por la campaña complementaria posterior, la cual permitió adquirir un modelo conceptual de la

geología de ese lugar en concreto detectada tanto a través de los sondeos como de los mapeos durante la construcción de la estación Campus sud.



MIOCÈ

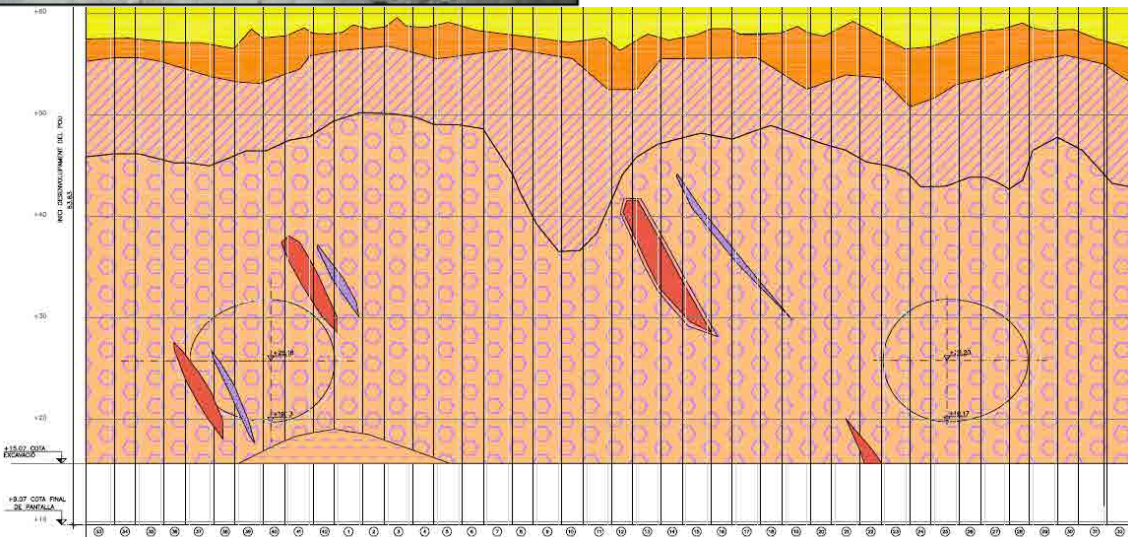
M2b Graves anguloses, amb matriu argilosa vermella.

PALEOZOIC: Roques sedimentàries

DEVONIA

Dcm Calcàries massives amb abundants recristal.litzacions de calcita en diverses direccions a vegades existeixen cavitats amb reblliments d'argila violades. Grau de meteorització II.

Dcm Calcàries d'aspecte bretxoide amb recristal.litzacions de calcita en diverses direccions amb reblliments d'argila violades i alteració moderada. Grau de meteorització III.



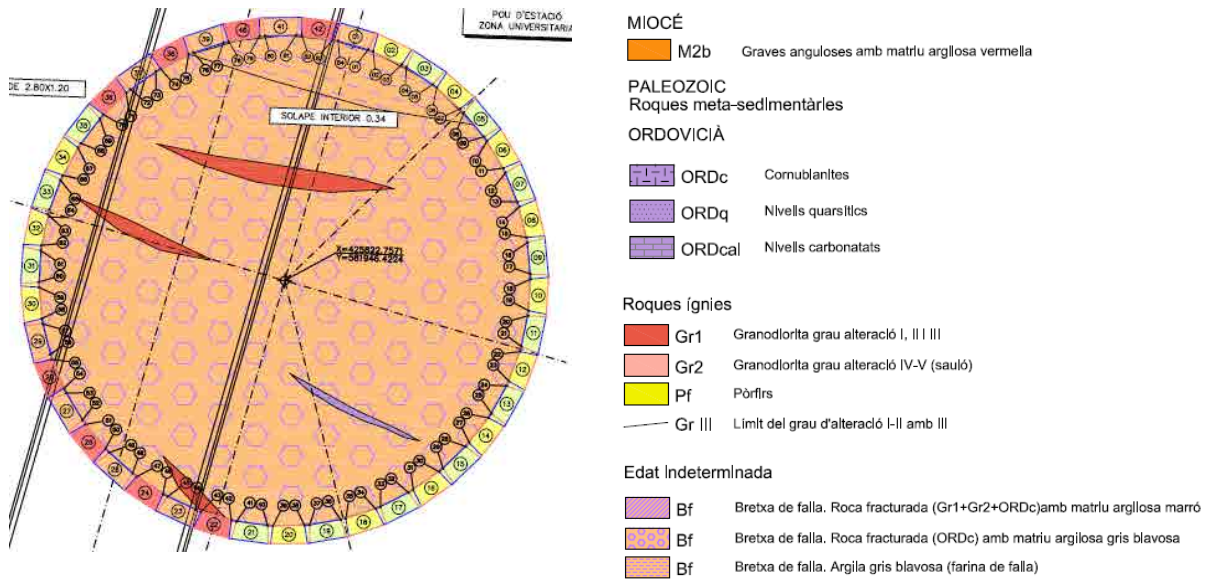


Figura 6.15a: Fragmentos de Mapeos en Pozo estación Campus Sud. (Paymacotas., 2009)

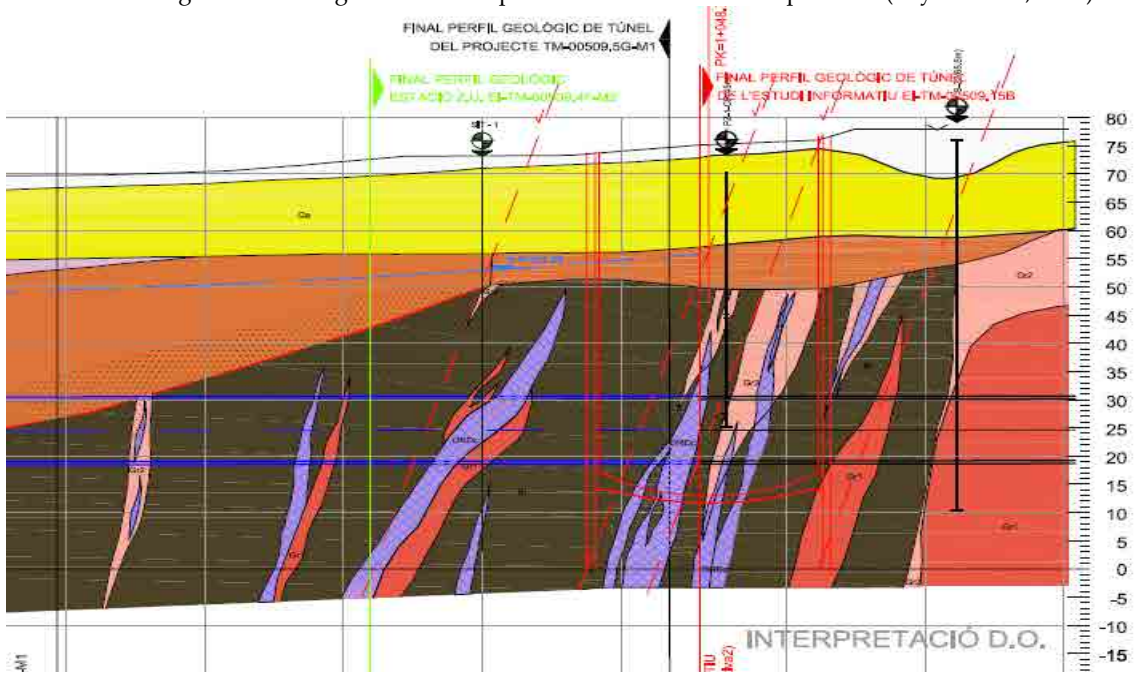


Figura 6.15b: Interpretación de la parte final del perfil geotécnico de UP6 (Paymacotas., 2009)

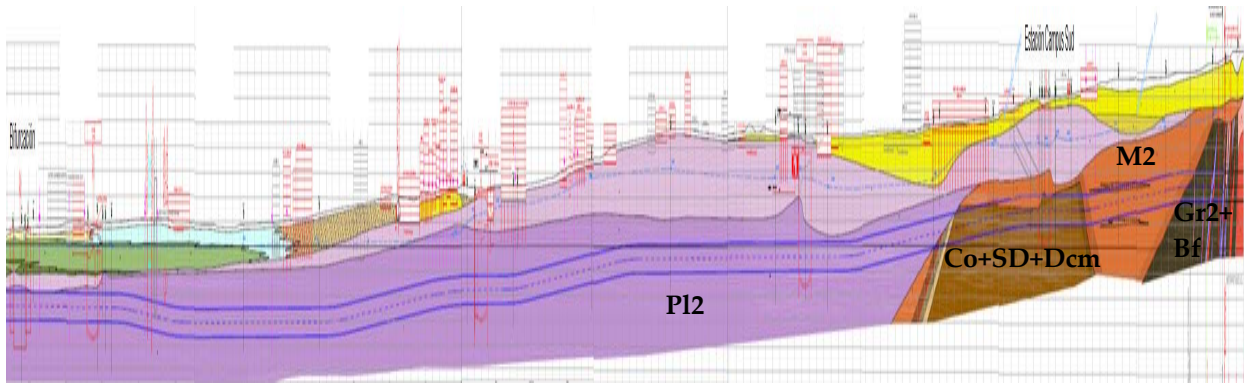


Figura 6.15c: Esquema de Perfil Geotécnico de la UP6 – Bifurcación – Zona Universitaria (Paymacotas., 2009)

6.4.6 Unidades de Perforación 7, 8 y 9: Tramos IA, B y C.

Estas unidades atraviesan materiales deltaicos del río Llobregat formados en su gran mayoría por arenas limosas y limos arenosos, con presencia de nivel freático a unos 5 metros de la superficie. Los materiales son finos y, en principio, no presentan grandes complicaciones desde el punto de vista del desgaste de herramientas, como se verá en los siguientes capítulos.

La plana del Delta del Llobregat está compuesta por una serie detrítica-fluvial cuaternaria que encaja sobre niveles más antiguos pertenecientes al plio-pleistoceno. Los materiales del plioceno son semejantes a los ya descritos en UP anteriores; las novedades corresponden a los materiales del cuaternario, de los cuales se excavan dos litologías.

Tabla 6.12 Unidades Geológico-Geotécnicas UP 7, 8 y 9. (Inpasa;Peyco SA., 2002).



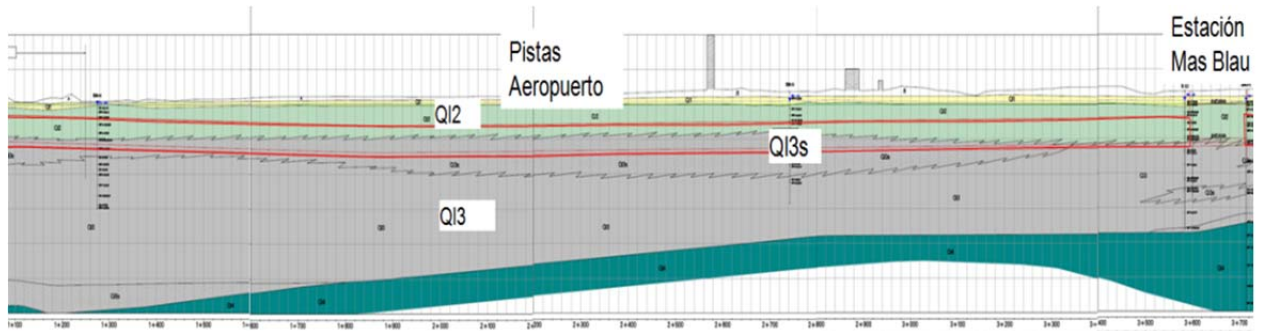
Cuaternario		Unidades holoceenas: Deltaico Fluvial	
	Q12	Nivel detrítico superior Q12: Corresponde a los litotipos Q12 y Q12g del perfil geológico. Forman un tramo de unos 10 a 15 m de espesor, ocasionalmente pueden alcanzar los 20 metros. Su techo es plano o ligeramente inclinado hacia el mar y presenta un contacto claro con los limos superficiales. La base se propaga sobre el techo del nivel intermedio formando indentaciones de geometría muy compleja. Litológicamente está formado por arenas, principalmente de grano fino a medio y en menor grado de grano grueso. Generalmente las arenas presentan una proporción elevada de matriz arcillosa. Ocasionalmente, pueden incluir pequeños depósitos de arcillas grisáceas orgánicas. Pueden contener cantos rodados dispersos o formando cuerpos lenticulares de espesor métrico que se han representado con el epígrafe Q12g.	
	Q13	Nivel detrítico intermedio Q13s: Corresponde a los litotipos Q13 y Q13s del perfil geológico y de la caracterización geotécnica. Presenta un espesor máximo en la costa, de unos 55 metros, que va disminuyendo gradualmente hacia los márgenes del delta, al mismo tiempo que va perdiendo profundidad. Su base presenta un contacto muy claro con las gravas del nivel inferior. Litológicamente, está formada por limos, limos arcillosos o arcillas, y en menor grado por limos arenosos y arenas finas a muy finas en todo caso de coloraciones grisáceas o casi negras. Presenta variaciones granulométricas apreciables tanto en vertical como en horizontal. A partir de la estación de Fira dominan claramente los limos arenosos y las arenas finas.	

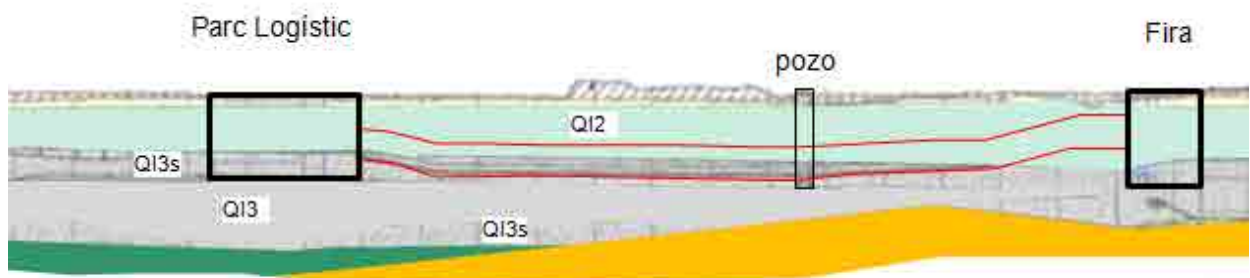
Tabla 6.13: Características Geomecánicas de los materiales UP 7, 8 y 9. (Inpasa;Peyco SA., 2002).

Características medias	Ud	P11	P12	Q12/Q12g	Q13/Q13s
Densidad seca	g/cm ³	1,7	1,8	1,68	1,55
Humedad natural	%	20,1	20,3	21,2	27,04
RCS	kPa	320	400	16	60
Cohesión	kp/cm ²	3,2	4	0,31	0,33
Ángulo de fricción	°	9,2	14,3	37,4	26,2

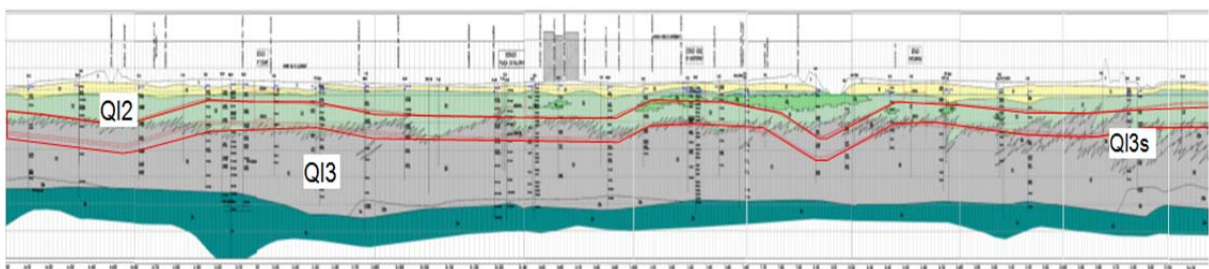
En las UP7, 8 y 9 no se han determinado propiedades geotécnicas para caracterizar el comportamiento del terreno desde el punto de vista del desgaste o la abrasividad, tal vez, debido a que los suelos a atravesar eran muy finos, con origen marítimo y material cuaternario suelto y fino asociado a la proximidad del mar, con poca o nula abrasividad. Los siguientes esquemas de perfil geotécnico representan la traza del túnel en líneas de color rojo.



a)



b)



c)

Figura 6.16: Esquemas de Perfil Geotécnico de a) UP7, b) UP8 y c) UP9. (Inpasa;Peyco SA., 2002).

6.4.7 Prolongación de los FGC en Terrassa. (UP E1 y UP EII)

La ciudad de Terrassa está situada dentro de la Depresión del Vallés-Penedés, cerca de su límite con la zona de la Cordillera Prelitoral (Macizo de Sant Llorenç del Munt). Esta depresión se extiende en dirección suroeste nord-este, paralela a la costa de Mar Mediterráneo y constituye una fosa tectónica formada en la fase de distensión a que fue sometida la Cordillera Costera Catalana durante la orogenia Alpina. En ella se acumularon los materiales que

proviene de la desmembración de las cordilleras que constituyen los flancos de la fosa (fase Oligocena- Mioceno). La zona de estudio se caracteriza por la presencia de un zócalo de edad Miocena (Vallesiano Superior - Turoliano Inferior) que corresponde a los materiales más recientes de este relleno Neogeno. (Ayesa, Eurogeotecnia, & Cicsa, 2009).





La potencia de estos materiales Miocenos oscila entre los 50 y los 75 metros de espesor. Estos materiales se pueden interpretar como depositados en un conjunto de conos de deyección de tipo torrencial. Las capas presentan formas lenticulares, con el plano inferior de tipo erosivo y con una estratificación cruzada de fuerte ángulo. Estos paleocanales tienen su componente principal orientada sensiblemente perpendicular a la Cordillera Prelitoral Catalana, es decir, noroeste sudeste. (Ayesa, Eurogeotecnia, & Cicsa, 2009).

Por encima del zócalo terciario encontramos la serie cuaternaria que está constituida por abanicos aluviales y coluviales antiguos (piedemontes). Son materiales que también provienen de la erosión de la Cordillera Prelitoral Catalana, con un carácter torrencial. Es difícil determinar el contacto entre los materiales cuaternarios y los miocenos, puesto que este último tampoco se encuentra cementado o litificado y litológicamente ambos son muy parecidos. (Ayesa, Eurogeotecnia, & Cicsa, 2009).

También aparecen en la zona de estudio depósitos recientes de las rieras o torrentes de la red fluvial actual, como es el caso del Torrente de Vallparadís que se encuentra urbanizado con el Parque de Vallparadís y sus bifurcaciones en los Torrentes de las Brujas y de Monner, asimismo como la Rambla Egara o antigua riera del Palacio y los antiguos torrentes de Santllení y de Salt, todos ellos urbanizados. Corresponden a edades del Pleistoceno Superior al Holoceno. En superficie aparecen rellenos de origen antrópico.

Las aguas freáticas se encuentran en los materiales cuaternarios de origen aluvial y coluvial y en los materiales de edad Miocena de tipo arcilloso - arenoso que rellenan el foso del Vallés. (Ayesa, Eurogeotecnia, & Cicsa, 2009).

En la elaboración del perfil se han distinguido las siguientes unidades geotécnicas

		Tabla 6.14 Unidades Geológico-Geotécnicas UP EGARA I y II (EI, EII). (Ayesa, Eurogeotecnia, & Cicsa, 2009).	
Terciario	Unidad Mioceno	MA Mioceno Arcilloso: Estas formaciones se asientan sobre un zócalo formado por tramos de arcillas o lutitas con diferentes proporciones de arenas y gravas. Son arcillas normalmente consolidadas a sobreconsolidadas. Tienen una composición marcadamente formada por materiales finos de tipo arcillas y limos. Lutitas y arcillas marrón - ocre	
		MG Mioceno Granular: Son materiales que configuran los depósitos miocenos de la fosa del Vallés, y dentro de estos se diferencian los que tienen una composición marcadamente formada por materiales gruesos tipo arenas y gravas con matriz fina arcillosa. Tramos en los que predominan o abundan los materiales granulares principalmente las arenas con algunas gravas. Lutitas marrón - ocre arenosas con gravas abundantes	
Cuaternario	Pleistoceno	QG Cuaternario Granular: Está formado en general por material granular tipo arenas, arenas limosas o gravas limosas con algún tramo de arenas arcillosas. Arena, arenas limosas y gravas limosas con algún tramo de arenas arcillosas.	
		QA Cuaternario Arcilloso: Son materiales que configuran los depósitos aluviales y coluviales Pleistocenos con características granulométricas principalmente de materiales finos tipo arcillas, arcillas limosas y limos con presencia de un cierto contenido de arenas arcillosas y gravas.	

Los túneles de las UP Egara I y Egara II (EI y EII) se han perforado en varios tramos. Estos tramos tienen como origen y final los pozos de ataque o los recintos de estaciones, tal como se indica en el esquema de la figura 6.17. La longitud de cada tramo, representada en el esquema, se extiende de inicio a fin de túnel perforado por la máquina, sin contar el tramo dentro del

recinto abierto en el que la tuneladora no trabaja y es arrastrada. En EI y EII el proyecto constructivo es único para ambas UPs y en él se describe el perfil geológico geotécnico referenciado según los puntos kilométricos de EII (Ayesa, Eurogeotecnia, & Cicsa, 2009). En esa misma línea, el esquema de perfil geológico que se presenta en este estudio responde al perfil de proyecto de EII. Sin embargo, este perfil se ha aceptado como representativo de ambas UPs luego de que al realizar ambos túneles no se encontraron diferencias considerables en la geología interceptada por ambas trazas:

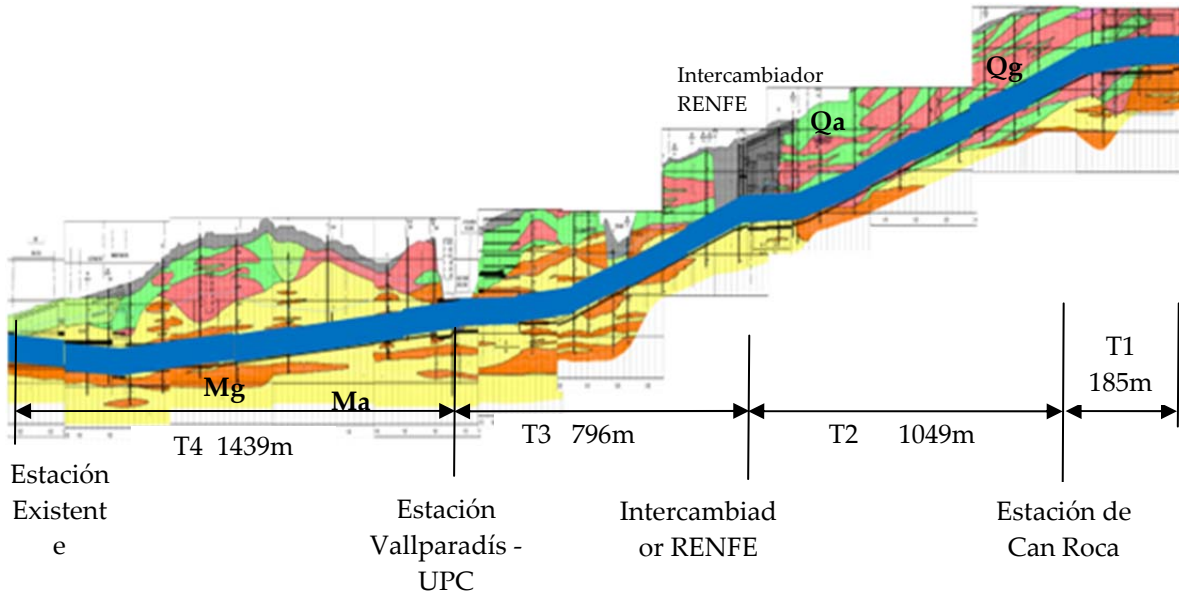


Figura 6.17: Esquema de perfil geotécnico de EII y también representativo de EI (Ayesa, Eurogeotecnia, & Cicsa, 2009).

Del esquema se desprende que en el primer y segundo tramo de EI y EII, la tuneladora perfora las unidades geotécnicas cuaternarias Qg y Qa de manera alternativa, luego de salir de la estación intercambiadora la tuneladora se sumerge en el tramo 3 trabajando con suelo mioceno terciario Ma y Mg, situación que se mantiene hasta el final de la traza.

A continuación se presenta una tabla resumen de parámetros geotécnicos que se han empleado en los cálculos y que se han obtenido a partir de los diferentes ensayos efectuados para cada unidad geotécnica establecida.

Tabla 6.15 Características Geomecánicas de los Materiales. Egara I y II. (Ayesa, Eurogeotecnia, & Cicsa, 2009).

Características medias	Ud.	Ma	Mg	Qg	Qa
Densidad seca	g/cm ³	1,8	2	1,9	1,8
Humedad natural	%	16,7	13	13	15,7
RCS	kPa	422	208	153	168
Módulo de Young	MPa	55	60	120	35
Coefficiente de Poisson		0,25	0,28	0,3	0,3
Índice Abrasividad Cerchar	%	0,25	0,2		0,4
Cohesión	kp/cm ²	0,4	0,4	0,4	0,4
Ángulo de fricción	°	28	30	35	25

Los valores de estos parámetros se han obtenido a partir del proyecto constructivo único para Egara I y Egara II (EI y EII). Los valores ausentes no se han determinado ni en etapa de proyecto ni durante el desarrollo de la obra. Se observa que el Índice de abrasividad Cerchar da

valores muy bajos de abrasividad que según la escala de CAI (véase capítulo 5) corresponden a abrasividad nula. Este resultado se explica si se tiene en cuenta que se ha ensayado la muestra de material mioceno en bloque donde el material granular está dentro de la matriz arcillosa, obviamente la matriz arcillosa tiene abrasividad nula. ¿Qué hubiera pasado si se hubiera ensayado un canto rodado o un bolo? ¿Se habrían obtenido los mismos valores de abrasividad nula? En el siguiente capítulo se presentan los valores de abrasividad obtenidos para este material mioceno a través del ensayo de abrasividad LCPC que se realizó sobre el material granular limpio, es decir sin el material arcilloso.

6.5 Las máquinas tuneladoras

A lo largo de la traza se han utilizado tipos diferentes de máquinas tuneladoras en Línea 9: una TBM escudada para roca con posibilidad de trabajar en modo cerrado EPB para la unidad de perforación UP1 que más tarde fue adaptada para perforar UP3 y 4. Otra máquina tuneladora de presión de tierras (EPB) que estuvo equipada con discos de corte además de picas y rastreles por si las condiciones geológicas así lo requieran para la unidad de perforación UP2 y luego se reacondicionó para trabajar en UP5. Más tarde UTE GORG adquirió la máquina S442 que perforó UP6 y se trató de un diseño muy similar a la máquina que excavó UP2. Las máquinas que excavaron UP7, 8 y 9 fueron dos tuneladoras, prácticamente gemelas de 9,4m de diámetro, la primera de ellas denominada S461 realizó UP7 y la segunda llamada S279 excavó UP8 y 9.

Las Máquinas tuneladoras empleadas en los proyectos de Terrassa eran gemelas fabricadas por la casa Lovat, consistieron en dos EPB de 6,9m de diámetro con las características que se enumeran en la tabla 6.16. (Lovat, Inc., 2009).

Tabla 6.16: Características de las máquinas tuneladoras empleadas. Adaptada de (Schwarz, 2007).

Características de las máquinas		UP2,UP5	UP1,UP3 y UP4	UP6	UP7, UP8 y UP9		EI	EII
				S442	S461	S279		
diámetro nominal	[mm]	12060	11950	12060	9380	9380	6846	6846
fabricante		HN	NFM- WIRTH	HN			Lovat	
segmento de aro (diámetro interior - espesor)	[m]	10,9 - 0,4	10,9 - 0,35	10,9 - 0,4	8,37-0,32	8,37-32		
longitud del escudo	[m]	12,6	12,6	11,3	10	10	8,9	8,9
Velocidad de rotación	rpm	0 - 2,6	0 - 3,7	0 - 2,6	0-3,2	0-3,2	0 - 3	0 - 3
motor RDC		hidráulico	eléctrico	hidráulico	hidráulico	hidráulico	Eléctrico de Frecuencia Variable	
potencia instalada	[MW]	6,2	7,3	4	6	6	2,8	2,8
par nominal de RDC	[MNm]	38	28,9	38	22,6	22,6	9,6	9,6
par excepcional de la cabeza de corte	[MNm]	45,6	37	45,6	26,4	26,4	12,7	12,7
cilindros de empuje:		38	30	38	26	26	26	26
empuje total nominal	[MN]	110	90	121	85	85	65	65
empuje total excepcional	[MN]	138	110	138	106	106	80,3	80,3
presión nominal y máxima de epb	[MPa]	0,45 - 0,60	0,3	0,45 - 0,60	0,4	0,4	0,4	0,4
radio de giro mínimo	[m]	270	270	300	250	250	160	160

A la vista de la tabla se observa:

- Que las máquinas fueron suministradas por tres fabricantes distintos.
- Una proporcionalidad entre la longitud del escudo para cada máquina en relación con la sección a excavar.
- Una sensibilidad de los pares (nominal y excepcional), los rangos de empuje (nominal y excepcional) y los radios de giro con el diámetro de la excavación.
- La cantidad de cilindros de empuje no mantiene una relación con el diámetro de la excavación sino que, distintos fabricantes (Herrenknecht y Lovat) han dotado de igual cantidad de cilindros a máquinas que tienen diferente valor de empuje nominal y excepcional.
- El fabricante NFM-Wirth diseñó una máquina con mayor límite de velocidad de la RDC, mayor potencia instalada y sin embargo menor par tanto nominal como excepcional que el resto de los fabricantes y para igual geometría de túnel. Este diseño puede respaldarse en que su funcionamiento es eléctrico a diferencia del resto que es hidráulico. El motor eléctrico presenta la ventaja de tener frecuencia variable y por tanto contribuye a facilitar el cambio de velocidades con menores pérdidas de potencia en la cadena cinemática que se acciona debido al propio cambio, tal como explica (Mendaña, 2009).
- Las máquinas de Lovat comparadas con el resto de máquinas presentan bajos valores de par motor y de potencia instalada combinado con un mayor número de cilindros de empuje que permitirían mejorar el valor del empuje asignado. Lo que podría entenderse como que el diseñador esperaba tener menos fuerzas de fricción a vencer durante la rodadura de la rueda de corte, y esto puede estar asociado al tipo de herramientas que emplearon, que, en ningún caso, fueron discos.
- UP6 tiene muy baja potencia instalada para igual geometría y valores de otros parámetros, sin embargo está diseñada para un radio de giro menos tolerante y la longitud de su escudo es ligeramente inferior al resto de máquinas de igual diámetro.

Las siguientes son imágenes de las ruedas de corte diseñadas para las unidades de perforación.



TUNELADORA UP2 – UP5



TUNELADORA UP1, UP3 – UP4



TUNELADORA UP6



TUNELADORA UP7



TUNELADORA UP8,9



TUNELADORA EI

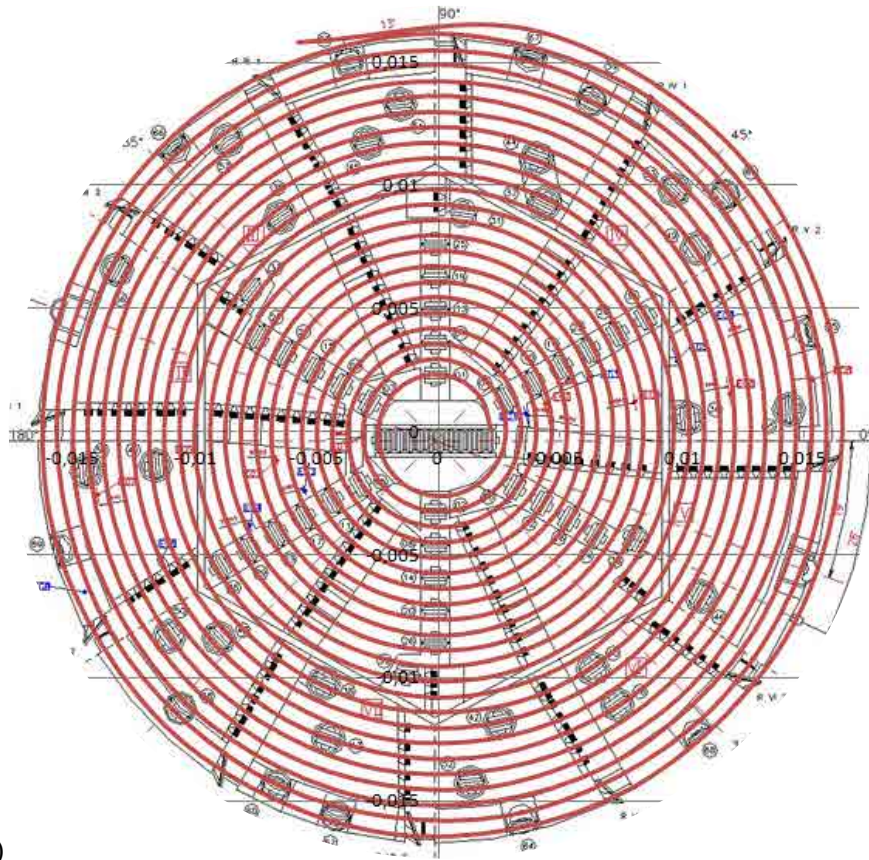


TUNELADORA EII

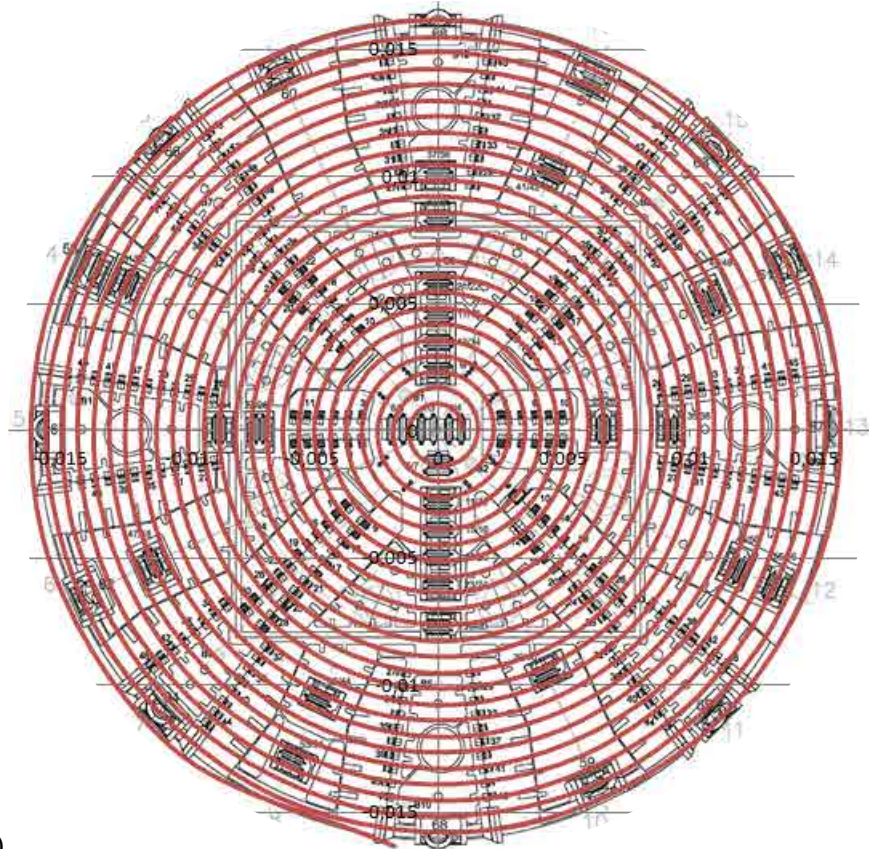
Figura 6.18: Fotos de las cabezas de tuneladoras empleadas en cada tramo en estudio

6.5.1 Características de las cabezas de corte en cada UP

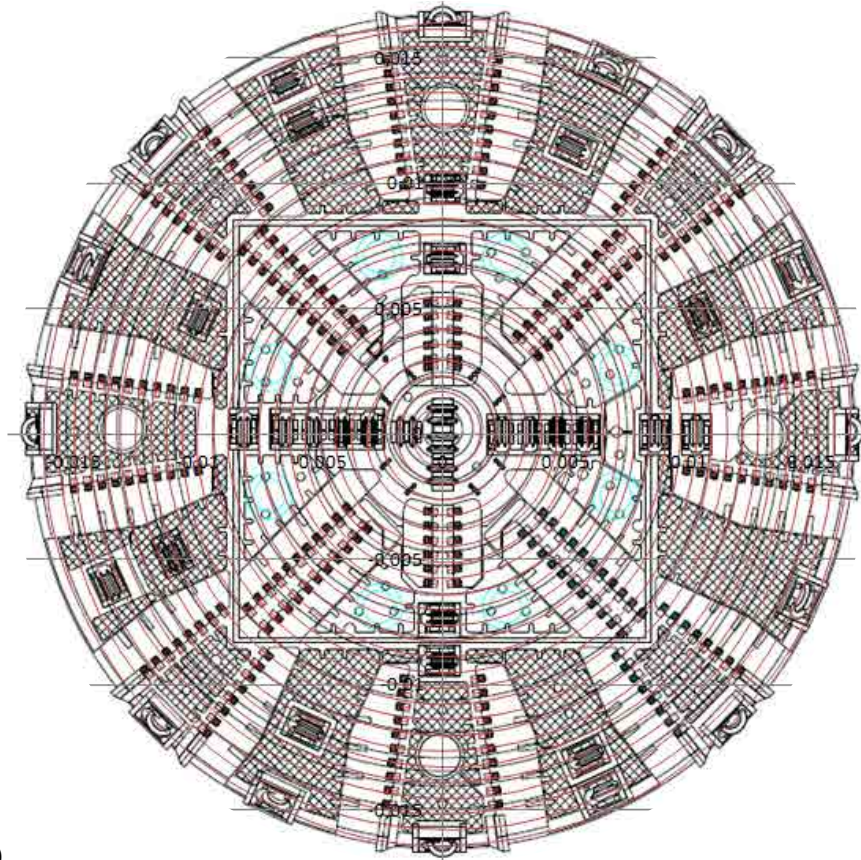
El diseño de las Cabezas de corte puede diferenciarse en un diseño en espiral, propio de perforaciones en roca y radial, más conveniente para trabajar en suelos o rocas blandas. Como ejemplo se presenta a continuación las ruedas de corte de UP1, UP2, UP7 y EI, en todas ellas se ha superpuesto la imagen de una curva en espiral cuyos parámetros se han calibrado aproximadamente y se puede ver como una única espiral contiene a más de un punto de ubicación de disco de corte a lo largo de su trayectoria. Según (Ozdemir, Miller y Wang, 1978) existen varios modos de disposición de las herramientas en espiral que van desde una única espiral a un conjunto de 4 espirales dispuestas a 90° entre ellas. Por lo general en las ruedas de corte que aquí se estudian, se aplica una combinación de esos modos. En las que un grupo de herramientas son interceptadas por una espiral al tiempo que otras herramientas quedan fuera de la trayectoria de la espiral y muy probablemente podrían ser interceptadas por otras espirales lo que sugiere que el diseño de las RDC implican la combinación de familias de espirales.



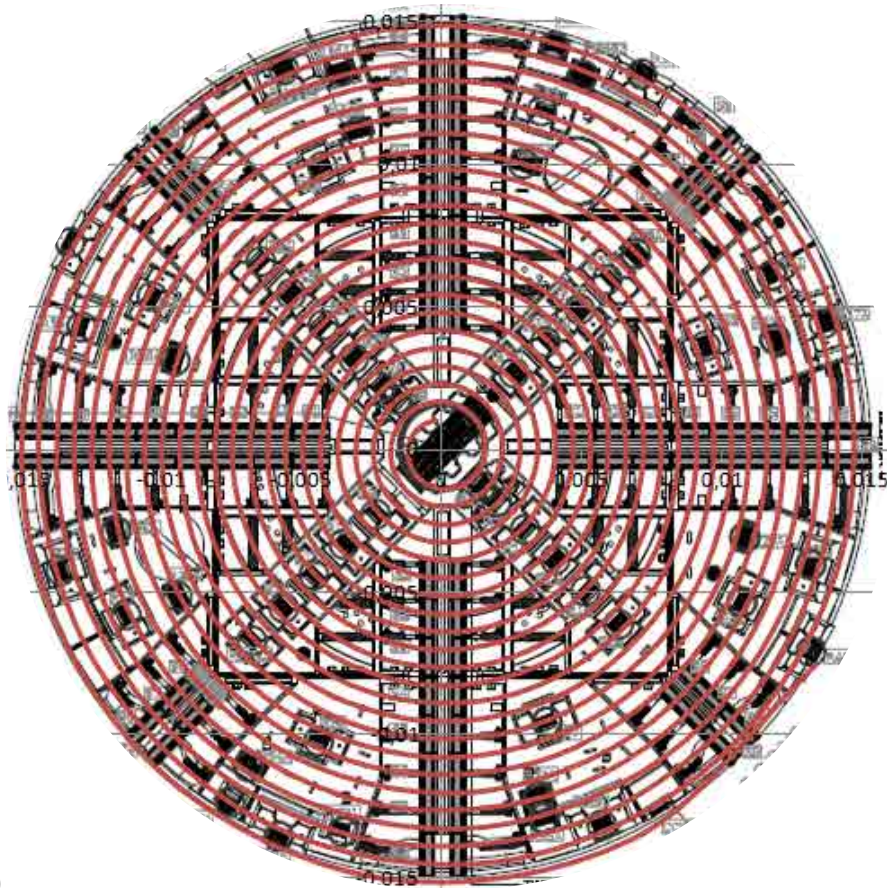
a)



b)



c)



d)

Figura 6.19: Ejemplo de distribución de las herramientas en la RDC: a) en UP1, b) en UP2, c) en UP7,8 y 9, d) en EI, EII.

La ventaja de disponer las herramientas según familias de espirales no radica en mejorar la eficiencia de la excavación sino en conseguir una distribución adecuada de las cargas que se aplicarán en cada herramienta según su ubicación y controlar así el diseño estructural de la rueda. (Ozdemir, Miller y Wang, 1978). En todas las RDC de L9 se observa un diseño combinado que para los discos de corte responden a una distribución en espiral y para las picas de ataque puntual responden a una distribución radial. En la imagen correspondiente a la rueda de corte de UP7, 8 y 9 se ha representado también círculos concéntricos en color negro y se comprueba que cada uno de ellos corresponde a uno y sólo un disco de corte mientras que el resto de herramientas adoptan una distribución radial muy clara situándose a lo largo de los brazos de las Ruedas y cada círculo intercepta a más de una ubicación de pica. En el ejemplo de EI las herramientas que siguen una distribución en espiral son las picas cónicas (*rippers*) mientras que las picas radiales (*scrapers*) siguen una distribución radial. Como síntesis se recogen en la siguiente tabla 6.17 y para cada unidad de perforación analizada, la abertura de la cabeza de corte en porcentaje empleada y los elementos de corte que contienen cada una.

Tabla 6.17: Síntesis de la Configuración de las cabezas de corte de cada tramo en estudio.

Obra	Útiles de corte						Abertura (%)	
	Discos				Picas	Rastreles		
	Simples	Dobles	Triples	Gálibo				
Línea 9	UP7	18	0	0	3	225	32	31,4
	UP8/9	18	0	0	3	225	32	31,4
	UP6	42	0	0	0	264	16	33
	UP1	76	2	0	3	0	0	26

Obra	Útiles de corte						Abertura (%)
	Discos				Picas	Rastreles	
	Simples	Dobles	Triples	Gálibo			
UP2	6	24	4	8	264	16	33
UP3	46	15	0	5	238	48	26
UP4	46	10	10	5	238	48	26
UP5	6	24	4	8	264	16	33
Metro Terrassa	Egara I				104	56	32,8
	Egara II				104	56	32,8

Las herramientas de corte en el caso del proyecto de Línea 9 fueron discos y picas de ataque puntual, mientras que los rastreles se emplearon en la periferia de la rueda para ayudar en el perfilado de la excavación y el arrastre del material excavado hacia su evacuación, (Gutierrez Manjon, 2009) de esta manera los rastreles no ejercieron una función de corte de la roca.

En el caso del proyecto de Terrassa, el fabricante ofrece un diseño de la rueda muy diferente a los casos de Línea 9. Tanto *EI* como *EII* están dotadas de dos categorías de herramientas: La primera se trata de (*rippers*) que trabajan cortando la roca según lo hacen las picas cónicas o picas de ataque puntual, son indentadores metálicos dotados de botones de widia tal como se ilustran en la figura 6.20a. La segunda categoría de herramientas fueron los rastreles (*scrapers*) pero éstos últimos tuvieron una función diferente a la asignada en el proyecto de Línea 9, en este caso, los rastreles asumieron la función de cortar la roca como picas también pero del tipo radial, por lo tanto se ubicaron no solo en el borde de la RDC sino también hacia el interior de ella, su imagen se ilustra en la figura 6.20b. En lo que respecta a sus dimensiones (calibre 137mm) fueron ligeramente mayores que las de los rastreles empleados en el proyecto de Línea 9 (calibre 94mm). Por todo ello, en la nomenclatura empleada en el proyecto de Terrassa se ha evitado nombrarles como rastreles sino que se les denomina picas radiales (PR) para diferenciarlos de los *rippers* o picas cónicas (PC). Con este conjunto de herramientas Lovat consiguió que sus máquinas excavaran suelo granular, en ningún caso roca, como se evidencia en el perfil geológico de *EI* y *EII*, sin la necesidad de utilizar discos. Su diseño podría catalogarse de robusto y, tal como se ha comprobado en obra, estas ruedas consiguieron perforar las pantallas de hormigón (construidas con armadura de fibra de vidrio) y llegar al cale sin ningún inconveniente adicional.

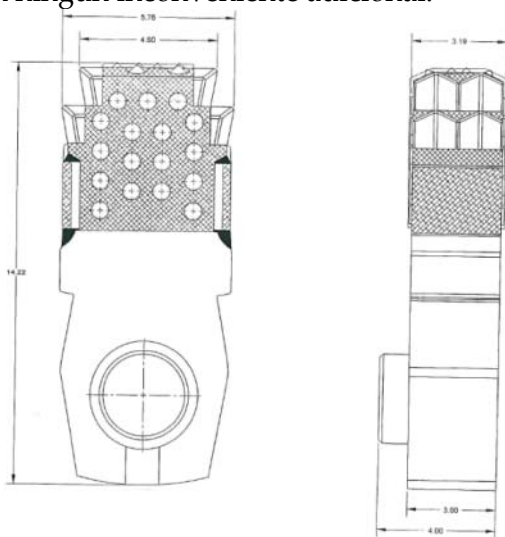


Figura 6.20a. Picas cónicas (PC) (*rippers*)

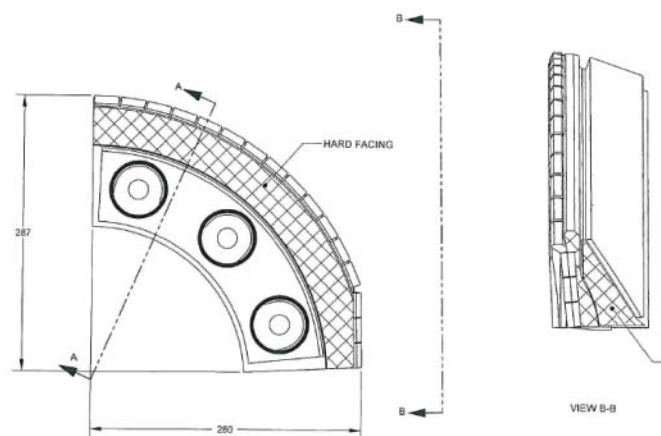


Figura 6.20b. Picas Radiales (PR) (*Scrapers*)

En la configuración de las ruedas de las UP7, UP8 y UP9 se emplearon discos como herramientas de corte además de las picas. Sin embargo, los materiales a excavar son

predominantemente suelos finos y no rocas por excavar. Es posible que el fabricante dotara a las ruedas con discos de corte para hacerlas capaces de perforar el hormigón de las estructuras de pantallas al llegar a los recintos de las estaciones. Esta idea está asociada a como se habría programado la obra.

En este sentido la programación de obra admite dos situaciones para el paso de la máquina tuneladora a través de los recintos de estaciones.

La primera situación considera que la máquina llega al pk del recinto antes de que se comiencen a ejecutar las obras civiles propias del recinto, este caso se conoce como paso “en lleno” y la máquina pasará por la zona del recinto excavando el terreno.

La segunda situación supone que la máquina llega al lugar del recinto cuando la obra civil ya ha comenzado y las estructuras de pantallas de hormigón ya están ejecutadas e incluso el pozo del recinto puede estar ya vaciado de tierras, en este caso la máquina debe perforar las pantallas de hormigón y al hacer el cale, la máquina debe ser apagada y arrastrada hasta atravesar la zona del pozo para ser encendida e iniciar la excavación nuevamente en la cara a trasdós de la pantalla perimetral que delimita al pozo. Este paso se conoce como “en vacío”.

En suma se emplearon 2725 herramientas en los diseños de rueda de corte de L9. A su vez, se distinguen 3 categorías de herramientas distintas empleadas en general a lo largo de todo el proyecto que son discos, picas y rastreles. En total se cuenta con 473 discos, 192 rastreles y 2060 picas que se expresan en la siguiente figura 6.21 de manera porcentual.

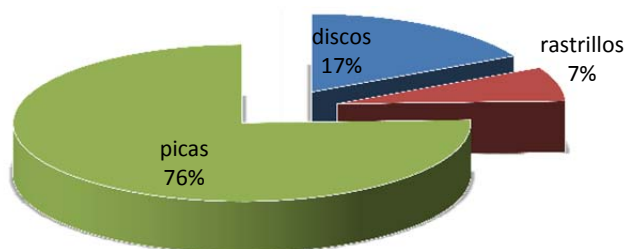


Figura 6.21: Distribución porcentual de las categorías de herramientas

En Terrassa se cuenta con un valor total de 322 herramientas de corte que se categorizan en 112 picas cónicas y 208 picas radiales además de 2 herramientas de nariz.

En un sentido desagregado, se asigna en la tabla 6.18 el número de herramientas dispuesto en cada UP y discriminando por categoría

Tabla 6.18: Categoría de herramientas

	UP	Nombre contractual	Total	Discos	Rastreles	Picas
L9	1	IV A Can Zam	83	83		
	2	IV B Gorg	322	42	16	264
	3	IV C Trajana	352	66	48	238
	4	IV C Doble tunel	358	72	48	238
	5	IV D Doble tunel	322	42	16	264
	6	II Bif.- Z. Univ.	322	42	16	264
	7	IA Eix Nord-E Pistas	322	42	16	264
	8	IB Fira II-Pc Log	322	42	16	264
	9	IC Eix N- Parc Log	322	42	16	264
			Total	2725	473	192
Terrassa			Total	Picas cónicas	Picas radiales	Pieza central (nariz)
	EI	Egara I	161	56	104	1
	EII	Egara II	161	56	104	1
		Total	322	112	208	2

En la figura 6.22 se representa un diagrama de barras con la distribución de las distintas categorías de herramientas por Unidad de Perforación.

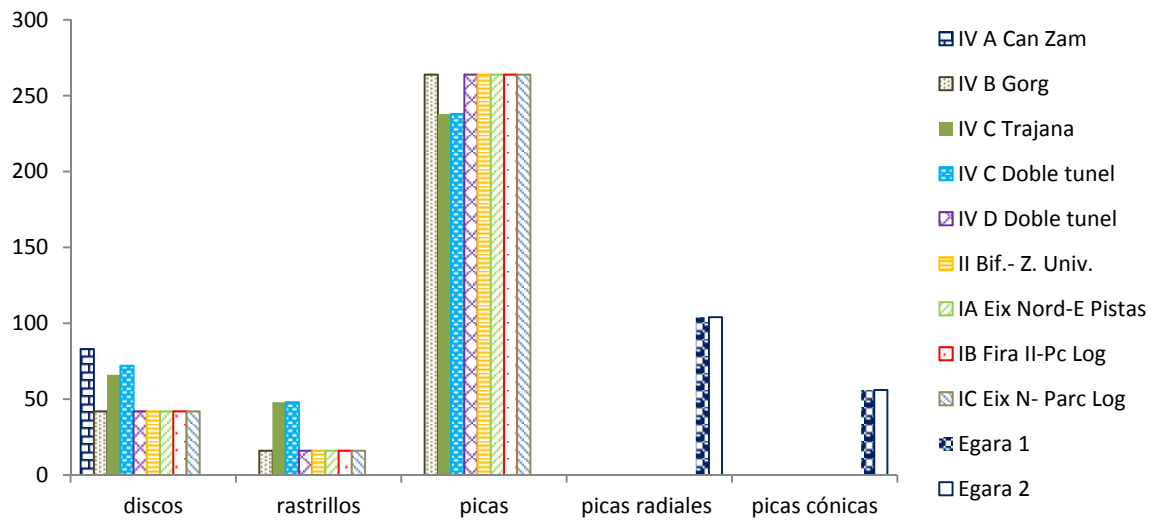


Figura 6.22: Distribución de las categorías de herramientas para cada UP.

Tal como se observa en la figura 6.22, en general hay más picas que discos y rastreles, lo que refleja el predominio de suelos y rocas blandas frente a rocas duras en el terreno perforado ya que las picas son útiles de corte más apropiados que los discos cuando se trata de perforar suelos o rocas blandas (Hood, 2000).

En particular, cada unidad de perforación tiene su propia configuración de la rueda de corte, como se ve en la figura 6.23, donde se observa al igual que en la figura 6.22 que por ejemplo la unidad de perforación UP1 contiene solo discos de corte, mientras que en el resto de las UPs predomina el empleo de picas.

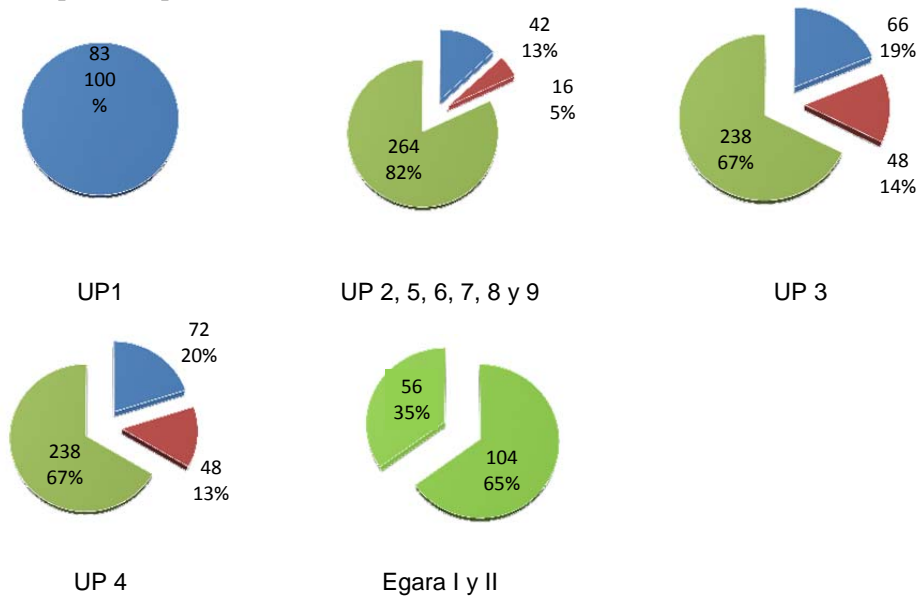


Figura 6.23: cantidad porcentual de herramientas según su categoría en las RDC.

En las unidades de perforación 7, 8 y 9 se cuenta con el mismo número de herramientas distintas, lo que se explica porque las dos máquinas tuneladoras que se emplean S279 y S461

son simétricas, es decir tienen una configuración de la cabeza de corte idéntica si se observan enfrentadas.

Las unidades UP3 y UP4 tuvieron similar número de herramientas porque ambas unidades fueron efectuadas por la misma máquina en períodos distintos.

Las Unidades Egara I y II se excavaron con máquinas gemelas y por lo tanto tuvieron igual número y categoría de herramientas.

6.5.2 Criterios de desgaste considerados en las obras analizadas

En buena parte de las obras analizadas se establecieron criterios explícitos de desgaste de herramientas para proceder a su sustitución. Tales criterios se resumen en la siguiente tabla 6.19:

Tabla 6.19: Criterios de desgaste en las obras de análisis

Herram.	Túnel Metro de Barcelona Línea 9						Túnel prolongación de FGC Terrassa
	UP1/3/4	UP2 y 5	UP6	UP7	UP8	UP9	Egara I y II
Picas	-	Perdida de 1 widia	desgaste es > 1 widia	--	-	-	Widias desgastadas (redondeadas) o faltantes por impacto.
Rastreles	-	El recubrimiento del rastrel es de 40 mm. cambiar cuando se haya gastado 20 mm		-	-	-	Widias desgastadas (redondeadas) o faltantes por impacto.
Discos Simples	-	10 mm ± 2 mm	≥ 15mm	-	-	-	-
Discos Dobles	-	20 mm ± 3 mm	≥ 20mm	-	-	-	-
Discos Gálibo	≥ 15mm		≥ 10mm	-	-	-	-
Discos Frontal	≥ 25mm		≥ 25mm	-	-	-	-
Discos Central	≥ 30mm		≥ 30mm	-	-	-	-

“ - ” Significa que no se cuenta con ningún criterio prescrito para decidir acerca del cambio o no de la herramienta.

A partir de la tabla se observa que los límites de desgaste y sus tolerancias varían con la categoría de herramientas, con sus dimensiones y, en los casos más refinados, con la posición que ocupan las herramientas dentro de la rueda de corte. Es bastante probable que no se especificaran criterios de desgaste para las UP 7 a 9 por tratarse de suelos con abrasividad nula o casi nula, lo que puede haber hecho suponer que no habría niveles de desgaste importantes en las herramientas durante la excavación.

6.6 Avance bruto de las obras analizadas

En este apartado se presentan las curvas de avance bruto de las obras subterráneas expresado en términos de anillos de dovelas instalados versus tiempo de trabajo. Estas gráficas representan nada más y nada menos que la producción obtenida en cada UP. Las máquinas tuvieron distintos niveles de producción dentro de cada UP, cada gráfica corresponde a una UP y en la leyenda se indica también el período de tiempo en que tuvo lugar la perforación.

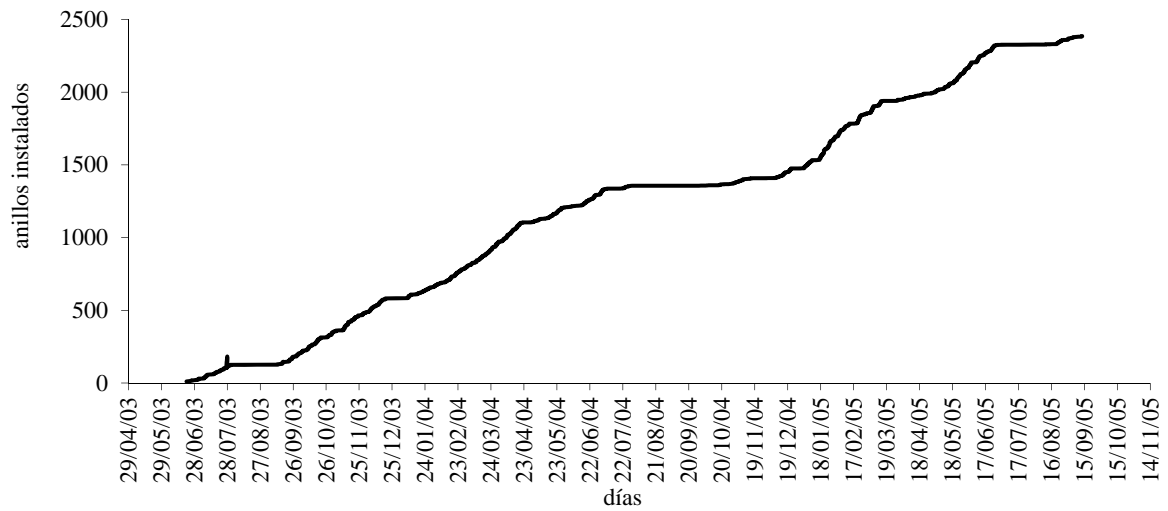


Figura 6.24: Producción de la UP 1. Período: Mayo 2003 a Nov 2005

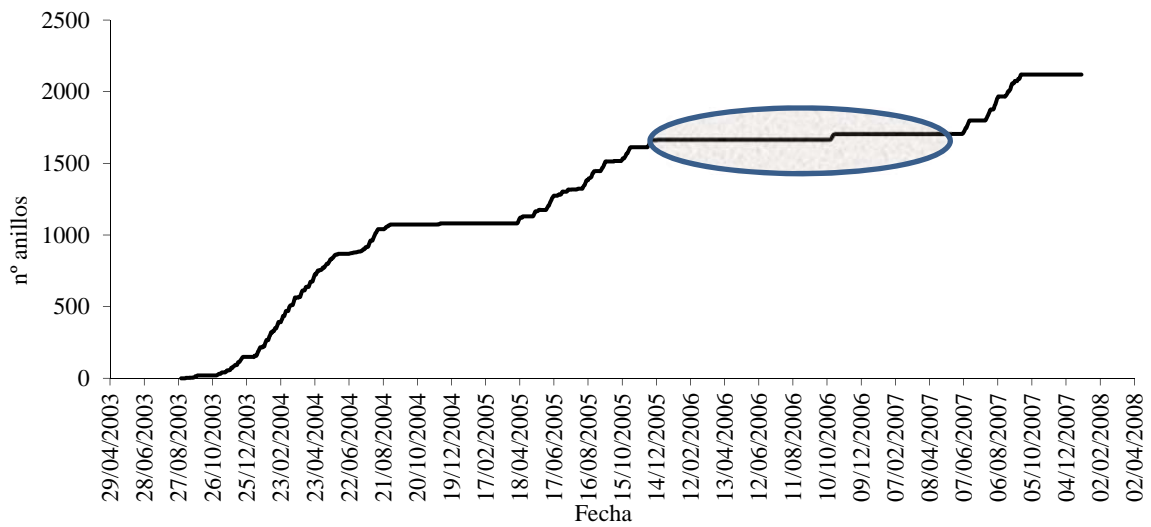


Figura 6.25: Producción de la UP 2. Período: Agosto 2003 a Set 2007

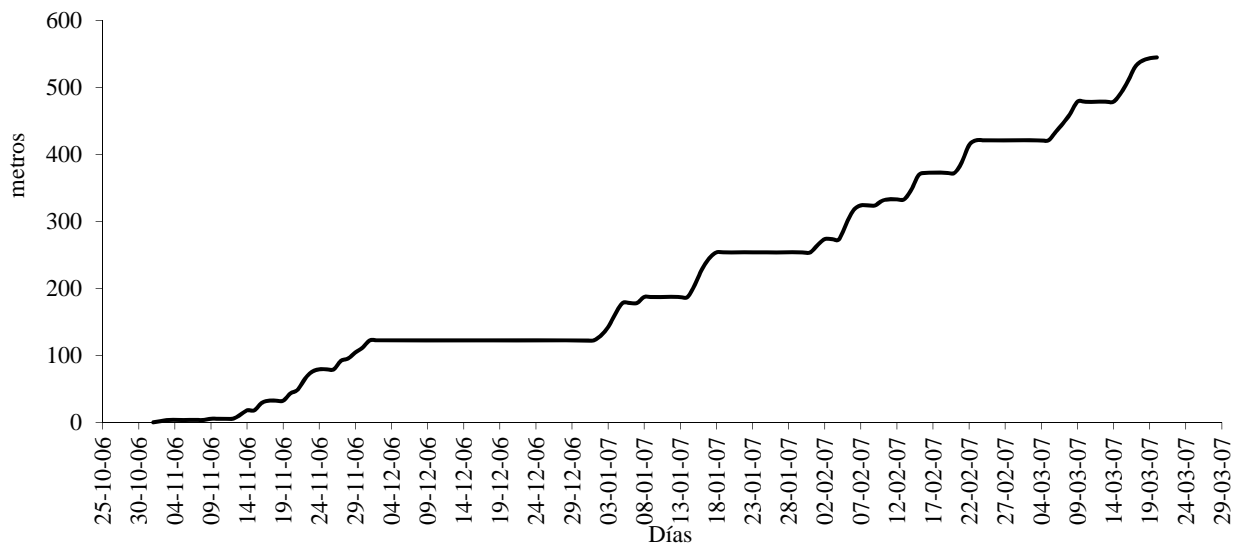


Figura 6.26: Producción de la UP 3. Período: Nov 2006 a Mzo 2007

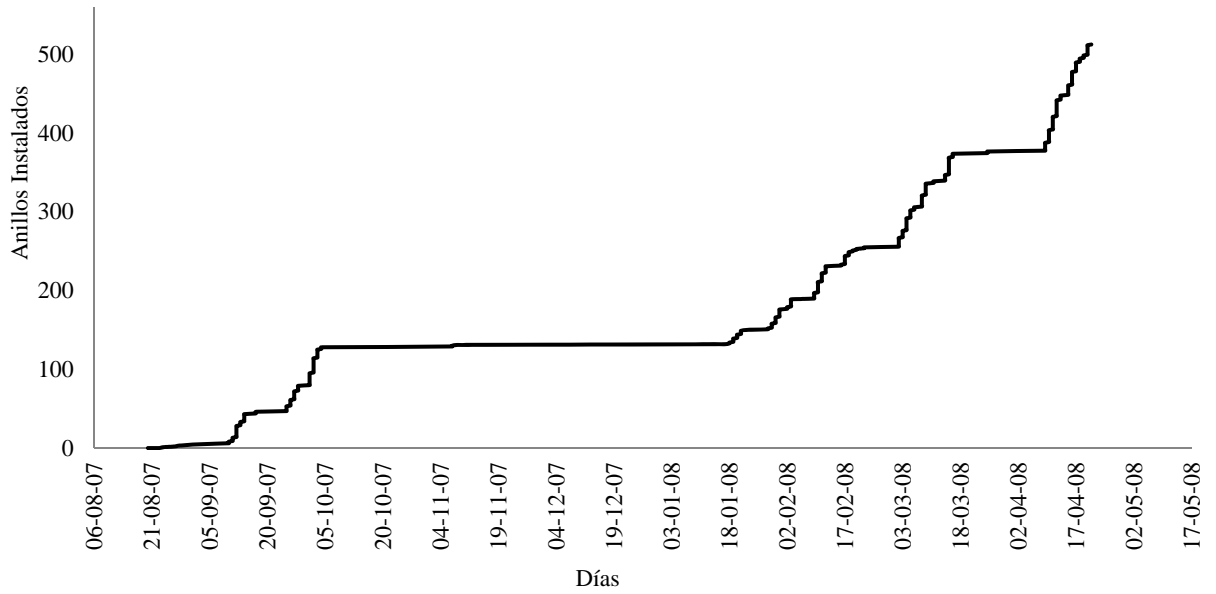


Figura 6.27: Producción de la UP 4. Período: Agosto 2007 a Mayo 2008

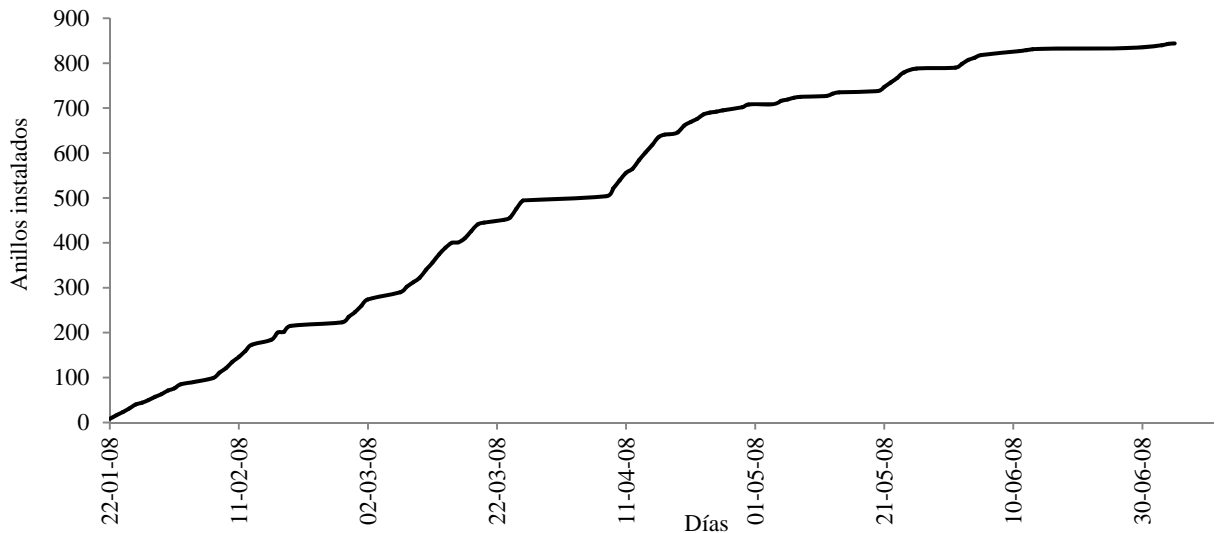


Figura 6.28: Producción de la UP 5. Período: Enero 2008 a Julio 2008

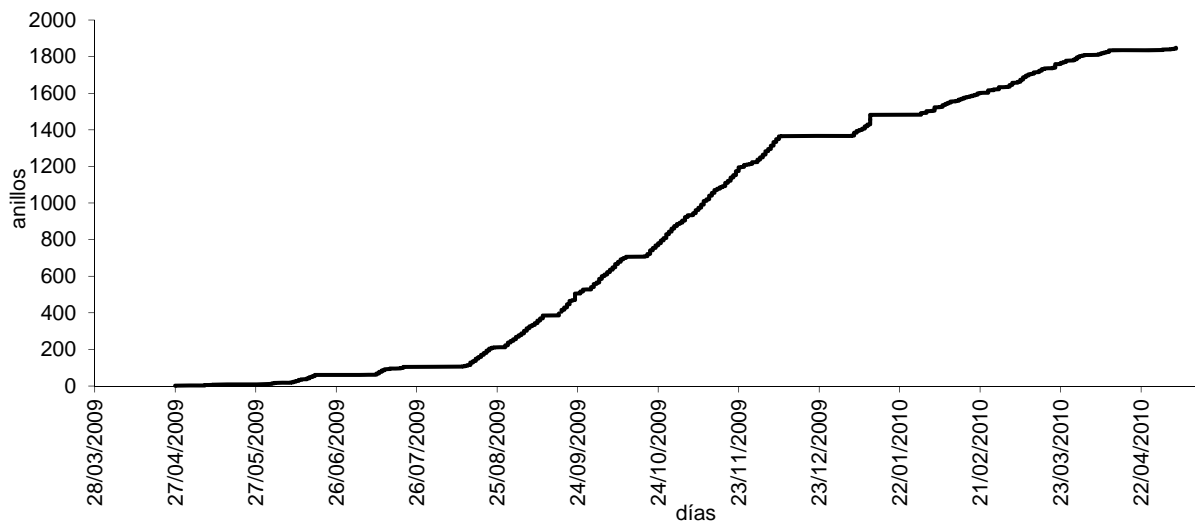


Figura 6.29: Producción de la UP 6. Período: Abril 2009 a Mayo 2010

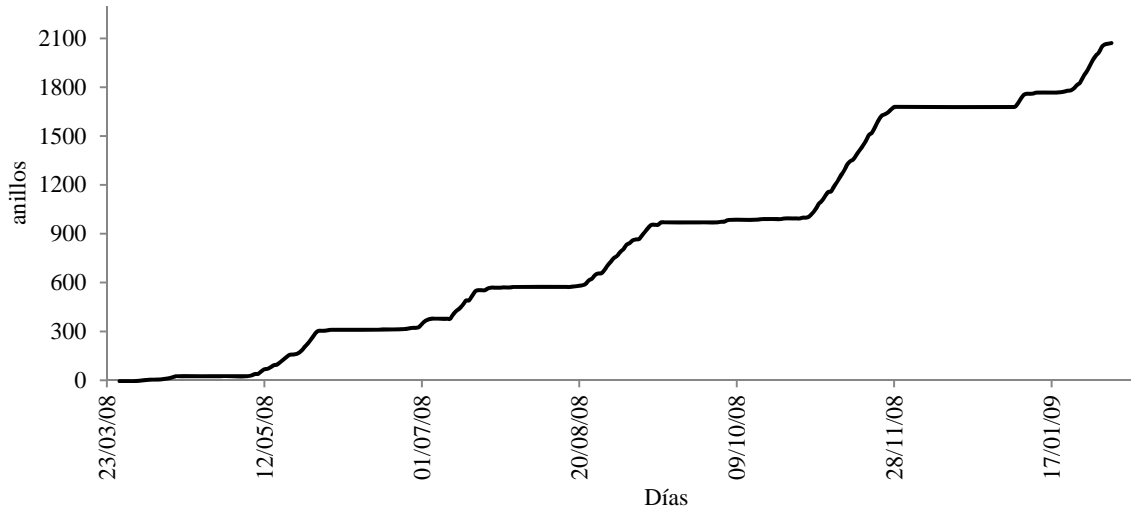


Figura 6.30: Producción de la UP 7. Período: Marzo 2008 a Febrero 2009

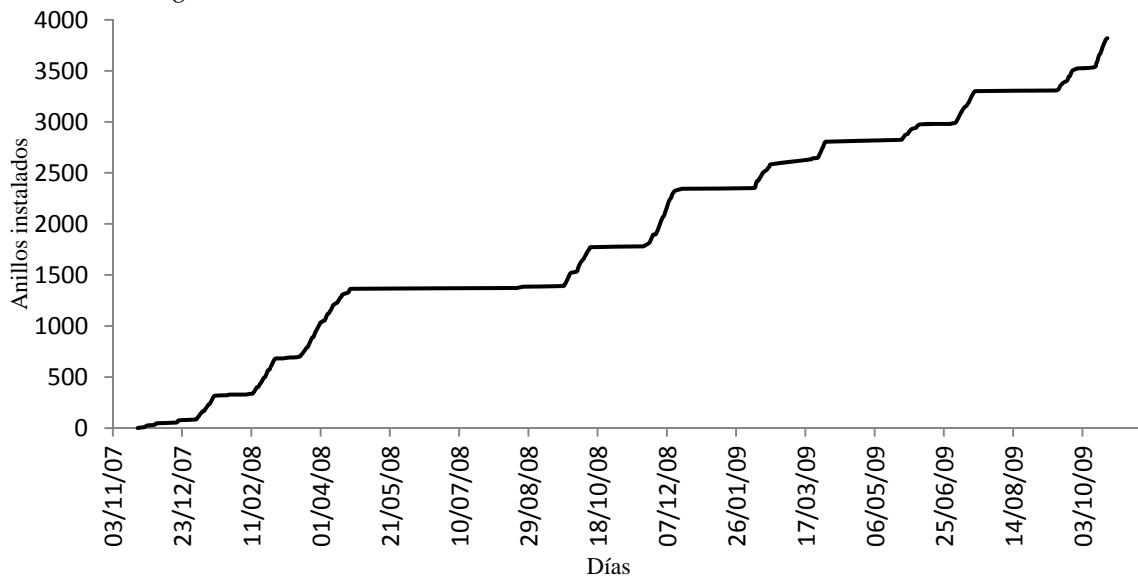


Figura 6.31: Producción de la UP 9: Período Noviembre 2007 a Octubre 2009

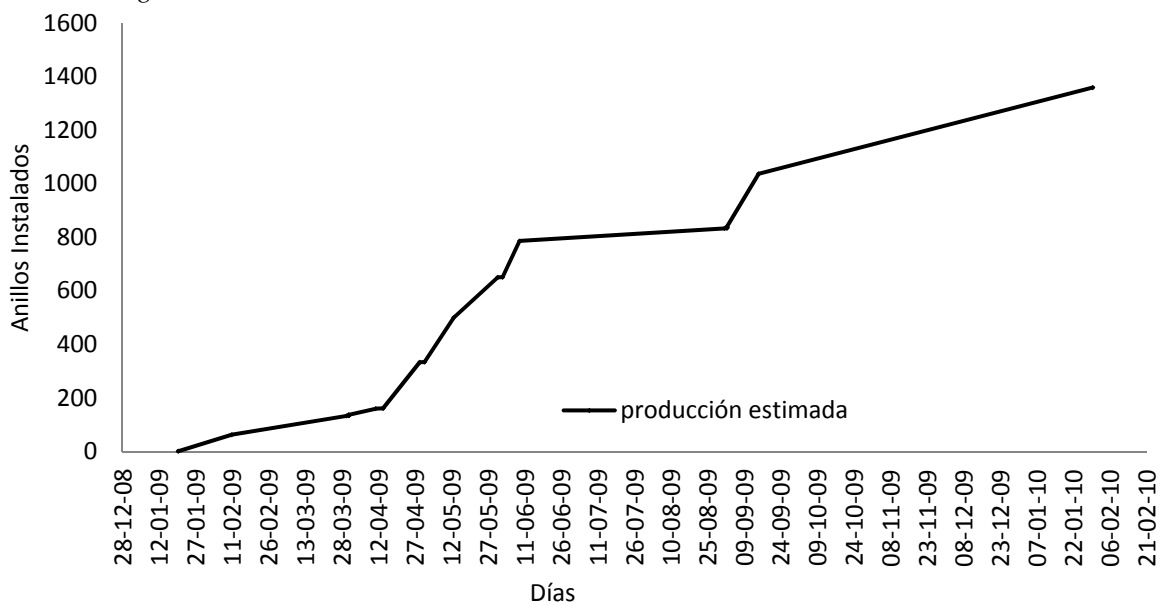


Figura 6.32: Producción de EI: Período Enero 2009 a Febrero 2010

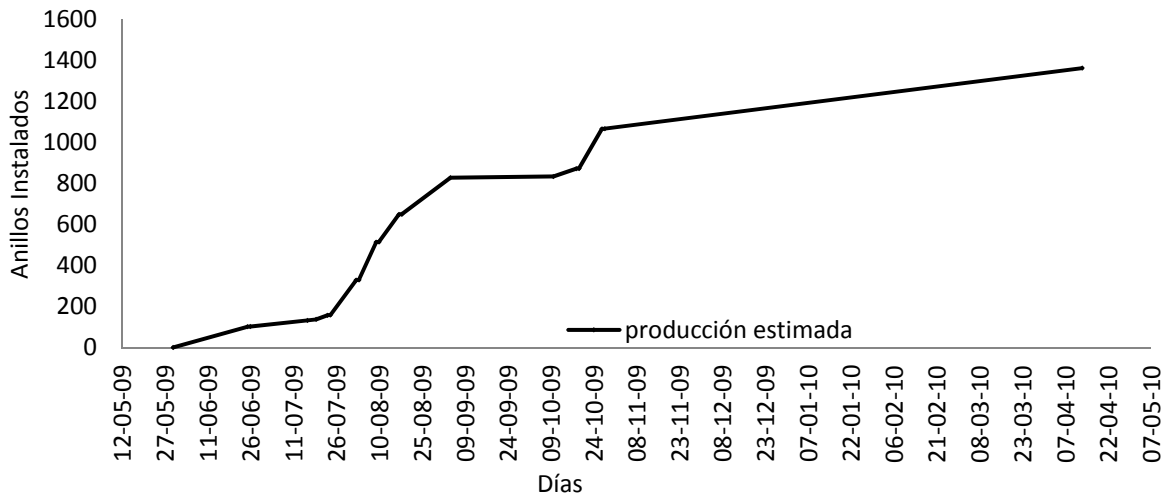


Figura 6.33: Producción de EII: Período Mayo 2009 a Junio 2010

No se consiguieron registros del progreso en la perforación de la *UP 8*, si bien es una *UP* corta con una geología similar a la de *UP 9* y que se perforó con su misma máquina S279.

La *UP 2* de la cual no se tienen registros de cambio de herramientas completo, faltando el período del año 2003, sin embargo, sí se tiene registro completo de la producción, tal como se ilustra en la gráfica de la figura 6.25. La *UP 2* tuvo paradas importantes en su ejecución debidas a modificaciones en el trazado del proyecto original. Estas decisiones tomadas durante la marcha de las perforaciones generaron una inevitable parada de los trabajos tal como ocurrió en el período entre Noviembre del 2005 y Agosto del 2006 (tramo sombreado con azul), también el tramo horizontal que se avista contiguo (y también señalado con azul) se trata una parada debida a la ejecución de un pozo de compensación, la máquina tuvo que esperar en condiciones hiperbáricas.

En todas las gráficas de producción se observan tramos horizontales, estos se deben a paradas de las máquinas por diversos motivos como son averías, desgaste de herramientas, arribo a pozos incluso por períodos festivos como la Navidad.

Los inicios de las curvas de producción suelen tener una pendiente muy baja y se conocen como períodos de aprendizaje luego aumenta la producción y aumenta la pendiente de la curva ascendente. A mayores pendientes mayores velocidades de avances y en ningún caso se observan pendientes negativas, las cuales representarían que la máquina retrocediera.

En la gráfica de producción de la *UP1* se observan pendientes de avance muy suaves y pocos períodos prolongados con pendiente horizontal lo que nos indica que fue un tramo con un avance lento pero muy continuado con abundantes paradas cortas de la máquina y sin grandes tiempos continuos de parada de la máquina.

La *UP 4* presenta un período de parada de la máquina muy prolongado que afecta sensiblemente el plazo total de la perforación. Y respecto de la *UP5* con la que son cuasi paralelas hay una notable diferencia en el avance que se atribuye a ese tiempo de parada que se observa en la gráfica.

La *UP6* presenta en su curva de producción un tiempo de parada en la temporada de final de año de 2009 y comienzo de 2010, el cual afecta los valores finales de rendimiento.

Las curvas de producción de *UP7* y *UP9* muestran tramos horizontales muy frecuentes y poco extensos.

Las curvas de producción de *EI* y *II* son estimadas a partir de las fechas de inicio y fin de las perforaciones respectivas. Además, de las fechas y ubicación de la máquina en cada parada por

mantenimiento de la rueda según el anillo instalado de cada momento en que se hicieron estas intervenciones de mantenimiento de la RDC, todo esto a falta de disponer de los datos de las fechas de instalación de cada anillo de revestimiento.

6.7 Resumen

En este capítulo se han descrito los proyectos a partir de los cuales se han obtenido los datos de obra y material geotécnico que han dado pie a conformar la base de datos necesaria para el desarrollo de este trabajo.

Se trata de túneles cuya característica fundamental es que perforaron diversos geomateriales, en su mayoría suelos dispuestos de tal manera que dieron origen a secciones de excavación heterogéneas con distintas formaciones coexistiendo en un mismo frente de excavación.

Ambos proyectos L9 y Terrassa han sido ejecutados por tramos, en el capítulo se describe los criterios adoptados para definir estos tramos y las características geométricas, geotécnicas, de diseño y de gestión de cada uno de esos tramos que han dado origen a las Unidades de Perforación. Las UPs constituyen las unidades organizativas de los datos recopilados y del estudio desarrollado en el presente trabajo.

La descripción abarca dos aspectos principales:

- por una parte la maquinaria utilizada, que en general fueron TBM EPB dotadas de herramientas de corte del tipo discos, picas cónicas, picas radiales. Se ha analizado el diseño de cada RDC concluyendo que en todos los casos se trata de una combinación entre distribución radial y espiral de las herramientas. El diseño combinado conjuga la distribución en espiral para los discos en el caso de L9 y para las picas cónicas en el caso de Terrassa y la distribución radial para las picas de ataque puntual en el caso de L9 y para las picas radiales en el caso de Terrassa.
- por otra parte se ha descrito el terreno en el que se emplazó la traza de los túneles, con una síntesis descriptiva de la geología y un resumen de los parámetros geotécnicos considerados relevantes para el tema que aquí se estudia. La geología es compleja con materiales de muy diversa génesis y comportamiento coexistiendo en una misma sección de excavación, como estado general y habitual de los túneles analizados.

Los análisis involucran tres diámetros de túneles, los más grandes de 11,9m aproximadamente (UP1 a 6), túneles de 9,4m de diámetro (UP7 a 9) y los túneles más pequeños con diámetro de 6,9m aproximadamente (EI y EII).

En cuanto al tema del desgaste se ha recopilado los criterios adoptados en cada caso para controlar y mantener la rueda de corte en buen estado y finalmente se ha presentado la producción que consiguieron estas máquinas en los suelos descritos.

Por último, las máquinas operaron con discos y picas de manera combinada en la mayoría de los casos de análisis (UP2 a 9), con discos únicamente en el caso de UP1 y con picas solamente en el caso del proyecto de Terrassa.

Medidas de Abrasividad en los materiales de Barcelona y su entorno

7.1 Introducción

Para obtener una medida homogénea de la abrasividad de los suelos y rocas atravesados por las obras subterráneas descritas en el capítulo 6 se llevó a cabo un programa sistemático de ensayos de laboratorio en el que se aplicó el ensayo de Broyabilité del LCPC a muestras de los distintos niveles geotécnicos atravesados. La selección de este ensayo como referencia se justifica por la presencia, en varios de los tramos estudiados, de secciones de excavación en suelos mixtos así como de zonas de rocas blandas y brechas de falla o brechas volcánicas. Las características generales de este ensayo, que le hacen idóneo para una situación de este tipo, se han presentado y discutido en el capítulo 5. En este capítulo se describen en detalle los medios empleados, procedimientos específicos y resultados obtenidos con este ensayo.

Además de la campaña sistemática de ensayos LCPC se llevaron a cabo también algunos ensayos complementarios para obtener medidas de abrasividad según los procedimientos del método NTNU. Una vez más, se describen aquí las experiencias y resultados obtenidos al respecto, remitiéndonos al capítulo 5 para la descripción y discusión general de estos ensayos.

Todas las fotos que se exponen en este capítulo han sido tomadas por la autora del presente trabajo.

7.2 Toma de Muestras

Las muestras empleadas provienen, en la mayoría de los casos, de los testigos de sondeos de las campañas geotécnicas llevadas a cabo para los distintos tramos de túneles realizados en las obras de L9. Las cajas con los testigos recuperados estaban almacenadas en zona de obra y fueron muestreadas por la autora de este trabajo, gracias a la autorización otorgada por el comitente, en el marco del convenio con la Universidad Politécnica de Cataluña.

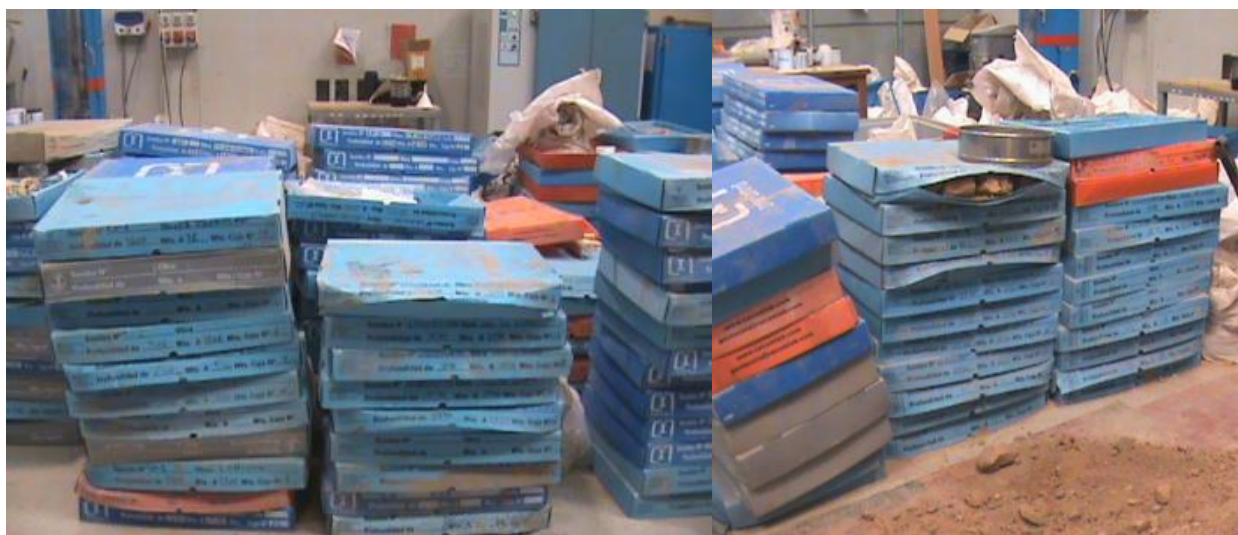


Foto 1: Acopio de cajas de sondeo recaudadas en laboratorio para obtención de muestras

Para escoger las muestras a ensayar de los testigos almacenados se consultó la documentación geotécnica de cada UP en la que figuraban los sondeos realizados en distintas épocas y su ubicación respecto de la traza. Se identificaron así los sondeos más interesantes, es decir aquellos en que se podían obtener muestras a la profundidad del túnel y que, por tanto, eran las más representativas del material atravesado. Se visitaron, en cada obra en curso, los almacenes o depósitos de las cajas de sondeos de cada unidad de perforación de obra, y se extrajeron de allí, aquellas que contenían material a la profundidad de la traza con presencia de unidades geotécnicas definidas en los perfiles geotécnicos de obra. En algunos casos se pudo además examinar sondeos enteros para confirmar la descripción del perfil geotécnico de proyecto con los testigos obtenidos. Las cajas de sondeo se trasladaron a la zona de acopio que se había reservado en el laboratorio. Allí se apilaron las cajas agrupadas por sondeo y procedencia. (foto 1).

Hubo un trabajo previo de ordenar y encontrar las cajas con los sondeos relevantes, pues los acopios no permitían siempre un fácil acceso a las mismas. Se abrieron todas las cajas de sondeos obtenidas y se hizo una inspección visual para conocer y familiarizarse con cada unidad geotécnica, examinando su textura, color, olor, y estado de meteorización. Una vez seleccionadas las cajas con posibles muestras a ensayar se eligieron los testigos desde donde se extraerían las muestras y se dispusieron en bandejas para preparar el material.

Si bien la gran mayoría de las muestras se obtuvieron de esta manera, en algunos casos se tomaron muestras por otros procedimientos. Así ocurrió con la muestra de la unidad geotécnica Mioceno (*M*) del tramo IVB Gorg. A falta de disponer de un sondeo dónde se hubiera conservado este material, se buscó Mioceno aflorante y se encontró en la sierra del Caritg (ver figura 7.1), en Badalona, en el área circundante al paso de la obra, dicha sierra se denomina “Turó del Caritg” y es una montaña de origen terciaria, periodo mioceno (wikilingua, 2012), se adjunta mapa geológico de Cataluña: Zonas Urbanas Santa Coloma de Gramanet 290-123 en escala 1:5000 (IGC, 2011). El monte que se conoce hoy en día se formó fruto de una fuerte erosión sobre la sierra litoral que a través de torrentes y riadas depositó a los pies de la colina un material que se fue compactando e inclinado. El suelo de éste lugar lo forman arcillas rojas, en las que se insertan restos minerales como cuarzos y pizarras, algunos que pueden llegar a hacer más de un metro de diámetro. La muestra fue tomada del afloramiento (foto 2), gracias a

la matriz arcillosa del material, se perfiló un cubo de 0,5m de arista, se extrajo cortándolo por la base, y se preservó en bolsa hasta su traslado a laboratorio.



Figura 7.1: Ubicación del Turó del Caritg.



Foto 2: Afloramiento de mioceno en Turó del Caritg.

También para la unidad geotécnica PQ presente en el trazado de la UP 5 se obtuvo muestra en una visita a la galería de la Salida de Emergencia Felipe II. Con motivo de frecuentes visitas de inspección por problemas de infiltración de agua subterránea se tuvo acceso directo al frente de excavación en el que se pudo extraer material para muestra de ensayo. En la figura 7.2 se muestra el perfil geotécnico de la Galería Salida de Emergencia Felipe II y la ubicación de la extracción de la muestra de la unidad geotécnica PQ localizada a unos 27 a 30m de profundidad respecto de la rasante de la calle.

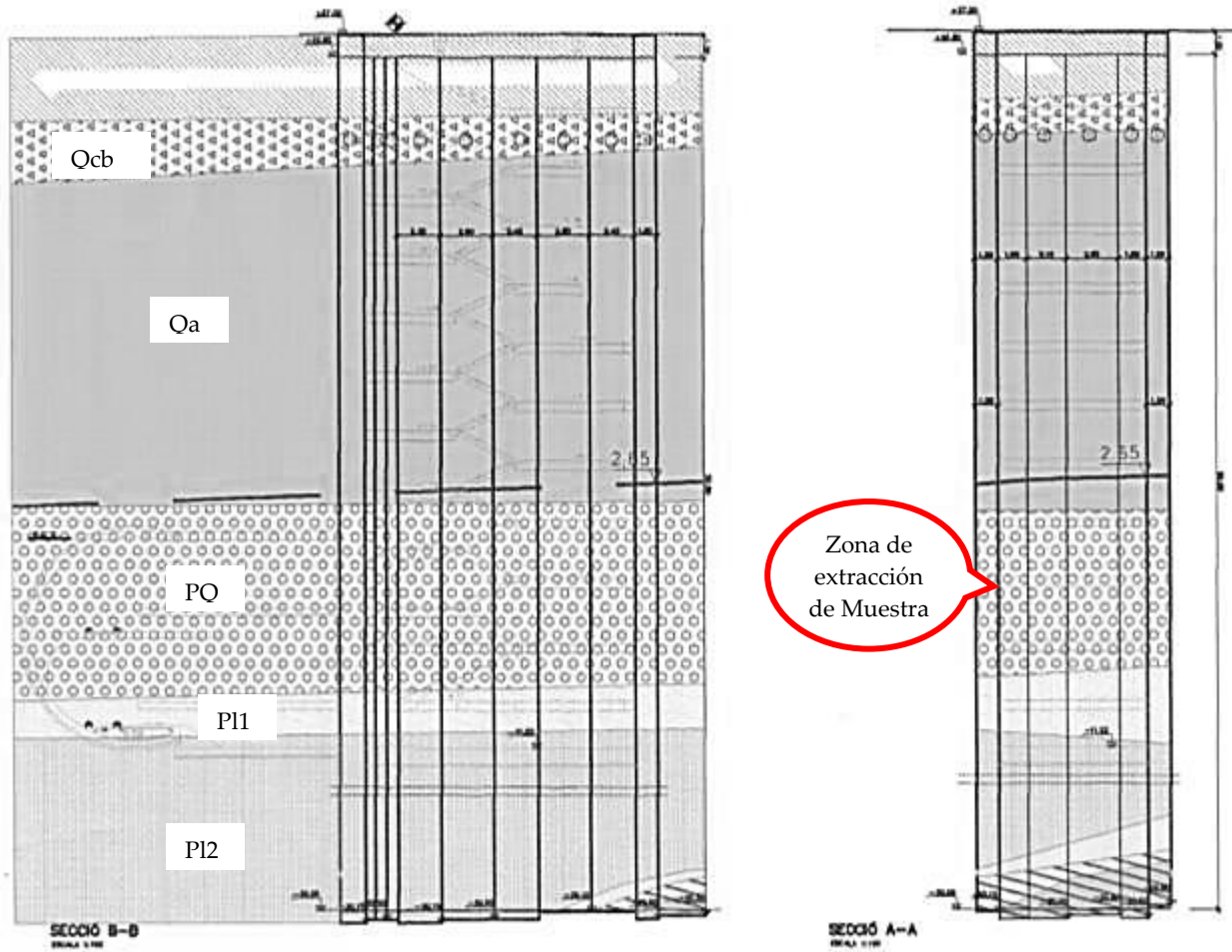


Figura 7.2: Sección y perfil geotécnico Galería la Salida de Emergencia Felipe II. Proyecto Constructivo Tramo III

También para la unidad geotécnica Q13 se obtuvo muestra mediante extracción directa a la profundidad del paso del túnel en el pozo que se construyó para trabajar en la obra civil de la estación de Sant Cosme. La muestra se obtuvo en una de las visitas a la obra con la colaboración de la gente de obra. Un esquema del corte y perfil geotécnico del pozo para dicha estación se muestra en la figura 7.3.

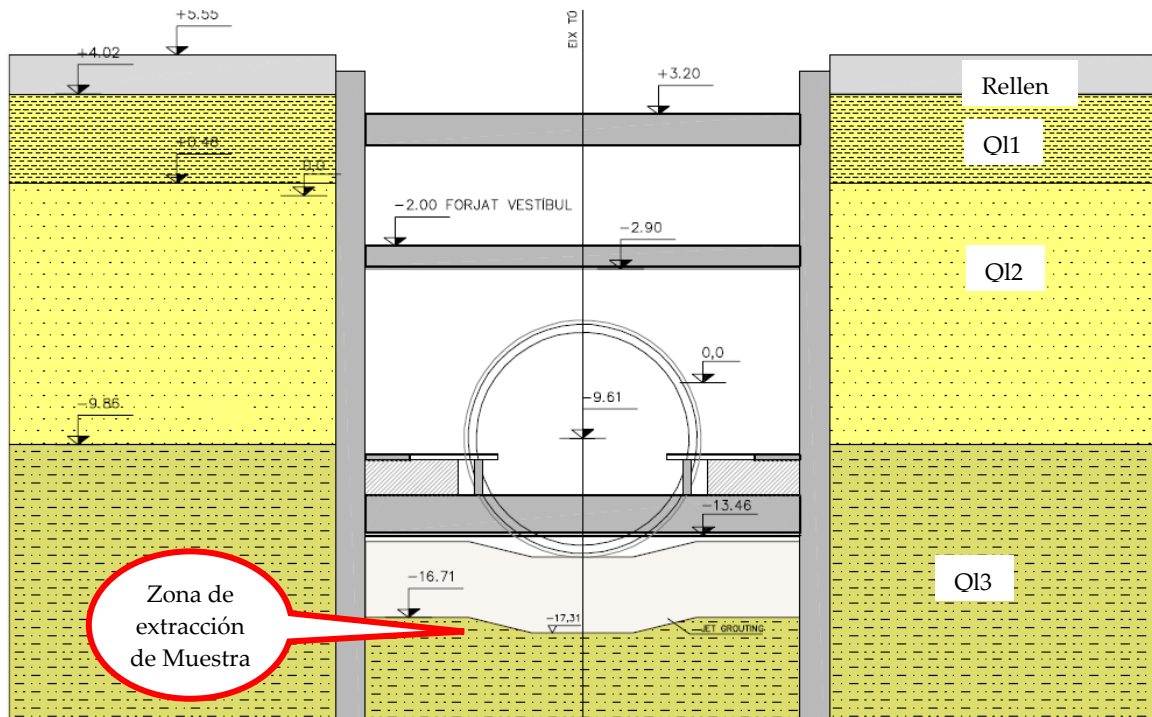


Figura 7.3: Sección y perfil geotécnico Estación de Sant Cosme. (Aeroport, 2010).

La muestra de la unidad geotécnica Q13s y Q12 se obtuvieron a partir del material extraído por la máquina EPB mientras perforaba la UP7. Estas muestras se limpiaron bajo chorro de agua en pileta de laboratorio sobre tamiz #200 de modo que se recuperó todo el material de muestra retenido en dicho tamiz y se dejó ir todas las partículas que pasaron #200 por tratarse de restos de bentonita y aditivos procedentes del proceso de perforación mediante TBM EPB.

En el caso del material Qb3 presente en la UP2: IVBGorg, la cantidad de material recuperado de un sondeo no era suficiente y se completó con el mismo material pero procedente de otro sondeo, ambos sondeos identificados en la tabla 7.1. Todas las muestras obtenidas alcanzaron unos 20kg aproximadamente, bajo la idea de que esta fuera una cantidad suficiente para realizar al menos 3 determinaciones por cada muestra.

Por último, las muestras de Terrassa se obtuvieron también de frentes de excavación. En concreto, para el Mioceno del túnel de Terrassa se obtuvieron de la galería 6, en el PK 20+450, a unos 20,6 m de profundidad aproximadamente, que interceptaba precisamente dichas unidades tal como se observa en la figura 7.4 en la que se muestra una sección vertical de la galería.

En la Galería de interconexión 8, situada en el PK 21+015 y a unos 19 m aproximadamente de profundidad, se muestrearon las unidades geotécnicas Qa y Qg del túnel de Terrassa. Esta galería presentó la sección esquematizada en la figura 7.5:

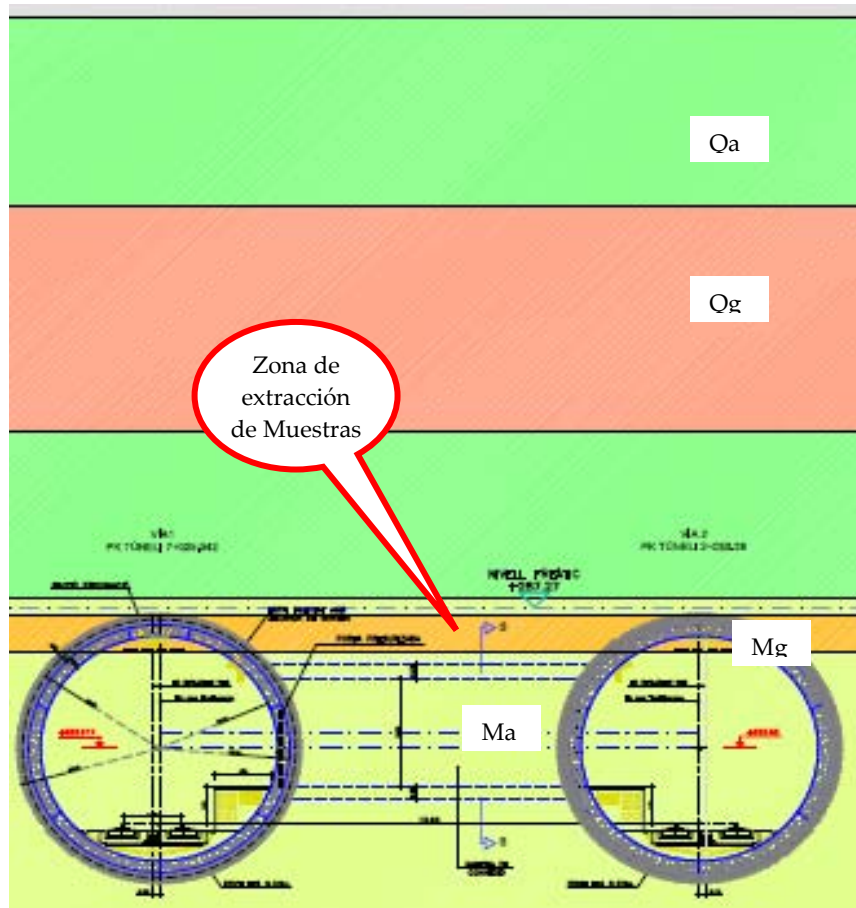


Figura 7.4: Sección de la Galería 6 de interconexión del túnel de Terrassa.

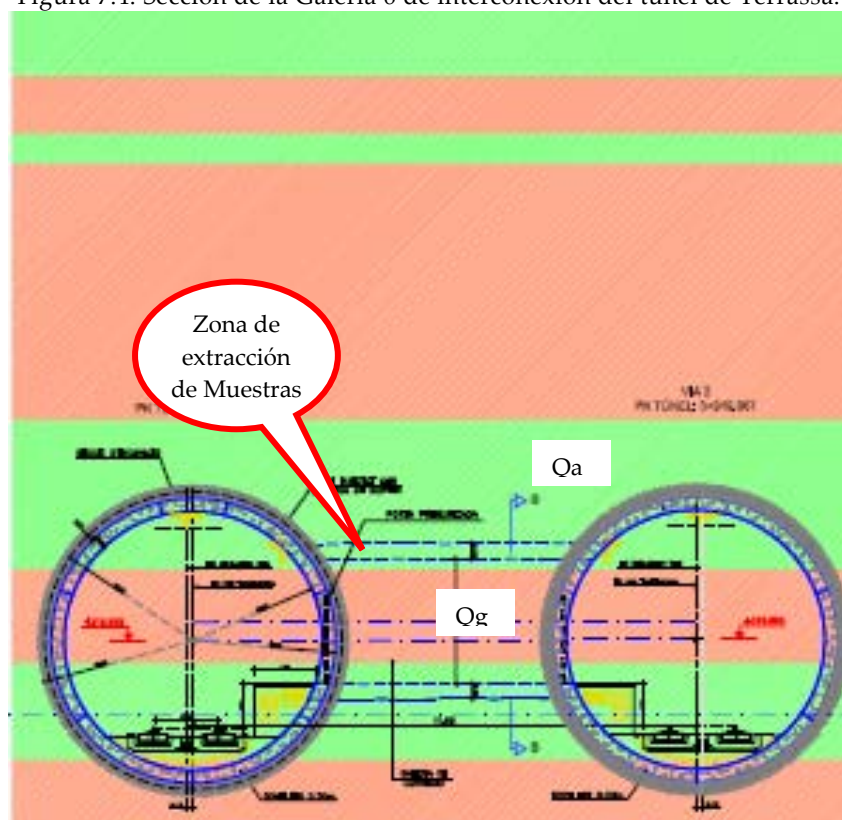


Figura 7.5: Sección de la Galería 8 de interconexión del túnel de Terrassa.

Además de las muestras de suelo o roca se obtuvo también una muestra de hormigón, de aquel que constituye el “tape” que es una pieza típica de los proyectos de excavación en suelos y que debe ser perforado por la máquina tuneladora cuando hace su “cale” en alguna estación, recinto o pozo a cielo abierto, véase el conjunto de fotos 7.6. En este caso la muestra de hormigón se obtuvo como cortesía del proyecto de “Prolongación de Ferrocarril de la Generalidad de Catalunya o Metro de Sabadell” cercano al proyecto de Terrassa y con características muy similares en cuanto a diseño de proyecto y geología a excavar, en el que la excavación se ha llevado a cabo mediante TBM EPB y que estaba en curso en el momento de obtener la muestra de hormigón. La finalidad de ensayar hormigón es averiguar a qué valor de abrasividad se enfrentan las herramientas de corte cuando excavan estos tapes de hormigón en masa que en general suelen ser de 20 MPa de RCS.



Foto 3: Ejemplos de tapes de hormigón y Cales. Fotos de la autora.

En la siguiente tabla 7.1 se listan las muestras ensayadas para cada tramo de túnel, la procedencia de las mismas, su ubicación y los ensayos que se le practicaron.

Tabla 7.1 Unidad geotécnica de las muestras de ensayo y su procedencia

	UG	Tipo de muestras	Identificación	pK	Profundidad [m]	Ensayo practicado
UP1: Can Zam 4A	Gr1(II-III)	Sondeo	IN-R	2+515	35	LCPC, S ₂₀ , S _j , AVS
	Gr2 (V)	Sondeo	estación de Sta Rosa	2+420	19 - 21,6	LCPC
	Pf	Sondeo	IN-2+980	2+980	32-37,8	LCPC
	Gr1(III)	Sondeo	SN-10/calle Olesa	3+260	49,2-52,2	LCPC
	Co	Sondeo	SB6-T3		9-12	LCPC
UP2: Gorg 4B	Gr2 (IV)	Sondeo	SN-3	3+270	64,8 - 65,35	LCPC, S ₂₀
	Qa	Sondeo	IN -R-PK1+270	1+270	19 - 20	LCPC
	Qcb	Sondeo	PVC	1+300	6-9	LCPC
	Qb2	Sondeo	PA	2+490	14,4 - 17,6	LCPC
	PQ	Sondeo	IN-R	1+270	24 - 29	LCPC, S ₂₀
	Qb3	Sondeo	IN IN	2+980 2+490	19-22,5 18-21	LCPC, S ₂₀
	M	Afloramiento	turo d'en Caritg			LCPC, S ₂₀ , S _j
	Qrg	Sondeo	PA-c/11Set.y Virgili	1+460	18-22	LCPC
	Qb2g	Sondeo	IN-2+980	2+980	11-15	LCPC
	Gr1(III)	Sondeo	SN4-c.Garcilazo	3+350	39-42	LCPC, S ₂₀ , S _j
	Qr	Sondeo	PA	1+460	9-12	LCPC, S ₂₀ , S _j
	Qb3s	Sondeo	PA	2+490	24-26,5	LCPC
	Qb4	Sondeo	IN y PA	2+490	27 -35	LCPC, S ₂₀ , S _j
	Pl1	Sondeo	SD-28	1+550	33-35	LCPC
Pl2	Sondeo	IN-R	1+270	32-35	LCPC	
UP5: doble tunel 4D	Gr2(IV)	Sondeo	S4D/L08IN	0+317	27-33	LCPC
	Gr1(II)	Sondeo	S3A1008L08IN/ Concep.Arenal	3+280	54-57	LCPC, S ₂₀ , S _j
	PQ	Frente	Galería Felipe II-Salida de Emergencia		27 a 30	LCPC
	Qa	Sondeo	SN-10	3+260	11-17	LCPC, S ₂₀
	Pl2	Sondeo	S4C0285		39-42	LCPC
	Pl1	Sondeo	SBG-2		30-31	LCPC
UP4: doble tunel 4C	Qa	Sondeo	S4C0265R08IN/c.Ciutat d'Elx		19-20	LCPC
	Qb2	Sondeo	PA	2+490	14,4-17,6	LCPC, S ₂₀
	Pl2	Sondeo	S4C	0+285	39-42	LCPC
	PQ	Sondeo	S4D0293L08IN Felipe II- Meridiana	2+930	27-30	LCPC, S ₂₀ , S _j
	Pl1	Sondeo	SD28	1+550	34-35	LCPC
UP3: Trajana 4C	Qrg	Sondeo	PA c/11Set.y Virgili	1+460	22-27	LCPC, S ₂₀ , S _j
	Qr	Sondeo	PA-R	1+460	9-12	LCPC
	Qb1	Sondeo	SD-28	1+550	3 - 4,8	LCPC
	PQ	Sondeo	IN-1/Juan de Garay		16,8-19,2	LCPC

	UG	Tipo de muestras	Identificación	pK	Profundidad [m]	Ensayo practicado
	Gr2(IV)	Sondeo	IN-03/c.Olesa		57,6-60,6	LCPC
	Pl1	Sondeo	SD28	1+550	34-35	LCPC
	Pl2	Sondeo	IN-R	1+270	32-35m	LCPC
UP7,8 y 9: Tramo I	Ql3s	Cinta TBM	Anillo 4832	11+708		LCPC
	Ql2	Cinta TBM	Anillo 4811	11+677		LCPC
	Ql3	Frente	Pozo Estación Sant Cosme	5+400	18	LCPC
UP6: Tramo II	DCV	Sondeo	S2ME/Mini Estadi FCB		39-42	LCPC, S20
	Bf	Sondeo	S2F0960L08PV/Camp Polo	9+200	49,8-52,8	LCPC
	Spv	Sondeo	S2F0960	9+200	29-32	LCPC
	Dcm	Sondeo	SCS-04/Campus Sud	9+260	54	LCPC, S20
	Dcn	Sondeo	S2ME/Mini Estadi FCB	8+900	45-51	LCPC, S20
	Bf+Ord+Gr2	Sondeo	S2F0960L08PV/Campo Polo	9+200	22,4-31	LCPC, S20
	M2	Sondeo	S2F09401010 PA/Dr. Marañón	9+360	47,5-5	LCPC, S20
	PL2	Sondeo	S2F0825L15IN	8+900	48-51	LCPC
El_II: Terrassa Egara I y II	Ma	Frente	Galería 6	20+450	20,66	LCPC
	Mg	Frente	Galería 6	20+450	20,66	LCPC
	Qa	Frente	Galería 8	21+015	19,8	LCPC
	Qg	Frente	Galería 8	21+015	19,8	LCPC
HM	HM20	Tape de hormigón	Cortesía Tunel de Sabadell			LCPC, Cerchar

7.3 Ensayos LCPC

7.3.1 Preparación del equipo de ensayo

Equipo de partida

El ensayo de broyabilidad LCPC ha tenido muy escasa difusión en España. Aunque las máquinas normalizadas se encuentran disponibles –por encargo– en el mercado, su coste excluía la posibilidad de contar con un equipo nuevo. Tras varias indagaciones se identificó la presencia en el Laboratorio de la empresa Geotécnica y Control de Qualitat “GCQ” de una máquina y sus dispositivos para realizar este ensayo; con esta máquina se había pretendido llevar a cabo ensayos LCPC sin éxito. Tras inspeccionarla se pudo comprobar que tal máquina requería varias adaptaciones para cumplir con los requerimientos establecidos por la norma de ensayo. Así, se llegó a un acuerdo con la empresa para poder usar su máquina y sus instalaciones para realizar estos ensayos, pero manteniendo la libertad de modificarla en lo que se juzgara necesario. Este trabajo de adaptación se describe en el siguiente apartado.

Revisión y adaptación

En primer lugar se verificó si el motor de la máquina cumplía con los requerimientos de potencia (750W) y velocidad (4500 rpm) de la norma. Este paso se satisface ampliamente, tal como lo certifica el laboratorio de control de calidad de SGS delegación Madrid y cuya nota se adjunta en el anexo 1 a este capítulo.



Foto 4: Vasija de la que disponía el laboratorio para trabajar en el ensayo.



Foto 5: Vasija nueva que cumple con las prescripciones fijadas en la norma de ensayo.

El siguiente paso consistió en revisar y corregir la geometría del dispositivo que aloja las muestras, al que denominamos “vasija”.

La Foto 4 enseña la vasija de la que disponía el laboratorio originalmente, esta vasija no cumple con las dimensiones requeridas por normativa y se descartó definitivamente luego de realizar algunos ensayos y comprobar que los resultados obtenidos no eran coherentes con los rangos de valores indicados en la literatura para determinados materiales.

Para remediar esto pareció más factible y apropiado hacer una vasija nueva antes que intentar correlacionar y buscar o definir factores de corrección por diferencias en la geometría y material de la vasija. Se adjunta en el anexo 2 el plano de la vasija, fabricado según las dimensiones y materiales prescritos.

La Foto 5. Enseña la nueva vasija, y la foto 6 ilustra cómo se integra esta vasija en la máquina. Se puede observar un cuerpo amarillo que aloja el motor, este cuerpo dispone de un mango que contiene al dispositivo de encendido y la toma de corriente. El motor descansa sobre una base metálica que dispone de una parte superior horizontal, en la que se atornilla la vasija durante el ensayo y un marco rectangular inferior que hace las veces de soporte.

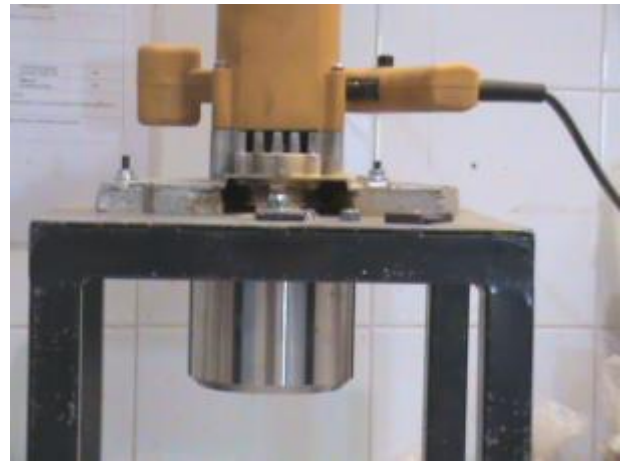


Foto 6: Aparato de ensayo. Vista general.

La foto 7 enseña el sistema de unión de la vasija a la base metálica. Esta se fija estando aún vacía para realizar los ensayos.



Foto 7: Ajuste de la vasija

La foto 8 enseña el vástago que aloja la paleta metálica que queda dentro de la vasija durante el ensayo. La paleta debe ser cambiada tras cada ensayo. La misma foto enseña también un orificio practicado en la base metálica plana, el cual sirve para introducir la muestra de ensayo a la vasija. Una vez se ha introducido la muestra, se debe cerrar este orificio para evitar la pérdida de material durante el ensayo, para ello se cierra el orificio por la parte superior de la base metálica y se ajusta con tuerca y contra tuerca.



Foto 8: Vástago de rotación y paleta metálica, a la derecha orificio para introducir la muestra.

La foto 9 enseña la manera de introducir la muestra por medio de un embudo que deriva el material a ensayar a la vasija a través del orificio mostrado en la foto 8.



Foto 9: Embudo para introducir la muestra

La foto 10 muestra una paleta metálica. Las paletas que se emplearon fueron compradas en la casa Ingenierie Generale de Mesures (IGM) de Francia, que provee paletas, repuestos y máquinas para este ensayo con garantía de cumplimiento de la normativa, tanto en sus dimensiones (50mm x 25mm x 5mm) como en el tipo de material (con dureza Rockwell B60-75).



Foto 10: Paleta metálica

Calibración

Una vez superada la etapa de puesta a punto de la nueva máquina de ensayo según los requerimientos de la normativa, se llevaron a cabo ensayos de calibración sobre 3 tipos de muestras granulares. La calibración de la máquina era necesaria para garantizar que su funcionamiento nos reportaría resultados coherentes de ensayos de abrasividad, es decir, que se podrían aplicar las tablas de clasificación de abrasividad cualitativas de los autores ya citados a los valores resultantes que se obtuvieran mediante el empleo de la nueva máquina.

Para la calibración, se escogieron tres materiales (sílice, caliza y mármol) que, según la literatura (Plinninger, 2008; Thuro y otros, 2007), eran diferentes desde el punto de vista de su dureza y abrasividad, y se prepararon 6 muestras de cada uno de los materiales a partir de un mismo cuarteo para cada material. Una vez que se tuvo las muestras limpias, tamizadas y pesadas, se enviaron 3 muestras de cada tipo de material para su ensayo en la máquina LCPC estandarizada de la Unidad Técnica GERM del Laboratorio Regional de Puentes y Caminos de Toulouse y las tres muestras restantes de cada tipo de material se ensayaron en la nueva máquina adaptada que se buscaba calibrar. Las actas de resultados de los ensayos realizados en Toulouse se adjuntan en el anexo 3.

Los valores obtenidos tanto de los ensayos del laboratorio de Toulouse como los realizados en nuestra máquina, se muestran en la siguiente tabla 7.2:

Tabla 7.2: Resultados de ensayos de calibración

material	muestra	Toulouse		GCQ	
		Índice Abr [g/t]	Índice Br [%]	Índice Abr [g/t]	Índice Br [%]
sílice	1	1236	43,44	1489	71
	2	1261	57,66	1460	77
	3	1202	58,63	1540	73,6
marmol	1	134	97,12	100	94
	2	152	97,28	80	88
	3	145	96,88	100	94,4
caliza	1	9,99	44,8	20	51
	2	16	43,44	20	55
	3	7,99	45,81	20	51,5

Frente a la variación de los valores obtenidos entre ambos laboratorios para iguales muestras se realizó un análisis estadístico de los resultados como se describe a continuación:

La distribución t de Student es una distribución de probabilidad que surge del problema de estimar la media de una población normalmente distribuida cuando el tamaño de la muestra es pequeño (Student, 1908) lo cual ocurre en este caso. Esta distribución fue creada por William Gosset durante su trabajo en la fábrica de cerveza Guinness en Dublín y fue publicada por él mismo bajo el seudónimo de Student. (O'Connor & Robertson, 2003).

En forma sintetizada se describe a continuación el desarrollo teórico de esta distribución de probabilidad pudiendo ampliar la lectura en (Student, 1908) , (Walpole, Myers, & Ye, 2002) La distribución t de Student es una distribución de probabilidad del cociente

$$\frac{Z}{\sqrt{V/\nu}} \quad (7.1)$$

Donde Z tiene una distribución normal de media nula y varianza 1, V tiene una distribución chi-cuadrado con ν grados de libertad.

Si μ es una constante no nula, el cociente 7.1 es una variable aleatoria que sigue una distribución no central con parámetro de no centralidad μ :

$$\frac{Z+\mu}{\sqrt{V/\nu}} \quad (7.2)$$

Suponiendo que x_1, \dots, x_n son variables aleatorias distribuidas normalmente con media μ y varianza σ^2 entonces

$$\bar{X}_n = (x_1 + \dots + x_n)/n \quad (7.3)$$

Es la media muestral, luego

$$Z = \frac{\bar{X}_n - \mu}{\sigma\sqrt{n}} \quad (7.4)$$

Segue una distribución normal de media 0 y varianza 1. Si la desviación estándar no se conoce previamente Gosset estudió un cociente relacionado que le denominó Distribución T de student:

$$T = \frac{\bar{X}_n - \mu}{s_n\sqrt{n}} \quad (7.5)$$

Donde el denominador del cociente se conoce como error estándar *EE*.

Una manera de validar los valores de abrasividad obtenidos por nuestra máquina de ensayos consiste en que los mismos y los valores determinados en Toulouse constituyen dos muestras que pueden proceder de dos poblaciones subyacentes con igual media y en consecuencia se puede verificar este supuesto aplicando la prueba t de Student.

Dicha prueba propone fijar una hipótesis de nulidad a la diferencia de medias de los resultados obtenidos por ambas máquinas, es decir, se supone que todos los resultados obtenidos (es decir de ambas máquinas) pertenecen a una única población con un único valor promedio desconocido y por lo tanto la diferencia entre los valores medios obtenidos a partir de cada población subyacente (cada máquina) es nula.

En nuestro caso, para aplicar la prueba t de Student se han hallado primero los estadísticos descriptivos como se resume en las siguientes tablas 7.3 y 7.4:

Tabla 7.3: Estadísticos ensayos *Abr*

muestra	Índice <i>Abr</i> [g/t]					
	Sílice		Mármol		Caliza	
	Toulouse	GCQ	Toulouse	GCQ	Toulouse	GCQ
1	1202	1460	134	80	8	20
2	1236	1489	145	100	10	20
3	1261	1540	152	100	16	20
Media (\bar{x})	1233	1496	143,7	93,3	11,3	20
Varianza (s^2)	877	1640	82,3	133	17,4	0
Dest (s)	29,6	40,5	9,07	11,55	4,17	0
n	3	3	3	3	3	3

Tabla 7.4: Estadísticos ensayos *Br*

muestra	Índice <i>Br</i> [g/t]					
	Sílice		Mármol		Caliza	
	Toulouse	GCQ	Toulouse	GCQ	Toulouse	GCQ
1	43,44	71	96,88	88	45,81	51
2	57,66	73,58	97,12	88	44,8	55
3	58,63	77	97,28	94	43,44	51,54
Media (\bar{x})	53,2	74	97,1	90	44,7	53
Varianza (s^2)	72,3	9	0	12	1,4	5
Dest (s)	8,50	3	0,2	3	1,19	2
n	3	3	3	3	3	3

Se ha aplicado la prueba t de Student para verificar esta hipótesis de nulidad a la diferencia de medias en cada tipo de material calculando por un lado la varianza conjunta VC a partir de los datos provenientes de cada laboratorio y por otro el error estándar $EE(\bar{x}_1 - \bar{x}_2)$ de la diferencia de medias como:

$$VC = \frac{(n_1-1)s_1^2 + (n_2-1)s_2^2}{(n_1-1) + (n_2-1)} \tag{7.6}$$

siendo s_i^2 es la varianza muestral definida como:

$$s^2_{(x)} = \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2 \tag{7.7}$$

Siendo n el número de variables, x_i el valor de una variable i y \bar{x} el valor promedio de la muestra. Luego

$$EE(\bar{x}_1 - \bar{x}_2) = \sqrt{VC^2 \left(\frac{1}{n_1} + \frac{1}{n_2} \right)} \tag{7.8}$$

Luego el estadístico t resulta de aplicar en la ecuación 7.5 la expresiones 7.8 mientras que para el numerador \bar{X}_n : $(\bar{x}_1 - \bar{x}_2)$ es la diferencia entre los dos promedios y $\mu = 0$.

$$t = \frac{\bar{X}_n - 0}{EE(\bar{x}_1 - \bar{x}_2)} \tag{7.9}$$

El valor t hallado mediante la expresión 7.9 se debe comparar con el valor t obtenido a partir de establecer un nivel de confianza que para nuestro caso se ha fijado en 95% y con grado de libertad $gl = (n1-1)+(n2-1)=(n1+n2-2) = 4$. Con ambos datos se ha aplicado la función $DISTR.T.INV(0,05;4)$ en Excel para hallar el valor de t , alternativamente también se podría haber empleado la tabla de t de Student que antiguamente se utilizaba. En las siguientes tablas 7.5 y 7.6 se presentan los valores obtenidos del estadístico t de Student.

Tabla 7.5: Estadístico t para Abr

muestra	Índice Abr [g/t]		
	Sílice	Mármol	Caliza
T student calculada	-9,09	5,94	-3,60
T Student (0,05; 4)	2,78	2,78	2,78

Tabla 7.6: Estadístico t para Br

muestra	Índice Br [g/t]		
	Sílice	Mármol	Caliza
T student calculada	-3,96	3,54	-5,48
T Student (0,05; 4)	2,78	2,78	2,78

A la vista de los resultados presentados en las tablas 7.5 y 7.6 se observa que se rechaza la hipótesis de nulidad dado que no se cumple en ninguno de los casos y por lo tanto se comprueba que existe diferencia entre los promedios procedentes de cada máquina, a pesar de ello, las diferencias resultantes podrían interpretarse como estadísticamente significativas o solamente aleatorias producto del azar, es decir que la diferencia entre los valores medios puede ser causada porque las máquinas trabajan de manera diferente y no son comparables o bien las diferencias pueden ser no significativas y deberse simplemente a fenómenos de aleatoriedad. Para saber en qué supuesto nos encontramos se ha construido el intervalo de confianza IC para diferencias de medias de las muestras de una misma población a partir de un nivel de significación α del 5%, este intervalo de confianza define valores críticos límites de tal modo que si el valor de la diferencia de medias cae dentro del intervalo, dicho valor no es significativo estadísticamente y es producto del azar mientras que si el mismo valor cae fuera del intervalo, estas diferencias serían significativas y no se podrían considerar aceptables los resultados de los ensayos realizados con la máquina adaptada.

Para calcular el valor de IC se necesita el valor de t Student que se obtiene en función de α y gl , por medio de la tabla de doble entrada o de la función de Excel comentada anteriormente, luego

$$IC95\%(\bar{x}_1 - \bar{x}_2) = \left[(\bar{x}_1 - \bar{x}_2) \pm t_{(1-\alpha/2, gl)} EE(\bar{x}_1 - \bar{x}_2) \right] \quad (7.10)$$

En la ecuación se ha trabajado con $\alpha/2$ porque se ha trabajado con 2 colas de la curva normal. A continuación se presentan los resultados en las tablas 7.7 y 7.8:

Tabla 7.7: Intervalo de confianza para diferencia de medias de Abr

muestra	Índice Abr [g/t]		
	Sílice	Mármol	Caliza
T student calculada	-263	50	-9
IC (límite inf; límite sup)	-343,8; -182,9	26,79; 73,87	-15,36; -1,99

Tabla 7.8: Intervalo de confianza para diferencia de medias de *Br*

muestra	Índice Br [g/t]		
	Sílice	Mármol	Caliza
T student calculada	-21	7	-8
IC (límite inf; límite sup)	-35,08; -6,16	1,5; 12,7	-11,80; -3,86

A la vista de las tablas 7.7 y 7.8 se comprueba que en todos los casos los valores de diferencia de medias se sitúan dentro de los respectivos intervalos de confianza lo que indica claramente que las diferencias existen pero no son significativas y en definitiva los resultados de ensayos realizados en la máquina adaptada de ensayo LCPC son comparables con cualquier otra máquina comercialmente estandarizada.

7.3.2 Programa de ensayos

Tras las verificaciones y adaptaciones descritas se inició el programa de ensayos. Este tuvo lugar entre marzo de 2009 y enero de 2011 y se enderezó a establecer valores de abrasividad y fragmentabilidad LCPC para cada unidad geotécnica perforada por las máquinas tuneladoras.

La siguiente tabla 7.9 resume la cantidad y los tipos de materiales que se ensayaron para cada unidad de perforación de obra de túnel de L9 y de Terrassa. La cantidad total de materiales distintos que se ensayaron fueron 53 y de ellos se consiguieron 3 o más muestras para ensayo. Los colores en la tabla indican qué unidades geotécnicas se sometieron a ensayos LCPC y cuáles además pudieron ser ensayados por algunos de los métodos del sistema noruego NTNU:

Tabla 7.9: Origen y tipo de Muestras ensayadas

UP	Unidades Geotécnicas/material														Total de ensayos	
UP1	GR 1 I-II	GR 1 III	GR 2	PF	CO	M										6
UP2	M	GR 1 III	GR 2	Qb2	Qb3	Qr	Qrg	Qb 4	Qb2g	Qb3s	PI1	PQ	PI2	Qc b	Qa	15
UP5	PI1	PQ	PI2	Qa	Gr1	Gr2										6
UP4	Qb2	PI1	PQ	PI2	Qa											5
UP3	GR 2	Qb1	Qr	Qrg	PI1	PQ	PI2									7
UP6	PI2	M2	Dcm	Dcv	Spv	Dcn	Bf+Gr2+ Spv									7
UP7,8 y 9	QI2	QI3	QI3s													3
EI/II	Ma	Mg	Qa	Qg												4
Pantalla de hormigón	HM2 0															3

muestras ensayo LCPC sólo

muestras ensayo LCPC y S20

muestras ensayo LCPC, S20 y SJ

muestra ensayo LCPC, S20, SJ y AVS

muestra de hormigón en masa ensayo LCPC y Cerchar

7.3.3 Procedimiento de ensayo

Preparación de las muestras

La preparación de las muestras siguió las prescripciones de las normas AFNOR P18-553 "Preparación de muestras para ensayo" y AFNOR P18-560 "análisis granulométrico por tamizado" en cumplimiento a lo dispuesto por la norma AFNOR P18-579, en materia de manipulación y acondicionamiento de las mismas previo al ensayo. Para cada material se han realizado tres ensayos obteniendo así tres valores de abrasividad *Abr* y tres del índice *Br*. Los valores finales resultan del promedio de las tres determinaciones de cada uno de los respectivos parámetros.



Foto 11: Muestra de Qb2 limpia, seca y tamizada.

Este ejercicio permitió manipular los distintos materiales y relacionar sus aspectos, texturas y apariencias con las descripciones geológicas de los proyectos.



Foto 12: Muestra proveniente de material triturado a la fracción buscada.

Cada tipo de material presentó una granulometría diferente, por lo que al tamizar las muestras algunas ofrecieron la fracción buscada en la cantidad necesaria y en el caso de las rocas blandas, hubo que recurrir a su triturado mediante martillo de caucho de laboratorio y en casos de bolos muy duros mediante maza o mortero para obtener la fracción de muestra adecuada al ensayo, tal como se aprecia en la foto 12.

Por otra parte, se encontraron también muestras de granulometría muy finas que pasaban el 100% por el tamiz 4,2. A pesar de ello se definieron muestras de 500g para ensayo igualmente.

Las muestras una vez limpias y secas se pesaron y guardaron en bolsas de laboratorio con la identificación correspondiente tal como se enseña en la foto 13, se trabajó en la búsqueda, identificación y preparación de todas las muestras y se las fue acopiando en las bolsas.



Foto 13: Proceso de preparación de muestras.

Paletas metálicas

Las paletas metálicas, tal como ya se comentó deben ser cambiadas luego de cada ensayo, y se deben pesar antes y después de ser utilizadas para el ensayo. La pérdida de peso de la paleta representa el material metálico removido por efecto de la abrasividad del material de ensayo. Un ejemplo del aspecto de las paletas antes y después del ensayo se representa en la foto 14.

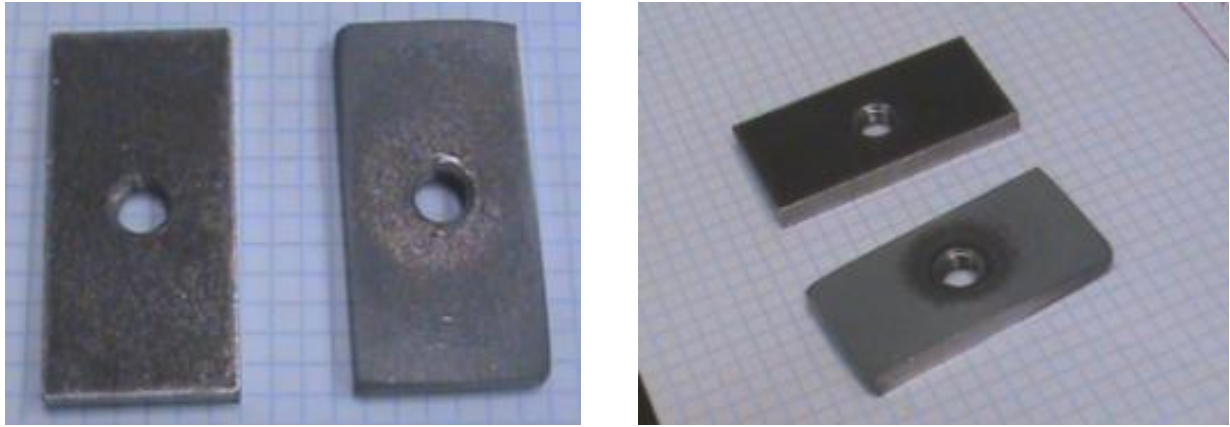


Foto 14: Paletas metálicas para el ensayo. Nuevas y gastadas luego del ensayo.

Luego del ensayo las paletas no sólo han modificado su forma como se muestra en la foto 14 sino que alcanzan mayor temperatura respecto de la temperatura previa al ensayo aunque su valor se trata apenas de unas décimas.

7.3.4 Resultados de ensayos de Abrasividad LCPC

A continuación se presenta en la tabla 7.10 el resumen final de resultados para todas las muestras ensayadas y se adjuntan en el anexo 3 las fichas de resultados de cada uno de los ensayos. La escala de clasificación cualitativa que se emplea es la que propuso la Universidad Tecnológica de Múnich, presentada y comentada en la tabla 5.7 del capítulo 5 de esta tesis.

Tabla 7.10: resultados de ensayos LCPC

	Ud Geot	Abr.(g/t)	Br.(%)	Clasificación cualitativa dada por la TUM
UP1	Gr1(II)	1079	65	muy abrasivo
	Gr2 (V)	399	92,7	abrasivo (medio)
	Pf	879	40	muy abrasivo
	Gr1(III)	778	73,9	muy abrasivo
	Co	319	39,4	abrasivo (medio)
	M	180	53	Ligeram. abrasivo
	Gr2 (IV)	780	60	muy abrasivo
UP2	Qa	419	44,6	abrasivo (medio)
	Qcb	398	51,3	abrasivo (medio)
	Qb2	919	43,8	muy abrasivo
	PQ	459	49,2	abrasivo (medio)
	Qb3	757	39,8	muy abrasivo
	M clasto	1076	55,7	muy abrasivo
	Qrg	398	50	abrasivo (medio)
	Qb2g	961	43,8	muy abrasivo
	Gr1(III)	798	49,4	muy abrasivo
	Qr	498	52	abrasivo (medio)
	Qb3s	881	43,8	muy abrasivo
	Qb4	738	45,5	muy abrasivo

Tabla 7.10: resultados de ensayos LCPC

	Ud Geot	Abr.(g/t)	Br.(%)	Clasificación cualitativa dada por la TUM
	P11	20	91,8	no muy abrasivo
	P12	40	75,8	no muy abrasivo
UP5	Gr2(IV)	461	78	abrasivo (medio)
	Gr1(II)	880	59	muy abrasivo
	PQ	480	49,7	abrasivo (medio)
	Qa	439	49,6	abrasivo (medio)
	P12	40	82,6	no abrasivo
	P11	20	89,3	no abrasivo
	UP4	Qa	439	46,8
Qb2		918	42,9	muy abrasivo
P12		40	82,6	no abrasivo
PQ		957	50,7	muy abrasivo
P11		20	93,9	no abrasivo
UP3	Qrg	340	51,8	abrasivo (medio)
	Qr	419	53,5	abrasivo (medio)
	Qb1	279	52,2	abrasivo (medio)
	PQ	500	56,2	muy abrasivo
	Gr2(IV)	559	80,8	muy abrasivo
	P11	20	93,2	no abrasivo
	P12	40	75,8	no muy abrasivo
UP7, 8, 9	Q13s	80	100	no muy abrasivo
	Q12	10	100	no abrasivo
	Q13	35	100	No abrasivo
UP6	Dcv	40	72,9	no abrasivo
	Bf	60	78	no muy abrasivo
	Spv+Dc+CO	120	58,1	ligeramente abrasivo
	Dcm	0	63,8	no abrasivo
	Dcn	20	60,6	no abrasivo
	Bf+Ord+Gr2	320	60,4	abrasivo (medio)
	M1	179	53,3	ligeramente abrasivo
	P12	40	90,1	no abrasivo
EL_I	Ma	399	29	abrasivo (medio)
	Mg	400	23,8	abrasivo (medio)
	Qa	199,6	26	ligeramente abrasivo
	Qg	200,4	32	ligeramente abrasivo
H				
M	HM20	400	30	abrasivo (medio)

7.4 Ensayos NTNU

El método noruego NTNU ha sido descrito en el punto 5.3.3. En él se determinan y emplean varios valores índices como son *DRI* (Drilling Rate Index), *BWI* (Bit Wear Index) y *CLI* (Cutter Life Index) para cuantificar la abrasividad y predecir el rendimiento de una máquina determinada en un determinado macizo rocoso. Estos índices se obtienen a partir de ábacos en los que se entra con el valor de una serie de determinaciones básicas (S20, SJ, AVS, etc.) en ensayos de laboratorio específicos.

En el laboratorio de Mecánica de Rocas de la Escuela Técnica Superior de Ingeniería de Minas de la Universidad Politécnica de Madrid cuyo director es el Profesor Pedro Ramirez Oyanguren, se cuenta con las máquinas y los dispositivos de ensayo que permiten llevar a cabo esta metodología. Como parte de la investigación se tuvo la oportunidad de visitar este laboratorio y realizar algunos ensayos NTNU sobre las muestras de rocas con el fin de comparar los resultados de abrasividad obtenidos por este método y por el método LCPC. Para llevar a cabo la serie de ensayos de laboratorio se siguió paso a paso las recomendaciones de (Dahl, 2003) “DRI, BWI, CLI Standard” que es un documento borrador de normativa que contiene las recomendaciones de ejecución de los ensayos y empleo de ábacos según el *Stiftelsen for Industriell og Teknisk Forskning* (SINTEF) que significa “La Fundación para la Investigación Científica e Industrial”.

Cabe indicar que, además, se intentó realizar también algún ensayo Cerchar pero sin éxito puesto que las muestras eran muy débiles o blandas en algunos casos y en otros eran bolos de cuarzo extremadamente duros que provocaron que la aguja se resbalara y se produjera el fenómeno de “patinaje” de la aguja sobre la superficie pulida de la muestra de roca.

7.4.1 Aparatos de Ensayo

Las siguientes fotos muestran las máquinas de ensayo que se emplean para determinar el conjunto de parámetros básicos. En entrevista con el Profesor Ramírez por parte de la autora del presente trabajo, él mismo confirmó que todas las máquinas fueron diseñadas según los planos originales provistos por la universidad de Trondheim, Noruega y su construcción y calibración fue supervisada por los investigadores de aquella universidad quienes incluso al momento de la realización de los ensayos que se presentan en esta tesis, mantenían contacto directo entre el profesor Bruland y el Profesor Ramírez para temas de asesoría y colaboración mutua en trabajos de investigación, mantenimiento de máquinas y actualización de ábacos.

Como puede verse en la foto 15 se muestra una imagen de frente del conjunto de aparatos necesarios para realizar el ensayo de perforabilidad y determinar el parámetro S_j .



Foto 15: Vista general de la Máquina para ensayo Sj de Perforabilidad

A su vez, la foto 16 muestra una vista lateral del mismo aparato que permite ver el tornillo de ajuste de mordazas ubicado en la parte trasera del cabezal superior de la máquina. La foto 17 muestra una vista de las mordazas ubicadas en el cabezal superior que son las responsables de sujetar la muestra de ensayo y mantenerla firme durante todo el ensayo.



Foto 16: Marco regulable de amarre de la muestra a ensayar, amarrado mediante mordazas.



Foto 17: Mordaza superior.

La foto 18 muestra una vista de la parte inferior del aparato de ensayo, donde se ubica un mango de sujeción de las barras o brocas de perforación. En la foto la broca ya está colocada dentro del mango el cual está provisto de un sistema de ajuste y control de sujeción de la broca.



Foto 18: vista inferior del marco de ensayo, con la broca en su posición para perforar.

Las barras de perforación o brocas se muestran en la foto 19 donde se puede observar que tienen dos extremos, el extremo plano es el que se introduce en el mango de sujeción y el extremo en la punta es el que contacta con la muestra y la perfora.



Foto 19: Barras de perforación para el ensayo SJ.

La foto 20 muestra en detalle el extremo con filo de cada barra y puede verse el encaste de widia en la punta cuyo remate es en forma de V. Este remate se afila antes de que la barra sea utilizada en el ensayo, el afilado de la punta se consigue mediante el aparato que figura en el costado izquierdo de la foto 13. Con mayor detalle se muestra en la foto 21.

La foto 21 enseña el dispositivo empleado para pulir y afilar el encaste de widia de las barras de perforación. Cada barra se coloca y sujeta por medio de los tornillos de apriete que se observan en la parte inferior de la máquina. En la parte superior hay un rodillo giratorio provisto de una rueda pulidora destinada a lijar o limar a la broca o barra de perforación.



Foto 20: Detalle del extremo con inserto afilado de una barra o broca de perforación para el ensayo SJ.



Foto 21: Dispositivo para pulido de las brocas metálicas para perforación en el ensayo de perforabilidad.

La siguiente foto 22 muestra el aparato empleado para realizar el ensayo de Friabilidad S20. Según ya se ha descrito en el capítulo 5 además del empleo de la maza y su cazo rectangular que figuran en la foto el ensayo requiere el uso de tamices y balanza en el procedimiento de este ensayo.



Foto 22: Dispositivo para el ensayo de Friabilidad S20.

En la siguiente foto 23 se presenta una imagen general del aparato de ensayo AVS.



Foto 23: Vista general de la máquina para ensayo AVS.

Esta máquina presenta una especie de tolva en donde se deposita la muestra reducida al tamaño prescrito y desde donde va cayendo hacia el disco giratorio a velocidad controlada por la abertura inferior de la tolva. Además de esta máquina se necesitan otras dos máquinas que sirven para la preparación de las muestras de roca y la preparación de la pieza metálica, respectivamente. La primera consiste en una trituradora de mandíbula que tritura la roca llevándola al tamaño deseado y que no se encuentra en las fotos por ser de grandes dimensiones, mientras que la máquina que sirve para pulir y dar la forma a la muestra metálica que se extrae de la herramienta y que se emplea en este ensayo, puede verse en la foto 23 detrás de la máquina AVS y es aquella que tiene sus ruedas extremas en color naranja. Una imagen más cercana se presenta en la siguiente foto 24.



Foto 24: Aparato para pulir la muestra metálica que se emplea en ensayo AVS.

Una vez presentados los tres aparatos fundamentales y sus accesorios para llevar a cabo el procedimiento de ensayos de laboratorio del sistema NTNU se describe a continuación la realización de los mismos.

7.4.2 Plan de Ensayos y desarrollo de los mismos

Los ensayos de Friabilidad "S20" y de Perforabilidad "Sj" se llevaron a cabo sobre 17 muestras, pertenecientes cada una a una unidad geotécnica determinada, se escogieron las muestras más idóneas para ensayos que están previstos de ejecutarse sobre rocas. Las muestras ensayadas se encuentran identificadas en la tabla 7.1.

Muchos de estos ensayos se realizaron sobre rocas blandas, (por ejemplo las calizas de la *UP6*, o los granitos de grado IV o V de la *UP1*) que son materiales no idóneos o no habituales del método. En el caso de los materiales cuaternarios como lo son las unidades *Qrg* o los *Qb* fue adoptada la decisión de ensayar los bolos que la máquina debió haber encontrado por su paso, y no tanto la matriz fina que los envuelve. Este criterio se fundamenta en dos causas: por un lado porque es imposible ensayar clastos de canto rodado inferiores a 5cm de diámetro y por otro lado porque buena parte de la matriz es arcillosa y no presenta fenómenos de abrasividad. De aquí que se deduce que son los bolos los principales frentes abrasivos que desgastan o dañan a los útiles de corte de las TBM.

Todas estas dificultades no hacen sino confirmar, de manera práctica, que aunque el método noruego NTNU pudiera ser muy robusto o apropiado para el estudio de la abrasividad en rocas, no puede ser aplicado en rocas blandas ni en suelos, de aquí la necesidad de contar con otros métodos de ensayos sobre rocas blandas y suelos como el LCPC.

Dado que no todas las muestras eran idóneas para ser sometidas al ensayo AVS, se escogió la muestra de *Gr1 (II)* por presentar las mejores características para el ensayo.

Para realizar el ensayo AVS, se obtuvo una pastilla del material del aro de corte (foto 25) de la máquina tuneladora empleada en *UP1* (tramo IVA Can Zam), tal como se observa en la foto 26, dicha pieza de metal se corta, talla y pule en el laboratorio a partir de un aro de corte auténtico que se envía al laboratorio para tal fin.

Con el ensayo AVS se puede calcular el índice CLI para discos de corte y el índice BWI para picas. En este segundo caso, la pastilla metálica se obtendría del material del inserto de widia en la pieza de corte.

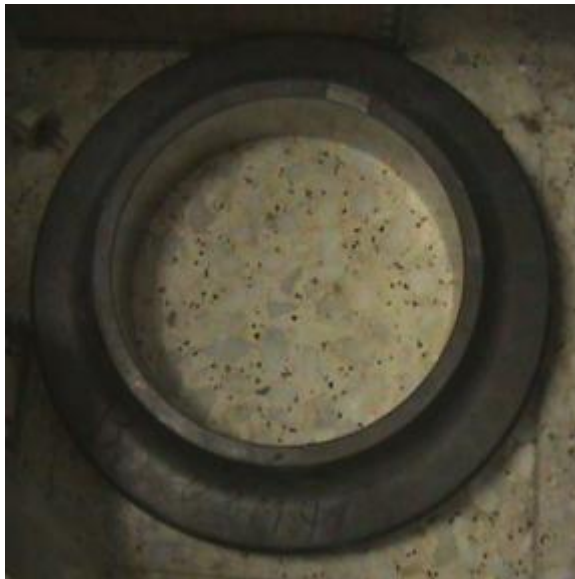


Foto 25: Aro de corte para proveer piezas metálicas para el ensayo AVS.

Se hace así patente otra dificultad de este método, pues si se quiere contar con un estudio de abrasividad y pronóstico de rendimiento durante la etapa de proyecto o previo a la ejecución de

la obra, obliga a disponer de las herramientas de corte mucho antes de comenzar una obra subterránea.

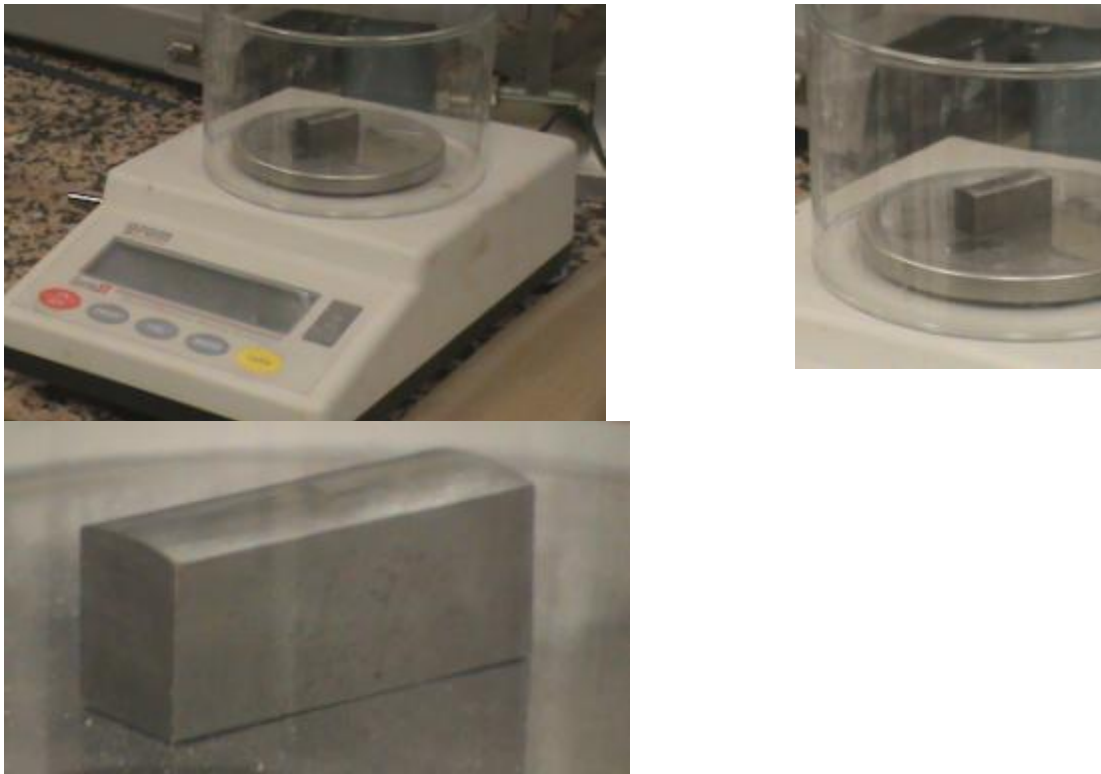
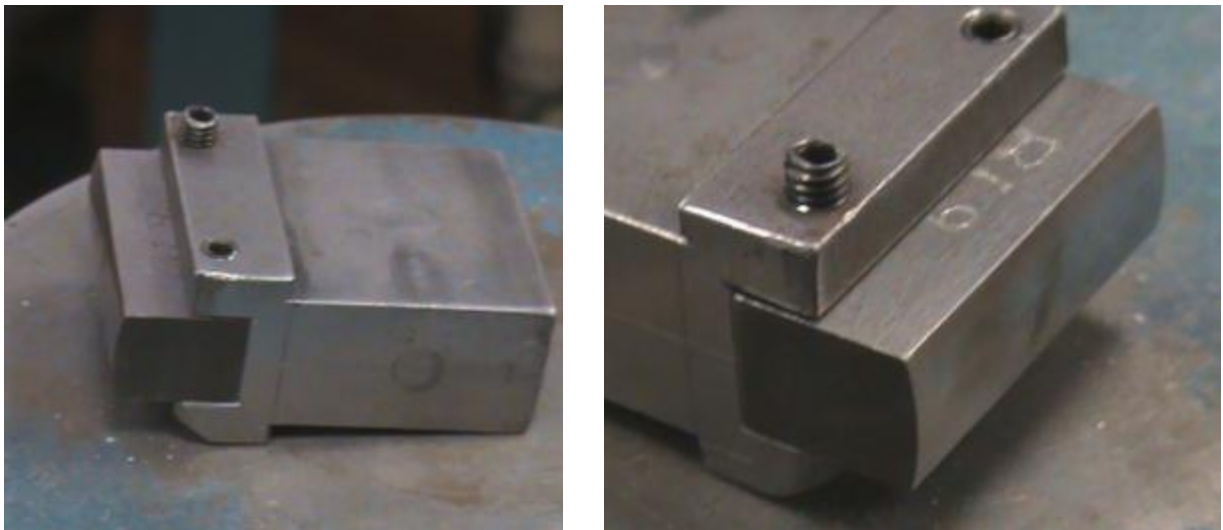


Foto 26: Muestra tallada y pulida a partir de un aro de corte real.

La pieza metálica o muestra de aro de corte, se inserta y ajusta en un porta muestra tal como se observa en las siguientes fotos 27.



Fotos 27: Muestra metálica posicionada en el portamuestra del ensayo AVS.

La muestra de roca *Gr1 (II)* fue triturada a la medida especificada siguiendo el procedimiento tal como se detalla en el capítulo 5, y se colocó en una tolva (foto 29) desde donde caía al plato giratorio. El vertido tenía lugar a una velocidad controlada conforme se enseña en la foto 28:



Foto 28. Ensayo AVS. Con la muestra *Gr1 (II)*



Foto 29: Tolva de vertido de la muestra de roca triturada.

Mientras el plato va girando y la muestra va cayendo en él, están actuando dos elementos simultáneamente: un cepillo (foto 30) que hace las veces de distribuidor de la muestra en todo el ancho de la pista giratoria y por otro lado, la pieza metálica.



Foto 30: Vista general del ensayo.



Foto 31: Detalle del roce de la pieza metálica con el material de roca triturado.

La pieza metálica se ubica fija en un soporte de acero que la mantiene ligeramente levantada del plato giratorio (ver foto 31) y es frotada o rozada por el material que circula en la pista del plato giratorio conforme éste se mueve.

7.4.3 Resultados de ensayos

Se muestra a continuación los resultados de los ensayos agrupando las muestras en tablas según los ensayos realizados a cada unidad geotécnica

Tabla 7.11: Valores Resultantes del ensayo S₂₀

Ensayos S ₂₀				
	Un geotécnica	Pi (g)	Pasa# 11,2 (g)	S ₂₀ .(%)
UP1	Gr1(II-III)	500,6	210,2	42%
UP2	PQ		144,1	29%
	Qb3	501,1	215,1	43%
	Qb4	500,3	150,4	30%
	Qr	499,4	162,4	33%
	Gr2 (IV-V)	495,3	320,1	65%
UP5	M	500,6	268,7	54%
	Gr2(III)	499,9	417,6	84%
UP4	Qa	501,2	94,2	19%
	PQ	501	196,3	39%
UP3	Qb2	501,3	140	28%
	Qrg	500,8	191,4	38%
UP6	Dcn	493,3	283,9	58%
	Dcm	495,7	250,7	51%
	M2	503,2	348,6	69%
	Bf+Ord+Gr2	478,9	350,9	73%
	Dcv	501,6	258,8	52%

Tabla 7.12: Valores Resultantes del ensayo S_J

Ensayos S _J						Comentarios
	Un geotéc.	I	II	III	IV	
UP1	Gr1(II-III)	5,66	6,55	3,25	8,68	
UP2	PQ					Se intentaron 2 perforaciones pero en ambos casos la broca atravesó toda la muestra y rompió
UP5	Gr2(III)	10,99	13,475	4,74	14,76	En la III perforación se rompió la broca. Valor no válido
	Qa					Alcanzó la medida I a los 10,03 seg. Quedando fuera de rango en el ábaco
UP4	PQ	19,175	22,51	24,055	14,915	material blando, pero se pudo realizar el ensayo
	Qb2					La muestra es un bolo de cuarzo que en un intento de ensayo resbala. Se considera no representativo.
UP3	Qrg		26,87			En la medida I se perfora de punta a punta la muestra a los 15,16 seg. Solo se toman 2 medidas
UP6	Dcn	>42,57				Alcanzó la medida I a los 10,03 seg. debería haber llegado a los 16 seg. Queda fuera de rango en el ábaco
	Dcm	27,56	rotura	43,62		Sale fuera de rango en el ábaco y la muestra rompe
	M2					Material blando, no se ensaya porque le pasa lo mismo que a las calizas
	Bf+Ord+Gr2					Material blando y heterogéneo, no se ensaya porque le pasa lo mismo que a las calizas
	Dcv	31,86	37,815	51,83		se ensaya a menos tiempo que el prescrito. Material blando. Queda fuera de rango en el ábaco

Tabla 7.13: Valores Resultantes del ensayo AVS

Ensayo AVS						
	UG	Pi (g)	Pf	Pi (g)	Pf	AVS
UP1	Gr1(II-III)	29,3	16	28,9	19	17,5

7.4.4 Índices derivados del método NTNU

Con los valores obtenidos a partir de los ensayos se trabajó sobre los ábacos descritos en el capítulo 5, los que dan como resultado los índices DRI y CLI que se presentan en la siguiente tabla general 7.14.

Tabla 7.14: Sistema NTNU valores DRI y CLI

Muestra	S ₂₀ (%)	S _J (1/10 mm)	AVS (mg)	DRI	CLI
Gr2 (IV)	65				
PQ	29				
Qb3	43				
M	54	205,8		83	
Gr1(II-III)	42	60,3	17,5	53	22,3
Qr	33	240,8			
Qb4	30	23,2		34	
Gr2(III)	84	130,8			
Qa	19				
Qb2	28				
PQ	39	201,6		71	
Qrg	38	26,87			
DCV	52	405		-	
Dcm	51	355,9		-	
Dcn	58	420		-	
Bf+Ord+Gr2	73				
M2	69				

En la misma tabla 7.14 se han recordado los valores básicos S₂₀, S_J y AVS con la intención de poner de manifiesto que hay un número de ensayos que se realizaron y no se pudieron aprovechar. Tal es el caso de las unidades geotécnicas en las que se obtuvo el valor S₂₀ pero no se pudo obtener el valor S_J situación que impide el acceso al ábaco para determinar DRI. Por lo tanto este método implica no sólo la dificultad y alta probabilidad de fallar en los ensayos cuando se trata de rocas blandas según se ha descrito en los comentarios de la tabla 7.12 sino que también implica la realización de ensayos de laboratorio estériles.

La muestra correspondiente a la unidad geotécnica *Gr1(III)* es la única a la que se le pudo determinar el valor AVS cuyo resultado fue de 17,5. Este resultado puede ser interpretado según la escala de abrasividad (Nielsen, Dahl, & Holzhäuser, 2007) que permite clasificar a la muestra de manera cualitativa para el ensayo AVS y que se presenta en la tabla 7.15.

Tabla 7.15: Escala de clasificación cualitativa de abrasividad según método NTNU. Ensayo AVS. (Nielsen, Dahl, & Holzhäuser, 2007)

Categoría	AVS
Extremadamente bajo	<1
Muy bajo	2-3
Bajo	4-2
Medio	13-25
Alto	26-35
Muy alto	36-44
Extremadamente alto	>44

La tabla 7.15 permite valorar cualitativamente la abrasividad en función del valor AVS obtenido del ensayo. Según la cual el valor de 17,5 obtenido para *Gr1(III)* sitúa a este material en el rango de una abrasividad media.

7.5 Análisis de los resultados experimentales

La tabla 7.16 resume los valores de abrasividad obtenidos mediante los ensayos de laboratorio descritos, así como los valores extraídos de estudios geotécnicos durante los trabajos de perforación, por parte de las empresas contratistas y dirección de obra:

Tabla 7.16: Resumen de los resultados de distintos ensayos de abrasividad realizados.

Ud Geot	LCPC	LCPC	LCPC	NTNU									Abr. Cerchar		I. schimazek [kN/m] (1970)	Escala Cualitativa	RAI	Escala Cualitativa
	LAC / Abr.(g/t)	LBC / Br.(%)	Clasificación s/tabla I	TCD [MPa]	Cont. Cuarzo eq.[%]	S20 (%)	SJ (1/10mm)	AVS (mg)	DRI	Escala Cualitativa	CLI	Escala Cualitativa	CAI	Escala Cualitativa				
Gr1(II)	1080	65	muy abrasivo	12,7	67				48	media	15	alta	4,1	extrem. abrasivo	5,51 - 6,9	muy alta	49,6	abrasivo
Gr2 (V)	400	92,7	abrasivo (medio)						23,5	extrem. Bajo								
Pf	879,7	40	muy abrasivo	13,2 - 13,8	61				34,5	media			8	fuera de rango	6,89	muy alta	30,5	abrasivo
Gr1(III)	778	73,9	muy abrasivo	3,75 - 11	62	42	60,3	17,5	53	media	22,3	f/rango			4,9	alta		
Co	320	39,5	abrasivo (medio)	5,12 - 6,15	52				53,4	media			2,8	muy alta	0,26	muy baja	13	baja
Gr2 (III-IV)	780	60	muy abrasivo	2,1									0,9		0,5			
Qa	440	46,8	abrasivo (medio)															
Qcb/Qcs	398	51,3	abrasivo (medio)															
Qb2/ Qb2g	920	43,9	muy abrasivo															
Qb3/Qb3s	758	39,8	muy abrasivo															
M clasto	1077	55,8	muy abrasivo															
Qrg	399	50	abrasivo (medio)															
Qr	498	52	abrasivo (medio)															
Qb4	738	45,6	muy abrasivo															
Pl1	20	91,8	no muy abrasivo															
Pl2	40	82,6	no abrasivo															
Gr2(IV)	461	78	abrasivo (medio)															
PQ	957	50,7	muy abrasivo															
Qb1	280	52	abrasivo (medio)															
Ql3s	80	100	no muy abrasivo															
Ql3	35	100	no abrasivo															
Ql2/Ql2g	10	100	no abrasivo		82,8								2,6	media	2,27	muy mala rozabilidad	54,7	

7 Medidas de Abrasividad en los materiales de Barcelona y su entorno

Ud Geot	LCPC	LCPC	LCPC	TCD [MPa]	Cont. Cuarzo eq.[%]	NTNU							Abr. Cerchar		I. schimazek [kN/m] (1970)	Escala Cualitativa	RAI	Escala Cualitativa
	LAC / Abr.(g/t)	LBC / Br.(%)	Clasificación s/tabla I			S20 (%)	SJ (1/10mm)	AVS (mg)	DRI	Escala Cualitativa	CLI	Escala Cualitativa	CAI	Escala Cualitativa				
DCV	39,9	73	no abrasivo															
Bf	60	78	no muy abrasivo															
Spv	120	58	Lig. abrasivo															
Dcm	120	63,9	no abrasivo	5											0,013	muy buena rozabilidad		
Dcn	20	60,6	no abrasivo															
Spv+Dc+CO	120,13	58,1	Lig. abrasivo															
Bf+Gr2+CO	319,9	60,4	abrasivo (medio)															
M1	179,7	53	Lig. abrasivo	4,4	87,1								0,95	muy poco abrasiva	1,14	muy mala rozabilidad	18,05	
Ma	399	29	abrasivo (medio)										0,25	no muy abr.				
Mg	400	23,8	abrasivo (medio)										0,2	no muy abr.				
Qa	199,6	26	Lig. abrasivo										0,4	no muy abr.				
Qg	200,4	32	Lig. abrasivo															
HM20	400	30	abrasivo (medio)										1,4/0,9	Abr media/liger. abrasivo				

La tabla 7.16 pone en evidencia que las clasificaciones de abrasividad obtenidas a partir del método propuesto basado en el ensayo LCPC son bastante coherentes con las que resultan de aplicar el resto de los métodos. Además se comprobó que con la metodología de ensayo propuesta se pudieron ensayar todo tipo de rocas y suelos, desde las rocas más duras como las granodioritas no fracturadas de grado I hasta los pliocenos de muy baja resistencia a la compresión simple, y los bolos y material granular.

En base a los valores obtenidos se han realizado las siguientes interpretaciones en cuanto a las unidades geotécnicas y su propiedad de abrasividad:

- A) Las Unidades geotécnicas *Pl1* y *Pl2* presentes en varios tramos de línea 9 se consideran un único tipo de material desde el punto de vista de la abrasividad, ya que tienen valores muy bajos, menos de 50[g/t] en todos las muestras que se han ensayado.
- B) De igual manera, las unidades geotécnicas *Gr1(I,II y III)* y *Gr2(III, IV y V)* se han definido siempre igual y de manera reiterada por los geólogos en los capítulos de geología y geotecnia de los distintos proyectos, lo que es coherente con lo observado en los testigos de los sondeos, indistintamente de la *UP* en la que se hallen e intercepten. Las muestras ensayadas de estos materiales, obtenidas de distintas *UP* también han dado valores de abrasividad muy similares y dentro de un mismo rango, por lo tanto, se interpreta que se trata siempre del mismo material independientemente de la *UP* en la que se estudie. Idéntica interpretación se le ha dado al material *PQ* presente en varias *UPs*.
- C) Finalmente se observa una relación en las escalas de abrasividad cualitativa en los valores determinados y los distintos valores obtenidos a partir de otras metodologías de ensayos disponibles de los documentos consultados.
- D) Por lo tanto se puede asegurar que el ensayo *LCPC*, descrito en el presente capítulo constituye un método potente que merece ser incluido en un modelo de predicción de rendimientos más amplio, en el que se considere el valor *Abr* ó *LAC* de abrasividad determinada a partir del método como una de las propiedades de la roca intacta a ensayar.

Frente a la determinación de la abrasividad LCPC en una muestra del hormigón en masa que se empleó como tape para los cales en las estaciones de los proyectos de Egara I y II, se realizaron también las determinaciones de abrasividad Cerchar que fueron dos, una en el clasto o árido de la probeta y otra en la matriz de la misma. Tal como se presenta en la tabla la abrasividad del hormigón según el ensayo LCPC clasifica al hormigón como abrasivo mientras que el CAI en el clasto clasifica al hormigón como abrasivo y el CAI en la matriz lo clasifica como ligeramente abrasivo, lo que da la pauta que la medida de la abrasividad del hormigón determinada por el ensayo LCPC se alinea más con CAI del clasto o árido y no con la matriz del mismo.

7.6 Resumen

En este capítulo se ha presentado el trabajo de laboratorio que se ha llevado a cabo para conocer la abrasividad de los materiales que constituyen las unidades geotécnicas interceptadas por la traza de los túneles.

En resumen se realizaron cuatro actividades:

- Identificación y obtención de muestras.
- Ensayos de laboratorio LCPC en el laboratorio GCQ, incluida la adaptación de la máquina de ensayo.
- Ensayos de laboratorio con el método Noruego en el laboratorio de minas de la UPM en Madrid.
- Recopilación de determinaciones previas de la abrasividad por parte de comitentes y contratistas de obra y comparación y análisis de resultados.

En la primera actividad el proceso de obtención de muestras, tuvo que adaptarse a los diversos tiempos de obra en que se encontraba cada UP.

La actividad en el laboratorio GCQ requirió un trabajo de adaptación de una máquina en desuso para convertirla en una máquina apta para realizar ensayos LCPC, tarea en la que un estudio estadístico jugó un papel fundamental para validar los resultados de los ensayos realizados en la máquina adaptada.

La tercera actividad tuvo como protagonista un método vigente, robusto y muy completo como es el método noruego NTNU que pudo ser implementado con éxito la unidad, mientras que el resto de muestras fueron quedando por el camino con ensayos frustrados sin llegar a conseguir ser cualificadas en la escala de abrasividad y en muchos casos sin llegar a poder obtener un índice DRI o CLI para asignarles. Aun así, se ha descrito una síntesis del funcionamiento de los aparatos de ensayo y los pormenores acaecidos durante su implementación en las diversas muestras sometidas a los ensayos.

Al hilo de estos ensayos y la experiencia ganada podría concluirse que la idea que funcionó al intentar implementar los ensayos fue la de escoger los elementos abrasivos de toda la muestra que, en nuestro caso, eran los bolos y cantos rodados de mayores dimensiones. Esto podría considerarse muy útil para el caso de suelos y conglomerados: ensayar los bolos como si fueran muestras de roca y no intentar ensayar una muestra de suelo incluyendo la matriz arcillosa.

Los valores de abrasividad obtenidos mediante el ensayo LCPC permitieron asignar a cada Unidad Geotécnica un valor cualitativo de su abrasividad conforme a la escala de clasificación de abrasividad para ensayos LCPC propuesta por la TUM, lo que permitió su comparación con otros valores asignados por otras escalas correspondientes a otros ensayos previos que se ejecutaron en época de proyecto o durante el curso de las obras. Como conclusiones relevantes se comprobó una coherencia en los resultados obtenidos respecto de los resultados existentes allí donde se contaba con tales datos previos, por último se comprobó el amplio rango de aplicación del ensayo frente a las diferentes granulometrías y compacidades de las muestras en suelos y en rocas, lo que lo convierte en un ensayo idóneo para aplicar al caso de secciones heterogéneas con suelos y rocas blandas que se presentan en condición mixta.