



Universidad de Oviedo



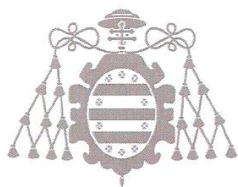
Facultad de Geología

TRABAJO FIN DE MÁSTER

PREDICCIÓN DEL CONSUMO DE CORTADORES DE DISCO EN LOS TÚNELES DE BASE DE PAJARES Y GUADARRAMA

ALBERTO PÉREZ FERNÁNDEZ

MÁSTER EN RECURSOS GEOLÓGICOS E INGENIERÍA GEOLÓGICA
JUNIO - 2018

**Máster en Recursos Geológicos
e Ingeniería Geológica**

Universidad de Oviedo



D. Alberto Pérez Fernández, autor del Trabajo Fin de Máster titulado “Predicción del consumo de cortadores de disco en los túneles de base de Pajares y Guadarrama”, confirma que es un trabajo original y solicita su presentación en el Máster Universitario Recursos Geológicos e Ingeniería Geológica de la Universidad de Oviedo.

En Oviedo, a 11 de junio de 2018

Fdo. Alberto Pérez Fernández

El Dr. Rafael Rodríguez Díez, Profesor Titular adscrito al Departamento de Explotación y Prospección de Minas de la Universidad de Oviedo, confirma que ha tutelado el trabajo “Predicción del consumo de cortadores de disco en los túneles de base de Pajares y Guadarrama”, realizado por D. Alberto Pérez Fernández, y autoriza su presentación y defensa como Trabajo Fin de Máster en el Máster Universitario en Recursos Geológicos e Ingeniería Geológica de la Universidad de Oviedo.

En Oviedo, a 11 de Junio de 2018

Firmado por RODRIGUEZ
DIEZ RAFAEL - 09367592Z
el día 11/06/2018 con un
certificado emitido por
AC FNMT Usuarios

Fdo. Rafael Rodríguez Díez

ÍNDICE:

	Resumen & Abstract.....	3
1)	Introducción y objetivos.....	4
2)	Excavación mediante máquinas tuneladoras.....	7
	1. Tuneladoras.....	7
	2. Discos Cortadores.....	10
	1. Desgaste.....	14
	2. Gripado.....	17
3)	Metodología.....	19
	1. Metodología general.....	19
	2. Métodos de predicción de consumo de cortadores.....	20
	1. Gehring.....	21
	2. CSM.....	23
	3. NTNU.....	23
	4. Maidl.....	27
	5. Bieniawski.....	28
	6. Frenzel.....	31
4)	Casos de Estudio.....	33
	1. Túnel de base de Pajares.....	33
	1. Contexto geológico.....	33
	2. Proyecto.....	37
	3. Consumo de cortadores.....	40
	2. Túnel de base de Guadarrama.....	43
	1. Contexto geológico.....	43
	2. Proyecto.....	47
	3. Consumo de cortadores.....	49
5)	Resultados y discusión.....	51
	1. Túnel de base de Pajares.....	51
	2. Túnel de base de Guadarrama.....	61
	3. Predicción del consumo de cortadores de disco.....	67
6)	Conclusiones y líneas de futuro.....	70
7)	Bibliografía.....	73

Predicción del consumo de cortadores de disco en los túneles de base de Pajares y Guadarrama

Alberto Pérez Fernández

UO231194@geol.uniovi.es

Resumen: Los túneles de base son obras de ingeniería extremadamente complejas, donde el grado de incertidumbre geológico es elevado. El reemplazo de los cortadores de disco de las máquinas tuneladoras, supone un elevado porcentaje del gasto total de un túnel. Pese a esto, los modelos de desgaste y predicción del consumo de estas herramientas, actualmente no ofrecen unos resultados 100% ajustados a la realidad. Una de las principales causas es el difícil acceso a datos de estos proyectos por parte de los investigadores. En este trabajo se han aplicado seis métodos distintos para la predicción de consumo de cortadores en los túneles de base ferroviarios de Pajares (Lotes 2 y 4) y de Guadarrama (Lotes 3 y 4). Posteriormente, se han comparado los resultados con los datos de consumo reales para establecer cual o cuales son los más fiables. De los métodos estudiados, son los de Gehring, NTNU y Frenzel los que ofrecen un resultado más ajustado a la realidad, si bien con cierto margen de error (hasta 35 %). Se pone de manifiesto la importancia de la previa caracterización del macizo geológico, así como del óptimo manejo de la tuneladora en cada momento, ajustado a las condiciones del terreno para evitar un gasto de cortadores mayor.

Palabras clave: Máquina tuneladora (TBM); cortadores de disco; predicción desgaste; Pajares; Guadarrama.

Abstract: Base tunnels are extremely complex engineering works, where the degree of uncertainty of the rock mass is high. Disc cutter replacement represents a large proportion of the total cost in a TBM tunneling project. Despite this, current wear and prediction of disc cutter consumption models do not offer 100% reliable results. One of the main reasons is the difficulty of the researchers to obtain data about this kind of projects. In this study, six methods of disc cutter consumption have been applied to the railway base tunnels of Pajares (Lots 2 and 4) and Guadarrama (Lots 3 and 4). Later, the results have been compared with the actual consumption data in order to establish which ones are the more reliable. Of the studied methods, the Gehring, NTNU and Frenzel offer the most adjusted to reality results, even though an error range up to 35% is found. It becomes clear the importance of preliminary characterization of the rock mass, and the optimum operation of the TBM at all times, adjusted to the ground conditions to avoid a greater wear of cutters.

Key words: Tunnel Boring Machine (TBM); disc cutter; wear prediction; Pajares; Guadarrama.

1. INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS

En las últimas décadas, se ha incrementado el número de proyectos de túneles de gran longitud y gran profundidad, así como el aprovechamiento subterráneo urbano. El primer caso lo constituyen los túneles submarinos y los túneles de base. Los túneles submarinos cruzan estrechos no demasiado profundos, siendo los más largos y representativos el túnel de Seikan en Japón (53km, 240 m de profundidad) y el Eurotúnel entre Francia y Reino Unido (50 km, 115 m de profundidad). Los túneles de base cruzan grandes alineaciones montañosas por su base, uniendo dos valles a cotas bajas, de ahí su nombre. Previamente, las cordilleras han supuesto una barrera al transporte, y en el caso del ferrocarril se salvaban con las denominadas rampas: trazados con grandes pendientes y muy sinuosos, en los que las velocidades son limitadas. En la actualidad, la necesidad de vías de altas prestaciones tanto para viajeros como mercancías han sido el principal revulsivo para la construcción de túneles de base, evitando esas fuertes pendientes, acortando el trayecto y su duración, además de producir un menor impacto ambiental. El caso más conocido es el recientemente inaugurado Túnel de Base de San Gotardo, en los Alpes suizos, que con 57 km es el más largo en su tipo del mundo, a la par que el más profundo (2,5 km). En el ámbito urbano, las ampliaciones de líneas de transporte público (metros, cercanías, etc.), así como el soterramiento de vías de automóviles, para facilitar el desplazamiento y descongestionar los grandes núcleos de población, han hecho que el número de proyectos subterráneos de este tipo sea cada vez mayor.

Aparte de los casos anteriores, hay otros tipos de túneles, como los de servicio: acueductos, colectores, proyectos hidroeléctricos, trasvases, etc. Este tipo de túneles, generalmente de mucho menor diámetro, ostentan las mayores longitudes excavadas hasta la fecha, siendo el Acueducto de Delaware, que abastece de agua a la ciudad de Nueva York, el túnel más largo del mundo con 137 km.

Actualmente hay dos métodos principales de construir grandes túneles: perforación y voladura, y mediante máquinas tuneladoras. Ambos son ampliamente utilizados y de manera exitosa (Macias, 2016), cada uno con sus ventajas y sus inconvenientes.

El uso de las máquinas tuneladoras de excavación integral mecanizada o TBM (*Tunnel Boring Machine*), ha crecido en las últimas décadas, ya que una misma máquina integra de forma continuada la excavación, retirada del escombros, sostenimiento y revestimiento. Al ser equivalentes a un proceso industrial, los rendimientos son mucho mayores que los métodos convencionales (perforación y voladura), además de las mejores condiciones de seguridad de los trabajadores. Son máquinas extremadamente complejas, con un alto coste y una delicada construcción y montaje, por lo que su uso para túneles cortos está descartado (mínimo 2-3 km). En los túneles de base actuales son el método principalmente escogido.

Aunque el actual número de túneles de base es elevado, las obras son muy complejas y con un grado muy alto de incertidumbre, por lo que cada proyecto supone un gran impulso científico y tecnológico para el conocimiento general de esta área (Díez Arroyo *et al.*, 2009). En cada proyecto, la aplicación, viabilidad y tipo de tuneladora debe ser meticulosamente estudiada, debido a los altos niveles de riesgo geológico. Estos pueden ocasionar problemas, tales como el atrapamiento de la máquina, que conllevan elevadísimos gastos para su solución. Por ello, para el diseño de las tuneladoras, los estudios previos para el conocimiento y caracterización del macizo geológico deben ser los más exhaustivos posibles. Hay que tener en cuenta las características del terreno, ya que no a día de hoy no existe la “tuneladora universal” (Fernández González, 2009), y el diseño debe contemplar todos los posibles incidentes y tener los medios para su solución.

Los túneles de base están caracterizados por presentar condiciones extremas, debido a las grandes coberteras, como los fenómenos de *squeezing* (fluencia de la roca), *rock bursting* (auto-estallido de rocas de extremada dureza), altas temperaturas, etc. Las tensiones internas son muy elevadas, provocando en algunas litologías deformaciones plásticas y un relajamiento del macizo de gran desarrollo, que pueden provocar atrapamientos. El paso a través de acuíferos produce grandes gradientes hidráulicos, con una elevada presión de agua, y que además de los daños a la propia máquina, pueden provocar una afección medioambiental sobre el sistema hidrológico del macizo. El paso a través de fallas, fracturas, cabalgamientos, etc., es muy delicado, ya que son zonas débiles. Estas zonas presentan materiales muy alterados (suelos) que pueden provocar derrumbes y atrapamientos, y suelen llevar asociadas un alto gradiente hidráulico. También hay que tener en cuenta la existencia de fallas tectónicamente activas, con posibles desplazamientos.

Pese a la importancia de los estudios previos, debido a las grandes profundidades, inaccesibilidad, u otras razones, las investigaciones previas para conocer y caracterizar el macizo rocoso pueden resultar muy escasas. Debido a esto, en los últimos años se están mejorando las técnicas de reconocimiento del terreno, como los sondeos, desde la propia tuneladora (Fernández González, 2009).

Los grandes túneles de nueva construcción son de doble tubo, con galerías de conexión entre ellos, para garantizar la seguridad y evacuación en caso de accidente. Estos criterios se adoptaron sobre todo después de los accidentes de Mont Blanc (1999) y San Gotardo (2001), con numerosas bajas personales. En algunos proyectos, como el Túnel de base del Brennero, se realiza un pequeño túnel anterior de reconocimiento, que luego pasa a ser de servicio al túnel principal (drenaje principalmente). De esta manera se puede saber exactamente lo que la tuneladora se va a encontrar, aunque el coste a su vez es mucho mayor.

Los proyectos de túneles de base son muy costosos, del orden de miles de millones de Euros, por lo que estimar su coste previamente es una de las prioridades de las empresas constructoras. Para saber los plazos y coste de un proyecto, se deben estimar principalmente

la tasa de penetración, la tasa de utilización de la tuneladora y el consumo de herramientas de corte. El consumo de herramientas de corte (cortadores de disco principalmente), influye directamente en la tasa de utilización, ya que su reemplazo debe hacerse con la tuneladora parada, aumentando los tiempos de excavación del túnel.

A pesar de la importancia del desgaste y su alto impacto en la ejecución global de un túnel, los estudios sobre este tema y la predicción del consumo son más bien limitados (Hassanpour *et al.*, 2014). La principal causa es que el acceso a datos relevantes sobre el desgaste de herramientas de corte ha sido muy restringido, guardados con discreción tanto por los fabricantes de tuneladoras como por las empresas constructoras (Schneider *et al.*, 2012).

➤ OBJETIVOS

Por los motivos anteriormente expuestos, se plantea este trabajo sobre el consumo de cortadores de disco y su predicción mediante diversos métodos, aplicados a dos túneles ferroviarios situados en España: el túnel de base de Pajares y el túnel de base de Guadarrama, bajo la Cordillera Cantábrica y el Sistema Central, respectivamente.

Para ello se realizará una recopilación de datos sobre ambos proyectos, se estudiarán y aplicarán varios métodos de predicción de consumo de cortadores, y los resultados se compararán con los datos de consumo reales. De esta manera se podrá definir cuál o cuáles de los métodos son los más acertados en la estimación del consumo de cortadores de disco, para finalmente sacar las conclusiones pertinentes.

2. EXCAVACIÓN MEDIANTE MÁQUINAS TUNELADORAS

2.1. TUNELADORAS

El uso de máquinas excavadoras del frente completo comenzó a finales del S. XIX, aunque no es hasta 1952 cuando se utilizó por primera vez una tuneladora para roca tal y como son consideradas hoy en día. En ese año, James S. Robbins, basado en diseños de Charles Wilson del siglo anterior, usó por primera vez cortadores de disco en la ejecución de un túnel para la presa de Oahe en el río Missouri, situada en Dakota del Sur, EEUU (Macias, 2016). Aunque fue excavado en pizarras muy fracturadas, con una resistencia a la compresión uniaxial de 1-3 MPa, su construcción propició el desarrollo posterior de estas máquinas (Liu *et al.*, 2017).

Las tuneladoras constan de una cabeza de corte circular, seguida de la motorización, herramientas para colocar el sostenimiento, y varios remolques que conforman el *back-up*, donde están los equipos auxiliares (Figura 2.1) Hay varios tipos de tuneladora, en función del tipo de escudo que lleven:

- **Tuneladora abierta (“topo”):** Sin escudo, empleada en la excavación de terrenos muy competentes, con un sostenimiento requerido escaso. Estas máquinas tienen unos codales o *grippers*, que se apoyan en la roca en los laterales del túnel, y son los encargados de proporcionar el avance de la tuneladora. Presenta gran dificultad en el paso de fallas y de terrenos de baja cohesión (suelos). El sostenimiento colocado son bulones, mallas y cerchas metálicas. Posteriormente se ejecuta el revestimiento definitivo, de hormigón encofrado *in situ*. Las grandes longitudes de los túneles actuales, no garantizan que las condiciones del macizo geológico sean las mismas en todo el trayecto, por lo que su uso está más limitado.
- **Tuneladora con escudo:** Presentan, por detrás de la cabeza de corte, una camisa o carcasa exterior de acero, el escudo, que garantiza la seguridad hasta que el sostenimiento y revestimiento sean colocados. El sostenimiento y revestimiento consisten en la colocación de anillos de hormigón prefabricados, transportados desde el exterior hasta el frente en varios segmentos llamados dovelas. En este tipo de tuneladoras, el avance se consigue mediante unos gatos hidráulicos, que se apoyan en el anillo anteriormente colocado. El avance y la colocación del revestimiento, por lo tanto, no pueden ser simultáneos. En el trasdós de estos anillos, el hueco existente hasta el macizo es rellenado con mortero, o una mezcla de grava y lechada de cemento.
- **Tuneladora de doble escudo:** El doble escudo se podría definir como una mezcla entre las tuneladoras abiertas y las escudadas. Presenta dos escudos, uno donde se aloja la cabeza de corte y otro donde se coloca el revestimiento. El movimiento de los escudos es independiente entre sí, siendo uno telescópico respecto al otro. En

terrenos competentes, el avance se realiza mediante *grippers*, y la cabeza se mueve de forma continua, mientras que el escudo trasero se va deteniendo a colocar el revestimiento. Por lo tanto, el avance es simultáneo a la colocación de los anillos de dovelas, adquiriendo grandes rendimientos. En terrenos menos competentes, donde los *grippers* no pueden apoyarse en el macizo (se hundirían), la tuneladora trabaja como un solo escudo, utilizando los gatos hidráulicos para el avance y parando por lo tanto para colocar los anillos.

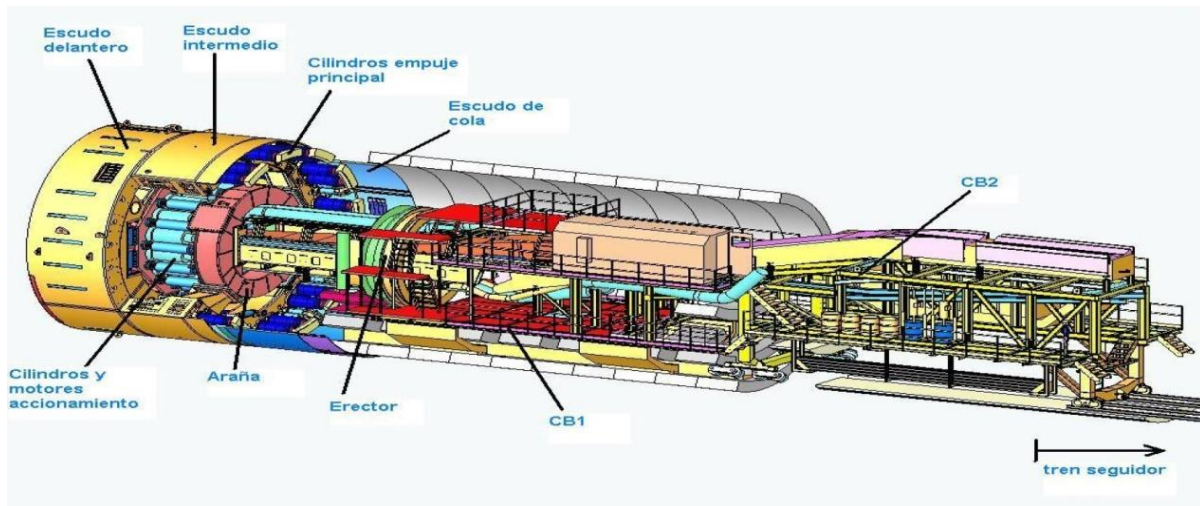


FIGURA 2.1. Imagen de una tuneladora escudada característica, con sus partes indicadas (Ferreras González y Ferrero González, 2009).

Dentro de las tuneladoras con escudo también están las tuneladoras presurizadas, utilizadas en terrenos poco competentes (suelos), donde se necesita que el frente esté soportado por la cabeza de corte para así evitar su derrumbe y posibles hundimientos en la superficie. Esto se consigue con una cámara presurizada justo detrás de la cabeza, a donde va pasar el material excavado. En los escudos de presión de tierras, (*Earth Pressure Balance* o EPB), la cámara está rellena del material excavado y unos aditivos, manteniendo la presión en el frente. Un tornillo de Arquímedes se encarga de retirar el material, configurando su velocidad a la presión requerida en el frente en cada momento. En suelos con alta presión de agua, o en los que un tornillo sin fin no puede retirar el escombros, se usan los hidroescudos (*Slurry Shield* o SS). Para mantener el frente, en la cámara se bombea una mezcla de agua y bentonita, debido a sus propiedades tixotrópicas. Una bomba de succión extrae la mezcla de bentonita y escombros, que es tratada y separada en el exterior, pudiendo ser reutilizada la bentonita.

Hay otros tipos de tuneladora, más especiales, en los que la forma requerida del túnel no es circular. Para ello se utilizan tuneladoras con varias cabezas de corte, o en las que la cabeza se puede mover respecto a la tuneladora para excavar la forma requerida. Estos diseños se limitan a túneles poco profundos, como el caso de los urbanos, ya que en macizos con altas tensiones internas la geometría de túnel más favorable es la circular.

En función de si se excavan rocas o suelos, las herramientas de corte serán discos cortadores o picas y rascadores, respectivamente. También existen las cabezas de corte mixtas, que incorporan discos cortadores, picas y rascadores, y la posibilidad de trabajar con el frente presurizado o no.

Las partes de una tuneladora característica son las siguientes:

- **Cabeza o rueda de corte.** Su objetivo es excavar el terreno. Consta de un perfil metálico pesado con chapas anti-desgaste y patrones de superficie endurecida. Presenta aberturas para los discos cortadores, picas, rascadores, y para los cangilones, encargados de la retirada del escombros. En roca dura las aberturas suponen entre el 10% y el 15% del total, mientras que en suelos rondan el 30%. También presentan toberas de inyección de agua y espuma para refrigerar el frente y controlar la generación de polvo. Mediante unos cilindros de traslación, es posible mover la cabeza hacia delante y hacia atrás, modificar el ángulo de ataque, y la traslación horizontal y vertical en caso de hacer una sobre-excavación.
- **Escudo.** Formado por los escudos delantero, intermedio y de cola. Su función principal es garantizar la seguridad y el confinamiento respecto al terreno hasta que el revestimiento esté colocado. En ellos se alojan la motorización de la cabeza de corte y la del avance, así como los medios para colocar el sostenimiento y revestimiento (erector de dovelas, inyector de mortero). Cuentan con estabilizadores para minimizar las vibraciones, orificios para la inyección de lubricantes entre el escudo y el macizo, herramientas de tratamiento y reconocimiento del terreno, así como espacios para la cinta de retirada del escombros y para poder alojar trabajadores en caso de avería o sustitución de las herramientas de corte.
- **Back-up.** Varios remolques unidos unos a otros y al escudo, situados sobre raíles que desde la propia tuneladora se van colocando. Alojan el resto de sistemas de la tuneladora: cinta transportadora del escombros, transporte de dovelas, cabina de mando, talleres, producción de espuma, producción de mortero, áreas de paso, bombas de agua de evacuación, almacenamiento y depósito de diversos componentes, sistemas de ventilación, sistemas eléctricos y de comunicaciones, generadores eléctricos de emergencia, etc.

Entre la posición de la tuneladora y el emboquille, donde está el resto de instalaciones necesarias, el transporte de materiales y personal se realiza generalmente mediante trenes diésel, mientras que el material excavado es sacado al exterior mediante una cinta transportadora, que va anclada y colgada de un lateral para no entorpecer el paso. Es necesaria una ventilación a lo largo de todo el trayecto, para mantener unas condiciones de salubridad y seguridad, evacuando humos de combustión y de maquinaria. También son necesarias unas canalizaciones para el suministro eléctrico, comunicaciones, y de agua. El suministro de agua

se utiliza para la limpieza, fabricación de espumas, refrigeración, inyecciones, etc. El agua ya utilizada, junto con la que se infiltra del terreno, es devuelta mediante otro sistema de bombeo al exterior, donde es tratada adecuadamente. En la Figura 2.2 se ve una sección característica de un túnel ya excavado, con las diversas instalaciones para el correcto funcionamiento de la tuneladora en el frente.

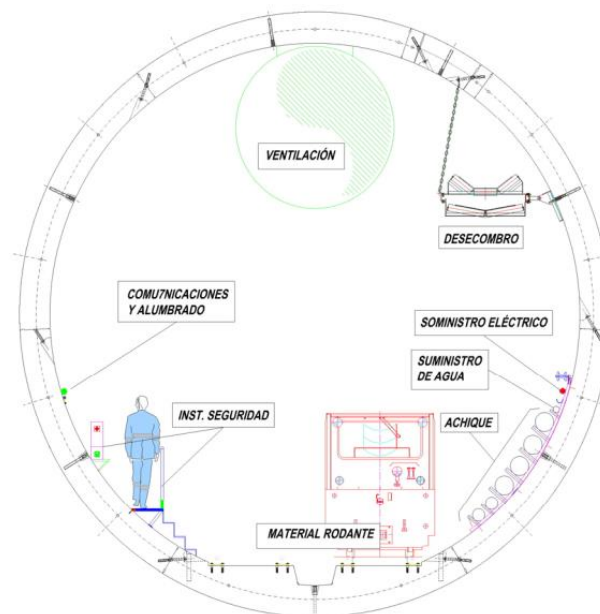


FIGURA 2.2. Disposición de instalaciones en el túnel (Martín Cenalmor, 2009).

2.2. DISCOS CORTADORES

El desarrollo tecnológico de los cortadores de disco ha permitido que hoy en día las tuneladoras para roca los utilicen como herramienta principal en la perforación. Este desarrollo ha supuesto el aumento progresivo del diámetro de los túneles, superando a día de hoy los 15 m para rocas y los 17 m para suelos. Cuando comenzó su uso en el siglo pasado, las rocas donde se utilizaban eran de dureza baja-media, por lo que las cargas necesarias por cortador eran pequeñas y el diámetro de los discos era reducido. A medida que se fueron excavando rocas más duras se hizo necesario un aumento del diámetro de los cortadores (Roby *et al.*, 2009). Hoy en día, los más utilizados son los de 17 pulgadas, aunque el uso de cortadores de 20 pulgadas está creciendo (Liu *et al.*, 2017).

Los discos cortadores, situados en la cabeza de corte, giran libres sobre su propio eje y debido al empuje y rotación de la cabeza que actúan sobre ellos. Todo el empuje de la tuneladora es transmitido hacia el frente mediante los cortadores, por lo que la carga total se reparte entre el número de discos. La cantidad y posición de cortadores de disco varía en función del diámetro del túnel, el tipo de roca a excavar, y el fabricante de la tuneladora. Debido a la abrasión de la roca, los discos sufren un continuo desgaste del aro cortador

exterior, y deben ser reemplazados cada cierto tiempo. El diseño y los materiales de las distintas partes de un disco cortador también difieren en cada proyecto, en función del tipo de roca a excavar (Roby *et al.*, 2009).

Los primeros aros cortadores tenían forma de V, pero a medida que se gastaban la eficiencia se reducía drásticamente, por lo que desde la década de los 70 los discos cortadores utilizados son del tipo CCS (*Constant Cross Section*), que mantienen la sección con el desgaste (Acaroglu *et al.*, 2008).



FIGURA 2.3. Huellas de los discos cortadores en el frente de excavación (Gutiérrez Manjón y García Aldaya, 2010).

En la perforación, cada disco cortador está a una determinada distancia del centro y tiene una trayectoria circular, debido al giro de la cabeza de corte, como se puede observar en la Figura 2.3. El objetivo es la formación de los llamados “chips”, que son fragmentos de roca entre dos huellas de cortador que se desprenden del frente (Figura 2.4).

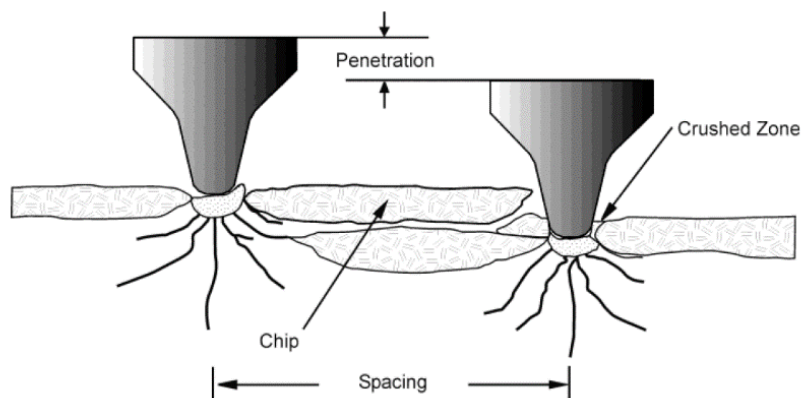


FIGURA 2.4. Proceso de formación de chips (Frenzel, 2011).

El proceso se basa en que la roca tiene una tensión de rotura mucho más baja comparada con su resistencia a compresión. El disco produce una carga puntual muy alta que crea una zona de fracturación, con grietas de tensión alrededor (Frenzel, 2011). Cuando estas grietas intersectan con otras provocadas por un disco cortador contiguo, se forma un chip, que se desprende del frente. La estabilidad de la cabeza de corte es muy importante para que cada cortador pase siempre por el mismo surco y así evitar un sobreesfuerzo y un desgaste innecesario (Gutiérrez Manjón, 2005).

Cada disco cortador consta de varias partes que se encargan de su fijez a la cabeza de corte, el giro sobre su eje, y su correcta lubricación, refrigeración y aislamiento del material excavado, entre otras. Las principales partes se pueden observar en la Figura 2.5.

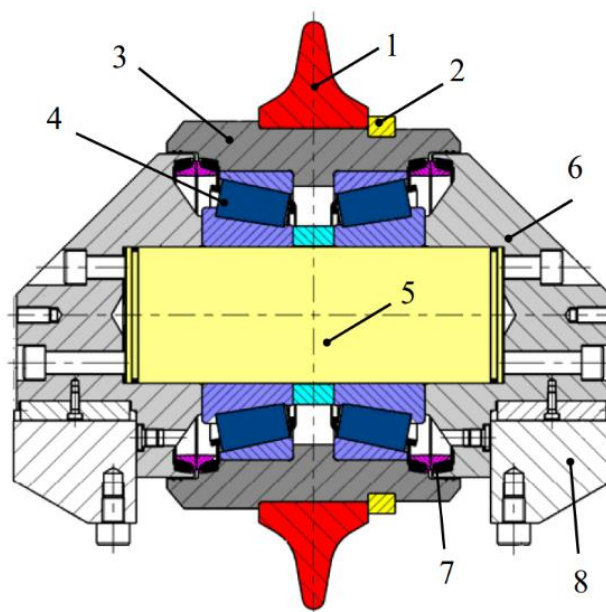


FIGURA 2.5. Esquema de un disco cortador y sus partes: 1- Aro de corte. 2- Aro de contención. 3- Envoltura del disco o cuerpo rotador. 4- Rodamientos. 5- Eje. 6- Tapas. 7- Junta de cierre. 8- Sujeción a la cabeza. (Gutiérrez Manjón y García Aldaya, 2010).

La principal causa del reemplazo de un cortador es el desgaste del aro cortador (desgaste primario), pero también son comunes las sustituciones por gripado (el disco deja de girar sobre su eje), entre otras causas. El desgaste es debido tanto a los factores geológicos como a los de utilización de la tuneladora.

El reemplazo de cortadores de disco es muy costoso, siendo un gran porcentaje del gasto total de un túnel, ya que al coste material se le suma el gasto por inactividad (Liu *et al.*, 2017). Si un cortador es dañado excesivamente y no es reemplazado, puede provocar la rotura en cadena de aquellos cortadores a su alrededor, además del posible desgaste de la cabeza de corte, por lo que es de suma importancia el reemplazo a tiempo de aquellos que estén dañados.

A día de hoy una de las asignaturas pendientes es la optimización de las herramientas de corte para aumentar su vida útil, haciendo una perforación más eficiente y reduciendo las paradas para su reemplazo, bajando los costes. Para ello hay que estudiar el proceso de desgaste y la interacción del macizo rocoso con la tuneladora, de gran complejidad y que actualmente no está entendida completamente (Thuro y Käsling, 2009).

Los componentes del disco limitan el empuje máximo que puede ser aplicado a un cortador, por lo que mejoras en los materiales del disco, tanto del aro cortador como del resto, permitirán un incremento del empuje, y por tanto de la penetración y la vida útil de los cortadores. Bruland (1998), estimó que con un aumento del 15% del empuje, la penetración podría aumentar un 50%. Esto derivaría en menos tiempo de excavación y menores costes globales. Las mejoras en los materiales del aro cortador permitirán reducir la anchura de su punta, que incrementará la carga de contacto y mejorará la formación de chips. A su vez, Frenzel *et al.* (2008) argumentó que el desgaste primario está altamente correlacionado con la distancia recorrida, mientras que no lo está con la fuerza de contacto con la roca. De ahí, propone mejoras en los materiales que posibiliten el aumento de la penetración, y la reducción de las revoluciones por minuto de la cabeza de corte (menos distancia recorrida), para reducir el desgaste.

Otro factor importante en la eficiencia de la excavación es el espaciado entre cortadores, ya que influencia la propagación de las fracturas y por tanto la formación de chips. El espaciado depende a su vez del diámetro de la tuneladora y del número de cortadores instalados. Cada fabricante usa un diseño propio para la colocación de estos, aunque recientemente Geng *et al.* (2017), proponen una disposición en doble espiral concéntrica como la que tiene menor consumo de cortadores y un mejor equilibrio de las cargas de la cabeza de corte. A su vez, plantean un espaciado entre cortadores mayor para los interiores, y un espaciado menor para los exteriores.

Se distinguen tres tipos principales de cortadores según la posición:

- Centrales: perforan el centro de la sección, con una trayectoria circular mínima. Debido a las grandes vibraciones y fuerzas excéntricas soportadas, el gripado es muy frecuente en ellos, mientras que el desgaste normal es menor.
- Frontales: perforan la zona principal del frente, entre el centro y la periferia. Principal causa de cambio es el desgaste. A medida que las trayectorias circulares van aumentando hacia el exterior, la vida útil de ellos disminuye.
- Gálibo: en la periferia de la cabeza de corte, perfilan el diámetro de la excavación. El consumo de cortadores es mayor que en lo frontales, debido tanto al desgaste como al gripado.

2.2.1. Desgaste

Es la principal causa de reposición de un disco cortador, y se debe a la abrasión por contacto de la roca. Esta abrasión variará en función de la roca (sobre todo influye el contenido en sílice y el tamaño de grano) y de la calidad de los materiales del disco. El desgaste de un cortador no es uniforme, ya que ni las cargas ejercidas ni el frente rocoso son homogéneos.

El desgaste se puede dividir en primario (pérdida de material del aro cortador debido a la abrasión con la roca), y desgaste secundario (pérdida imprevista de material en otras áreas del cortador). Dentro del desgaste del aro cortador, pueden verse los siguientes procesos:



FIGURA 2.6. (A) *Desgaste normal de un disco cortador (Frenzel, 2011).* (B) *Comparación de un disco cortador nuevo, desgastado y gripado (Gutiérrez Manjón, 2005).*

- **Desgaste normal.** Desgaste más o menos uniforme a lo largo del borde del anillo (mucho abrasión en el borde y poca en los lados del anillo). Inherente a la perforación del túnel, aumenta a mayor abrasividad y resistencia a la penetración de la roca (Figura 2.6).
- **Desgaste en forma de filo.** Desgaste más o menos uniforme de los lados del anillo de corte, debido a una gran abrasión lateral y baja en el borde. Sucede cuando se perforan rocas de baja abrasividad y baja resistencia a la penetración, por lo que el cortador se clava en el frente (Figura 2.7.A).



FIGURA 2.7. (A) *Desgaste en forma de filo* (Gutiérrez Manjón, 2005). (B) *Deformaciones plásticas* (Frenzel, 2011).

- **Deformaciones plásticas.** Cuando el anillo de corte es muy blando y/o está expuesto a presiones de contacto extremadamente altas. Deja de estar afilado y la zona de contacto incrementa su anchura, lo cual aumenta las cargas. (Figura 2.7.B).
- **Cortador astillado.** Del anillo de corte se desprenden pequeños fragmentos, quedado ‘astillado’, pero sin llegar a romper completamente. Es provocado por cambios locales de las cargas (p.ej. paso de roca blanda a roca dura), por sobrecalentamiento y por impactos de escombros (Figura 2.8).
- **Grietas de fatiga.** Los cambios bruscos de cargas también pueden producir fracturas frágiles (Figura 2.9.A), que si se forman varias e intersectan pueden llegar a romper el disco (Figura 2.9.B).

El desgaste secundario afecta al resto de partes del disco cortador, como por ejemplo al eje, aro de contención y a los sellos. (Figura 2.10.A) Si el desgaste es alto, puede provocar pérdidas del aceite lubricante, que provocará un gripado del disco cortador. También puede ocurrir que el desgaste del eje y del aro de contención, provoquen la salida del anillo cortador de su posición, dejando de trabajar y pudiendo ser el disco gravemente dañado. (Figura 2.10.B).

Otras variables que influyen en el desgaste de los cortadores son la velocidad en la retirada del escombros (para no producirse desgaste por retrabajamiento de los chips ya desprendidos, reduciendo además la eficiencia del avance), la refrigeración de los discos (si se sobrecalientan el desgaste es mayor), y el empuje y rigidez de la tuneladora (Gutiérrez Manjón, 2005).

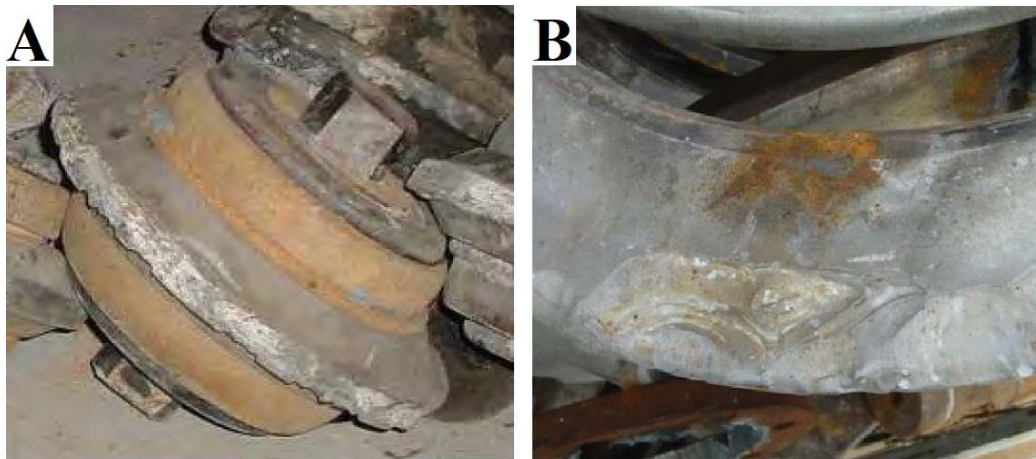


FIGURA 2.8. (A) Cortador astillado (Gutiérrez Manjón, 2005). (B) Astillamiento en detalle (Frenzel, 2011).

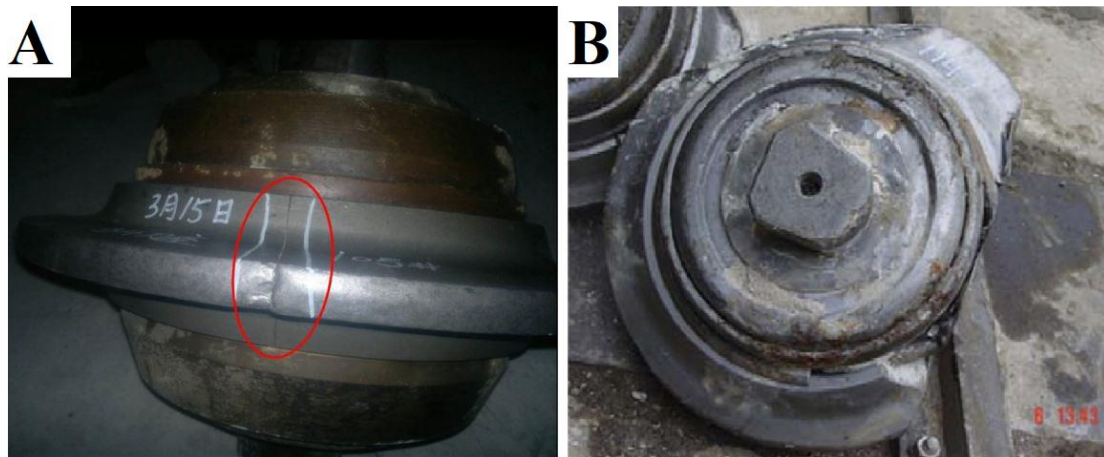


FIGURA 2.9. (A) Grieta de fatiga (Liu et al., 2017). (B) Rotura del disco (Zhao et al., 2007).



FIGURA 2.10. (A) Sello expuesto debido al desgaste secundario (Frenzel, 2011). (B) Aro de corte desplazado (Gutiérrez Manjón y García Aldaya, 2010).

2.2.2. Gripado

El gripado se produce cuando el disco cortador no gira sobre su eje, por lo que se produce un gran desgaste por abrasión en una zona concreta. Si las condiciones permiten el giro ocasional del disco, este acabará con una forma poligonal (Figura 2.11).

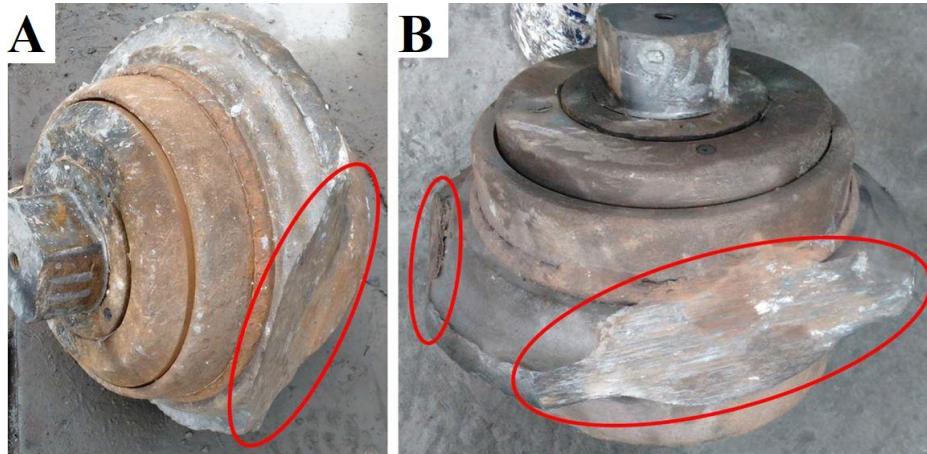


FIGURA 2.11. (A) *Desgaste unilateral por gripado.* (B) *Desgaste poligonal por gripado.* (Liu et al., 2017).

El fenómeno de gripado puede tener diversas causas, de las cuales las más comunes son las siguientes:

- Frente heterogéneo, cambio de terreno o inclinación de la cabeza de corte, que causan tensiones descompensadas en los cortadores. Los cortadores que actúan sobre las zonas de mayor dureza, soportan mayores esfuerzos de empuje de la tuneladora que los que actúan en zonas más blandas, para que esta no se desvíe. Esto puede hacer que se supere la carga máxima admisible de los cortadores al pasar de un terreno a otro, rompiéndose y provocando el gripado.
- El giro del disco es bloqueado por lodo que ciega el compartimento del disco y que es deshidratado debido a la temperatura de fricción.
- Fracturación del frente. El salto de fragmentos de roca o la caída de bloques pueden incrustarse en los cortadores bloqueándolos y haciendo que rompan.
- Mala aplicación del empuje de la tuneladora. Si se aplican valores elevados, en los cortadores se puede superar la carga máxima admisible.
- Aumento de las vibraciones de la tuneladora. Estas, debidas al empuje o a las revoluciones, hacen que todos los componentes de los cortadores vibren provocando su rotura si la vibración es muy elevada.

- Mala refrigeración de la cabeza de corte, sobre todo en terrenos de alta dureza y abrasividad, que produce un sobrecalentamiento de los cortadores, pudiendo llegar a su rotura.

Otras causas pueden ser el aflojamiento o rotura de los tornillos y cuñas del soporte, el desplazamiento del aro de corte fuera de su eje (Figura 2.10.B), y la pérdida de aceite en los rodamientos del cortador. Estos casos pueden deberse a la caída de bloques o a la mala colocación y reapriete de los componentes, entre otros motivos.

3. METODOLOGÍA

3.1. METODOLOGÍA GENERAL

La metodología llevada a cabo para la elaboración de este trabajo ha consistido en una recopilación bibliográfica y de datos, la estimación del consumo de cortadores en base a distintos métodos, y su comparación.

3.1.1. Recopilación bibliográfica

Se ha buscado información, tanto en publicaciones como en libros y revistas especializadas, así como en el temario impartido en el máster, relacionada con:

- Tuneladoras y discos cortadores.
- Desgaste y gripado de los discos cortadores.
- Parámetros geotécnicos relacionados con el desgaste.
- Métodos empíricos para la estimación de consumo de cortadores.
- Variante de Pajares: datos del proyecto, contexto geológico, formaciones geológicas atravesadas, parámetros geotécnicos y consumo de cortadores.
- Túneles de Guadarrama: datos del proyecto, contexto geológico, formaciones geológicas atravesadas, parámetros geotécnicos y consumo de cortadores.

3.1.2. Estimación del consumo de cortadores

Se han estudiado diversos métodos para la estimación del consumo de cortadores de disco y se han escogido aquellos que, en base a los datos geotécnicos disponibles para este trabajo, se pueden llevar a cabo.

El desgaste de un cortador depende de su posición, ya que cuanto más alejado del centro esté, más distancia recorre por cada revolución, y por tanto sufre mayor desgaste. Al aumentar el diámetro de un túnel, el número de cortadores no aumenta proporcionalmente al incremento de volumen por excavar, debido a limitaciones de espacio en el diseño de la cabeza de corte. Esto produce que, para una misma roca, el aumento del diámetro del túnel suponga que la vida útil media de un cortador disminuya. Para ignorar la influencia del diámetro del túnel en la vida útil de un cortador, y así poder comparar distintos proyectos, se introdujo el parámetro H_f , que es el consumo o vida útil media de un cortador de disco expresada en metros cúbicos excavados por él (Hassanpour *et al.*, 2014).

Dentro de los métodos estudiados, se han escogido aquellos que posibiliten el resultado en forma de H_f , ya que además de lo explicado previamente, los datos de consumo reales de los proyectos, están en esa medida. Hay algunos métodos cuyas fórmulas no están disponibles ya

que no son públicas, por lo que tampoco se han podido realizar. Los métodos escogidos, que están explicados en la próxima sección, son:

- Método de Gehring.
- Método de la *Colorado School of Mines* o CSM.
- Método de la Universidad Noruega de Ciencia y Tecnología o NTNU.
- Método del índice de abrasividad Cerchar de Maidl.
- Método del RME de Bieniawski.
- Método de Frenzel.

En una hoja *Excel*, con cada método y en base a los parámetros geotécnicos de las diversas formaciones, se ha obtenido el consumo de cortadores por m³ excavado. Mediante datos facilitados o según los perfiles geológicos de los túneles, se han obtenido los metros lineales atravesados de cada formación geológica, así como el volumen excavado. Dividiendo el volumen excavado entre el consumo específico de cortadores para cada formación geológica, se pueden estimar el número de discos cortadores utilizados en los túneles.

Finalmente, se comparan los resultados obtenidos para los distintos métodos con los consumos reales de los túneles de Pajares y Guadarrama, y se discuten los resultados para así poder sacar las conclusiones pertinentes.

3.2. MÉTODOS DE PREDICCIÓN DE CONSUMO DE CORTADORES

El uso de tuneladoras de gran diámetro para roca dura se incrementó exponencialmente en la década de los 90, lo que propició el caracterizar y estimar el desgaste de las herramientas de corte (Schneider *et al.*, 2012). Pese a esto, debido a la incertidumbre en la interacción entre el cortador y la roca, no hay ninguna metodología o teoría actual efectiva y que ofrezca un estándar para la predicción del desgaste de cortadores de disco. La mayoría los métodos se basan en correlaciones con un parámetro de desgaste o abrasividad, y los resultados son muy variables (Schneider *et al.*, 2012). A su vez, tampoco hay un estándar para medir la abrasividad del terreno, ya que, para medir este parámetro cada metodología propone un mecanismo de desgaste diferente.

Los métodos normalmente más utilizados por las empresas son el de la *Colorado School of Mines* o CSM (Rostami, 1997), el de la Universidad Noruega de Ciencia y Tecnología o NTNU (Bruland, 1998) y el modelo de Gehring (Gehring, 1995). En la Tabla I están los principales métodos de consumo de cortadores, recogidos por Hassanpour *et al.* (2014), con sus parámetros de entrada y salida simplificados. Los métodos escogidos (sombreados), están explicados a continuación. En varios de estos métodos se necesita la tasa de penetración de la tuneladora (m/h o mm/rev). Los autores, en su caso, proponen una metodología para

calcularla, previamente a la excavación. En este trabajo se utilizarán datos reales obtenidos durante las obras, por lo que dicha metodología se obviará.

MÉTODO	PARÁMETROS GEOMECÁNICOS DE ENTRADA	PARÁMETROS DE DESGASTE DE SALIDA
Ewendt (1992)	Contenido en cuarzo, tamaño de grano, índice de carga puntual	Tasa de desgaste
Wijk (1992)	Índice Cerchar (CAI), compresión simple (UCS), <i>Point Load Test</i> (PLT)	Distancia de rodadura
Nelson et al. (1994)	-	Costes totales, retrasos y nº de cortadores cambiados
Gehring (1995)	CAI, UCS	Vida útil media por cortador
CSM (Rostami, 1997)	CAI	Distancia de rodadura media, coste total, retrasos, nº de cortadores cambiados
NTNU (Bruland, 1998) (Macias, 2016)	Cuarzo Equivalente, <i>Drilling Rate Index</i> (DRI), <i>Cutter Life Index</i> (CLI)	Distancia de rodadura media, coste total, retrasos, nº de cortadores cambiados
Dahl et al. (2007)	<i>Sievers' J interception point</i> (SJIP)	CLI
Maidl et al. (2001)	CAI, UCS	Distancia media de rodadura
RME (Bieniawski et al., 2009)	CAI, UCS, DRI	Consumo específico de cortadores
Frenzel (2012)	CAI	Vida útil, nº de cortadores cambiados, coste total
Wang et al. (2012)	Energía específica de la cabeza de corte	Grado de desgaste medio y nº de cortadores ineficaces
Hassanpour et al. (2014)	Dureza Vickers, UCS, Índice Abrasividad (ABI)	Vida útil media (rocas máficas)
Yang et al. (2015)	UCS	Tasas de desgaste y de desgaste lineal
Hassanpour (2018)	Dureza Vickers, UCS, ABI	Vida útil media

TABLA I. Principales métodos de estimación de consumo de cortadores. Resaltados los usados en este estudio.

3.2.1. Método Gehring

Este método (Gehring, 1995) utiliza el índice de abrasividad Cerchar (CAI), estableciendo una relación entre el CAI y la pérdida de peso del disco cortador (mg) por metro de rotación. El disco debe ser cambiado cuando haya perdido 3500 g aproximadamente.

$$V_s = 0,74 \times CAI^{1,93} \left(\frac{m^3}{m} \right)$$

Con la fórmula anterior se obtienen, para cada tipo de roca, los metros o kilómetros recorridos por un disco antes de cambiarse. Maidl (2008) propone utilizar como corrector un valor de 0,65 en vez del 0,74 dado por Gehring, ya que se ajusta más a la realidad.

Para obtener la vida útil de un cortador en m^3 excavados, se utiliza la siguiente fórmula:

$$H_f = \frac{\Delta G \times p \times D^2}{4 \times D_c \times V_s \times n} \left(\frac{m^3}{c} \right)$$

Donde ΔG es el desgaste máximo permitido de la masa del cortador (3500g), p es la penetración en mm/rev, D es el diámetro de la tuneladora en m, D_c es el diámetro medio de la trayectoria de giro de un cortador (aproximadamente $0,6D$) y n es el número de cortadores.

➤ **Índice de abrasividad Cerchar:** Para obtener el índice CAI, la metodología consiste en desplazar una punta de acero a lo largo de 1cm sobre la roca a analizar (Figura 3.1). La punta tiene una forma cónica específica y tiene que estar sometida a una carga de 7 kg. Se mide el diámetro de la punta deformada tras la prueba, en décimas de mm. A mayor abrasividad, mayor índice CAI. Los resultados varían desde menos de 0,5 para rocas muy poco abrasivas (pizarras, calizas), hasta un máximo de 6 para rocas muy abrasivas (cuarcitas). Este índice se puede estimar conociéndose el parámetro cuarzo equivalente de la roca, con el que tiene un índice de correlación muy alto (Thuro y Käsling, 2009): $CAI = 0,054 \times Q_{eq}$ ($R^2 = 89\%$).

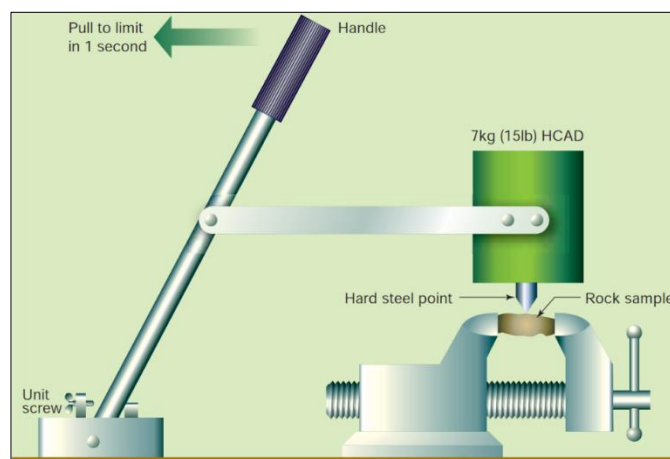


FIGURA 3.1. Determinación del método de abrasividad Cerchar (Nielsen et al., 2006).

El índice de abrasividad Cerchar, mayoritariamente utilizado por los diversos métodos, depende de los esfuerzos del macizo, aumentando con el confinamiento (Alber, 2008). Las rocas con un menor CAI ambiental sufren mayores cambios que aquellas con un CAI ya de por sí alto. Esto indica que la abrasividad depende de la porosidad, que disminuye con la

profundidad. Los ensayos Cerchar hechos para los proyectos de este estudio no se hicieron aplicando a las probetas de roca un confinamiento, por lo que la abrasividad real sería mayor a la aplicada.

3.2.2. Método *Colorado School of Mines* o CSM

Este método (Rostami, 1997) ha contado con varias revisiones y actualizaciones, y sirve para obtener parámetros de rendimiento de las tuneladoras. Estima las fuerzas de los cortadores de disco para una determinada tasa de penetración (mm/rev), basada en datos geotécnicos y en la geometría y posición de los cortadores de disco. El modelo se basa en una gran base de datos de pruebas de corte sobre muestras de roca, hechas en los laboratorios del CSM. Las fórmulas para la obtención del consumo de cortadores no son públicas.

➤ Debido a la ausencia de fórmulas, para este método se utilizará el gráfico propuesto por Schneider *et al.* (2012) para la obtención de la vida útil de un disco cortador (Figura 3.2). Este gráfico, relaciona el valor de la abrasividad Cerchar directamente con el consumo, en m^3 por cortador, para diferentes métodos.

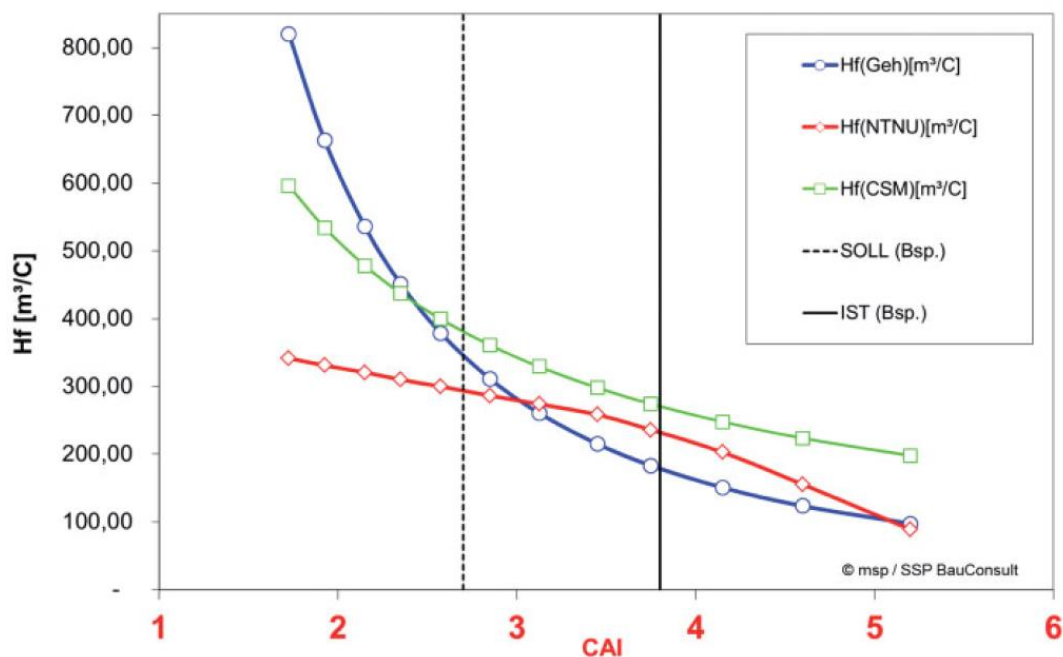


FIGURA 3.2. Consumo por cortador (en m^3 excavados) en función del CAI y para diversos métodos (Schneider *et al.*, 2012).

3.2.3. Método NTNU (Universidad Noruega de Ciencia y Tecnología)

Este método ha contado con varias actualizaciones y revisiones, siendo las más conocida y utilizada la sexta (Bruland, 1998), recientemente se ha publicado la séptima versión (Macias, 2016), la que se ha utilizado en este estudio. Es una guía práctica global sobre el diseño, planificación y excavación de túneles en roca dura por tuneladoras. Una gran diferencia con el

método CSM es que el NTNU incorpora datos sobre el macizo (p. ej: fracturación), mientras que el anterior no. Los objetivos principales de este método son:

- Estimación de la tasa de penetración media y la vida media de los cortadores.
- Estimación del tiempo de construcción y sus costes, asumiendo desviaciones en la excavabilidad media de la roca, parámetros de la tuneladora y su rendimiento.
- Diseño de sistemas auxiliares como la ventilación, transporte del material excavado, etc.
- Verificación del rendimiento de la tuneladora.
- Confirmación y reajuste de las condiciones geológicas.

En relación al desgaste de cortadores, este método supone que una tuneladora trabaja a un empuje tal que el desgaste primario es la causa principal de sustitución de cortadores (>70%), con las deformaciones plásticas y el astillado representando menos del 5-10% y el gripado menos del 20-30%. La vida útil de un cortador, medida en horas entre la sustitución de un cortador y la siguiente, es proporcional al *Cutter Life Index* (CLI) y al diámetro del cortador.

- El *Cutter Life Index* o índice de duración de un cortador, se basa en dos parámetros, el AVS y el SJ:

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

- AVS: *Abbrasion Value Cutter Steel* (Blindheim y Bruland, 1998). Un disco cortador, bajo una carga de 10 kg, se hace girar sobre un disco de acero en el que se echa polvo continuamente de la roca a analizar. El test se hace durante un minuto (20 revoluciones). El parámetro AVS es la pérdida en peso medida en mg del disco cortador.
- SJ: *Sievers' J value* (Sievers, 1950). Es la medida de la dureza de la superficie de la roca o de la resistencia a penetración. El test se hace en una roca pre-cortada cuya superficie debe ser paralela o perpendicular a su foliación. El valor SJ es la penetración, medida en décimas de mm, después de 200 revoluciones de un taladro, haciendo la media de entre 4 y 8 agujeros.

Para el cálculo de la vida útil media de un cortador (H_h), se utiliza la siguiente fórmula, que incorpora parámetros geotécnicos y de la tuneladora.

$$H_h = \frac{H_0 \times K_d \times K_q \times K_{rpm} \times K_n \times K_t}{N_{TBM}} \left(\frac{h}{c} \right)$$

Donde H_0 es la vida útil básica de un cortador, N_{TBM} es el número de cortadores que posee la tuneladora, y el resto son coeficientes de corrección de diferentes parámetros. Se calculan de la siguiente manera:

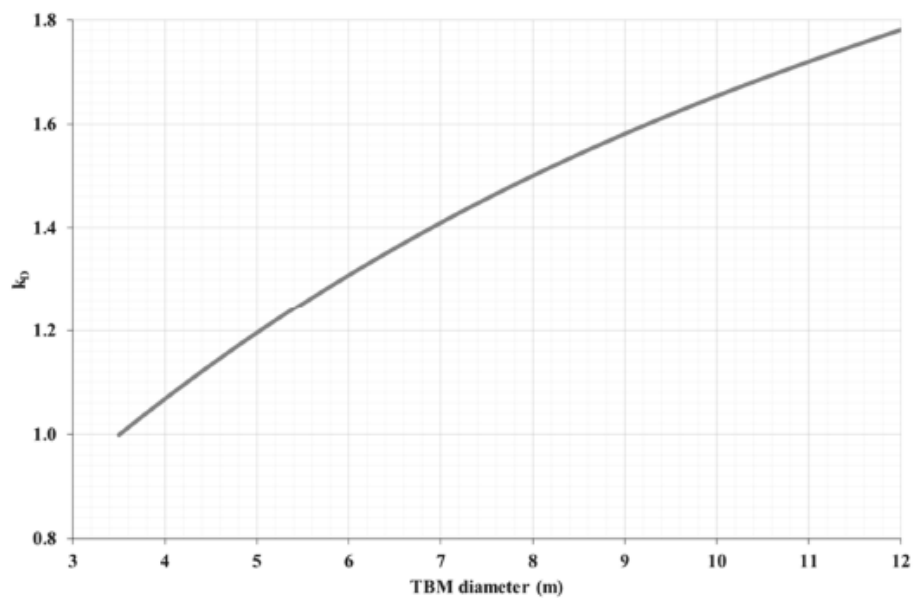
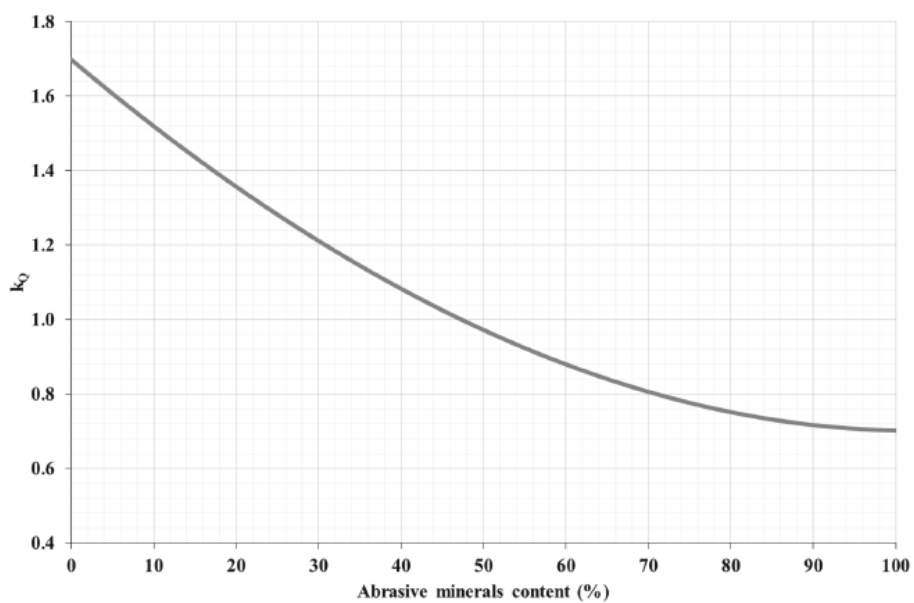
- H_0 . Vida útil básica, medida en horas (discos de 17 pulgadas):
 - $CLI < 30$; $H_0 \cong -0.0925 \times CLI^2 + 6.165 \times CLI + 0.65$
 - $CLI > 30$; $H_0 \cong -0.0044 \times CLI^2 + 1.3333 \times CLI + 67.5$
- K_d . Corrección para el diámetro de la tuneladora (Figura 3.3).
- K_q . Corrección para el contenido en minerales abrasivos (Figura 3.4)
- K_{rpm} . Corrección para la velocidad de la cabeza de la tuneladora: $K_{rpm} = \frac{42/D}{rpm}$, donde D es el diámetro de la tuneladora en m.
- K_n . Corrección para el número de cortadores, donde N_0 es el número estándar de cortadores, dado por la Figura 3.5: $K_n = \frac{N_{TBM}}{N_0}$
- K_t . Corrección para el empuje medio por cortador. Según Macias (2016), para una tuneladora de 9,5-10 m de diámetro, el empuje medio por cortador es aproximadamente 275 kN/c, cuyo coeficiente de corrección para esta fórmula es de 1,05.

Si se quiere obtener la vida media de los cortadores, medida en metros lineales y metros cúbicos por cortador, hace falta combinar la vida media calculada (H_h) con la tasa de penetración media o I_n (m/h). Si se quiere calcular dicha penetración, aparte de los datos anteriores hacen falta otros parámetros del macizo como la porosidad, grado y orientación de la fracturación y el *Drilling Rate Index* o DRI (Selmer-Olsen y Blindheim, 1970).

➤ El DRI se basa en dos test de laboratorio, el S_{20} o *Brittleness test* (Matern y Hjelmér, 1963) y el *Sievers' J value* (SJ). S_{20} equivale al porcentaje de material que pasa el tamiz de 11,2 mm después de que la roca haya sufrido 20 impactos en el mortero. El DRI por tanto se puede definir como el valor de fragilidad (capacidad de la roca a romperse bajo golpes continuados) corregido para la dureza de la superficie de la roca.

Como se ha dicho, en este trabajo se van a utilizar datos reales de obra para la penetración, en vez de su estimación. Las fórmulas para obtener la vida media de los cortadores en metros lineales y cúbicos (H_f) son las siguientes:

- Vida útil de un cortador por metro lineal excavado: $H_m = H_h \times I_n \left(\frac{m}{c} \right)$
- Vida útil de un cortador por metro cúbico excavado: $H_f = H_h \times I_n \times \pi \times \frac{D^2}{4} \left(\frac{m^3}{c} \right)$

FIGURA 3.3. Obtención del parámetro k_D . (Macias, 2016).FIGURA 3.4. Obtención del parámetro k_Q . (Macias, 2016).

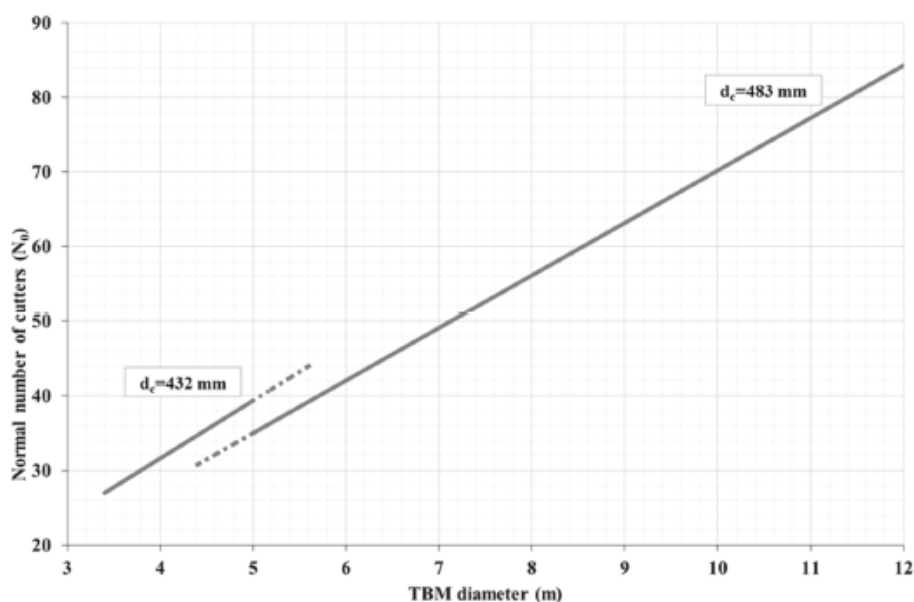


FIGURA 3.5. Obtención del número estándar de cortadores N_0 . (Macias, 2016).

3.2.4. Método Maidl

Maidl *et al.*, (2001), conectó el desgaste de los cortadores de disco con la abrasividad de la roca (medida con el índice de abrasividad Cerchar) y con la resistencia a compresión uniaxial o simple (UCS), en MPa (Figura 3.6). Oggeri y Oreste (2012) dedujeron unas ecuaciones, a partir del diagrama de Maidl, para calcular el desgaste específico de un disco cortador (*Specific Disc Cutter Wear Rate* o SDCWR), expresado en metros cúbicos excavados por dicho cortador (equivalente a H_f). Estas ecuaciones, en función de la resistencia a compresión simple (σ), son distintas para cada valor de CAI, desde un valor bajo (CAI=2), hasta un valor alto (CAI=6). Las ecuaciones son las siguientes:

- Para CAI = 2 ; $SDCWR \cong 10^{(0,000020\sigma_c^2 - 0,0088\sigma_c + 3,9944)}$
- Para CAI = 3 ; $SDCWR \cong 10^{(0,000007\sigma_c^2 - 0,0056\sigma_c + 3,1889)}$
- Para CAI = 4 ; $SDCWR \cong 10^{(0,000010\sigma_c^2 - 0,0037\sigma_c + 2,8387)}$
- Para CAI = 5 ; $SDCWR \cong 10^{(0,000010\sigma_c^2 - 0,0037\sigma_c + 2,4669)}$
- Para CAI = 6 ; $SDCWR \cong 10^{(0,000005\sigma_c^2 - 0,0037\sigma_c + 2,2371)}$

Ya que utiliza valores concretos para el CAI, en este trabajo se redondeará a número entero los valores de CAI de las distintas formaciones para su utilización, y en el caso de $CAI < 2$, se usará la ecuación de CAI=2.

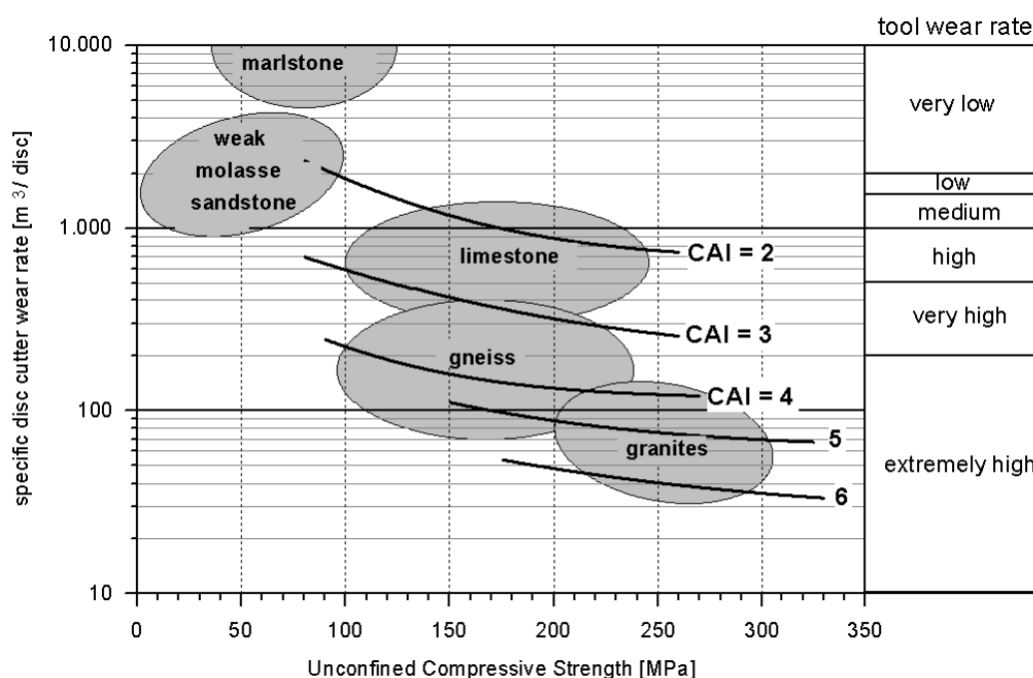


FIGURA 3.6. Gráfico de Maidl et al. (2001) para el desgaste de herramientas de corte.

3.2.5. Método RME de Bieniawski

El RME (Rock Mass Excavability Index) fue desarrollado para evaluar la dificultad que presenta un terreno a ser excavado, predecir el avance de las TBM, y predecir el consumo de cortadores. Este modelo (Bieniawski *et al.*, 2009), es una actualización del mismo presentado en 2006 en el *ITA WTC Congress* en Seúl, después de modificaciones en 2007 y 2008. El RME tiene una estructura similar al RMR, también de Bieniawski, calculándose sumando la valoración de 5 parámetros: resistencia a la compresión simple de la roca (UCS), *Drilling Rate Index* (DRI), discontinuidades en el frente de excavación, el tiempo de autoestabilidad del frente, y la afluencia de agua en el frente (Figura 3.7). A mayor valor del RME, mayor facilidad de excavación mecánica y mejor productividad.

Para el tiempo de autoestabilidad se utiliza el ábaco de la Figura 3.8, en función del RMR del terrero excavado con tuneladora y del vano máximo en metros sin sostener. Este ábaco se diseñó para túneles excavados con medios convencionales, por lo que en una tuneladora hay que ajustar el RMR con la siguiente fórmula de Alber (1996): $RMR_{TBM} = 0.80 \times RMR + 20$. El vano sin sostener en este caso es la longitud del escudo. Para todos los parámetros, en lugar de utilizar los valores medios de la tabla, se pueden utilizar gráficas, proporcionadas por Bieniawski, para usar valores exactos.

Resistencia a Compresión uniaxial para la roca intacta [0 - 25 puntos]										
σ_{ci} (MPa)	<5	5-30	30-90	90-180	>180					
Puntuación para el valor central	4	14	25	14	0					
Perforabilidad [0 - 15 puntos]										
DRI	>80	80-65	65-50	50-40	<40					
Puntuación para el valor central	15	10	7	3	0					
Discontinuidades en el frente de excavación [0 - 30 puntos]										
Homogeneidad		Nº de juntas por metro					Orientación con respecto al eje del túnel			
Homogéneo		Mixto	0-4	4-8	8-15	15-30	>30	Perpendicular	Oblicua	Paralela
Puntuación para el valor central	10	0	2	7	15	10	0	5	3	0
Tiempo de autoestabilidad [0 - 25 puntos]										
Horas	<5	5-24	24-96	96-192	>192					
Puntuación para el valor central	0	2	10	15	25					
Afluencia de agua [0 - 5 puntos]										
Litros/seg.	>100	70-100	30-70	10-30	<10					
Puntuación para el valor central	0	1	2	4	5					

FIGURA 3.7. Valoraciones medias para el cálculo del RME (Bieniawski et al., 2009).

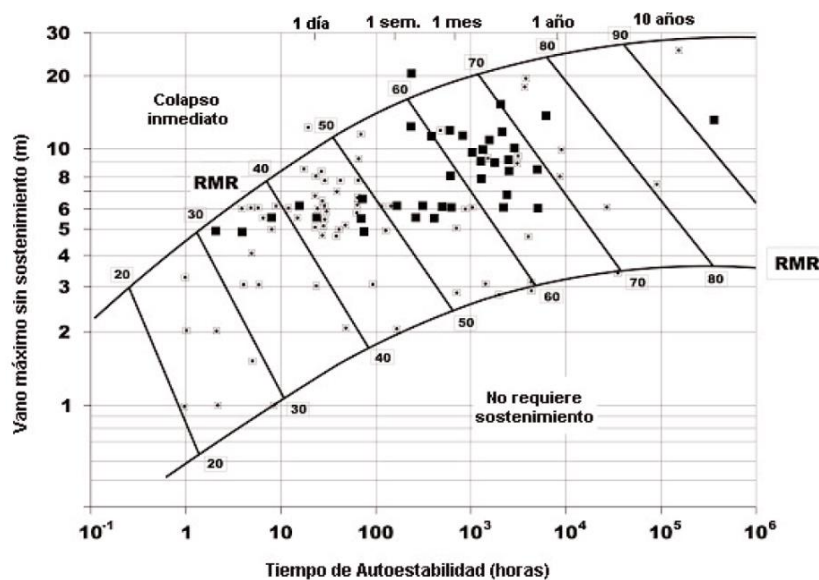


FIGURA 3.8. Ábaco para el cálculo del tiempo de autoestabilidad (Bieniawski, 1989).

Para la predicción del consumo de cortadores, Bieniawski decidió relacionar el RME con un parámetro de abrasividad del terreno, escogiendo el índice de abrasividad Cerchar (CAI) por ser el más representativo y fácil de ejecutar de entre los estudiados. La correlación entre el

CAI y el RME se dedujo con los datos obtenidos en la construcción de los túneles de Guadarrama.

Se dividieron los resultados en dos grandes grupos: rocas con una resistencia a la compresión simple mayor a 45 MPa, y rocas con un valor menor a 45 MPa. Las rocas con una resistencia menor a 45 MPa son relativamente escasas en el proyecto de Guadarrama, al ser la mayoría de rocas de buena calidad geotécnica, por lo que los resultados para este grupo son menos representativos.

Para rocas con $UCS > 45$ MPa, el consumo de cortadores, medido en metros cúbicos excavados por cortador, se puede visualizar en la Figura 3.9. Se puede también obtener mediante las siguientes ecuaciones, cuyos coeficientes de correlación son muy buenos ($R^2 > 0,87$).

- Para $CAI > 3$;
$$\frac{\text{Cortadores}}{\text{m}^3} = \frac{7 \times 10^6}{\text{RME}^{4,8}}$$
- Para $1,5 < CAI < 3$;
$$\frac{\text{Cortadores}}{\text{m}^3} = \frac{628}{\text{RME}^{2,77}}$$
- Para $CAI < 1,5$;
$$\frac{\text{Cortadores}}{\text{m}^3} = \frac{15}{\text{RME}^{1,96}}$$

Se puede observar como a mayor CAI, mayor consumo de cortadores, y como aumenta el consumo al disminuir el valor del RME, es decir, al disminuir la excavabilidad. Para valores del CAI mayores a 3, el consumo tiende al infinito al acercarse a un RME de 50. Esto se debe a que en la práctica no hay datos de tuneladoras utilizadas en rocas con una $UCS > 45$ MPa y con un $RME < 50$, ya que supone unas rocas sin fracturar y muy resistentes, por lo que no se pueden excavar mediante métodos mecánicos.

Para rocas con $UCS < 45$, los resultados son distintos (Figura 3.10). En esta gráfica, se observa también que a mayor índice CAI, el consumo aumenta, pero no ocurre lo mismo con el valor del RME. El consumo de cortadores aumenta a mayor valor del RME con un máximo entre 55 y 60, disminuyendo después.

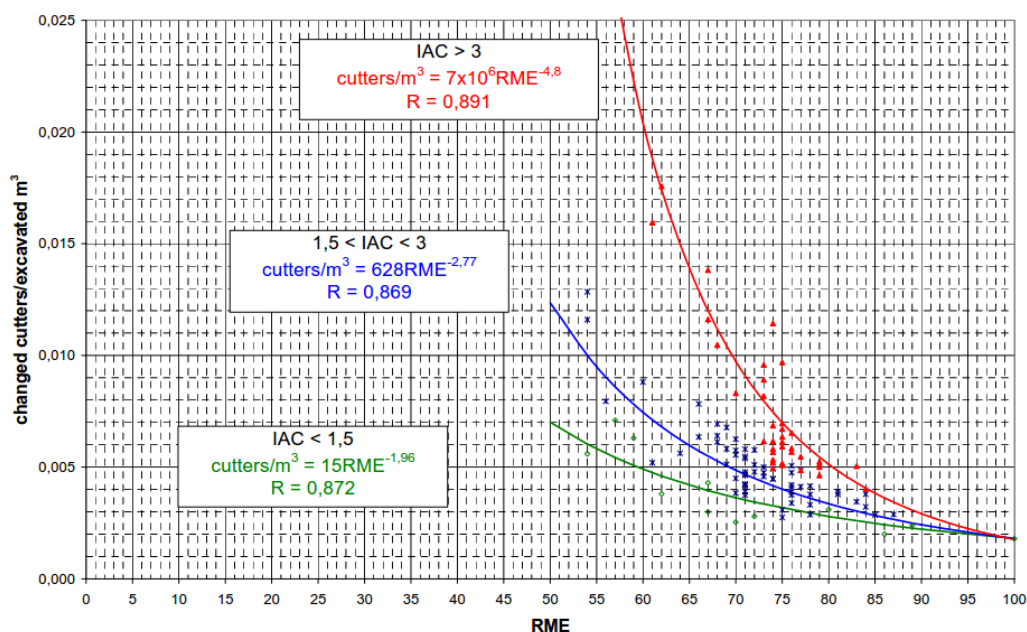


FIGURA 3.9. Consumo de cortadores para rocas con una UCS > 45 MPa. (Bieniawski et al., 2009).

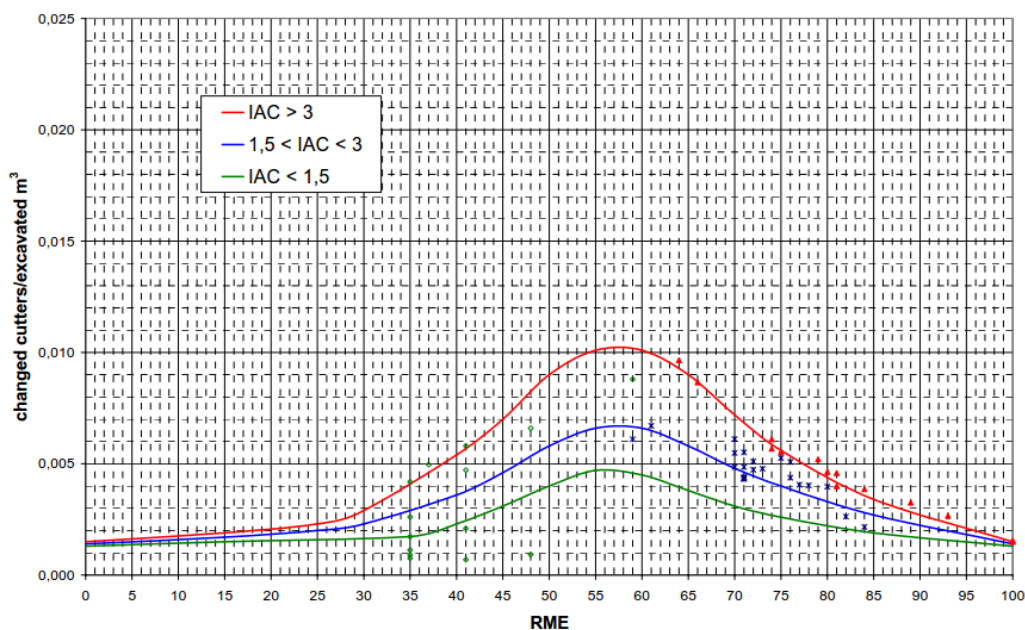


FIGURA 3.10. Consumo de cortadores para rocas con UCS < 45 MPa. (Bieniawski et al., 2009).

3.2.6. Método Frenzel (2012)

Frenzel (2012) propuso un método para la estimación del consumo de cortadores (con un radio de 17 pulgadas), utilizando datos de varios proyectos de túneles. A su vez, este método se basa en el de *Colorado School of Mines* (CSM) y utiliza como principal parámetro geotécnico la abrasividad Cerchar (CAI). La vida útil de un cortador se obtiene a partir de la

tasa de penetración, ya que es proporcional a la distancia de rodadura del mismo, con las siguientes ecuaciones:

- **CL:** Distancia de rodadura máxima hasta que un disco debe ser cambiado debido al desgaste primario, donde R es el radio del disco cortador (mm).

$$CL = \frac{2057}{CAI} \times \frac{R}{216}$$

- **Sr:** Distancia de rodadura media de un disco en una revolución, donde D es el diámetro de la cabeza de corte (m).

$$Sr = \frac{D \times 0,6 \times \pi}{1000}$$

- Frenzel (2010), dedujo que la vida real de un cortador es menor a la teórica, y propuso una fórmula para establecer una corrección en base a los pesos relativos del número de discos centrales, frontales y de gálibo. Si no se tienen estos datos, se puede utilizar un valor medio de $k = 0,67$.

- **U_c:** Número máximo de revoluciones de la cabeza de corte hasta que un cortador debe ser cambiado.

$$U_c = \frac{CL \times k}{Sr}$$

- **Vida útil (V_c),** donde S es el espaciado (m) de los cortadores o huellas en el frente y p es la tasa de penetración (mm/rev).

$$V_c = \frac{D^2 \times \pi}{4} \times U_c \times \frac{p}{1000} \times \frac{2 \times S}{D \times 1000} \quad \left(\frac{m^3}{C} \right)$$

4. CASOS DE ESTUDIO

4.1. TÚNEL DE BASE DE PAJARES

La variante de Pajares ha sido diseñada como alternativa al actual trazado ferroviario del s.XIX que une Asturias con la Meseta, la llamada Rampa de Pajares. Esta rampa cuenta con una sola línea, y su trazado presenta una gran cantidad de curvas y túneles para poder salvar el desnivel de la cordillera. Las velocidades permitidas y la frecuencia de trenes son por lo tanto bajas, lo que pone en manifiesto la necesidad de un corredor alternativo moderno para la unión entre Asturias y León.

La Variante de Pajares, en actual construcción, consiste en una línea doble de alta velocidad que une las localidades de Pola de Lena, en Asturias, con La Robla en León, atravesando el sector central de la Cordillera Cantábrica y la divisoria de aguas de la Confederación Hidrográfica del Norte y la del Duero. Tiene una longitud de 50 km aproximadamente, que recorta en más de 30 km el trazado actual, además de que permitirá velocidades superiores a 250 km/h y mayor frecuencia de trenes. El 80% de la variante transcurre en forma de túnel, entre los que destaca el túnel de base de Pajares, de casi 25 km. Este túnel bitubo es una de las obras geotécnicas más complejas que se hayan realizado en España, siendo en longitud el segundo más largo del país, por detrás de los túneles de Guadarrama. Las obras se dividieron en varios lotes para diferentes empresas para así facilitar y agilizar la construcción.

La complejidad geotécnica de estos túneles es el resultado de la heterogeneidad de materiales atravesados (con calidades geomecánicas dispares), la presencia de grandes acuíferos, y de la gran profundidad del trazado, con coberteras de hasta 1000 m.

4.1.1 Contexto geológico

Geológicamente, la Cordillera Cantábrica se considera la extensión al Oeste de los Pirineos (Alonso *et al.*, 1996), cuyo relieve actual se levantó durante la Orogenia Alpina, con un fuerte condicionamiento de las estructuras Variscas previas. El túnel de Pajares está situado en la Zona Cantábrica del Macizo Ibérico (Lotze, 1945; Julivert *et al.*, 1972; Farias *et al.*, 1987), correspondiente a las partes externas de la Cordillera Varisca, y más concretamente atraviesa las unidades de Bodón-Ponga y de Somiedo-Correcillas (Alonso *et al.*, 2009b). El primer kilómetro excavado desde la boca Norte, corresponde a la Cuenca Carbonífera Central, hasta atravesar el cabalgamiento basal del Manto de Bodón (Figura 4.1).

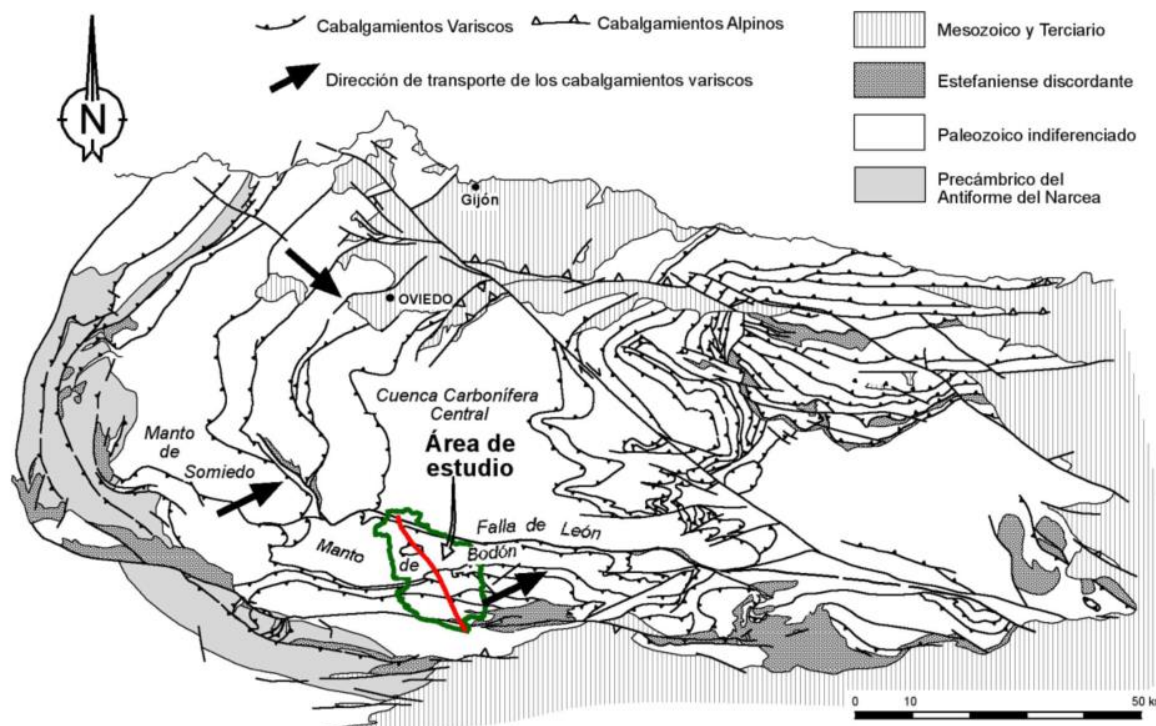


FIGURA 4.1. Esquema estructural de la Zona Cantábrica, con el trazado del túnel de base de Pajares en rojo (Alonso y Rubio, 2009).

La secuencia estratigráfica de rocas atravesadas comprende materiales siliciclásticos y carbonatados con edades que van desde el Precámbrico-Cámbrico Inferior (590 MA) hasta el Carbonífero superior (300MA). En relación a la Orogenia Varisca, la secuencia se puede dividir en preorogénica, desde el Precámbrico hasta finales del Devónico/comienzo del Carbonífero, y sinorogénica durante el Carbonífero, culminando con materiales del Estefaniense discordantes sobre lo anterior.

- **Secuencia Preorogénica:** Formación La Herrería (areniscas, lutitas y conglomerados), Formación Láncara (calizas y dolomías), Formación Oville (pizarras y lutitas verdes con areniscas; rocas volcánicas asociadas), Formación Barrios (areniscas cuarcíticas y lutitas con niveles de tonsteins de caolinita), Formación Pizarras y Areniscas de Pajares (con un tramo superior cuarcítico), Formación Formigoso (pizarras con intercalaciones de areniscas), Formación San Pedro (areniscas ferruginosas y lutitas), Grupo La Vid (Formación Dolomías de Felmín, Calizas de La Pedrosa, Pizarras de Valporquero y Calizas de Coladilla), Formación Santa Lucía (calizas), Formación Huergas (pizarras y niveles de areniscas), Formación Portilla (calizas) y Formación Nocado (areniscas).
- **Secuencia Sinorogénica:** Formación Ermita (areniscas, cuarcitas y conglomerados), Formación Vegamián (pizarras), Formación Alba (calizas)

nodulosas), Formación Barcaliente (calizas micríticas negras), Formación Valdeteja (calizas grises masivas), Formación San Emiliano (pizarras con intercalaciones de caliza) y la Formación Pastora (edad Estefaniense, discordante sobre lo anterior y formada por lutitas, areniscas, capas de carbón y conglomerados).

Estructuralmente, la Zona Cantábrica se caracteriza por una tectónica tipo *thin-skinned*, con desarrollo de pliegues y cabalgamientos, en ausencia de metamorfismo (Aller *et al.*, 2004). Las principales estructuras que atraviesa el túnel son cabalgamientos (cuyo nivel de despegue es la Fm. Láncara principalmente), pliegues asociados a estos cabalgamientos y fallas más tardías. Los pliegues asociados a los cabalgamientos están reapretados, debido al acortamiento Norte-Sur que dio lugar al arco astúrico en tiempos tardivariscos (Alonso y Rubio, 2009).

La disposición tectónica de las formaciones geológicas por las que pasa el túnel tiene una orientación general E-O o SO-NE, y las estructuras principales atravesadas son el cabalgamiento de Bodón, el Sinclinal del Pando y el antiforme del Cueto Negro en el Manto de Bodón; y los cabalgamientos de Rozo, Bregón, Beberino y el sinclinal del Pedroso en el Manto de Correcillas (Toyos *et al.*, 2009).

El trazado del túnel atraviesa perpendicularmente, o de manera muy oblicua (120°-140°), a la dirección de transporte tectónico general, que es hacia el Noreste (Alonso, 1987). Por lo tanto, el corte geológico de los túneles (Figura 4.2) en general es una sección muy aparente con el verdadero perfil estructural, aunque tiene secciones, como las rampas laterales de los cabalgamientos, mucho más complicadas de estudiar (Alonso y Rubio, 2009).

Destaca como contribución de los túneles de Pajares al conocimiento geológico regional, la caracterización de la formación llamada ‘Pizarras y areniscas de Pajares’ (‘Pelitas con fragmentos’ en algunas publicaciones), encontradas únicamente en el manto de Bodón, concretamente en el sinclinal del Pando y en el flanco Sur del antiforme del Cueto Negro. Estas se correlacionan con la unidad denominada “Capas de Getino” descrita en el entorno de Barrios de Luna (Aramburu, 1989; Aramburu y García-Ramos, 1993; Toyos y Aramburu, 2014). En el entorno del Cueto Negro, de gran complejidad geológica, se pudo mejorar la cartografía en superficie y en profundidad gracias a los sondeos que se hicieron previamente y a los datos aportados desde los túneles. En el antiforme del Cueto Negro varios cabalgamientos son plegados para dar lugar a una ventana tectónica, en cuyo núcleo se confirmó la presencia de materiales del Carbonífero (Fm. San Emiliano). También se pudieron representar en detalle los contactos de las rocas volcánicas asociadas a la Formación Oville, donde destaca cuerpo volcánico en forma de embudo que corta a las Fm. Herrería, Láncara y Oville, acabando en el muro de la Fm. Barrios (Toyos *et al.*, 2009).

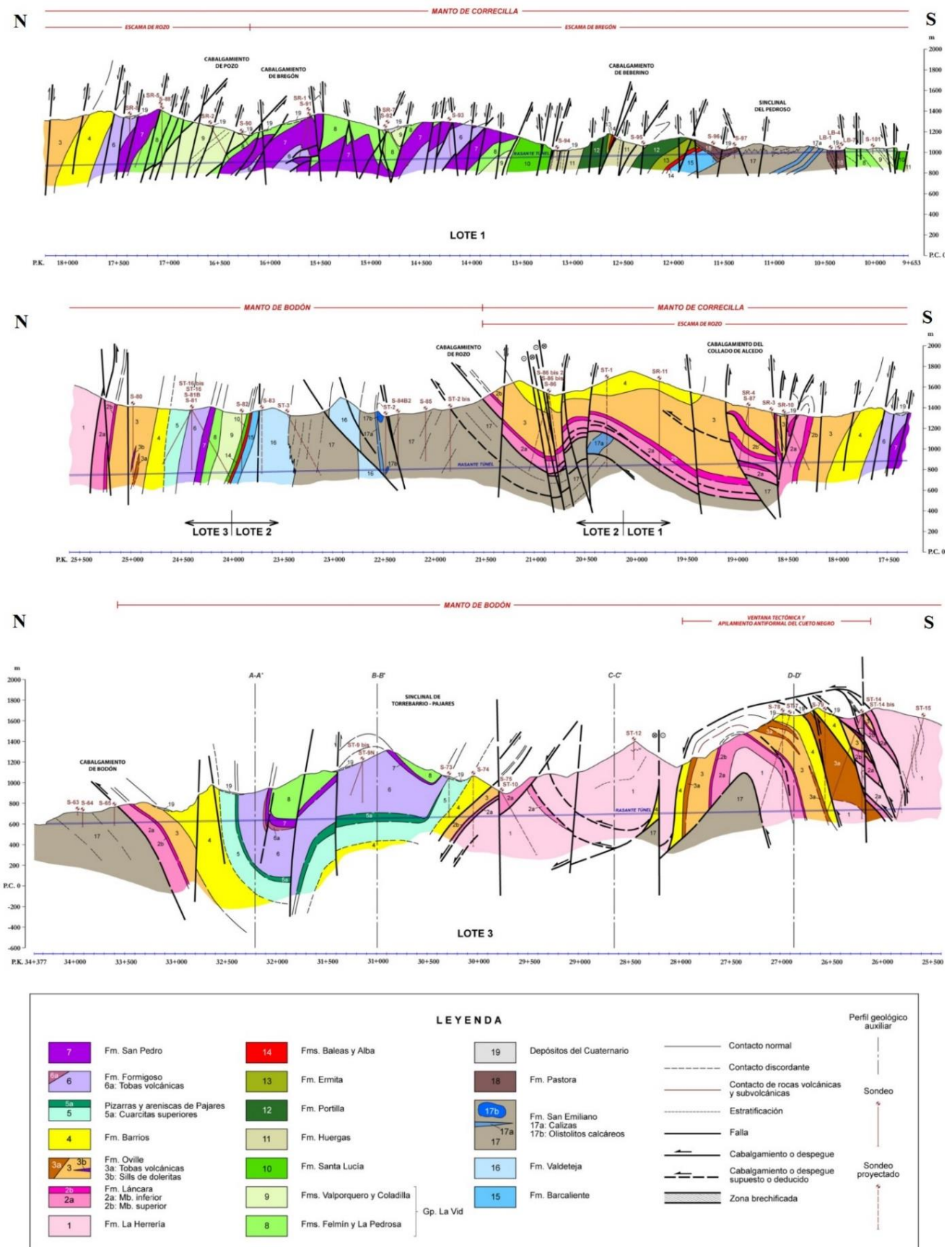


FIGURA 4.2. Perfil geológico del túnel de base de Pajares (Modificado de Toyos et al., 2009).

4.1.2. Proyecto

Las bocas de los túneles de Pajares se encuentran en las localidades de Los Pontones, en Asturias, y de La Pola de Gordón, en León, siendo el desnivel entre ambas cotas de 420m (Figura 4.3). Los túneles consisten en 2 tubos paralelos con un diámetro interior de 8,5m cada uno, presentando una pendiente continua de 16,8 milésimas. Los tubos están separados 50m en el macizo geológico y con galerías de conexión cada 400m aproximadamente. Hacia la mitad del recorrido se sitúa un punto de parada preferente, para facilitar la evacuación en caso de emergencia. A los dos tubos hay que sumarles dos galerías de acceso, la de Buiza (5,5 km) y la de Folledo (2 km), situadas entre las localidades leonesas del mismo nombre. La ejecución de los túneles se hizo mediante cinco tuneladoras: dos desde la boca Norte (Lotes 3 y 4), dos desde la boca Sur (Lote 1), y otra desde la galería de Buiza (Lote 2). La galería de Folledo y las galerías de conexión entre ambos túneles se ejecutaron mediante métodos convencionales.

Las tuneladoras de los Lotes 1, 3 y 4 son todas de escudo simple, mientras que en el Lote 2 se utilizó un doble escudo, utilizando todas ellas cortadores de disco de 17 pulgadas (432 mm). Debido a la heterogeneidad del macizo, en Pajares el diseño de las tuneladoras tenía que cumplir los siguientes requisitos, por la presencia de zonas de falla, formaciones pizarrosas con posibles fenómenos de fluencia, y formaciones carboníferas con presencia de gases explosivos (Jiménez Sánchez, 2009):

- Cabezas de corte para roca, con perfil plano y con un sentido de giro horario. Pueden girar en sentido anti-horario para casos de desbloqueo.
- Escudos lo más cortos posibles, para disminuir la superficie potencial de atrapamiento.
- La fuerza de empuje total debe ser aproximadamente de 180.000 kN, para poder hacer frente a terrenos con deformaciones muy altas que originen atrapamientos. El par de desbloqueo debe ser aproximadamente de 30.000 kNm, para desbloquear la rueda de corte en terrenos facturados.
- Desplazamiento vertical y horizontal de la cabeza de corte, que junto con los *copy-cutters* (cortadores de gálibo extensibles) se pueda hacer una sobre-excavación de 200mm, para evitar atrapamientos. También un desplazamiento axial para revisar la cabeza y sustituir los cortadores.
- Sistema de perforación para reconocimiento y tratamiento del terreno.
- Monitorización continua de presencia de gases explosivos (metano) con parada automática en función de las concentraciones. Ventilación adecuada y equipos antideflagrantes.

- Equipo generador de espumas y aditivos, para la inyección en el frente.
- Bombes de alta capacidad (sobre todo en las tuneladoras descendentes), dimensionados para avenidas de agua de hasta 500 l/s.

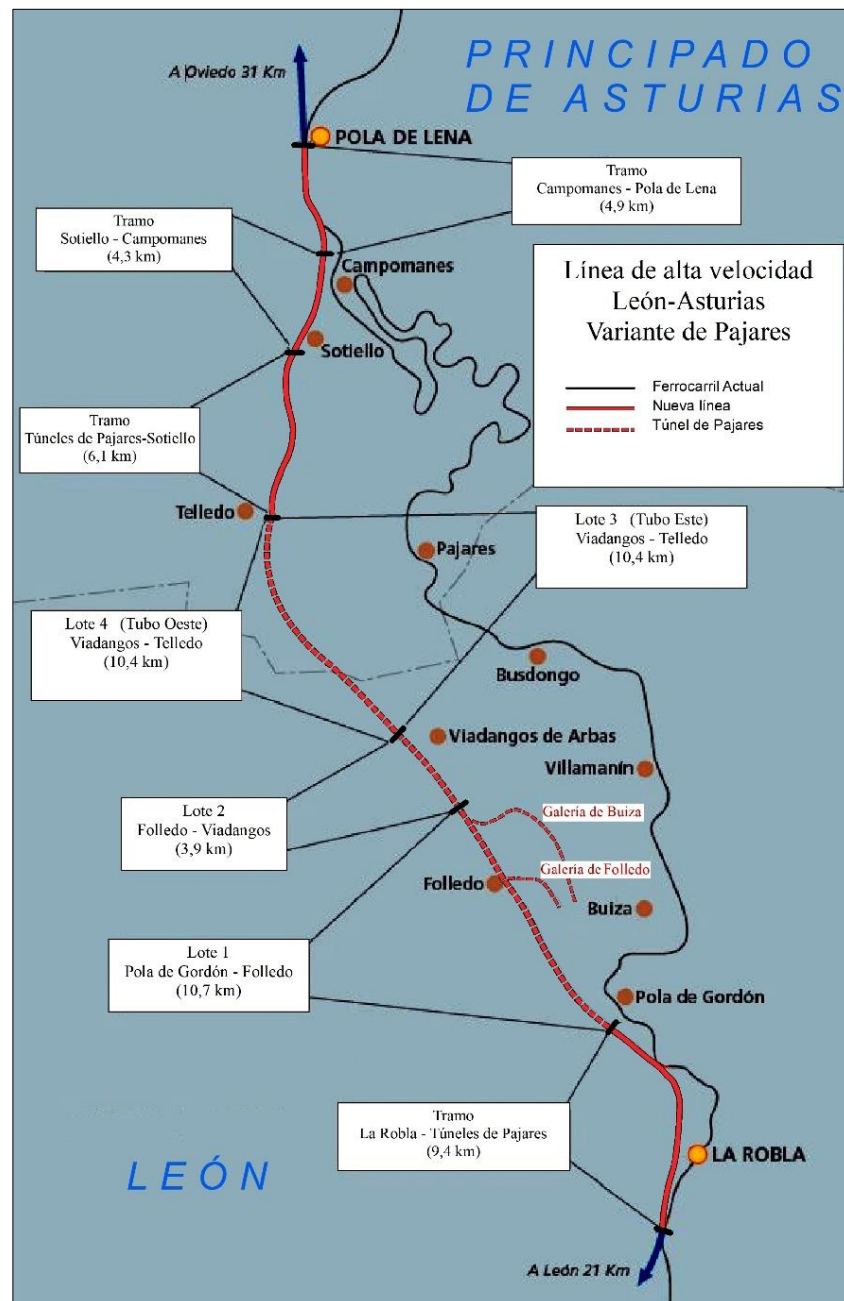


FIGURA 4.3. Mapa de situación de la Variante de Pajares, con los tramos y lotes indicados (Modificado de Arlandi Rodríguez et al., 2009).

Debido a los datos disponibles sobre el consumo de cortadores, este trabajo se centrará en los Lotes 2 y 4. El Lote 2 utilizó una tuneladora doble escudo Herrenknecht, con un diámetro de excavación de 10 m y un total de 9,6 km excavados (Martín Cenalmor, 2009). Cuenta con 65 cortadores de disco, cuya disposición se pueden ver en la Figura 4.4.A. Esta tuneladora

excavó 5,5 km de la galería de acceso de Buiza, continuando otros 4 km el tubo Este del túnel principal. Estaba previsto que también excavara el tramo del túnel Oeste, pero por motivos económicos y de ajuste de plazos, fue excavado por una tuneladora del Lote 1 que prolongó su trabajo. De esta manera se evitó la ejecución de grandes cavernas subterráneas a gran profundidad, para el complicado desmonte y segundo montaje de la tuneladora (Díez Arroyo *et al.*, 2009).

El Lote 4, de 10,5 km de longitud, fue excavado por una tuneladora de escudo simple, fabricada por MHI-Duro Felguera-Robbins, de 10m de diámetro. La disposición de sus 63 cortadores se puede ver en la Figura 4.4.B. Esta tuneladora excavó el túnel Este desde la boca Norte, en sentido ascendente hasta encontrarse con el Lote 2. Destaca la problemática de la Fm. Formigoso con grandes fenómenos de fluencia, siendo en ella el único caso de atrapamiento (temporal) de la tuneladora (Fernández Martínez, 2009). También se esperaba fluencia en las otras formaciones pizarrosas (San Emiliano y Oville), pero la presencia de estratos de arenisca en ambas actuó como un “armazón” evitando tal fenómeno (Alonso *et al.*, 2009a). El primer kilómetro del túnel estaba previsto excavarse mediante perforación y voladura, pero debido a su mala calidad geomecánica se excavó mediante tuneladora, garantizando la seguridad (Díez Arroyo *et al.*, 2009). En este tramo, la Fm. San Emiliano presentó unas condiciones geomecánicas muy malas, comportándose como un suelo, con abundantes derrumbes y formaciones de cuevas, y bloqueando los discos cortadores. Para su excavación, la solución principal fue la inyección de una espuma especial a través de los huecos de los cortadores para sostener el frente y rellenar los huecos (Díaz Aguado *et al.*, 2014).

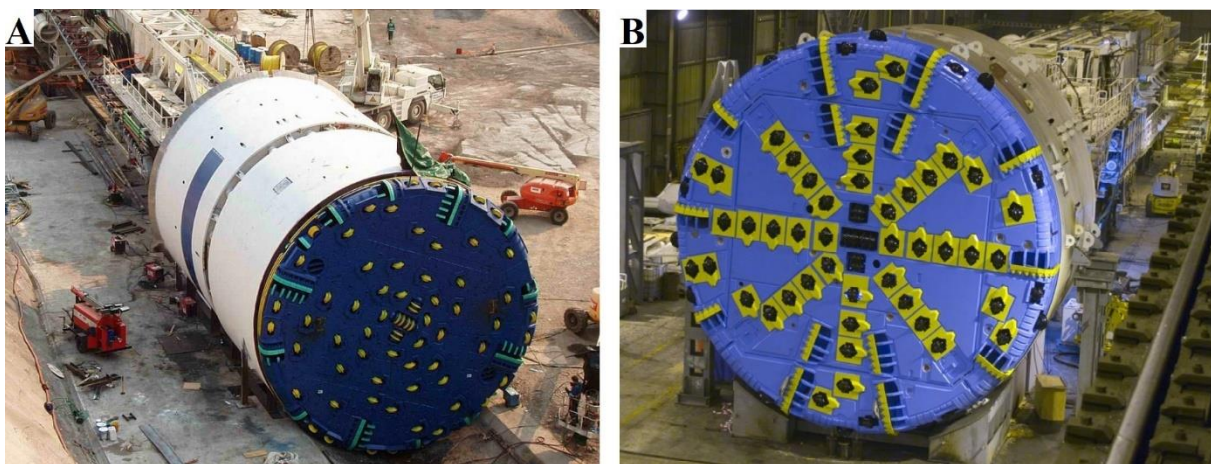


FIGURA 4.4. (A) Tuneladora doble escudo para el Lote 2. Se puede ver un gripper (azul) en el lateral del escudo (Fernández Martínez, 2009). (B) Tuneladora de escudo simple utilizada en el Lote 4 (Jiménez Sánchez, 2009).

4.1.3. Consumo de cortadores

Para el Lote 2, Fernández Martínez (2009) recopiló los datos del consumo de cortadores cuando se llevaban casi 5 km excavados, en los que se usaron 670 cortadores (incluyendo los 65 iniciales). En la Tabla II se pueden ver las formaciones atravesadas y el consumo de cortadores por cada una. El número de cortadores sustituidos por desgaste primario fue de 540, siendo el 80,6 % del total. Para el Lote 2 no se tienen datos del número de cortadores utilizados en función de su posición en la cabeza de corte.

FORMACIÓN	Metros lineales	H_f (m^3 /cortador)	Nº cortadores
La Vid (Cal)	574,76	7765,9	6
La Vid (Piz)	294,90	5976,9	4
San Pedro	150,46	1355,3	9
Formigoso	269,32	752,9	29
Barrios	978	199,7	397
Oville	398,70	505,1	64
Láncara	666,50	948	57
San Emiliano	1512,10	3143,3	39
TOTAL	4844,74		605 (+65)

TABLA II. Consumos reales y específicos de cortadores, en función de la formación geológica, para el Lote 2.

A partir de los cortes geológicos de Toyos *et al.* (2009) y de Angona Sopeña *et al.* (2009), se han obtenido los metros lineales por formación geológica para el Lote 3 (paralelo al Lote 4). De la Figura 4.5, de Abascal Aznar (2009), se han calculado los datos relativos al consumo de cortadores por formación (obteniendo un resultado medio en función de la longitud de los tramos). Así se ha calculado el número estimado de cortadores utilizados (Tabla III). De este autor también se han obtenido el número de cortadores utilizados por posición, que se pueden ver en la Tabla IV y la Figura 4.6.

Respecto al consumo específico o vida útil de un cortador por formación geológica, de forma general, se puede observar como los menores corresponden a las formaciones cuarcíticas (Barrios, Herrería), los más altos a las pizarras (Formigoso, San Emiliano), y los medios a las formaciones carbonatadas.

En función de la posición en la cabeza de corte, los números bajos corresponden al número de cortadores sustituidos en el centro, y van aumentando hasta los de gálibo, con los números más altos. El consumo aumenta exponencialmente cuanto más alejados estén del centro, lo

cual es entendible debido a que, en una misma revolución, los exteriores tienen una trayectoria circular mucho más larga que los del centro.

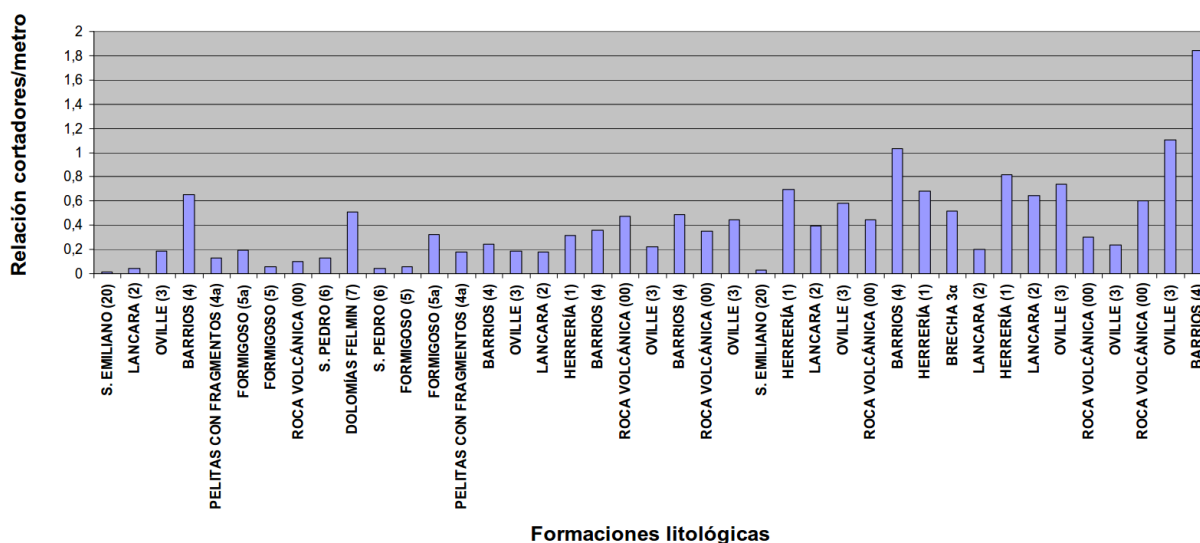


FIGURA 4.5. Relación cortadores/metro según formación geológica (Abascal Aznar, 2009).

Formación	m.l.	H_f (m ³ /cortador)	Nº Cort
Herrería	2975	191,18	1222
Láncara	725	861,83	66
Oville	1010	224,54	353
Rocas Volcánicas	275	211,47	102
Barrios	970	144,15	528
Piz. y are. Pajares	270	520,24	41
Piz. y are. Pajares (tramo sup)	900	251,98	281
Formigoso	625	1570,80	31
San Pedro	300	654,5	36
San Emiliano	1400	3416,50	32
TOTAL	9450		2693

TABLA III. Consumo específico de cortadores en función de la formación geológica en el Lote 4.

El número de cortadores totales, 3344, difiere del estimado anteriormente según los gráficos (2693). Esta diferencia es debida a los errores acumulados en la interpretación de los gráficos y debido a que los cortes geológicos son del lote 3 (tubo Este), mientras que la Tabla III representa los consumos del lote 4 (túnel Oeste). Aunque ambos tubos son paralelos y estén separados solamente 50 m, habrá diferencias en cada túnel ya que el macizo geológico no es uniforme. No obstante, la longitud total del Lote 4 es de 10,4 km, mientras que en la Tabla III las formaciones suman 9,5 km. Se desconoce si la cifra de 3344 cortadores incluye los gastados en varias formaciones al final del Lote, cuyo consumo por litología se desconoce.

Por tanto, para este trabajo se considerará los 2693 cortadores utilizados en el Lote 4. Para este Lote se desconoce la cifra correspondiente a los cortadores cambiados únicamente por desgaste.

Cortador	Nº Cambios	Cortador	Nº Cambios	Cortador	Nº Cambios	Cortador	Nº Cambios
1,3	12	20	19	35	30	50	63
2,4	8	21	27	36	27	51	62
5,7	15	22	34	37	43	52	73
6,8	10	23	25	38	35	53	80
9	9	24	20	39	37	54	141
10	19	25	27	40	32	55	178
11	17	26	26	41	39	56	140
12	20	27	29	42	39	57	189
13	17	28	27	43	50	58	219
14	22	29	40	44	60	59	182
15	20	30	24	45	54	60	163
16	24	31	27	46	48	61	134
17	45	32	26	47	65	62	153
18	32	33	41	48	60	63	168
19	34	34	27	49	57	TOTAL	3344

TABLA IV. Consumo de cortadores en función de su posición (Lote 4).

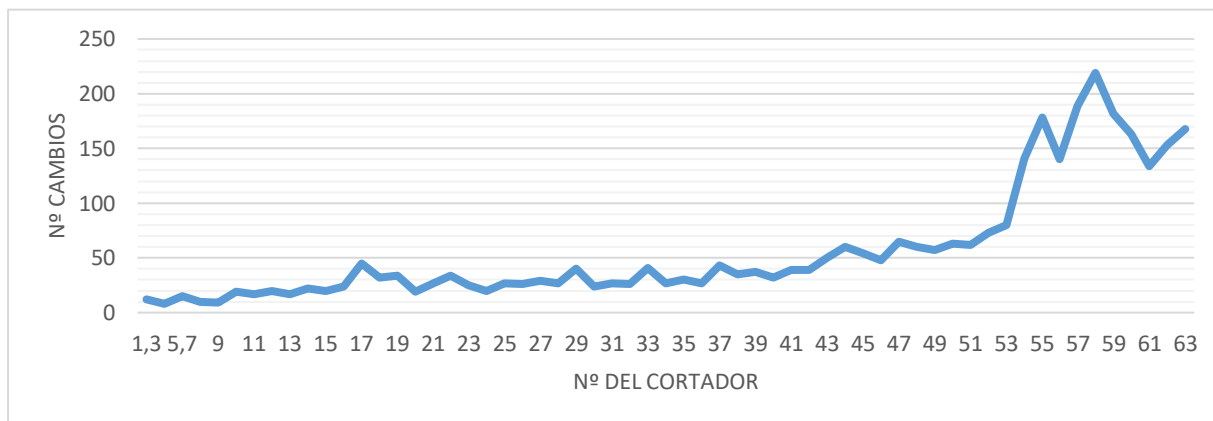


FIGURA 4.6. Gráfico del consumo de cortadores en función de su posición (Lote 4).

4.2. TÚNEL DE BASE DE GUADARRAMA

El túnel de base de Guadarrama se encuentra en la Línea de Alta Velocidad Madrid-Segovia-Valladolid, que entró en servicio a finales de 2007. Este túnel, con 28,4 km, es el más largo de España, y se diseñó para salvar el relieve de la Sierra de Guadarrama, que separa Segovia de Madrid. La línea Madrid-Valladolid conectará con las futuras León-Asturias, Zamora-Galicia y Burgos-País Vasco, por lo que dará servicio a prácticamente todo el Norte del país. La Sierra de Guadarrama es un cordal montañoso perteneciente al Sistema Central, con orientación SO-NE, de unos 80 km de longitud y 20 de anchura, cuyo pico más alto es Peñalara, con 2428 msnm. Las limitaciones de las líneas de alta velocidad en lo referente a pendientes y a radios de curvatura, junto con la existencia de parajes de alto nivel medioambiental, condujeron a la elección de un túnel de base de gran longitud para atravesar la sierra (Cobrerros Aranguren, 2005).

4.2.1. Contexto geológico

La Sierra de Guadarrama forma parte del Sistema Central, y es la divisoria entre la Cuenca del Duero y la del Tajo, (submeseta Norte y Sur, respectivamente), elevándose el relieve actual durante la Orogenia Alpina. En esta orogenia, de edad Terciaria (43-5 MA), las placas Euroasiática y Africana empezaron a converger, dando lugar a las cadenas de Pirineos-Cordillera Cantábrica en el Norte, y a las Béticas en el Sur de la península. Debido a transferencias tectónicas desde los bordes de la microplaca Ibérica hacia el interior, se formaron cordilleras intra-placa, que son el Sistema Central y el Ibérico (Quintana *et al.*, 2015). El Sistema Central, por tanto, se levantó como un gran bloque tipo *pop-up*, mediante dos grandes fallas inversas conjugadas (Figura 4.7).

Las rocas que la forman pertenecen a la zona Centro Ibérica del Macizo Ibérico (Farias *et al.*, 1987), y son fundamentalmente rocas ígneas y metamórficas, que se formaron en las zonas internas del Orógeno Varisco, en el Carbonífero. La traza del túnel atraviesa sobre todo terrenos metamórficos, aunque también cruza varios macizos graníticos, como los de la Sierra del Francés o el de La Granja (Figura 4.8).

Las formaciones metamórficas se dividen en dos grandes grupos, los gneises y los metasedimentos. El evento principal de recristalización metamórfica durante la Orogenia Varisca se ha datado entre 337 y 326 MA, y ha sido de Grado Alto, con temperaturas de 700° y presiones de 8,5 Kb (Capote del Villar, 2005). La estructura de estas rocas, aunque difícil de estudiar, se ha interpretado como grandes pliegues tumbados y láminas de cabalgamiento superpuestas. Las distintas litologías son:

- Ortogneises glandulares, que destacan por sus grandes cristales de feldespatos potásico. Su protolito fueron granitos porfídicos peraluminicos pre-Variscos (Ordovícico).

- Leucogneises, cuyo protolito fueron leucogranitos pre-Variscos, que se emplazaron junto a los porfídicos.
- Paragneises biotíticos, derivados de una alternancia de areniscas y arcillas. Localmente con fusión parcial.
- Mármoles, derivados de calizas y dolomías.
- Anfibolitas y silicatos cálcicos, derivadas de antiguos sedimentos margosos.

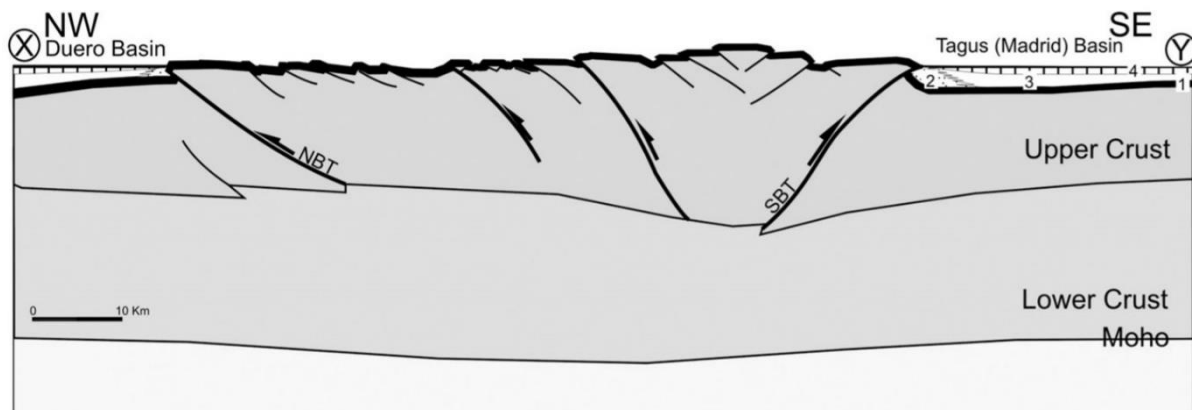


FIGURA 4.7. Corte con la estructura cortical general del Sistema Central, en la zona de Somosierra-Guadarrama. Las dos fallas principales conjugadas son las llamadas NBT y SBT (De Vicente et al., 2007).

En relación a las rocas graníticas, la mayoría son post-tectónicas, datadas entre 325 y 280 MA, y derivadas de la fusión parcial de la corteza continental durante la orogenia Varisca. Hay dos pulsos magmáticos principales (Capote del Villar, 2005), uno alrededor de hace 320 MA, (adamellitas y granodioritas), y otro entre 300 y 280 MA (cuerpos pequeños de leucogranito). Hay zonas, más o menos amplias, en las que los granitos están muy alterados por fluidos hidrotermales. En ellas el cuarzo ha sido removilizado, las micas están alteradas, y los feldspatos teñidos por la presencia de hierro. Esta roca, denominada episienita, está datada entre 280 y 260 MA (Capote del Villar, 2005).

Cortando a todas las formaciones anteriores, se encuentran varias rocas filonianas, de diversa edad y composición, formando enjambres de diques:

- Diques porfídicos y microdioritas. Los diques porfídicos adamellíticos se formaron acompañando al segundo pulso magmático y tienen una dirección principal E-O. Posteriormente se formaron diques con una composición bimodal, porfídicos y básicos (microdioritas, diabasas).
- Diques de cuarzo, con dirección N-S. Relacionados con las alteraciones hidrotermales sufridas durante el final del Paleozoico y el Mesozoico.

Durante el colapso extensional en el Tardivarisco, todas las rocas cristalinas se fracturaron, formándose fallas de distinta magnitud, en régimen frágil. Durante la extensión Mesozoica, se formó una delgada cobertera cretácica (<150m), formada por sedimentos detríticos y carbonatados.

Las fallas frágiles más importantes, se reactivaron durante la colisión Alpina, formando la estructura *pop-up* actual, limitada por dos grandes fallas inversas conjugadas. Dentro de esta estructura hay bloques menores, en los que las fallas actuaron como inversas o normales, levantando los diversos bloques que configuran las actuales sierras, y formando entre ellos pequeñas fosas tectónicas, como el Valle de Lozoya.

Las fallas frágiles están formadas por el núcleo de falla, y la zona de daño a su alrededor. En el núcleo de falla se encuentran material triturado, muy poco estable, y con un comportamiento hidrogeológico generalmente impermeable. En profundidad, el régimen cambia de frágil a dúcil, pasando a ser cataclasitas y milonitas. En la zona de daño, la roca se caracteriza por un grado de fracturación muy alto, e hidrogeológicamente se considera permeable, con posibles grandes avenidas de agua al interior del túnel (Capote del Villar, 2005).

Destaca la Zona de falla de La Umbría, en la fosa de Lozoya, donde se ponen en contacto los bloques de Cabeza Mediana y el de Peñalara, siendo la estructura más compleja del trazado. Es una zona, de unos 400m de anchura, donde convergen varias fallas, entre las que destacan dos inversas, una buzando al SE que levanta el bloque de Cabeza Mediana, y otra, bajo la anterior, que sitúa el bloque de Peñalara sobre materiales cretácicos. La presencia la cobertera cretácica en profundidad, asociada a fallas paralelas al trazado del túnel, hizo desviar el trazado original previsto (López Sopeña, 2005).

PERFIL GEOLÓGICO - GEOTÉCNICO DEL TÚNEL DE GUADARRAMA

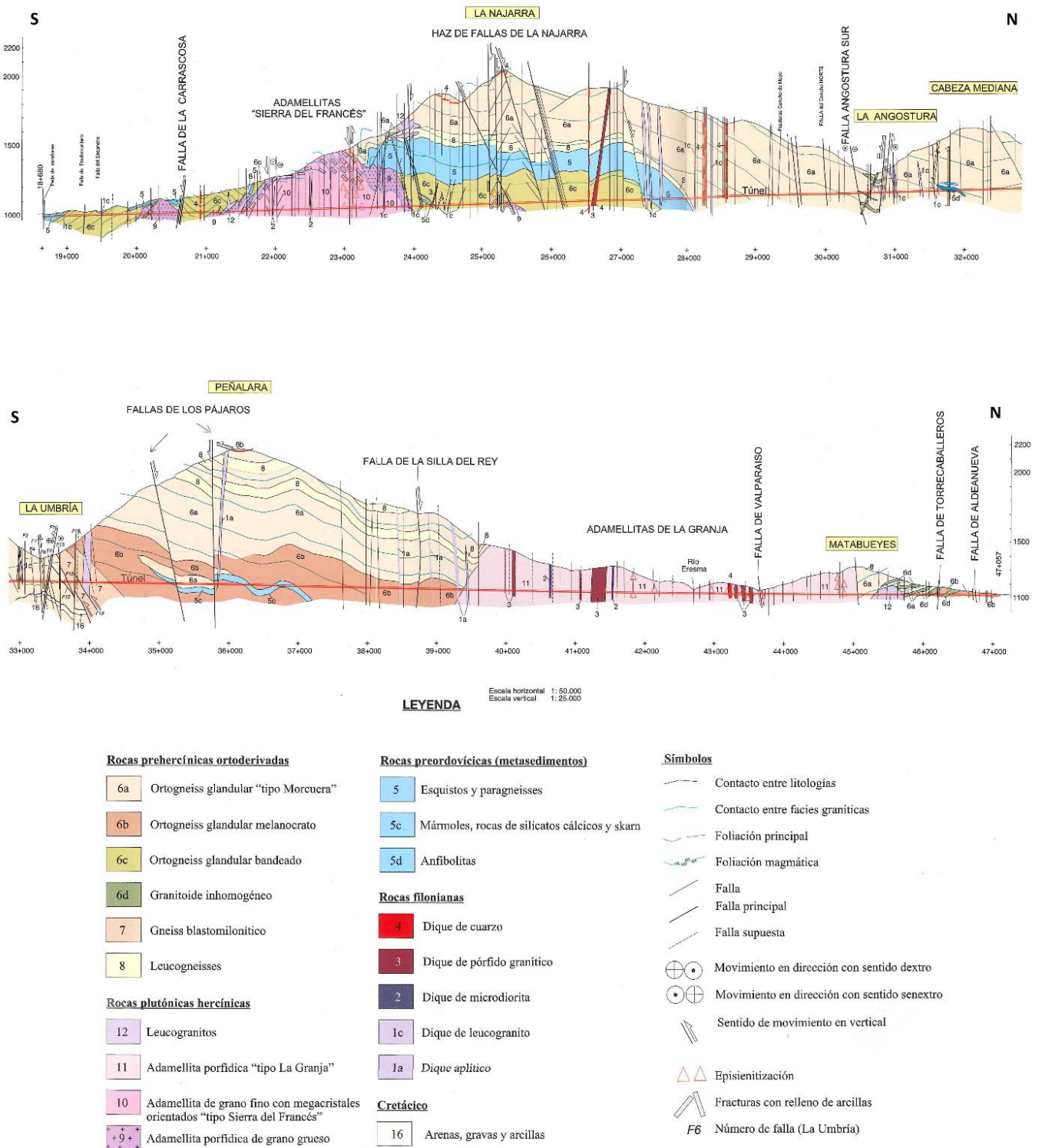


FIGURA 4.8. Perfil geológico-geotécnico del túnel de Guadarrama (Modificado de López Sopena, 2005).

4.2.2. Proyecto

El túnel de Guadarrama consiste en un túnel bitubo de 28,4 km de longitud y con un diámetro interior de 8,5 m, siendo ambos tubos paralelos y estando separados 30m en el macizo. La boca Sur del túnel está situada en la localidad madrileña de Miraflores de la Sierra, a 998m, y la boca Norte en las afueras de la ciudad de Segovia, a 1114 m. (Figura 4.9) Desde la boca Sur el trayecto es ascendente, con una pendiente del 1,5%, hasta llegar a los 1200m, bajo el Valle de Umbría. Después, el trayecto es descendiente hasta la salida con una pendiente media del 0,95%. El mayor recubrimiento se da bajo el pico Peñalara, siendo de 992m.

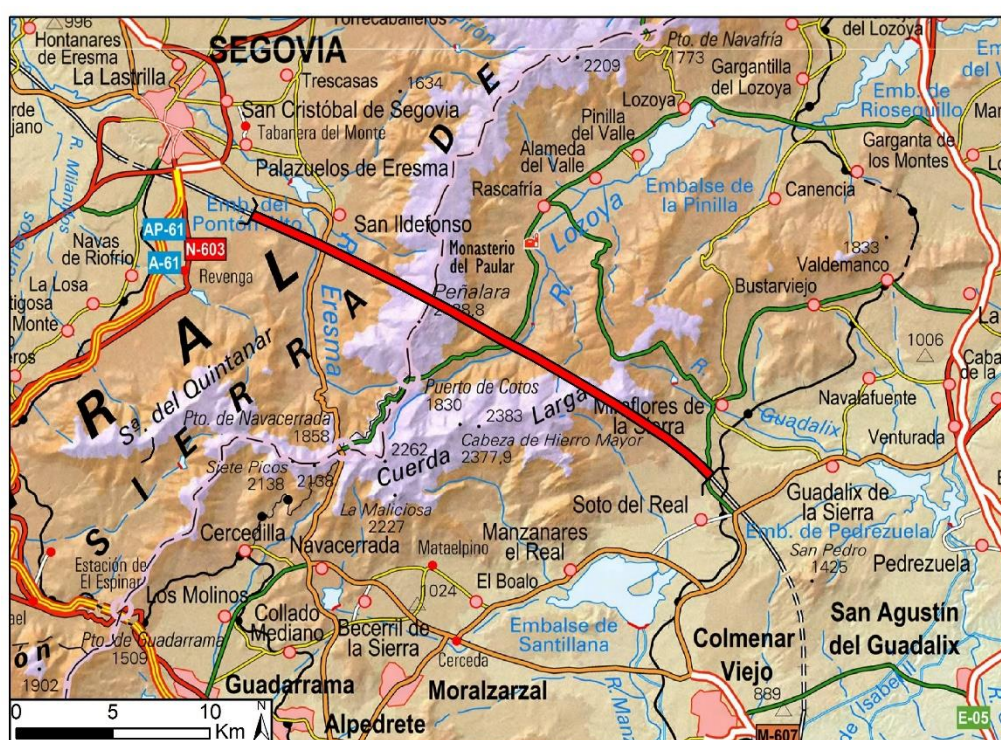


FIGURA 4.9. Mapa de situación del túnel de base de Guadarrama (en rojo). Obtenido del MTN500 del Instituto Geográfico Nacional (IGN).

El túnel cuenta con galerías de conexión entre ambos tubos, y aproximadamente hacia la mitad del recorrido, se sitúa un puesto de parada preferente, con una sala de emergencia entre ambos túneles de 2500 m² (ADIF, s.f.). En un principio, el túnel iba a contar con una galería de acceso intermedia, que comunicaría la sala de emergencia con el exterior, y la separación entre galerías iba a ser de 450m. Debido a razones medioambientales la galería se descartó, ya que el túnel cruza por debajo del Parque Nacional de la Sierra de Guadarrama (declarado en 2013, pero con varias figuras de protección previas). Como compensación, se aumentó la frecuencia de las galerías de conexión, para aumentar la seguridad, y se hicieron cada 250 m (Morón García, 2005).

Después de los estudios geológicos de reconocimiento detallados, se decidió un cambio del trazado en la sección de la falla de La Umbría, con el fin de evitar un tramo en el que se interceptaba materiales del Cretácico, con previsibles dificultades en su excavación. El trazado se desplazó unos 250 m al Este, reduciéndose las zonas fracturadas a atravesar, con una menor incidencia previsible de agua. También se elevó la rasante del túnel, forzando la pendiente de subida desde Madrid, para pasar en esta zona con la menor cobertera posible, evitando la zona de daño del cabalgamiento a techo del Cretácico. El cambio de rasante también redujo la cobertera bajo Peñalara (minimizando posibles fenómenos de *Rock Bursting*). A pesar de esto, en la excavación se encontraron arenas cretácicas, en un cuerpo lenticular de pocos metros de espesor asociado a una falla. Debido a su pequeño tamaño, fue inadvertido en los estudios, aunque se atravesó sin incidencias (López Sopeña, 2005).

El proyecto decidió utilizar tuneladoras de doble escudo de última generación, para aumentar los rendimientos en las rocas de alta dureza, y la posibilidad de excavar como un solo escudo (garantizando la seguridad) en las fallas con materiales tipo suelo. El diseño de las tuneladoras debía contar con los siguientes requisitos (ADIF, s.f; Cobreros Aranguren, 2005):

- Cabeza de corte de perfil plano, para la máxima estabilidad del frente. Diámetro de excavación de 9,5 m.
- Empuje por cortador aproximadamente de 260 kN.
- Longitud de los escudos es de 15-16 m.
- Empuje total del orden de 180.000 – 200.000 kN.
- Par de desbloqueo de 20.500 kNm.
- Posibilidad de desplazamiento axial de la cabeza de corte e instalación de cortadores extensibles, para una sobre-excavación de 200 mm en terrenos de baja calidad.
- Posibilidad de hacer sondeos inclinados de reconocimiento, con un ángulo máximo de 7°. Estos se hacían desde orificios distribuidos en el escudo, de manera que se podía hacer un abanico para el reconocimiento y tratamiento del terreno.
- Posibilidad de hacer sondeos horizontales a través de la cabeza de corte (orificios de los discos). Recuperación de testigo para ensayos mecánicos de las rocas.
- El relleno a trasdós se hará mediante mortero o mediante áridos con lechada de cemento posterior.
- Bombeo de aguas de infiltración diseñado para posibles avenidas de gran tamaño.

El proyecto se dividió en 4 lotes, siendo los Lotes 1 y 2 los encargados de excavar desde la boca Sur, y los Lotes 3 y 4 desde la boca Norte, incluyendo las galerías de conexión correspondientes (mediante perforación y voladura). Las empresas constructoras adquirieron una TBM para cada lote, siendo dos TBM doble escudo Wirth-NFM para los Lotes 1 y 3, y dos TBM doble escudo Herrenknecht para los lotes 2 y 4, de modo que cada túnel se excavó con máquinas de la misma empresa. Las tuneladoras portaban discos cortadores de 17 pulgadas (432 mm), llevando 66 cortadores las tuneladoras Wirth-NFM, y 61 las Herrenknecht (Mendaña, 2005).

4.2.3 Consumo de cortadores

La Tabla V muestra los datos de consumo de cortadores por formación, según Mendaña (2005). Las litologías en este caso están simplificadas, obviando rocas no silíceas como los mármoles, y se puede ver que el consumo en $\text{m}^3/\text{cortador}$ es similar entre ellas.

FORMACIÓN	m.l.	H_f (m^3/cort)
Gneis	7667,69	226,46
Granito Leucocrático	1338,80	237,24
Adamellita	3042,74	287,57
Diques Pórfido	2190,77	258,81
TOTAL	14260	

TABLA V. *Consumos específicos por desgaste primario por formación geológica, según Mendaña (2005)*

Las Tablas VI y VII, y las respectivas Figuras 4.10 y 4.11, muestran el consumo de los cortadores por posición en la cabeza de corte (referido al desgaste primario), y como aumenta a medida que estos son más periféricos (Gutiérrez Manjón, 2005). En el Lote 3, el cortador nº 55 no tiene datos de consumo, ya que no se utilizó. Este cortador, un *copy-cutter*, estaba destinado a aumentar el perímetro de excavación en caso necesario.

En el Lote 3 se gastaron un total de 5094 cortadores, incluyendo los 65 iniciales. De esos, 4215 (84%) fueron debidos al desgaste primario. En el Lote 4, por desgaste primario de gastaron 3794 de un total de 5598 (68%).

Cortador	Nº Cambios	Cortador	Nº Cambios	Cortador	Nº Cambios	Cortador	Nº Cambios	Cortador	Nº Cambios
C1	14	9	21	23	31	37	74	51	142
C2	18	10	19	24	40	38	78	52	148
C3	14	11	20	25	39	39	91	53	149
C4	13	12	20	26	38	40	100	54	144
C5	15	13	21	27	46	41	105	55	-
C6	16	14	23	28	45	42	113	56	148
1	16	15	28	29	53	43	116	57	148
2	15	16	25	30	56	44	120	58	135
3	14	17	25	31	55	45	129	59	132
4	15	18	30	32	61	46	134	60	136
5	16	19	29	33	61	47	140	TOTAL	4215
6	11	20	34	34	65	48	138		
7	14	21	33	35	74	49	145		
8	19	22	30	36	75	50	143		

TABLA VI. Consumo de cortadores en función de su posición (Lote 3)



FIGURA 4.10. Gráfico del número de cambios de cortadores por posición (Lote 3).

Cortador	Nº Cambios	Cortador	Nº Cambios	Cortador	Nº Cambios	Cortador	Nº Cambios	Cortador	Nº Cambios
1,3	4	17	13	29	25	41	48	53	170
2,4	4	18	13	30	27	42	55	54	167
5,7	3	19	13	31	32	43	65	55	165
6,8	2	20	15	32	30	44	65	56	182
9	15	21	17	33	30	45	95	57	180
10	14	22	19	34	25	46	102	58	185
11	13	23	20	35	35	47	173	59	185
12	10	24	20	36	35	48	171	60	185
13	10	25	22	37	34	49	177	61	175
14	10	26	25	38	38	50	176	TOTAL	3794
15	12	27	23	39	42	51	170		
16	15	28	28	40	50	52	160		

TABLA VII. Consumo de cortadores por posición (Lote 4)

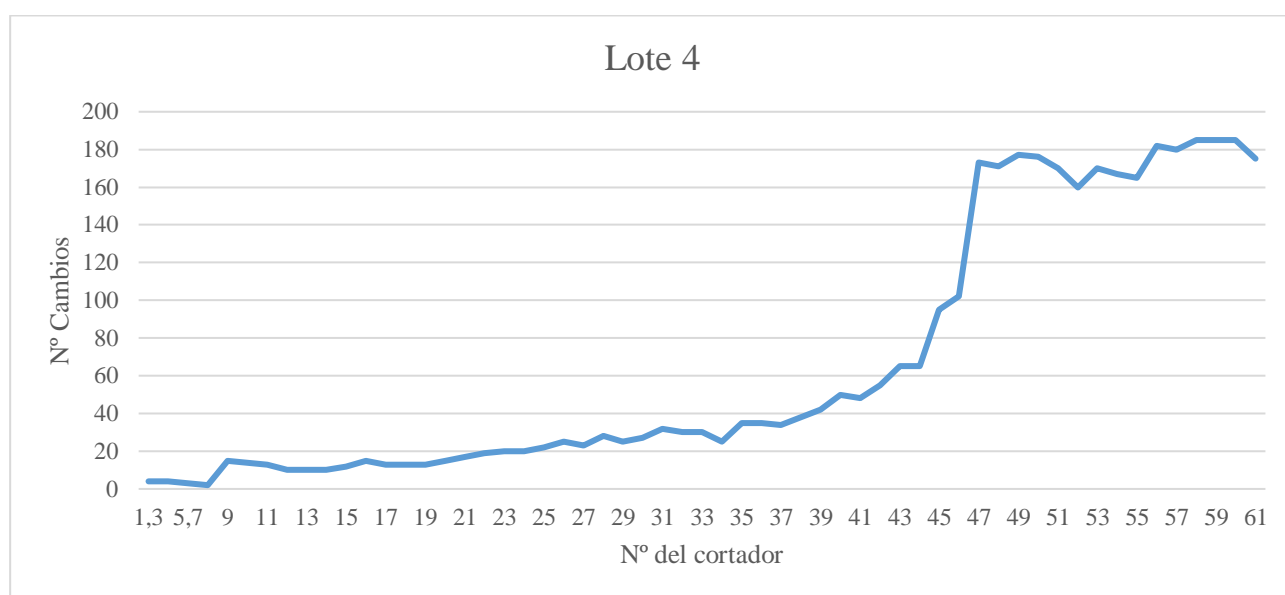


FIGURA 4.11. Gráfico del número de cambio de cortadores por posición (Lote 4).

5. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

5.1. TÚNEL DE BASE DE PAJARES

En la Tabla VIII se observan las formaciones atravesadas en cada lote estudiado, mientras que en la Tabla IX están los datos geotécnicos relevantes para este estudio, así como los de utilización de la tuneladora. La mayoría de los datos se han tomado de Arlandi *et al.* (2009) y Rodríguez Ortiz (2009), mientras que los parámetros del RME, tasa de penetración (mm/rev) y velocidad de la cabeza de corte (rpm), no publicados, se han obtenido de Rodríguez y Díaz Aguado (2016).

Ante la ausencia de ciertos datos, como los de las areniscas y pizarras de pajares, se utilizará cada método en aquellas formaciones en las que sea posible. Como hay ciertas formaciones que están constituidas por distintas litologías, al aplicar los métodos se han escogido los parámetros de la litología más representativa. Por ejemplo, en la Fm. San Emiliano se han cogido los datos de las pizarras, aunque tenga algunos estratos de arenisca y caliza, y en el caso de la Fm. Oville (formada por areniscas y pizarras) se han escogido los de las areniscas, de mayor abrasividad.

FORMACIÓN	LOTE 4		LOTE 2	
	Metros lineales	Volumen exc. (m ³)	Metros lineales	Volumen exc. (m ³)
Herrería	2975	233655,95	-	-
Láncara (dol)	625	49087,39	666,50	54036,20
Láncara (cal)	100	7853,98	-	-
Oville	1010	79325,21	398,70	32324,10
Rocas volcánicas	275	21598,45	-	-
Barrios	970	76183,62	978,00	79285,60
Areniscas y piz. de Pajares	270	21205,75	-	-
Pajares (tramo sup.)	900	70685,83	-	-
Formigoso	625	49087,39	269,32	21834,00
San Pedro	300	23561,94	150,46	12197,80
La Vid (pizarrosa)	-	-	294,90	23907,70
La Vid (calcárea)	-	-	574,76	46595,60
San Emiliano	1400	109955,74	1512,10	122587,80
TOTAL	9450	742201,26	4844,74	392768,8

TABLA VIII. Formaciones atravesadas en los túneles de Pajares (Lote 4 y 2), con la longitud excavada y los metros cúbicos correspondientes a cada una.

FORMACIÓN	UCS (Mpa)	CAI	RME	CLI	% Q_{eq}	PR (m/h)	P (mm/rev)	rpm
Herrería	70,5	3,83	-	5,04	95	1,80	6	5
Láncara (Dol)	52,9	1,97	87	24,29	36,5	3,60	20	3
Láncara (Cal)	53,3	0,47	72	44	9	3,60	20	3
Oville (Are)	55	2,80	77	33,97	40	1,35	11,28	2
Rocas volcánicas	64,5	1,63	-	31	30	-	-	-
Barrios	53,6	3,31	65	5,12	95	1,80	6	5
Areniscas y piz. de Pajares	-	-	-	-	-	-	-	-
Formigoso	12,6	1,60	60	32,19	29	1,32	16,90	1,3
San Pedro (Are)	77,7	3,30	65,5	14,39	61	1,80	6	5
La Vid (Piz)	13,1	1,88	62	29,26	35	4,32	32,70	2,2
La Vid (Cal)	47,6	2	72,5	28	37	4,32	32,70	2,2
San Emiliano (Piz)	16,7	1,40	66	34,28	26	4,32	17,40	4,2

TABLA IX. Principales datos geotécnicos y de utilización de la tuneladora por formación geológica atravesada.

En las siguientes tablas se pueden observar los valores tanto de la vida media útil de un cortador por formación litológica, como el número estimado de cortadores utilizados en cada una. En el caso de que influya el número de cortadores en la cabeza de corte, se obtendrán por separado el valor H_f (m^3/c) para el Lote 4 (63 cortadores), y para el Lote 2 (65 cortadores). En aquellos métodos en los que se necesite una tasa de penetración se ha utilizado la real de obra, mientras que, en el estudio para un proyecto previo a su construcción, esta tasa sería estimada (los autores, como en el caso del método NTNU, proponen su correspondiente metodología).

Los resultados de aplicar el método Gehring se encuentran en la Tabla X, utilizando tanto el factor de corrección de 0,74 como el de 0,65 propuesto por Maidl. Los resultados calculados con el valor corregido 0,65 son más elevados que aplicando 0,74, y cuanto mayores sean estos resultados, más diferencia hay entre sí. Esto es debido a que el factor de corrección se aplica para calcular V_s (mg/m), y este a su vez es inversamente proporcional al valor H_f .

Debido a la diferencia en el número de cortadores, la vida útil estimada para el Lote 4 es algo mayor que para el Lote 2. De forma general, se observan dos grupos muy diferenciados, las rocas abrasivas (areniscas), con un consumo aproximado de 150-200 m^3/c , y el resto

(calizas y pizarras), teniendo un consumo del orden de 1600-3000 m³/c. El resultado de las rocas volcánicas se ha estimado mediante el ábaco de Schneider (Figura 3.2), debido a la ausencia de datos.

En la Tabla XI, se pueden ver los resultados del método CSM. Este se ha estimado mediante el ábaco de Schneider, utilizando el valor de la abrasividad Cerchar, ya que el método no es público. Los resultados son menos dispares, estando entre 250-750 m³/c (exceptuando la caliza de Láncara, que tiene un valor CAI muy bajo y la vida útil sube a 1200 m³/c). Las areniscas tienen los valores más bajos (\pm 300 m³/c), y el resto de litologías están entre los 500 y los 750 m³/c.

Los resultados aplicando el método NTNU están en la Tabla XII. En ella se muestran los diversos valores de las correcciones para cada litología, necesarias para el cálculo de H₀ y H_f. Hay algunas que son constantes: k_d y k_t, con un valor de 1,66 y 1,05 respectivamente. Para el valor k_n, dependiente del número de cortadores en la cabeza de corte, se ha utilizado 0,796 en el Lote 4 y 0,823 en el Lote 2. En los resultados se puede observar que H_f es prácticamente el mismo para ambos lotes. En las areniscas el consumo se encuentra entre 50 y 150 m³/c, mientras que las pizarras y rocas carbonatadas está entre 900 y 1600 m³/c aproximadamente. Para la formación Oville el resultado es intermedio entre los anteriores, siendo 363 m³/c. En las rocas volcánicas se ha estimado con el gráfico de Schneider.

La Tabla XIII recoge los resultados aplicando el método Maidl. Las fórmulas para este método utilizan valores concretos del índice CAI, por lo que se han redondeado a número entero, y para los menores de 2 se ha utilizado la fórmula correspondiente a ese valor. Se puede observar que los valores de H_f son generalmente altos y bastante dispares, con unos valores demasiado elevados en el caso de CAI menores a 2.

Los resultados del método del RME de Bieniawski están en la Tabla XIV, en la que se puede ver como los resultados de H_f son generalmente bajos, sobre todo en las rocas pizarrosas. Las areniscas tienen un valor de unos 70 m³/c, mientras que el resto de litologías varía entre 150 y 375 m³/c.

Los resultados de Frenzel se encuentran en la Tabla XV. En este último hay que indicar el espaciado entre los cortadores, que es de 80 mm en ambos casos. Las areniscas tienen un consumo aproximado de 150 m³/c, mientras que para el resto de rocas está entre 800 y 1500 m³/c.

GEHRING	LOTE 4					LOTE 2				
	FORMACIÓN	Hf (m ³ /c)	Hf (corr.)	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos	Nº Discos (2)	Hf (m ³ /c)	Hf (corr.)	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos
Herrería	140,56	160,02	233655,95	1662	1460	-	-	-	-	-
Láncara (Dol)	1690,42	1924,48	49087,39	29	26	1638,41	1865,26	54036,20	33	29
Láncara (Cal)	26863,69	30583,30	7853,98	1	1	-	-	-	-	-
Oville	882,89	1005,14	79325,21	90	79	855,73	974,21	32324,10	38	33
Rocas Volcánicas	875	-	21598,45	25	25	-	-	-	-	-
Barrios	186,28	212,07	76183,62	409	359	180,55	205,55	79285,60	439	386
Formigoso	2134,12	2429,62	49087,39	23	20	2068,46	2354,86	21834,00	11	9
San Pedro	187,37	213,32	23561,94	126	110	181,61	206,75	12197,80	67	59
La Vid (Piz)	-	-	-	-	-	2931,8	3337,75	23907,70	8	7
La Vid (Cal)	-	-	-	-	-	2601,79	2962,03	46595,60	18	16
San Emiliano	2800,71	3188,5	109955,74	39	35	2714,53	3090,39	122587,80	45	40
TOTAL				2403	2089				659	579

TABLA X. Consumo de cortadores (H_f) mediante el método de Gehring, también calculado con la corrección de Maidl.

FORMACIÓN	CSM		LOTE 4		LOTE 2	
	Hf (m ³ /c)	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos	
Herrería	266,67	233655,95	876	-	-	
Láncara (Dol)	530	49087,39	93	54036,20	102	
Láncara (Cal)	1200	7853,98	7	-	-	
Oville	366,67	79325,21	216	32324,10	88	
Rocas volcánicas	633,33	21598,45	34	-	-	
Barrios	308,33	76183,62	247	79285,60	257	
Formigoso	650	49087,39	76	21834,00	34	
San Pedro	312,5	23561,94	75	12197,80	39	
La Vid (Piz)	550	-	-	23907,70	43	
La Vid (Cal)	525	-	-	46595,60	89	
San Emiliano	741,67	109955,74	148	122587,80	165	
TOTAL			1772		817	

TABLA XI. Consumo de cortadores estimando el método CSM para los Lotes 4 y 2.

NTNU				LOTE 4			LOTE 2		
FORMACIÓN	H ₀	k _{rpm}	k _q	H _f (m ³ /c)	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos	H _f (m ³ /c)	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos
Herrería	29,37	0,84	0,7	53,870	233655,95	4337	-	-	-
Láncara (Dol)	95,82	1,4	1,12	937,297	49087,39	5	937,295	54036,20	58
Láncara (Cal)	117,65	1,4	1,56	1602,863	7853,98	5	-	-	-
Oville	86,95	2,1	0,85	363,080	79325,21	218	363	32324,10	89
Rocas Volcánicas	-	-	-	350	21598,45	62	-	-	-
Barrios	29,77	0,84	0,7	54,598	76183,62	1395	54,598	79285,60	1452
Formigoso	105,86	3,23	1,23	960,913	49087,39	51	960,911	21834,00	23
San Pedro	70,21	0,84	0,8	147,164	23561,94	160	147,164	12197,80	83
La Vid (Piz)	101,84	1,9	1,15	-	-	-	1611,282	23907,70	14
La Vid (Cal)	100,75	1,9	1,12	-	-	-	1672,411	46595,60	29
San Emiliano	108,10	1	1,15	929,897	109955,74	118	929,895	122587,80	132
TOTAL						6351			1880

TABLA XII. Consumo de cortadores (H_f) aplicando el método NTNU.

MAIDL		LOTE 4		LOTE 2	
FORMACIÓN	H _f (m ³ /c)	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos
Herrería	424,18	233655,95	551	-	-
Láncara (Dol)	3844,57	49087,39	13	54036,20	14
Láncara (Cal)	3821	7853,98	2	-	-
Oville	3728,73	79325,21	21	32324,10	9
Rocas volcánicas	3235,97	21598,45	7	-	-
Barrios	810,68	76183,62	94	79285,60	98
Formigoso	7703,63	49087,39	6	21834,00	3
San Pedro	625,23	23561,94	38	12197,80	20
La Vid (Piz)	7630,49	-	-	23907,70	3
La Vid (Cal)	4176,72	-	-	46595,60	11
San Emiliano	7128,82	109955,74	15	122587,80	17
TOTAL			747		175

TABLA XIII. Consumo de cortadores (H_f) utilizando el método de Maidl.

BIENIASWKI		LOTE 4		LOTE 2	
FORMACIÓN	Hf (m ³ /C)	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos
Herrería	-	233655,95	-	-	-
Láncara (Dol)	375,41	49087,39	131	54036,2	144
Láncara (Cal)	291,26	7853,98	27	-	-
Oville	267,68	79325,21	296	32324,1	121
Rocas volcánicas	-	21598,45	-	-	-
Barrios	71,93	76183,62	1059	79285,6	1102
Formigoso	151,52	49087,39	324	7703,626	144
San Pedro	74,62	23561,94	316	625,2318	163
La Vid (Piz)	158,73	-	-	23907,7	151
La Vid (Cal)	226,56	-	-	46595,6	206
San Emiliano	270,27	109955,74	407	122587,8	454
TOTAL			2560		2485

TABLA XIV. Consumo de cortadores (H_f) aplicando el método del RME de Bieniaswki.

FRENZEL		LOTE 4		LOTE 2	
FORMACIÓN	Hf (m ³ /c)	Volumen excavado (m ³)	Nº Discos	Volumen excavado (m ³)	Nº Discos
Herrería	143,94	233655,95	1623	-	-
Láncara (Dol)	932,79	49087,39	53	54036,20	58
Láncara (Cal)	3909,76	7853,98	2	-	-
Oville	505,71	79325,21	157	32324,1	64
Rocas Volcánicas	-	21598,45	-	-	-
Barrios	166,55	76183,62	457	79285,60	476
Formigoso	970,48	49087,39	51	21834	23
San Pedro	167,05	23561,94	141	12197,80	73
La Vid (Cal)	1502,23	-	-	46595,60	31
La Vid (Piz)	1598,11	-	-	23907,70	15
San Emiliano	1124,87	109955,74	98	122587,80	109
TOTAL			2582		828

TABLA XV. Consumo de cortadores (H_f) aplicando el método de Frenzel.

En las Tablas XVI y XVII se muestran los resultados del consumo específico de cortadores por cada formación, tanto el real de obra como los calculados, para los Lotes 4 y 2, respectivamente. En ellas, se han resaltado los valores calculados más cercanos al medido en obra, de cara a decidir que método es más acertado.

LOTE 4	Real	Gehring	Gehring (corregido)	CSM	NTNU	Maidl	Bieniawski	Frenzel
Herrería	191,18	140,56	160,02	266,67	53,87	424,18	-	143,94
Láncara (Dol)	861,83	1690,42	1924,48	530	937,30	3844,57	375,41	932,79
Láncara (Cal)	-	26863,69	30583,30	1200	1602,86	3821	291,26	3909,76
Oville	224,54	882,89	1005,14	366,67	363,08	3728,73	267,68	505,71
Rocas volcánicas	211,47	875	875	633,33	350	3235,97	-	-
Barrios	144,15	186,28	212,07	308,33	54,60	810,68	71,93	166,55
Formigoso	1570,80	2134,12	2429,62	650	960,91	7703,63	151,52	970,48
San Pedro	654,50	187,37	213,32	312,50	147,16	625,23	74,62	167,05
San Emiliano	3416,48	2800,71	3188,50	741,67	929,90	7128,82	270,27	1124,87

TABLA XVI. Resultados de H_f (m^3/c) por litología de obra y calculados por los distintos métodos, para el Lote 4. Resaltado el valor calculado más cercano al real de obra.

LOTE 2	Real	Gehring	Gehring (corregido)	CSM	NTNU	Maidl	Bieniaswki	Frenzel
Láncara (Dol)	948,0	1638,41	1865,26	530	937,30	3844,57	375,41	932,79
Oville	505,1	855,73	974,21	366,67	363	3728,73	267,68	505,71
Barrios	199,7	180,55	205,55	308,33	54,60	810,68	71,93	166,55
Formigoso	752,9	2068,46	2354,86	650	960,91	7703,63	151,52	970,48
San Pedro	1355,3	181,61	206,75	312,50	147,16	625,23	74,62	167,05
La Vid (Piz)	5976,9	2931,8	3337,75	550	1611,28	7630,49	158,73	1502,23
La Vid (Cal)	7765,9	2601,79	2962,03	525	1672,41	4176,72	226,56	1598,11
San Emiliano	3143,3	2714,53	3090,39	741,67	929,90	7128,82	270,27	1124,87

TABLA XVII. Resultados de H_f (m^3/c) por litología de obra y calculados por los distintos métodos, para el Lote 2. Resaltado el valor calculado más cercano al real de obra.

Como se puede observar, los resultados son muy dispersos y *a priori*, no se puede sacar ninguna conclusión clara. Para ello, hay que hacer ciertas consideraciones:

- Los consumos reales de una misma formación pueden diferir enormemente entre el Lote 4 y el 2, ya que influye tanto el tipo de tuneladoras, como el estado del macizo geológico (cambios de espesor de las formaciones, grado de fracturación, etc).

- El H_f real de la Fm. San Pedro es mucho más alto que los calculados. Es decir, las formaciones Herrería, Barrios y San Pedro, todas areniscas, tienen unas vidas útiles calculadas muy parecidas, mientras que en la de obra, la de San Pedro es mucho mayor. Esta formación, característica por sus areniscas ferruginosas, no está formada exclusivamente por esta litología, ya que también tiene estratos pizarrosos. En este estudio se han utilizado los parámetros de la arenisca, debido a su mayor representatividad y gasto de cortadores. Los resultados sugieren que, aunque la fracción pizarrosa pueda ser mayor de lo esperada y por tanto el gasto de cortadores sea menor, los parámetros geotécnicos dados a estas areniscas han sido de mayor abrasividad que la real. Otra explicación puede ser que en el macizo geológico la formación se encuentre muy fracturada/alterada y facilite la formación de *chips*, obteniendo así una vida útil por cortador mayor.
- En el Lote 2, los consumos específicos medidos en obra del Grupo La Vid son muy elevados, lo que también puede indicar que las rocas estuvieran muy alteradas y/o fracturadas.
- El método Maidl da unos valores de H_f muy elevados respecto al resto, por lo que no se puede considerar apto. En las tablas se observan algunos resultados que son los más parecidos a los reales, pero son justamente de las formaciones anteriormente mencionadas, por lo que no son representativos.
- El dato del consumo real de la Fm. Láncara recoge tanto la parte caliza como la parte dolomítica. La parte caliza tiene muy poco espesor, es muy poco abrasiva y como se puede observar, los H_f calculados son muy altos, por lo tanto, esta se va a obviar y se va a utilizar la dolomítica.
- Los resultados de las rocas volcánicas son muy dispersos, además que en el método de Gehring y NTNU han sido estimados, y en el de Bieniawski y Frenzel no se han podido calcular. El consumo de obra medio es de 172,74 m³/c, pero es muy variable según el tramo, que va desde los 786 m³/c hasta los 131 m³/c. Debido lo anterior y al poco espesor atravesado de esta litología, los resultados de las rocas volcánicas también se van a obviar.

En las Figuras 6.1 y 6.2, se han representado los distintos valores del consumo por cada litología. Para mayor claridad visual, la escala es logarítmica y se han omitido el método de Maidl, la caliza de Láncara y las rocas volcánicas.

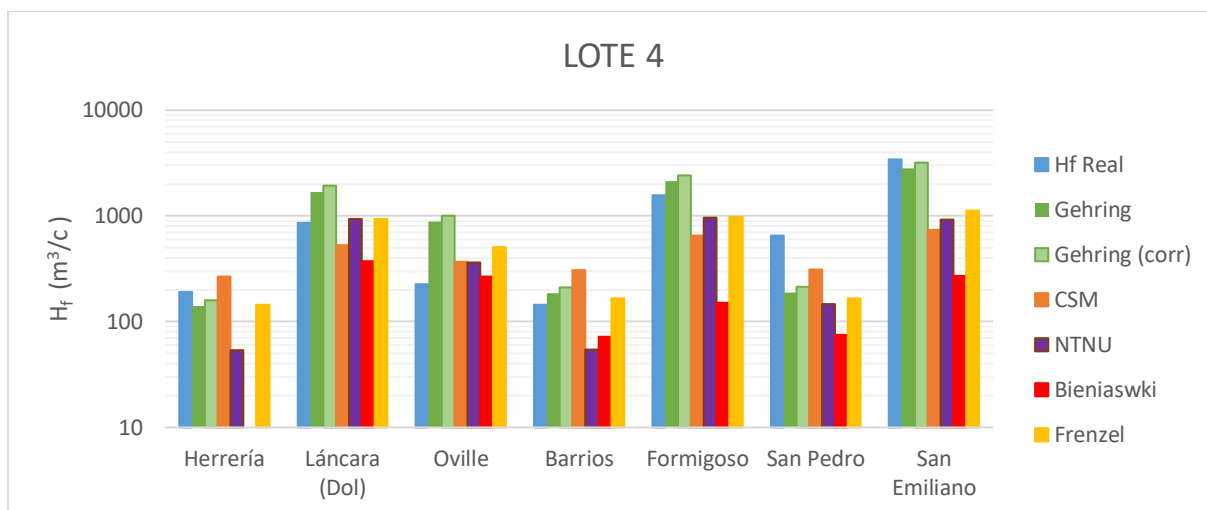


FIGURA 5.1. Comparación de los consumos en por litología para el Lote 4, en m^3/c .

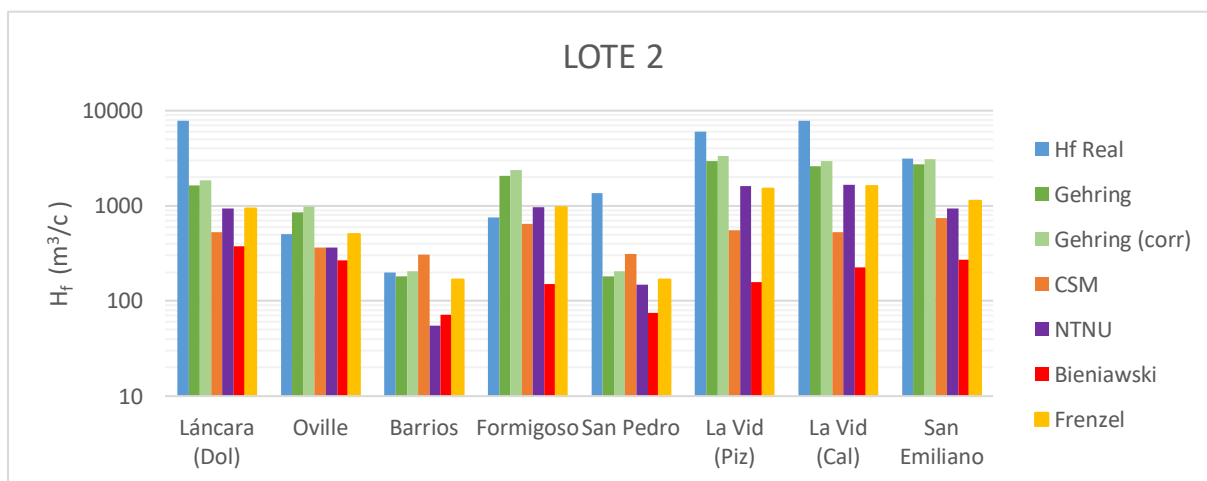


FIGURA 5.2. Comparación de los consumos en por litología para el Lote 2, en m^3/c .

En las rocas competentes (areniscas), se ve que el consumo real está entre 150 y 200 m^3/c , por lo que los resultados calculados más parecidos han sido con los métodos de Gehring y Frenzel. El método CSM da resultados algo mayores, mientras que el de NTNU y el de Bieniawski los dan muy por debajo. En base a esto, y debido a que el consumo calculado es algo menor que en Gehring (más conservador), se ha escogido el método de **Frenzel** como el más indicado para estimar el consumo de cortadores en este tipo de rocas.

En las formaciones pizarrosas, se ve como el consumo real de Formigoso en el Lote 4 es el doble respecto al Lote 2, mientras que el de San Emiliano es similar en ambos. Los resultados calculados mediante los métodos CSM, NTNU y Bieniawski son generalmente bajos, siendo los de Gehring y Frenzel los más acertados. El método de Gehring da unos resultados acordes a los reales en el caso de San Emiliano, pero para Formigoso el H_f es demasiado alto. Mediante Frenzel, los resultados quedan generalmente bastante por debajo de los reales, sobre

todo en San Emiliano. Atendiendo a los parámetros de las formaciones, las diferencias encontradas entre los resultados de Formigoso y San Emiliano parecen radicar más en los parámetros de utilización de la tuneladora que en los geotécnicos. Una posible explicación puede ser la problemática surgida en Formigoso de fluencia, lo que derivó en una velocidad de giro de la cabeza de corte y una tasa de avance menor que en San Emiliano, lo que daría un gasto de cortadores mayor.

A la vista de estos resultados, se puede decir que el método **Gehring** es notablemente acertado para formaciones pizarrosas, como San Emiliano, mientras que en aquellas con fenómenos de fluencia, como Formigoso, el método de **Frenzel**, ofrece un resultado más cercano al real.

Para el Grupo La Vid, aunque solo presente en el Lote 2 y como se ha dicho con H_f reales elevados, se ha escogido el método **Gehring** como el más acertado, ya que da un H_f alto pero no exagerado como el de Maidl.

Para el caso de litologías con un consumo medio, como Oville y Láncara, los resultados dados por **Frenzel** son los más cercanos a la realidad, aunque con cierto margen de error. Los consumos reales de ambas formaciones son muy variables, ya que los consumos por tramos del Lote 4, según Abascal Aznar (2009), varían desde aproximadamente 400 m³/c al principio del lote, hasta aproximadamente 70 m³/c al final del mismo (en sentido Sur) para Oville, y desde 1965 m³/c hasta 123 m³/c para Láncara. En el caso de Oville, esto puede ser debido al gran cambio lateral de facies de la formación, por lo que en algunos tramos la fracción pizarrosa será mayor que la de arenisca y viceversa. Como en ambas formaciones generalmente aumenta el consumo hacia el final del lote, donde la cobertera del túnel es mayor, otra explicación puede ser el aumento de la abrasividad con la profundidad.

➤ Como conclusión, se puede decir que, en un túnel excavado en rocas sedimentarias muy heterogéneas, como es el caso de la Variante de Pajares, no hay un solo método fiable para la estimación del consumo de cortadores, y lo ideal sería aplicar varios para así obtener un rango de valores en los que apoyarse. De los métodos estudiados, el Frenzel y el de Gehring son los que dan unos resultados más acordes a la realidad en este tipo de situaciones. Dado que son las areniscas las rocas que más cortadores consumen, de forma general se puede decir que el método de Frenzel es el más acertado.

5.2. TÚNEL DE BASE DE GUADARRAMA

Las diversas litologías atravesadas en el túnel de Guadarrama fueron agrupadas en unas pocas, como simplificación, que están recogidas en la Tabla XVIII, donde se muestran los principales datos y parámetros geotécnicos (Gutiérrez Manjón, 2005). En la Tabla XIX se muestran la longitud y volumen excavado en los Lotes 3 y 4 (tubos paralelos desde la vertiente segoviana), así como los datos de obra disponibles de penetración y rpm de la tuneladora (Gutiérrez Manjón y García Aldaya, 2010).

FORMACIÓN	Metros lineales	Volumen exc. (m ³)	UCS (Mpa)	CAI	DRI	CLI	Q _{eq}
Ortogneis	17358,08	1230378,62	89,6	3,4	46	13	53
Adamellita	7460,68	528829,29	85,9	3,1	55	22,7	55
Granito leucocrático	991,16	70255,59	95,1	3,2	42	9,7	57
Episienita	400,44	28384,06	75,6	2,4	55	18,6	34
Pórfido Granítico	599,24	42475,44	125	3	37	12,3	47
Microdiorita	238,56	16909,65	152,1	2,5	38	27,7	32
Metasedimentos	1269,48	89983,52	65	1,4	71	64	10
TOTAL	28400	2013054,03 (1 tubo)					

TABLA XVIII. Formaciones atravesadas en el túnel de base de Guadarrama y los datos geotécnicos relevantes para este estudio.

FORMACIÓN	LOTE 3					LOTE 4				
	Metros lineales	Volumen exc. (m ³)	P (mm/rev)	P (m/h)	RPM	Metros lineales	Volumen exc. (m ³)	P (mm/rev)	P (m/h)	RPM
Ortogneis	7400,00	524528,16	10	2,64	4,4	7400,00	524528,16	9	2,43	4,5
Adamellita	4783,33	339052,88	8	2,16	4,5	4783,33	339052,88	9	3,24	4,7
Granito leucocrático	906,67	64266,75	7	1,97	4,7	906,67	64266,75	12	3,24	4,5
Episienita	216,67	15358,04	-	-	-	216,67	15358,04	-	-	-
Pórfido Granítico	550,00	38985,20	-	-	-	550,00	38985,20	-	-	-
Metasedimentos	383,33	27171,27	5	1,23	4,1	383,33	27171,27	7	2,1	5
TOTAL	14240	1009362,3				14240	1009362,3			

TABLA XIX. Formaciones atravesadas en los Lotes 3 y 4, con los parámetros de utilización de la tuneladora.

Al igual que en la Variante de Pajares, los métodos se aplicarán en aquellas formaciones en los datos están disponibles. En el caso de la episienita y el pórfido, no hay datos de utilización de la tuneladora, por lo que ciertos métodos no se podrán aplicar. En aquellos métodos donde

influya el número de cortadores en la cabeza de corte, se obtendrán por separado el valor H_f (m^3/c) para el Lote 3 (65 cortadores), y para el Lote 4 (61 cortadores).

En la Tabla XX se pueden observar los resultados obtenidos aplicando el método de Gehring, utilizando el valor de corrección 0,74 así como el de 0,65. Como en Pajares, los calculados con la corrección de Maidl son más altos que los primeros, pero aquí las diferencias entre unos y otros son menores.

Los datos de episenita y pórfido granítico se han podido estimar mediante el ábaco de Schneider, al igual que en el método NTNU. Este ábaco también se ha utilizado para estimar los consumos del método de CSM, al no ser públicas sus fórmulas (Tabla XXI). En el método NTNU (Tabla XXII), las correcciones k_d y k_t tienen un valor 1,62 y 1,05 respectivamente. En función al número de cortadores, en el Lote 3 $k_n = 0,88$ y en el Lote 4, $k_n = 0,81$.

En estos tres métodos, en general los valores de consumo son muy parecidos en el ortogneis, adamellita y granito ($200 - 400 m^3/c$), siendo algo más bajos en el método NTNU. En la episenita los valores aumentan, al igual que en los metasedimentos, que en el caso del método Gehring son superiores a $800 m^3/c$.

En las Tablas XXIII se pueden observar los resultados de aplicar el método de Maidl, que al igual que en la Variante de Pajares, da unos valores de H_f bastante elevados ($400 - 550 m^3/c$). En la episenita y en los metasedimentos, sin cuarzo, los valores se disparan hasta los $3000 m^3/c$ aproximadamente.

El método de Bieniawski no se ha podido realizar para este túnel, ya que no hay datos públicos del RME de las litologías atravesadas. Sin embargo, para elaborar dicho método, el autor utilizó datos recopilados en la excavación de este túnel, por lo que es esperable que los resultados sean acordes con la realidad.

En el método de Frenzel (Tabla XXIV) influye el espaciado entre cortadores (S), que es de 80 mm para el Lote 3, y de 90 mm para el Lote 4. Se observan diferencias apreciables entre un lote y el otro, pero en general los valores están entre $200-400 m^3/c$. Debido a la ausencia de datos, no se ha podido realizar para la episenita y el pórfido granítico.

GEHRING	LOTE 3					LOTE 4				
	H _f (m ³ /c)	H _f (corr)	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos	Nº Discos	H _f (m ³ /c)	H _f (corr)	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos	Nº Discos
Ortogneis	260,32	296,36	524528,16	2015	1770	289,24	329,29	544611,21	1883	1654
Adamellita	311,12	354,20	339052,88	1090	957	276,55	314,85	329602,16	1192	1047
Granito leucocrático	390,18	444,20	64266,75	165	145	227,60	259,12	54815,32	241	212
Episienita	425	-	15358,04	36	36	425	-	24808,76	58	58
Pórfido Granítico	283,33	-	38985,20	38	138	283,33	-	40166,81	142	142
Metasedimentos	1122,25	1277,64	27171,27	24	21	801,61	912,60	25990,37	32	28
TOTAL				3368	3067				3548	3141

TABLA XX. Consumo de cortadores (H_f) aplicando el método de Gehring.

CSM		LOTE 3		LOTE 4	
FORMACIÓN	H _f (m ³ /c)	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos
Ortogneis	300	524528,16	1748	544611,21	1815
Adamellita	333,33	339052,88	1017	329602,16	989
Granito leucocrático	316,67	64266,75	203	54815,32	173
Episienita	425	15358,04	36	24808,76	58
Pórfido Granítico	341,67	38985,20	114	40166,81	118
Metasedimentos	741,67	27171,27	37	25990,37	35
TOTAL			3155		3188

TABLA XXI. Consumo de cortadores (H_f) estimando el método de CSM.

NTNU				LOTE 3			LOTE 4		
FORMACIÓN	H ₀	k _{rpm}	k _q	H _f (m ³ /c)	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos	H _f (m ³ /c)	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos
Ortogneis	65,16	1,00	0,93	258,43	524528,16	2030	232,58	544611,21	2342
Adamellita	92,93	0,98	0,92	291,67	339052,88	1162	418,88	329602,16	787
Granito leucocrático	51,75	0,94	0,90	139,02	64266,75	462	238,31	54815,32	230
Episienita	-	-	-	304,17	15358,04	50	304,17	24808,76	82
Pórfido Granítico	-	-	-	275	38985,20	142	275	40166,81	146
Metasedimentos	134,81	1,08	1,51	434,03	27171,27	63	607,62	25990,37	43
TOTAL						3909			3630

TABLA XXII. Consumo de cortadores (H_f) aplicando el método de la NTNU.

MAIDL		LOTE 3		LOTE 4	
FORMACIÓN	Hf (m ³ /c)	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos
Ortogneis	553,78	524528,16	947	544611,21	983
Adamellita	574,79	339052,88	590	329602,16	573
Granito leucocrático	524,38	64266,75	123	54815,32	105
Episienita	2776,05	15358,04	6	24808,76	9
Pórfido Granítico	396,53	38985,20	98	40166,81	101
Metasedimentos	3212,92	27171,27	8	25990,37	8
TOTAL			1772		1779

TABLA XXIII. Consumo de cortadores (H_f) aplicando el método de Maidl.

FRENZEL		LOTE 3			LOTE 4		
FORMACIÓN	Hf (m ³ /c)	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos	Hf (m ³ /c)	Volumen exc. (m ³)	Nº Discos	
Ortogneis	270,23	524528,16	1941	273,61	544611,21	1990	
Adamellita	237,11	339052,88	1430	300,09	329602,16	1098	
Granito leucocrático	200,99	64266,75	320	387,62	54815,32	141	
Metasedimentos	328,14	27171,27	83	516,82	25990,37	50	
TOTAL			3774			3279	

TABLA XXIV. Consumo de cortadores (H_f) aplicando el método de Frenzel.

En las Tablas XXV y XXVI se muestran los resultados del consumo específico de cortadores por cada formación, tanto el real de obra como los calculados, para los Lotes 3 y 4, respectivamente. Son rocas muy competentes, con unos consumos reales muy similares que varían entre los 220 y los 290 m³/c, exceptuando la episienita y los metasedimentos de los que no hay datos.

En general, y contrariamente al caso de la Variante de Pajares, aquí los resultados son más claros. Se ha descartado de entrada el método Maidl, que da unos valores bastante superiores. El resto de métodos se han comparado con el consumo real en la Figura 6.4 y 6.5 (exceptuando la episienita y los metasedimentos). En el caso del método CSM, los valores son más acertados que los de Maidl, aunque superiores.

LOTE 3	Real	Gehring	Gehring (corregido)	CSM	NTNU	Maidl	Frenzel
Ortogneis	226,46	260,32	296,36	300	258,43	553,78	270,23
Adamellita	287,57	311,12	354,20	333,33	291,67	574,79	237,11
Granito leucocrático	237,24	390,18	444,20	316,67	139,02	524,38	200,99
Episienita	-	425	-	425	304,17	2776,05	-
Pórfido Granítico	258,81	283,33	-	341,67	275	396,53	-
Metasedimentos	-	1122,25	1277,64	741,67	434,03	3212,92	328,14

TABLA XXV. Resultados de H_f (m^3/c) por litología de obra y calculados por los distintos métodos, para el Lote 3. Resaltado el valor calculado más cercano al real de obra.

LOTE 4	Real	Gehring	Gehring (corregido)	CSM	NTNU	Maidl	Frenzel
Ortogneis	226,46	289,24	329,29	300	232,58	553,78	273,61
Adamellita	287,57	276,55	314,85	333,33	418,88	574,79	300,09
Granito leucocrático	237,24	227,60	259,12	316,67	238,31	524,38	387,62
Episienita	-	425	-	425	304,17	2776,05	-
Pórfido Granítico	258,81	283,33	-	341,67	275	396,53	-
Metasedimentos	-	801,61	912,60	741,67	607,62	3212,92	516,82

TABLA XXVI. Resultados de H_f (m^3/c) por litología de obra y calculados por los distintos métodos, para el Lote 4. Resaltado el valor calculado más cercano al real de obra.

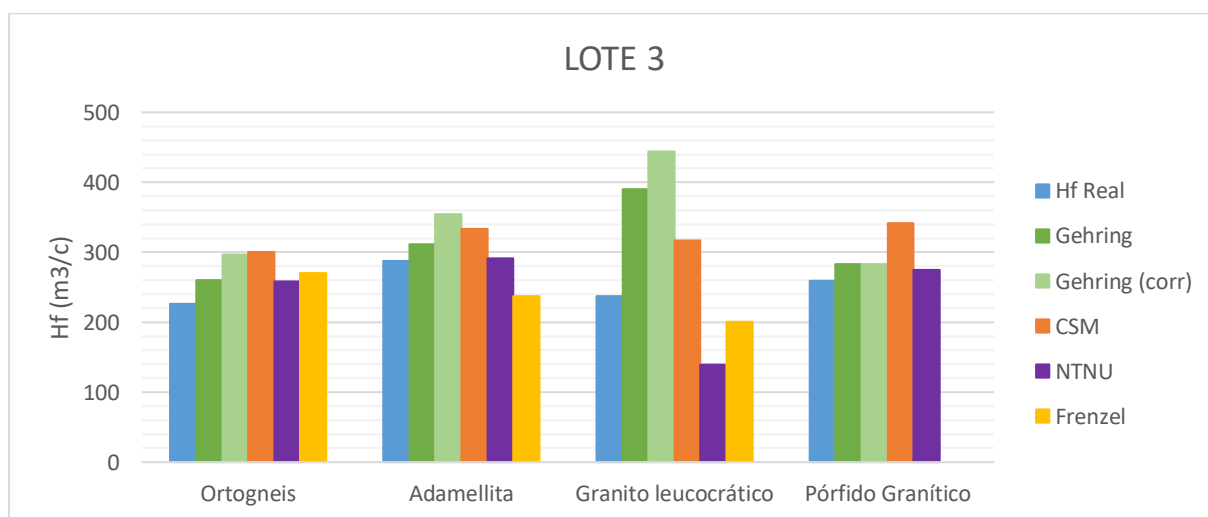


FIGURA 5.3. Comparación de los consumos en por litología para el Lote 3, en m^3/c .

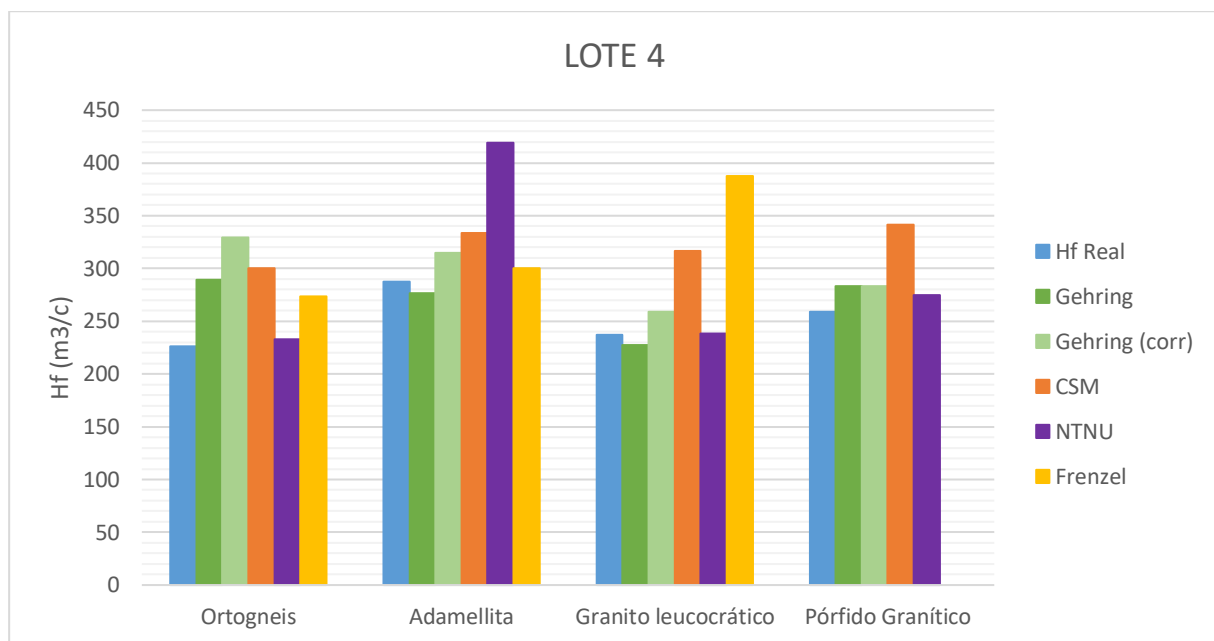


FIGURA 5.4. Comparación de los consumos en por litología para el Lote 4, en m^3/c .

Son los métodos de Gehring, NTNU y Frenzel los que ofrecen un resultado más cercano al real, y, de forma general, se observa como el método **NTNU** es el más acertado. El de Frenzel da unos resultados algo superiores o inferiores a los reales, en función de la formación y el lote. Esto es debido a las diferencias en la tasa de penetración utilizada en cada tuneladora (mm/rev). En el método de Gehring, los valores calculados son superiores a los reales, por lo que utilizando el factor de corrección original de 0,74 se obtienen unos resultados más cercanos.

En el caso de la episienita y los metasedimentos no hay datos de consumo real, pero al ser rocas sin cuarzo y por lo tanto menos abrasivas, es esperable un H_f mayor que en el resto, sobre todo en el caso de los metasedimentos. Tanto el método **Gehring** como el **NTNU** dan unos resultados válidos para estas litologías, en vista de lo anterior.

➤ Debido a lo anteriormente expuesto, en terrenos metamórficos e ígneos, como los de la Sierra de Guadarrama, el método con el resultado más acorde a la realidad es el **NTNU**, aunque también pueden ser usados tanto el método de Frenzel como el de Gehring, con cierto margen de error.

5.3. PREDICCIÓN DEL CONSUMO DE CORTADORES DE DISCO

En base a los métodos escogidos para cada litología, el número de cortadores estimados para cada lote se encuentra en la Tabla XXVII.

En Pajares los métodos escogidos han sido el de Frenzel para rocas competentes y medias, y para pizarras con fenómenos de fluencia. Para rocas poco competentes (pizarras y rocas muy fracturadas), se ha seleccionado el método de Gehring. En este túnel, como se ha comentado anteriormente, la heterogeneidad del macizo es muy alta, con fuertes variaciones en una misma formación geológica. Al no haber un método claramente fiable sobre los demás, para la selección de estos se ha considerado que unos resultados conservadores son preferibles a lo contrario, de cara a la elaboración de un proyecto de este tipo y la estimación de los costes del mismo.

En Guadarrama, donde los resultados son más homogéneos, el método escogido ha sido el de NTNU, exceptuando en la episienita y los metasedimentos, que se ha utilizado el de Gehring.

En relación al método de Gehring, en este estudio no se han encontrado argumentos suficientes para la utilización de la corrección propuesta por Maidl en vez de la original de Gehring, por lo que la utilización de esta última (0,74), que da unos resultados de H_f menores, es preferible.

		Nº discos calculados	Nº discos real	Variación (%)	Métodos
Pajares	Lote 4	2268	2521	+10,04	Frenzel, exceptuando en San Emiliano y Grupo La Vid (Gehring)
	Lote 2	765	670	+14,18	
Guadarrama	Lote 3	3856	5094	-24,3	NTNU exceptuando en la episienita y metasedimentos (Gehring)
	Lote 4	3595	5598	-35,8	

TABLA XXVII. Número de cortadores utilizados por lote aplicando los métodos más acertados para cada litología.

En Pajares, debido a este conservadurismo, los resultados dan un consumo de cortadores por encima del real, siendo un 10% mayor para el Lote 4 y un 14% mayor en el Lote 2. En este lote, atendiendo al consumo por desgaste primario (540 cortadores), la variación sería de +29,4 %. Es una variación relativamente alta, pero como se ha visto, muchas de las formaciones atravesadas en este lote (La Vid, San Pedro) presentaban un H_f real sorprendentemente elevado.

En Guadarrama, sin embargo, el número de cortadores calculados es menor al real, entre un 24 y un 36 %. Con el número de cambios debidos al desgaste primario, la variación sería de un -8,52% para el Lote 3 y de un -5,25% para el Lote 4. En estos dos lotes, que son paralelos, y asumiendo que las condiciones geológicas son las mismas para ambos, se pone de manifiesto la importancia del diseño y utilización de la tuneladora para el consumo de cortadores. En el Lote 4, el porcentaje de cambios por gripado es muy superior al Lote 3 (32% frente a 16%), lo que da un gasto de cortadores total muy superior. Comparándolos, en el Lote 4 se gastan de media 35 cortadores por km excavado más que en el Lote 3, que, si se extrapola a los 28 km que tiene el túnel, hay casi 1000 cortadores de diferencia entre uno y otro.

De los métodos estudiados, los escogidos (Gehring, Frenzel y NTNU), son justamente los que incorporan parámetros de utilización de tuneladora. Los otros solo tenían en cuenta un factor de abrasividad, como en el caso del método de Maidl y del CSM (estimado). En el caso de Bieniawski, el RME incorpora datos del estado del macizo geológico, pero no de cómo este afecta a la utilización de la tuneladora.

6. CONCLUSIONES Y LÍNEAS DE FUTURO

Del desarrollo de este trabajo y del análisis de los resultados se han podido obtener las siguientes conclusiones:

- Los túneles de base, que cruzan transversalmente a las cordilleras y cuyo número está aumentando, son obras de ingeniería extremadamente complejas y con un alto nivel de incertidumbre. Esto es debido a las grandes profundidades a la que se excavan, donde el macizo presenta grandes tensiones internas y en el que los estudios previos pueden ser muy limitados.
- Los túneles de base se excavan principalmente mediante máquinas tuneladoras, siendo las más utilizadas las escudadas (simples o dobles). Estas máquinas utilizan cortadores de disco para la perforación, que sufren un continuo desgaste en el proceso, y deben ser reemplazados. A los cambios por desgaste primario, inherente a la excavación, hay que sumarles aquellos debidos a varias causas que producen un gripado o rotura del cortador (temperaturas y cargas extremas, caída de bloques, etc). El cambio de cortadores, que se realiza con la tuneladora parada, supone un alto porcentaje del gasto total de un túnel, debido tanto al gasto material como al de inactividad. Por ello, es de suma importancia la reducción de dichos cambios para optimizar el avance, reduciendo los plazos y el precio final global. Pese a esto, la interacción disco/roca es muy compleja y no está entendida completamente, por lo que los métodos de predicción del consumo de cortadores actuales no ofrecen un resultado 100% fiable y que se ajuste a la realidad.
- Se han estudiado dos proyectos de túneles de base ferroviarios españoles, el de Pajares y Guadarrama, y se han aplicado en ambos varios métodos de predicción del consumo, comparando los resultados con los reales para establecer cuáles son más acertados. De los estudiados, se han utilizado los métodos de Gehring, CSM, NTNU, Maidl, Bieniawski y Frenzel. Para la posible comparación de proyectos distintos, con tuneladoras de diámetro y número de cortadores diferentes, se ha utilizado el consumo H_f , que es la vida media útil de un cortador, expresada en m^3 excavados por él.
- El túnel de base de Pajares se encuentra excavado en rocas sedimentarias muy heterogéneas, con una calidad geomecánica generalmente mala, pero con ciertas formaciones muy abrasivas. Los métodos se han aplicado en el Lote 4 (9,5 km, escudo simple) y en el Lote 2 (5 km, escudo doble). El túnel de base de Guadarrama, sin embargo, está excavado en terrenos ígneos y metamórficos de buena calidad, aunque presenta zonas de falla frágiles con materiales triturados tipo suelo. Los métodos se han aplicado en los Lotes 3 y 4, paralelos y de 14 km cada uno, excavados con tuneladoras de doble escudo de distinta empresa.

- En el túnel de Pajares, los resultados son muy dispares, pero se establece el método de Frenzel como el más fiable para las rocas competentes (areniscas), que son las que mayor gasto de cortadores suponen. Para el resto de rocas, tanto el método de Frenzel como el de Gehring ofrecen resultados notablemente acertados. Ante esta diversidad en los resultados, se han primado aquellos métodos más conservadores, por lo que la estimación del número total de cortadores es entre un 10% y un 14% mayor a los gastados realmente.
- En el túnel de Guadarrama, los resultados son más homogéneos y el método NTNU es generalmente el más acertado, siendo los siguientes el de Gehring y el de Frenzel. El número total de cortadores estimado es entre un 25% y un 35% menor al real, aunque comparándolo con los gastados solamente por desgaste primario, la variación se reduce a entre un 5% y un 8% menor. En este túnel y sobre todo en el lote 4, el porcentaje de cambios debido al gripado o rotura es muy elevado, lo que sugiere una mala utilización de la tuneladora. Asumiendo condiciones geológicas iguales, entre un lote y otro, por kilómetro excavado hay una diferencia media de 35 cortadores. Extrapolando este dato son casi mil cortadores de diferencia entre ambos lotes en todo el túnel, con el gasto que esto conlleva. Se pone de manifiesto la importancia de la óptima utilización de la tuneladora, adaptándola al terreno en cada momento.
- Los tres métodos escogidos (Gehring, NTNU, Frenzel) incorporan parámetros de utilización de la tuneladora, cuya importancia ya se ha demostrado. Así, son más acertados que aquellos métodos en los que solo influye un parámetro de abrasividad o el estado del macizo rocoso, sin tener en cuenta la penetración y velocidad de la cabeza de corte.
- En vista de lo anterior, para la estimación del consumo de cortadores de disco en un proyecto de un túnel se sugiere la utilización de varios métodos para obtener un rango de resultados en los que apoyarse. Aun así, las diferencias con el consumo real son apreciables, tanto por encima como por debajo, aunque con un correcto manejo de la máquina, adaptándose al terreno, la diferencia es menor al 15%.

En relación a las líneas de futuro en esta área de estudio, se pueden hacer las siguientes observaciones:

- ❖ La falta de documentación (pública) sobre ambos proyectos ha repercutido en los resultados finales, ya que muchos de los cálculos a largo del trabajo se basan en estimaciones.
- ❖ La mayoría de los datos geotécnicos provienen del proyecto base, y difieren de los reales medidos en obra. Se recomienda en la medida de lo posible, aumentar el presupuesto de los estudios de reconocimiento previos, para una exhaustiva

caracterización del macizo geológico. Los gastos derivados por imprevistos superan con creces a los de reconocimiento.

- ❖ Como se ha expuesto, la interacción del disco cortador y la roca, así como el proceso de desgaste no está entendido completamente. Estudios en este campo son necesarios para llegar a un estándar del desgaste sufrido por los aros cortadores, y así poder elaborar un modelo de predicción del consumo de cortadores que se ajuste a la realidad.
- ❖ Sería recomendable la constante monitorización de todos los cortadores de disco, reduciendo las inspecciones rutinarias y alertando de posibles fallos, para así detener la máquina y proceder a su arreglo antes de que vayan a más o se produzca un fallo en cadena.
- ❖ Se ha demostrado que reduciendo las revoluciones por minuto de la cabeza de corte, pero aumentando la penetración, se reduce el desgaste y se aumenta el avance. Los cortadores tienen una carga máxima, que superada, produce su rotura. Para hacer lo anterior, se hace necesaria la investigación en la mejora de los materiales de los discos cortadores, para que puedan soportar mayores cargas. Estas mejoras reducirían los casos de gripado y rotura, así como disminuirían el desgaste primario.
- ❖ Para llevar a cabo estas investigaciones, sería recomendable el acceso de los investigadores a una base de datos de proyectos de túneles excavados mediante tuneladora. Actualmente, el acceso a estos datos para su estudio es muy limitado, guardados por las empresas con discreción. Esto no es del todo entendible ya que, la mejora de estos conocimientos, derivará en excavaciones más eficientes, que duren menos tiempo y con un consumo de cortadores menor, y, por lo tanto, proyectos más rentables para dichas empresas.

7. BIBLIOGRAFÍA

- Abascal Aznar, A. (2009). Herramientas de corte en TBM para roca dura. Consumo de cortadores por formación geológica. En: Pando, L., López Fernández, C. y De la Rubia Mir, L. (eds.), *Jornadas Técnicas de la Variante de Pajares*. ADIF - Universidad de Oviedo, Oviedo, 173-179.
- Acaroglu, O., Ozdemir, L., Asbury, B. (2008). A fuzzy logic model to predict specific energy requirement for TBM performance prediction. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 23, 600-608.
- ADIF. (s.f). ADIF, Túnel de Guadarrama. Disponible online en www.adifaltavelocidad.es/va_ES/infraestructuras/lineas_de_alta_velocidad/madrid_valladolid/tunel_de_guadarrama.shtml [Último acceso en Mayo 2018]
- Alber, M. (1996). Classifying TBM contracts. *Tunnels & Tunnelling International*, Diciembre, 41-43.
- Alber, M. (2008). Stress dependency of the Cerchar abrasivity index (CAI) and its effects on wear of selected rock cutting tools. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 23, 351-359.
- Aller, J., Álvarez-Marrón, J., Bastida, F., Bulnes, M., Heredia, N., Marcos, A., Pérez-Estaún, A., Pulgar, J.A., Rodríguez-Fernández, L.R. (2004). Zona Cantábrica. Estructura, deformación y metamorfismo. En: J.A. Vera, (ed.). *Geología de España*. SGE-IGME, Madrid, 42-47.
- Alonso, J.L. (1987). Estructura y evolución tectonoestratigráfica de la región del Manto del Esla (Zona Cantábrica, NO España). Diputación provincial de León, Instituto Fray Bernardino de Sahagún, 1-275.
- Alonso, J.L., Álvarez Díez, J., Peláez González, M., Rubio, A. (2009a). Evolución del conocimiento geológico y geotécnico en la zona de los Túneles de Pajares. En: Pando, L., López Fernández, C. y De la Rubia Mir, L. (eds.), *Jornadas Técnicas de la Variante de Pajares*. ADIF - Universidad de Oviedo, Oviedo, 61-75.
- Alonso, J.L., Marcos, A., Suárez, A. (2009b). Paleogeographic inversion resulting from large out of sequence breaching thrusts: The León Fault (Cantabrian Zone, NW Iberia). A new picture of the external Variscan Thrust Belt in the Ibero-Armorican Arc. *Geologica Acta*, 7 (4), 451-473.

- Alonso, J.L., Pulgar, J., García-Ramos, J., Barba, P. (1996). Tertiary basins and Alpine Tectonics in the Cantabrian Mountains (NW Spain). En: P.F. Friend, y C.J. Dabrio (eds.). *Tertiary Basins of Spain*. Cambridge University Press, New York, 214-227.
- Alonso, J.L., Rubio, A. (2009). La estructura geológica de la sección del Túnel de Pajares. Jornadas Técnicas Variante de Pajares. En: Pando, L., López Fernández, C. y De la Rubia Mir, L. (eds.), *Jornadas Técnicas de la Variante de Pajares*. ADIF - Universidad de Oviedo, Oviedo, 29-40.
- Angona Sopeña, A.M., Bernárdez Rodríguez, E., Fernández Rodríguez, L., García Sánchez, T., Hacar Rodríguez, M., del Olmo Ruiz, J., Saenz de Santamaría Benedet, J.A., Castro Rivas, M. (2009). La geología de los túneles de Pajares En: ADIF (ed.), *Túnel de Pajares*, Madrid, 51-74.
- Aramburu, C. (1989). *El Cambro-Ordovícico de la Zona Cantábrica (NO de España)*. Tesis Doctoral, Univ. de Oviedo, 530 pp.
- Aramburu, C., García-Ramos, J.C. (1993). La sedimentación cambro-ordovícica en la Zona Cantábrica (NO de España). *Trabajos de Geología*, 19, 45-73.
- Arlandi Rodríguez, M., Domínguez González, M.L., Peláez González, M. (2009). Génesis del proyecto de Pajares. Estudios previos, Proyecto Básico y Proyectos constructivos. En: ADIF (ed.), *Túnel de Pajares*, Madrid, 35-50.
- Bieniawski, Z.T. (1989). Engineering rock mass classifications: a complete manual. *John Wiley & Sons*, New York.
- Bieniawski, Z.T., Celada, C.B., Galera, J.M., Tardaguila, I.G. (2009). Prediction of Cutter Wear using RME. *ITA-AITES World Tunnel Congress*, Budapest, Hungary.
- Blindheim, O.T., Bruland, A. (1998). Boreability Testing. En: *Norwegian TBM Tunnelling*, Norwegian Tunnelling Society, Oslo, Norway, 11, 21-27.
- Bruland, A. (1998). *Hard Rock Tunnel Boring. Dissertation*, Norwegian University of Science and Technology (NTNU), Trondheim, Norway.
- Capote del Villar, R. (2005). La Geología del proyecto del túnel del Guadarrama. En: ADIF (ed.), *Túnel de Guadarrama*. Madrid, 67-93.
- Cobrerros Aranguren, J.A. (2005). El proyecto del túnel ferroviario de alta velocidad a través de la Sierra de Guadarrama. En: ADIF (ed.), *Túnel de Guadarrama*. Madrid, 12-42.

- Dahl, E., Grøv, E., Breivik, T. (2007). Development of a new direct test method for estimating cutter life based on the Sievers' J miniature drill test. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 22, 106-116.
- De Vicente, G., Cloetingh, S., Van Wees, J.D., Cunha, P.P. (2007). Tectonic classification of Cenozoic Iberian foreland basins. *Tectonophysics*, 502, 38-61.
- Díaz Aguado, M.B., García de Muro, J., Rodríguez, R. (2014). Main difficulties and lessons learnt during the TBM excavation in shales in the North portal of Pajares tunnels. En: Alejano, R., Perucho, A., Olalla, C. y Jiménez, R. (eds.), Proc. EUROCK 2014, *Rock Engineering and Rock Mechanics: Structures in and on Rock Masses*, Taylor & Francis Group, London, 2014, 556-570.
- Díez Arroyo, C., de la Rubia Mir, L., Míguez Bailo, R. (2009). La excavación de los túneles de base de Pajares. En: ADIF (ed.), *Túnel de Pajares*, Madrid, 35-50.
- Ewendt, G. (1992). Erfassung der Gesteinsabrasivität und Prognose des Werkzeugverschleißes beim maschinellen Tunnelvortrieb mit Diskenmeißeln. *Kurzberichte aus der Bauforschung*, 33 (9), 821-822.
- Farias, P., Gallastegui, G., González-Lodeiro, F., Marquínez, J., Martín-Parra, L.M., Martínez-Catalán, J.R., Pablo-Maciá, J.G., Rodríguez-Fernández, L.R. (1987). Aportaciones al conocimiento de la litoestratigrafía y estructura de Galicia Central. Mem. Museo e Lab. Miner. Geol., Fac. Ciências, Univ. Porto 1, 411-431.
- Ferreras González, R., Ferrero González, J. (2009). Características y operativa de funcionamiento de la TBM Pajares 3 UTE. En: Pando, L., López Fernández, C. y De la Rubia Mir, L. (eds.), *Jornadas Técnicas de la Variante de Pajares*. ADIF - Universidad de Oviedo, Oviedo, 137-144.
- Fernández González, E. (2009). Máquina tuneladora de Doble Escudo: descripción, singularidades, formas de trabajo, rendimientos. En: Pando, L., López Fernández, C. y De la Rubia Mir, L. (eds.), *Jornadas Técnicas de la Variante de Pajares*. ADIF - Universidad de Oviedo, Oviedo, 155-163.
- Fernández Martínez, R. (2009). Recomendaciones relativas a la operación y mantenimiento de los escudos abiertos para roca dura. En: Pando, L., López Fernández, C. y De la Rubia Mir, L. (eds.), *Jornadas Técnicas de la Variante de Pajares*. ADIF - Universidad de Oviedo, Oviedo, 145-153.
- Frenzel, C., Käsling, H., Thuro, K. (2008). Factor Influencing Disc Cutter Wear. *Geomechanik und Tunnelbau*, 1 (1), 55-60.

- Frenzel, C. (2010). *Verschleisskostenprognose für Schneidrollen bei maschinellen Tunnelvortrieben*. Dissertation, Münchner Geowissenschaftliche Abhandlungen, (B) 15, Dr. Friedrich Pfeil, München.
- Frenzel, C. (2011). Disc Cutter Wear Phenomenology and their implications on Disc Cutter Consumption for TBM. *45th American rock mechanics symp.* San Francisco, USA.
- Frenzel, C. (2012). Modeling uncertainty in cutter wear prediction for tunnel boring machines. En: Roman D. Hryciw, Nazli Yesiller, Adda Athanasopoulos-Zekkos GeoCongress: State of the Art and Practice in Geotechnical Engineering, Auckland, California, 3239-3247.
- Gehring, K. (1995). Leistungs-und verschleissprognosen im maschinellen tunnelbau. *Felsbau* 13 (6), 439-448.
- Geng, Q., Bruland, A., Macias, F.J. (2017). Analysis on the Relationship Between Layout and Consumption of Face Cutters on Hard Rock Tunnel Boring Machines (TBMs). *Rock Mechanics and Rock Engineering*, Vol. 51, Issue 1, 279-297.
- Gutiérrez Manjón, J.M. (2005). Consumo de cortadores de los túneles de Guadarrama. En: ADIF (ed.), *Túnel de Guadarrama*. Madrid, 285-300.
- Gutiérrez Manjón, J.M., García Aldaya, D. (2010). Modo de operación, tipos y consumo de cortadores en las TBM utilizadas en los terrenos metamórficos y graníticos de los túneles de Guadarrama, Barcelona y Vigo. En: E. Alonso y M. Arroyo (Presidencia). *Jornada técnica de Túneles en Granito*, Universitat Politècnica de Catalunya. Barcelona.
- Hassanpour, J., Rostami, J., Tarigh Azali, S., Zhao, J. (2014). Introduction of an empirical TBM cutter wear prediction model for pyroclastic and mafic igneous rocks; a case history of Karaj water conveyance tunnel, Iran. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 43, 222-231.
- Hassanpour, J. (2018). Development of an empirical model to estimate disc cutter wear for sedimentary and low to medium grade metamorphic rocks. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 75, 90-99.
- Jiménez Sánchez, J.M^a. (2009). Diseño, fabricación y montaje de TBM. En: Pando, L., López Fernández, C. y De la Rubia Mir, L. (eds.), *Jornadas Técnicas de la Variante de Pajares*. ADIF - Universidad de Oviedo, Oviedo, 127-136.
- Julivert, M., Fontboté, J.M., Ribeiro, A., Conde, L.E. (1972). *Mapa tectónico de la Península Ibérica y Baleares, escala 1:1000000, memoria explicativa*. IGME, Madrid, 1-13.
- Liu, Q., Liu, J., Pan, Y., Zhang, X., Peng, X., Gong, Q., Du, L. (2017). A Wear Rule and

- Cutter Life Prediction Model of a 20-in. TBM Cutter for Granite: A Case Study of a Water Conveyance Tunnel in China. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, Vol. 50, Issue 5, 1303-1320.
- López Sopena, F. (2005). Perfil geológico del túnel de Guadarrama. Estudios de caracterización de fallas: La Umbría. En: ADIF (ed.), *Túnel de Guadarrama*. Madrid, 147-189.
- Lotze, F. (1945). Zur Gliederung der Varisziden der Iberischen Meseta. *Geotekt. Forsch*, 6, 78-92.
- Macias, F.J. (2016). *Hard Rock Tunnel Boring. Performance Predictions and Cutter Life Assessments. Dissertation*, Norwegian University of Science and Technology (NTNU), Trondheim, Norway. 390 pp.
- Maidl, B., Schmid, L., Ritz, W., Herrenknecht, M. (2001). *Tunnelbohrmaschinen im Hartgestein*. Verlag Ernst and Sohn, Berlin. 350 pp.
- Maidl, B., Schmid, L., Ritz, W., Herrenknecht, M. (2008). *Hard rock tunnel boring machines*. Ernst & Sohn. Wiley, New York. 360 pp.
- Martín Cenalmor, I. (2009). Diseño de instalaciones para la ejecución de túneles en pendiente ejecutados con tuneladora. En: Pando, L., López Fernández, C. y De la Rubia Mir, L. (eds.), *Jornadas Técnicas de la Variante de Pajares*. ADIF - Universidad de Oviedo, Oviedo, 115-125.
- Matern, N. von, Hjelmér, A. (1963). Forsøk med pågrus. *Statens Väginstytut, Medelande nr. 65*, Stockholm.
- Mendaña, F. (2005). Construcción del túnel de Guadarrama con TBMS del tipo «doble escudo». En: ADIF (ed.), *Túnel de Guadarrama*. Madrid, 261-281.
- Morón García, J.M. (2005). El túnel de Guadarrama. Descripción del Proyecto. En: ADIF (ed.), *Túnel de Guadarrama*. Madrid, 43-63.
- Nielsen, B., Holzhäuser, J., Raleigh, P. (2006). Abrasivity testing for rock and soils. *Tunnels & Tunnelling International*, Abril.
- Nelson, PP., Al-Jalil, YA., Laughton, C. (1994). *Tunnel boring Project data bases and construction simulation*. Geotechnical Engineering report, GR94-4, University of Texas, Austin, USA.
- Oggeri, C., Oreste, P. (2012). The Wear of Tunnel Boring Machine Excavation Tools in Rock. *American Journal of Applied Sciences* 9 (10), 1606-1617.

- Quintana, L., Pulgar, J.A., Alonso, J.L. (2015). Displacement transfer from borders to interior of a plate: A crustal transect of Iberia. *Tectonophysics*, 663, 378-398.
- Roby J., Sandell, T., Kocab J., Lindbergh, L. (2009). The current State of Disc Cutter Design and Development Directions. *Mining Engineering*, Vol. 61, N° 3, 36-45.
- Rostami, J. (1997). *Development of a force estimation model for rock fragmentation with disc cutters through theoretical modeling and physical measurement of crushed zone pressure. Dissertation*, Colorado School of Mines, Golden, Colorado, USA. 249 pp.
- Rodríguez Ortiz, J.M. (2009). La Geotecnia de los túneles de Pajares. En: ADIF (ed.), *Túnel de Pajares*. Madrid, 75-126.
- Rodríguez, R., Díaz Aguado, M.B., (2018). ‘Apuntes de la asignatura Geotecnia de Obras Lineales Subterráneas’, impartida en el *Máster en Recursos Geológicos e Ingeniería Geológica*, Oviedo.
- Schneider, E., Thuro, K., Galler, R. (2012). Forecasting penetration and wear for TBM drives in hard rock – Results from the ABROCK research project. *Geomechanics and Tunnelling* 5, 537-546.
- Selmer-Olsen, R., Blindheim, O.T. (1970). On the drillability of rock by percussive drilling. *Proceedings of the 2nd Congress of ISRM*, Belgrade.
- Sievers, H., (1950). Die Bestimmung des Bohrwiderstandes von Gesteinen. *Glückauf* 86: 37/38, Glückauf G.M.B.H., Essen, 776–784.
- Thuro, K., Käsling, H. (2009). Classification of the abrasiveness of soil and rock. *Geomechanics and Tunnelling* 2 (2), 179–188.
- Toyos, J.M., Aramburu, C. (2014). El Ordovícico en el área de Los Barrios de Luna, Cordillera Cantábrica (NW de España). *Trabajos de Geología* 34. Universidad de Oviedo, 61–96.
- Toyos, J.M., Suárez, M.A., Rodríguez Fernández, L.R., Serrano, L. (2009). Perfil geológico a lo largo del trazado de los Túneles de Pajares. En: L.A. Pando, C. López Fernández y L. de la Rubia (eds.). *Jornadas Técnicas Variante de Pajares*. ADIF - Universidad de Oviedo, Oviedo, 41-52.
- Wang, LH., Kang, YL., Cai, ZX., Zhang, Q., Zhao, Y., Zhao, HF., Su, PC. (2012). The energy method to predict disc cutter wear extent for hard rock TBMs. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 28, 183–191.

- Wijk, G. (1992). A model of tunnel boring machine performance. *Geotechnical & Geological Engineering*, 10, 19-40.
- Yang, YD., Chen, K., Li, FY., Zhou, JJ. (2015). Wear prediction model of disc cutter. *Journal of the China Coal Society*, 40 (6), 1290-1296.
- Zhao, J. (2007). Tunnelling through a frequently changing and mixed ground: A case history in Singapore. *Tunnelling and Underground Space Technology* 22, 388-400.