

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

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

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

Tesis doctoral

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

Por

Claudia Verónica González Páez

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

Director de la tesis:

Prof. Dr. Antonio Gens i Solé

Codirector:

Dr. Marcos Arroyo Alvarez de Toledo



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



Barcelona, Octubre 2014

Análisis y tramificación de las unidades de perforación

8.1 Introducción

Las unidades de perforación (*UP*) que se introdujeron en el Capítulo 6 constituyen el nivel descriptivo más general de la base de datos examinada. En este capítulo se analizan en mayor detalle procediendo a su tramificación según dos criterios: el derivado de las operaciones de recambio de herramientas registradas y el derivado de la geotecnia de los terrenos atravesados. Las tramificaciones así obtenidas no son coincidentes pero ambas resultan en una amplia población de tramos cuyas características se describen y analizan estadísticamente. De esta forma se pueden cuantificar aspectos de la base de datos tales como la heterogeneidad litológica y los consumos observados. Estas características se discuten tanto a nivel agregado (para el conjunto de la base de datos) como desagregado (para cada *UP*).

8.2 Características de la base de datos

Los datos disponibles para cada *UP* se pueden agrupar en

Propiedades de la rueda de corte: comprenden los datos relativos a las máquinas tuneladoras empleadas, las herramientas de corte y sus sucesivos recambios.

Propiedades geotécnicas: que contienen los parámetros geotécnicos de los geomateriales que se interceptan con la traza del túnel. La heterogeneidad de los materiales interceptados da origen a una tramificación geotécnica derivada de los materiales presentes en la sección y en la que se asigna a cada tramo propiedades geotécnicas a partir de las propiedades de cada unidad geotécnica presente en su sección tipo.

Datos de operación: contiene el conjunto de parámetros de funcionamiento de la máquina que varían durante el transcurso de la excavación dentro de ciertos rangos en función del diseño de la máquina.

Datos de producción: reúne el conjunto de valores de velocidad de avance de las excavaciones en términos de metros lineales de avance por día o de número de anillos de revestimiento instalados por día.

Los datos recopilados son resultado del trabajo de distintos equipos tanto de dirección de obra como de la empresa contratista, que, a pesar de trabajar para una promotor común, no estaban obligados a seguir una pauta común en la recogida y análisis de los datos de obra –algo que, por otra parte, quizá hubiera sido contraproducente, dada la variedad geológica de los terrenos afectados.

Así pues, los datos brutos recogidos en las distintas obras tienen muy diverso alcance, formato y contenido. Fue necesario inicialmente ordenarlos y formatearlos de manera semejante para poder llevar a cabo un análisis comparativo de los mismos. Las características más importantes en cuanto al alcance de los datos disponibles para cada unidad de perforación se enumeran a continuación

- *UP1*: La obra “IVA Can Zam” es la más completa en cuanto a la intensidad de los datos recopilados en obra respecto al mantenimiento de la cabeza de corte. En particular es la única en la que se dispone de información individualizada identificando cada herramienta que se cambia en cada operación de mantenimiento (y no, como sucede en el resto, sólo refiriendo los cambios por categoría de herramientas -X picas, Y discos...). Sin embargo, no es una de las más completas en lo que respecta a datos de operación como se verá en la sección 8.5.
- *UP2*: De la obra “IV Gorg” sólo se tiene el registro completo de los datos de producción y geotécnicos. En relación a los datos de operación y recambio de herramientas, se pudieron recopilar datos de 1,97km, (del total de 4km de la UP) perforados en el período que va desde agosto de 2004 hasta setiembre de 2007, momento en que se llega al cale. Por lo tanto falta el registro de todo el año 2003 y parte de 2004.
- Las *UP 3, 4, 6, 7 y 9* están relativamente completas en cuanto a datos de producción, operación y recambio de herramientas.
- De *UP8* no se dispone de datos de operación ni producción, sólo se cuenta con datos de recambio de herramientas.
- En *UP5* no están completos los datos de operación y producción, en cambio sí se dispone de los datos completos de recambio de herramientas.
- La obra de prolongación de FGC en Terrassa, es bastante diferente a las UPs de Línea 9. De ella se dispone tanto de datos de operación como de recambio de herramientas, sin embargo no se dispone de los datos completos de producción.

8.3 Tramificación geotécnica de las UP: (TG).

A la vista de los perfiles longitudinales descritos en el capítulo 6, resulta evidente que las *UP* atraviesan materiales de naturaleza muy distinta. Es así esencial tramificar los perfiles de acuerdo con la naturaleza geotécnica del material o materiales que se encuentran en la traza. Así pues, a partir de los perfiles geotécnicos descritos en los proyectos, actualizados y contrastados en las diversas campañas geotécnicas complementarias desarrolladas en obra, se han identificado tramos geotécnicos con los criterios que se explican a continuación.

8.3.1 Criterios de tramificación

Una característica de estas obras radica en la gran heterogeneidad transversal de las secciones atravesadas. Es necesario cuantificar este factor, pues como se indica en (Zhao, Gong, & Eisensten, 2007), (Bieniawski, Celada y otros 2009), (Lovat, 2000) parece probable que el desgaste de las herramientas no sea indiferente a la heterogeneidad de la sección atravesada. En la mayoría de los casos, las secciones atravesadas estaban compuestas por mezclas de suelos, rocas blandas y rocas duras, del modo que se esquematiza en la figura 8.1.

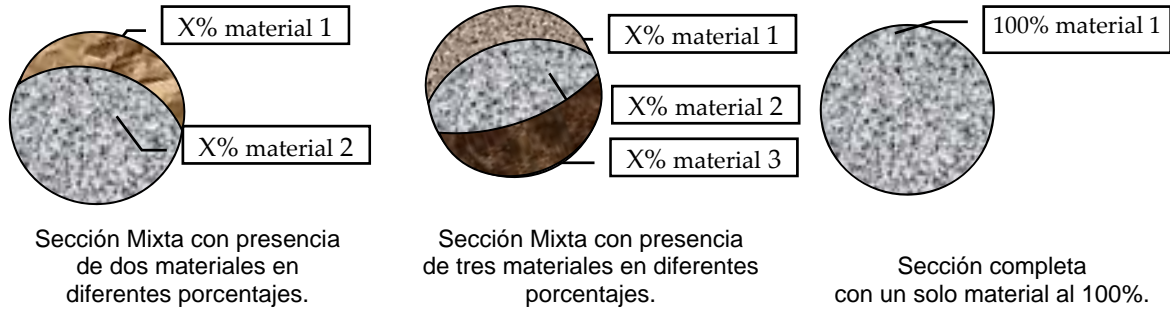


Figura 8.1: Distintos tipos de secciones mixtas.

Para cuantificar la heterogeneidad en sección transversal, se parte del corte longitudinal del túnel, y se adopta como referencia las cuatro franjas de igual altura que resultan de dividir la sección longitudinal del túnel, tal como se ilustra en la figura 8.2. Se ha considerado que hay un cambio en el carácter geotécnico de la sección cada vez que cambia el material en alguna de las franjas así definidas.

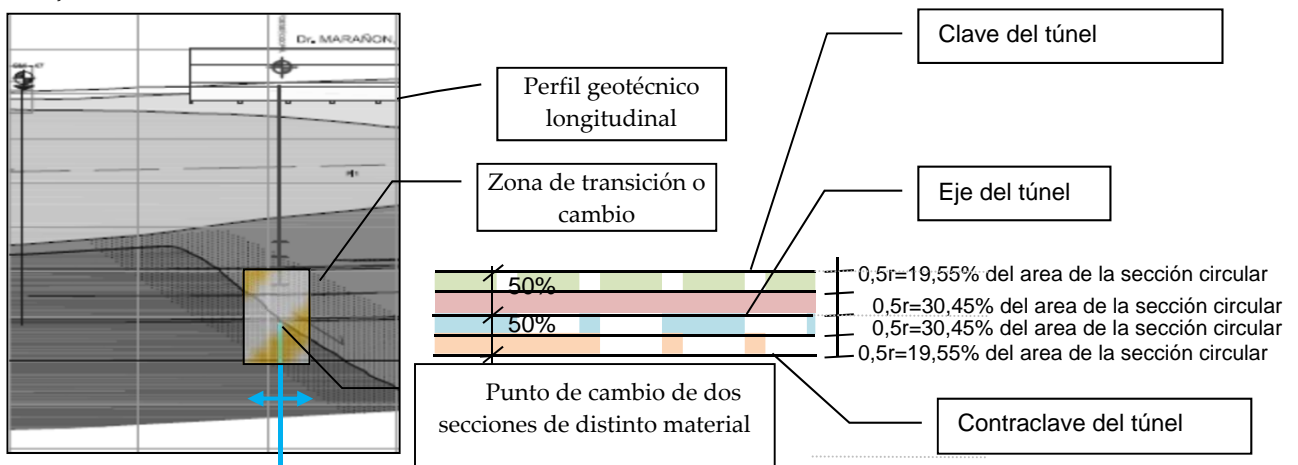
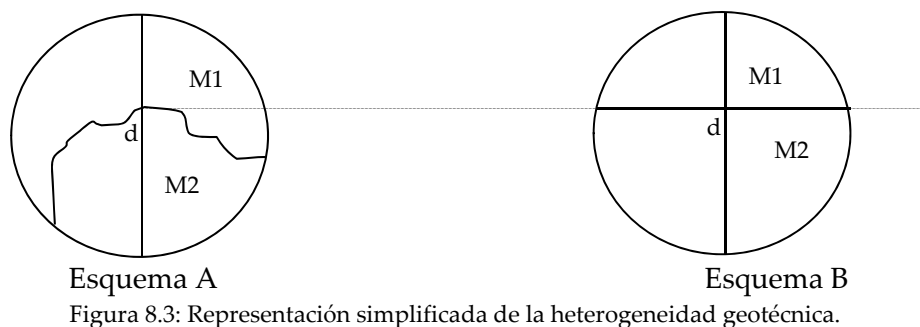


Figura 8.2: Criterios para determinar los tramos geotécnicos

Con frecuencia el cambio entre dos situaciones geotécnicas diferentes implica una zona de transición, marcándose entonces el cambio de tramo en el punto que, aproximadamente, corresponde al valor medio de esa transición, tal como se observa en el ejemplo de la figura 8.2. Con este criterio se establecen los Puntos Kilométricos (en adelante PKs) origen y final de cada tramo geotécnico y se obtiene así las longitudes de cada tramo $L[TG]$. Cada tramo contiene secciones uniformes con distintos porcentajes de material presente en la misma. En general se han detectado casos con hasta 3 tipos diferentes de material en la misma sección.

Al establecer los porcentajes que cada material ocupa en la sección transversal tomando como referencia el corte longitudinal se produce una simplificación inevitable, pues la situación real puede ser otra, como se aclara en la figura 8.3.



Esquema A Esquema B

Figura 8.3: Representación simplificada de la heterogeneidad geotécnica.

Si la situación real es la descrita en la figura 8.3 Esquema A, se considera a efectos del cálculo la situación aproximada de la figura 8.3 Esquema B. La porción del diámetro vertical del túnel que ocupa cada material se transforma así en un porcentaje del área de la sección transversal del túnel. Las tramificaciones geotécnicas completas realizadas en todas las *UP* se encuentran adjuntas como Anexo I de este capítulo. En cada tramo geotécnico (*TG*) se han obtenido las siguientes propiedades:

Longitud del tramo: $L[TG]$.

Número de materiales en la sección transversal: $M[TG]$.

Tipo de materiales en la sección transversal: $G[TG]$.

Porcentaje de cada material en la sección: $P[TG]$.

8.3.2 Heterogeneidad Longitudinal

A nivel agregado se han determinado 143 *TG* en las *UP* de Línea 9 y 26 en las *UP* de Terrassa. La longitud de los mismos presenta los siguientes estadísticos:

Tabla 8.1: Estadísticos agregados para *TG*

	L9	Terrassa
Valor Medio $\bar{L}[TG]$ en [m]	190	125
Desviación estándar	313	96,3
$L[TG]$ Mínima	3	15
$L[TG]$ Máxima	2550	430
CV	1,65	0,77

En la tabla 8.1 se observa que para L9 la $\bar{L}[TG]$ es de 190 m con un tramo de menor longitud que mide 3 m y un tramo de mayor longitud que mide 2550 m. Tanto esto como el CV de 1,65 dan una idea de la alta dispersión de esta población. Esta situación se da en menor medida para el proyecto de Terrassa donde los valores son menos dispersos.

A continuación se representa en la figura 8.4 el histograma conjunto de los valores de $L[TG]$ que provienen tanto del proyecto L9 como del proyecto de Terrassa. A efecto de mejorar la representación del histograma el intervalo de Clase se ha establecido cada 10 metros.

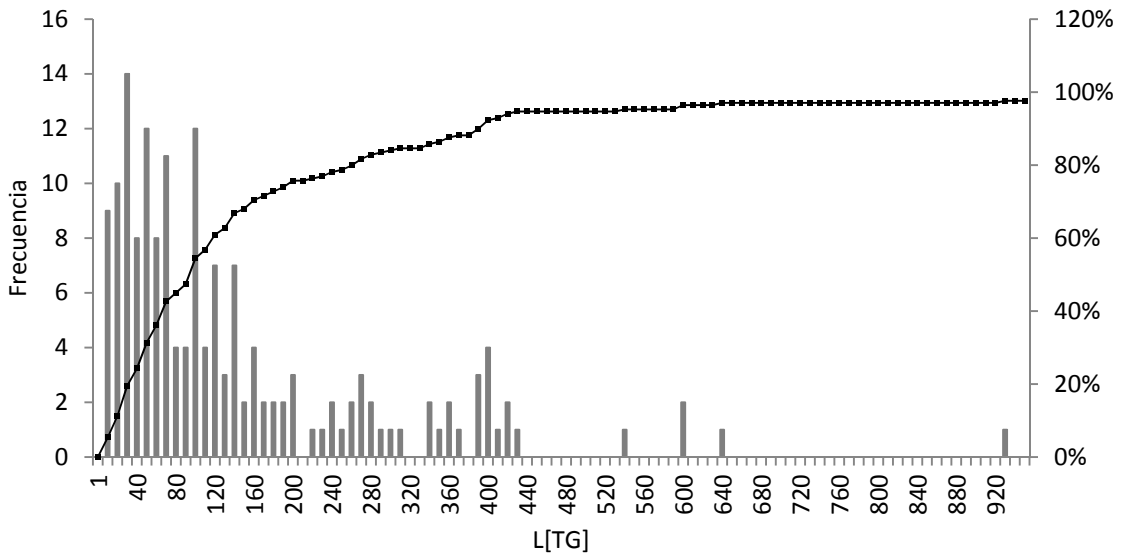


Figura 8.4: Histograma de $L[TG]$.

El histograma de frecuencias presenta su máxima frecuencia para longitudes de 30m. La siguiente figura 8.5 muestra histogramas separados para los proyectos L9 y Terrassa.

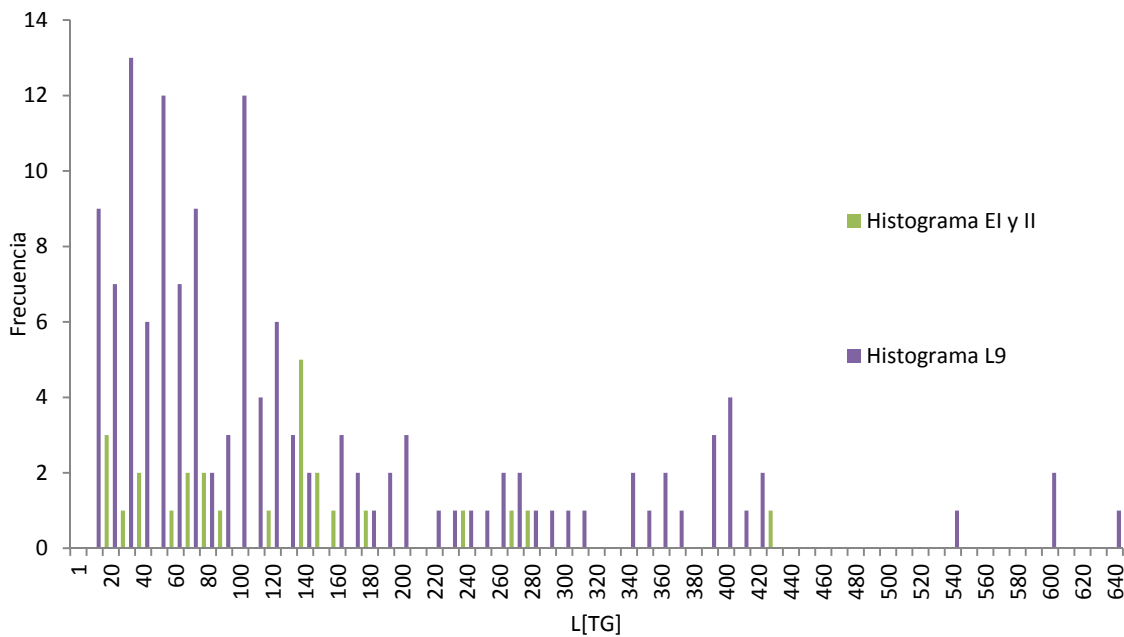


Figura 8.5: Diagrama de barras conjunto, de L9, de Terrassa de $L[TG]$.

Se hace evidente que los datos de Línea 9 tienen mayor influencia en el histograma conjunto. En L9 el valor de $L[TG]$ de mayor frecuencia es de 30m mientras que en Terrassa el valor de $L[TG]$ con mayor frecuencia es 140m. En la figura 8.6 se presenta el número de tramos geotécnicos ($N[UP]$) resultante por cada UP . Este valor, así como la longitud $L[UP]$, el valor medio de la longitud de los TG : $\bar{L}[TG]$, el coeficiente de variación CV de $\bar{L}[TG]$ para cada UP y la longitud media expresada como porcentaje de la longitud total de la respectiva UP se presentan para cada UP en la tabla 8.2.

Tabla 8.2: Distribución de TG según las UP

UP	$N^{\circ}[TG]$	$L[UP]$ [m]	$\bar{L}[TG]$ [m]	C.V. de $\bar{L}[TG]$	$\bar{L}[TG]$ $L[UP]\%$	
1	can zam	35	4294	123	1,65	2.9
2	gorg	23	4000	174	1,66	4.3
3	4C trajana	14	645	46	0,61	7.1
4	4C Doble tunel	12	1299	108	0,84	8.3
5	4D Doble tunel	21	1508	72	1,17	4.8
6	II Bif.- Z. Univ.	4	3310	828	1,39	25.0
7	Eix N – T1 EP	6	4328	721	0,79	16.7
8	Fira II – Parc Log	3	1065	355	0,63	33.3
9	Eix N – Parc Log	25	6687	267	0,63	4.0
I, II	Egara I y II	26	3249	125	0,77	3.8

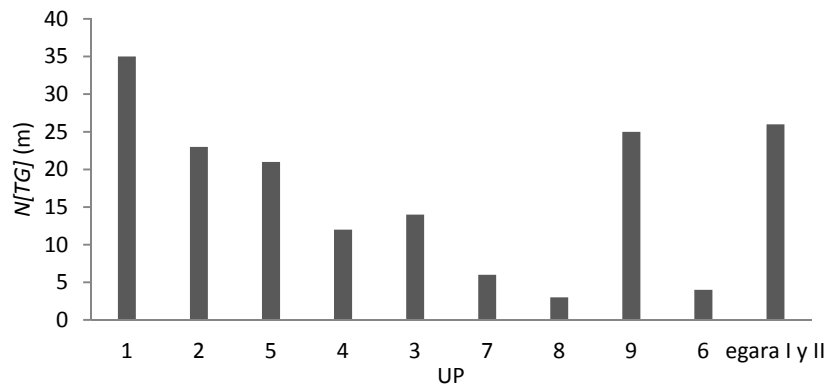


Figura 8.6: Diagrama de $N[TG]$ vs UP

El diagrama de barras hace evidente que hay UPs mucho más heterogéneas longitudinalmente que otras, es decir con mayor número de Tramos Geotécnicos TG. Es el caso de UP1, UP9 o EI/II. En la siguiente gráfica 8.7 se representa la relación entre el valor medio $\bar{L}[TG]$ y el valor del $CVL[TG]$ obtenido para cada UP.

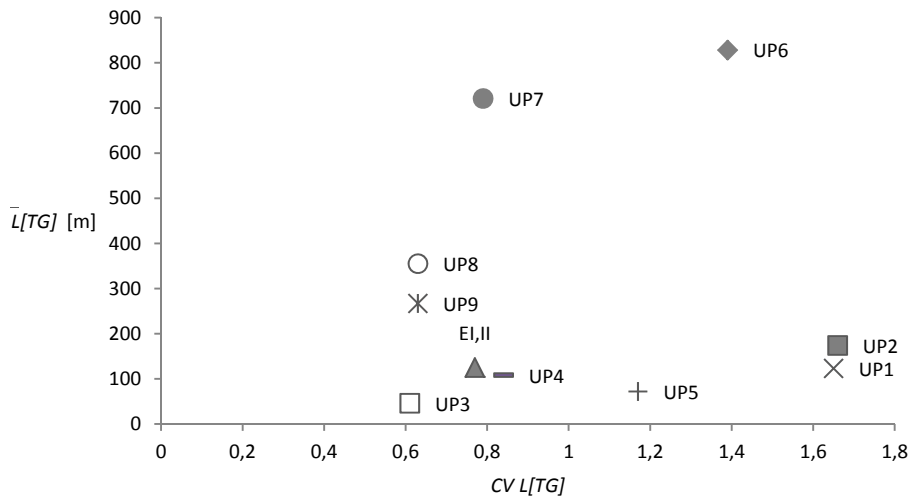


Figura 8.7: valor medio de $L[TG]$ vs CV de $L[TG]$ para cada UP.

La figura 8.8 representa de forma directa la heterogeneidad longitudinal mediante diagramas circulares. En la figura se incluyen además los estadísticos principales de esta población para cada UP.

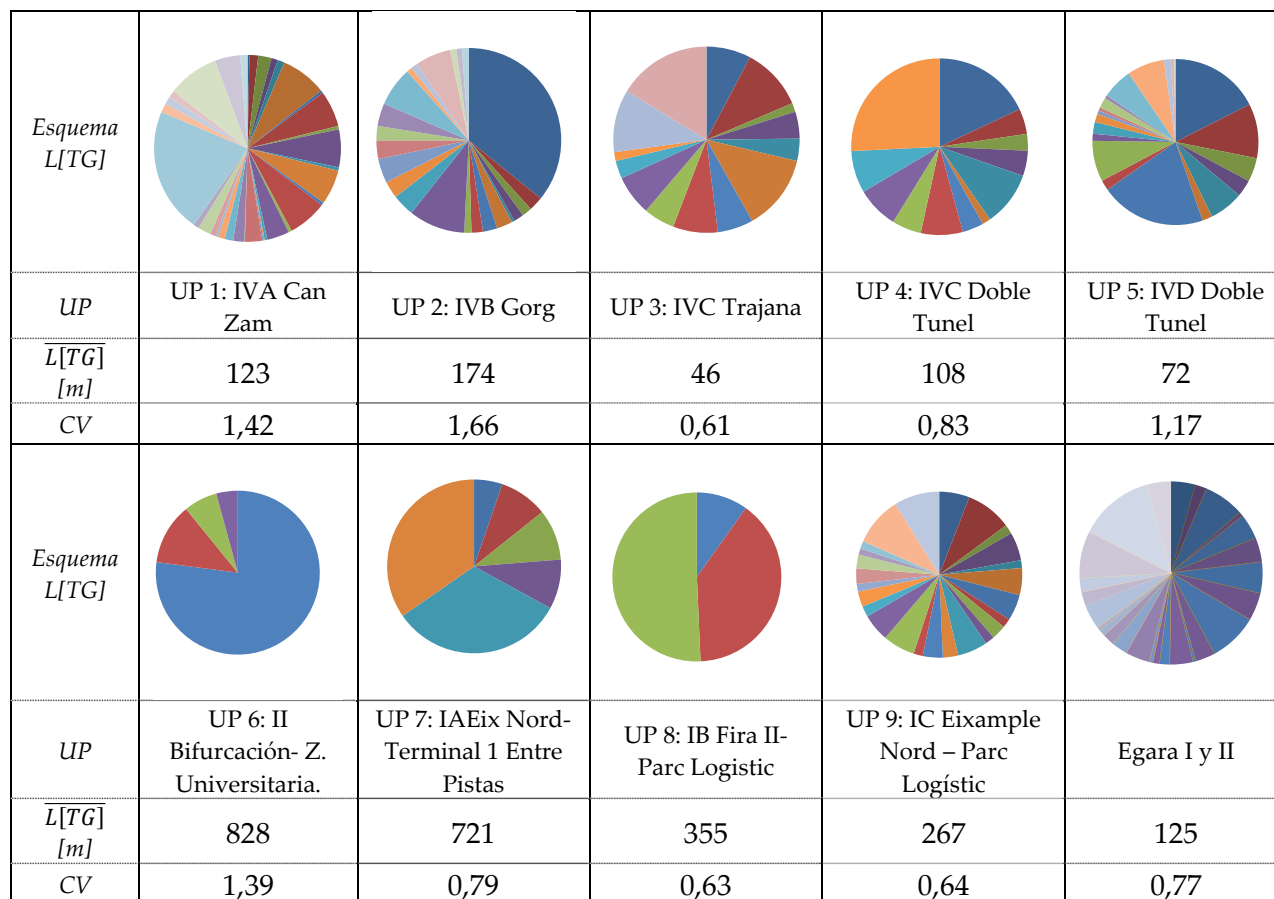


Figura 8.8: Esquemas de variabilidad de las longitudes de tramos geotécnicos por cada UP.

Al examinar estos resultados se observan los siguientes detalles:

- En L9 la UP que experimenta en promedio mayor heterogeneidad es la UP1 de nombre contractual: “Can Zam”, donde, como media, cada tramo ocupa menos de un 3% del trazado y la más homogénea es la UP6, de nombre “II Bifurcación – Zona Universitaria”, donde en un trazado de 3310m solo intercepta 4 tipos distintos de situaciones geotécnicas. En promedio también resulta elevada la variabilidad de las UP de Terrassa, donde la alternancia de materiales granulares y arcillosos conduce a longitudes medias inferiores al 4% del total.
- Otra forma de valorar la heterogeneidad longitudinal es atendiendo a la variabilidad en longitud de los TG de cada unidad. Esto se mide mediante el CV y según esta medida representada en la figura 8.7 puede comprobarse que la mayor variabilidad de longitud corresponde a las UP1 y UP2 y la menor corresponde a UP3.
- En general puede apreciarse en la figura 8.7 que una mayor longitud media de tramo está asociada con una mayor variabilidad. Sin embargo se distinguen dos poblaciones en la figura, y esta tendencia general es mucho más acusada en las UP del lado Llobregat (UP6 a UP9) que en el resto de las UP.
- En la figura 8.8 se observa que una variabilidad longitudinal alta (medida por el CV) expresa generalmente una situación en la que algunos tramos geotécnicos de gran longitud se acompañan de otros mucho menores. En los casos de más alta variabilidad (UP1 y UP2) los tramos de menor longitud corresponden a diques de pórfidos, a brechas de falla o a zonas de transición.

- Si bien las *UP4* y *UP5* aparecen en el trazado general del proyecto como dos tramos con túneles prácticamente paralelos, dicho paralelismo no es tal desde el punto de vista de la heterogeneidad del suelo a perforar ya que en las gráficas y tablas anteriores se ve muy claro que no sólo la *UP5* tiene tramos relativamente más cortos sino que además presenta una mayor heterogeneidad en cuanto a la longitud de estos tramos.
- La *UP 9* es la de mayor longitud, sin embargo resulta bastante más homogénea que otras más cortas. Es decir, no es correcto pensar que a mayor longitud de Unidad de Perforación se experimentará mayor heterogeneidad, sino que son dos parámetros independientes, tal como se ilustra en la siguiente figura 8.9.

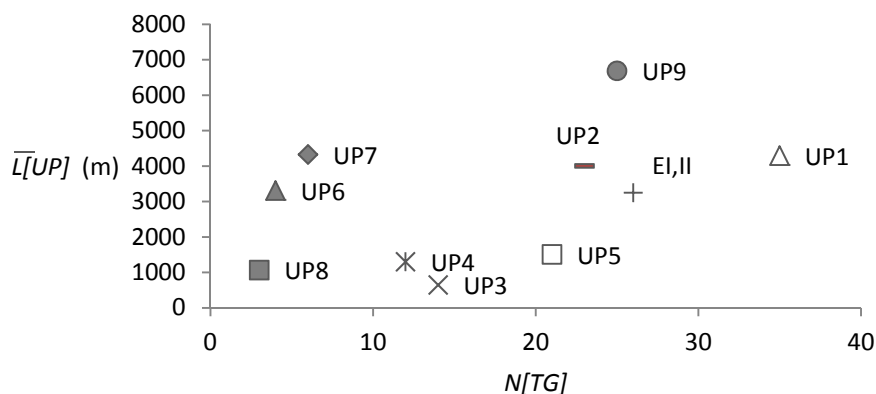


Figura 8.9: Relación $\bar{L}[UP]$ vs $N[TG]$ en cada *UP*.

8.3.3 Heterogeneidad Transversal

La heterogeneidad en el trazado también se observa en el sentido transversal ya que hay secciones o frentes de excavación constituidos por uno o más materiales, en este último caso, estas secciones o frentes se denominan mixtos.

La tabla 8.3 resume la cantidad de secciones transversales distintas que aparecen en los distintos *TG*. Se han detectado hasta 3 materiales en una misma sección; así de los 169 *TG* de ambos proyectos (L9 y Terrassa), 63 tuvieron secciones que contenían solo un tipo de material y suman en total 13449m; 73 *TG* tenían secciones que presentaron 2 tipos de materiales distintos y suman unos 13640m y, por último, 33 *TG* tuvieron secciones con 3 tipos de materiales distintos que suman 3329m. En tabla contiene también el valor medio de la longitud($\bar{L}[TG]$) de los tramos así agrupados (con uno, dos o tres materiales) y se aprecia una similitud en las $L[TG]$ que tenían uno o dos materiales presentes en sus secciones mientras que los *TG* con 3 tipos de materiales presentes en la sección, además de ser menos frecuentes en el caso de L9, son más cortos.

Tabla 8.3: Características de los *TG* con secciones mixtas

M[TG]	N[TG]			$\bar{L}[TG]$ [m]		
	Egara	L9	total	Egara	L9	total
1	7	56	63	203	215	213
2	11	62	73	79	206	187
3	8	25	33	120	95	101

La tabla 8.4 extiende este análisis de variabilidad transversal, presentando los datos desagregados según *UP*, indicándose para cada *UP* y número de materiales por sección $M[*TG*]$ diferente, el número de *TG* con ese tipo de sección transversal ($N[*TG1*]$, $N[*TG2*]$, $N[*TG3*]$), la longitud conjunta de tales tramos $L[*TGi*]$ y la relación porcentual entre tal longitud conjunta y la longitud total de la *UP*.

Tabla 8.4: Distribución de secciones con distintos tipos de material por *UP*.

<i>UP</i>	<i>NTG/UP</i>	<i>M[<i>TG</i>]=1</i>			<i>M[<i>TG</i>]=2</i>			<i>M[<i>TG</i>]=3</i>		
		<i>NTG1</i>	<i>L[<i>TG1</i>]</i>	<i>L[<i>TG1</i>]/UP</i>	<i>NTG2</i>	<i>L[<i>TG2</i>]</i>	<i>L[<i>TG2</i>]/UP</i>	<i>NTG3</i>	<i>L[<i>TG3</i>]</i>	<i>L[<i>TG3</i>]/UP</i>
			[m]	[%]		[m]	[%]		[m]	[%]
1	35	29	3827	89%	6	466	11%	0	0	0%
2	23	3	1573	39%	11	1566	39%	9	865	22%
3	14	2	120	19%	4	195	30%	8	330	51%
4	12	4	689	53%	5	340	26%	3	270	21%
5	21	4	161	11%	15	1012	67%	2	335	22%
6	4	4	3310	100%	0	0	-	0	0	-
7	6	0	0	-	6	4328	100%	0	0	0%
8	3	2	645	61%	1	420	39%	0	0	0%
9	25	8	1702	25%	14	4445	66%	3	540	8%
<i>E III</i>	26	7	1422	44%	11	868	27%	8	959	30%

A la vista de esta tabla se observa que:

UP1 presenta el 89% de su longitud en condiciones transversalmente homogéneas y en el 11% restante de su trazado atraviesa secciones con sólo 2 materiales diferentes.

En la *UP2* hay un mayor número de *TG* heterogéneos en sección, sobre todo con secciones que contienen dos materiales distintos. Sin embargo considerando su longitud las secciones homogéneas aparecen en proporción similar a las de dos materiales, con el 39% para cada tipo.

La *UP3* es la que presenta mayor heterogeneidad en sección transversal, dominada por secciones que contienen 3 tipos de materiales y con muy pocos tramos homogéneos. Esta unidad, a pesar de su corta longitud presenta una complejidad importante desde este punto de vista.

Tanto la *UP4* como la *UP5* presentan los tres tipos de secciones a lo largo de su trazado siendo predominantes las secciones heterogéneas con dos materiales en la *UP5* mientras que en la *UP4* predominan las secciones con un solo material ocupando toda la sección.

La *UP6* presenta sección transversal homogénea en todo su trazado.

La *UP7* presenta en toda su longitud secciones con mezclas de dos tipos de materiales diferentes.

La *UP8* es bastante homogénea en sección transversal encontrando en un 67% de su longitud total un solo material y en un 33% de su longitud dos tipos de materiales distintos. En este caso sólo ha sufrido un único cambio en sentido transversal, de uno a dos materiales en todo su trazado.

La *UP9* atraviesa tanto secciones homogéneas como heterogéneas de dos y tres materiales presentes, sin embargo, predominan las secciones con dos materiales.

Egara I y *II* presenta una heterogeneidad transversal similar a *UP2* con presencia de los tres tipos de secciones y predominio de aquellas con 2 materiales presentes.

8.3.4 Propiedades geotécnicas de los tramos TG : definiciones

Una vez definido cada tramo geotécnico, cada uno de ellos contendrá una o más unidades geotécnicas cuyas propiedades han sido definidas previamente. A cada tramo geotécnico se le pueden asignar así propiedades a partir de las propiedades de los materiales presentes en su sección tipo.

8.3.4.1 Definiciones: Propiedades medias

Las propiedades medias son las que se obtienen como media ponderada de las de los materiales presentes en la sección, con ponderación dada por el porcentaje de ocupación del material en la sección objeto de estudio.

De manera general la Abrasividad Equivalente en (g/t) correspondiente a un TG_i cualquiera se obtiene como:

$$Abreq[TG_i] = \sum_{j=1}^m Abr[UG]_j P_{ij} \quad (8.1)$$

Para $j=1, \dots, m$ materiales.

Siendo $Abr[UG]_j$ el valor de la abrasividad en (g/t) determinada según el ensayo LCPC, de una unidad geotécnica o material j contenido en una sección de TG_i . P_{ij} es la fracción que ocupa cada material j en la sección heterogénea.

De igual manera, de acuerdo a lo expuesto, la Resistencia a la Compresión Simple equivalente de un TG $RCSeq[TG]$ en (MPa) se determina mediante la siguiente expresión:

$$RCSeq[TG_i] = \sum_{j=1}^{j=m} RCS[UG]_j P_{ij} \quad (8.2)$$

8.3.4.2 Definiciones: factor de impacto FI

La heterogeneidad geotécnica transversal de una sección podría ejercer un efecto importante en el desgaste y en general en el daño de las herramientas de corte. El daño que experimentan las herramientas al excavar en un frente con varios materiales de distinta naturaleza muy probablemente no será igual a la situación de un frente homogéneo con propiedades de igual valor medio. Cuantos más materiales haya en un frente de excavación mayor será el número de saltos que experimentará la herramienta y por otra parte, cuanto mayor contraste haya entre los materiales de las secciones mixtas, el impacto de estos saltos será más dañino. Se ve patente que pueden haber frentes mixtos de varios materiales cuyas propiedades sean muy semejantes y en ese caso, no habrá tanto daño como en el caso de tener apenas dos materiales pero con fuertes diferencias entre sus propiedades. El factor de impacto trata de cuantificar los contrastes mecánicos en la sección a partir de los valores de una propiedad en los distintos materiales presentes en la misma.

Para encontrar una formulación concisa del factor de impacto pero que tenga propiedades matemáticas convenientes se ha partido inicialmente del caso más sencillo, aquél en el que la sección contiene sólo dos materiales. Sean así dos materiales, cuyas propiedades (x_1 ; x_2) suponemos, sin pérdida de generalidad, que están ordenadas en orden decreciente ($x_1 \geq x_2$). A partir de su razón $r = x_1/x_2$ se define entonces el factor de impacto para esta propiedad como

$$f_2(r) = \frac{1+r}{2\sqrt{r}} \quad (8.3)$$

Detrás de esta expresión se esconde, simplemente, la ratio entre las medias aritmética y geométrica de los valores $(x_1; x_2)$. Por ejemplo, puede comprobarse que obtendríamos el mismo valor calculando como

$$f_2(x_1, x_2) = \frac{(x_1 + x_2)}{2\sqrt{x_1x_2}} \quad (8.4)$$

No obstante, cuando pasamos al caso más complejo en el que aparecen tres materiales en la sección es más práctico generalizar a partir de la primera expresión propuesta. En efecto, cuando tenemos tres materiales en la sección podemos formar dos ratios independientes distintas $(r_1; r_2)$ con los valores de sus propiedades $(x_1; x_2; x_3)$ (valores que, una vez más, suponemos ordenados de mayor a menor). Por ejemplo

$$r_1 = \frac{x_1}{x_2} \quad r_2 = \frac{x_2}{x_3} \quad (8.5)$$

La expresión general para el factor de impacto en caso de tres materiales en la sección será ahora

$$f_3(r_1, r_2) = \sqrt{\left(\frac{1+r_1}{2\sqrt{r_1}}\right) \left(\frac{1+r_2}{2\sqrt{r_2}}\right)} \quad (8.6)$$

Como puede verse esta expresión generaliza la de dos materiales, es como si calculáramos el *FI* para cada ratio independiente de propiedades y luego lo multiplicáramos. Sin embargo, el hecho de que haya más materiales no garantiza que haya mayor contraste entre las propiedades de los mismos. Es por ello que para el caso de 3 materiales se aplica raíz al producto de los términos equivalentes a 2 materiales. De este modo, se pretende focalizar a *FI* en el fenómeno del contraste entre propiedades de materiales y no en la cantidad de materiales en el frente mixto. Las definiciones propuestas para los factores de impacto tienen algunas propiedades convenientes, a saber,

1. Son adimensionales
2. Resultan siempre en valores positivos
3. Son funciones monótonamente crecientes de las ratios de propiedades (r para dos materiales; r_1 y r_2 para tres)
4. En el caso degenerado, cuando todos los materiales presentes en la sección tienen el mismo valor de la propiedad analizada, tenemos

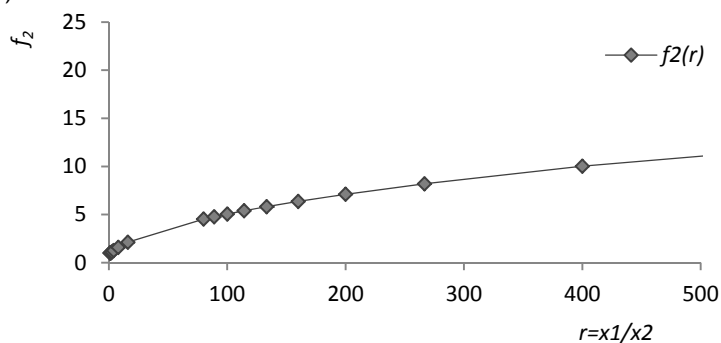
$$\begin{aligned} r = 1 & \quad \rightarrow f_2(r) = 1 \\ r_1 = r_2 = 1 & \rightarrow f_3(r_1, r_2) = 1 \end{aligned} \quad (8.7)$$

5. En el caso de tres materiales con propiedades que mantienen proporciones iguales, es decir $r_1 = r_2$. Si llamamos a esta única proporción r tenemos una versión del factor de

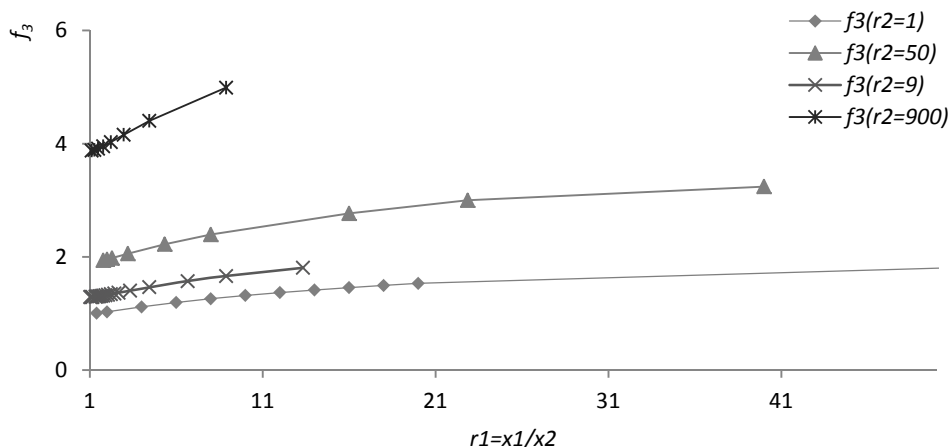
impacto para secciones con tres materiales, f_3 que sólo depende de ese valor y que cumple

$$f_3(r_1, r_2) = f_3(r) = f_2(r) \tag{8.8}$$

Es decir,



a)



b)

Figura 8.10: $f(r)$ vs ratios de las propiedades de materiales a) para 2 materiales, b) para 3 materiales.

Es interesante considerar la variación de f_3 el caso en el que los valores de x_1 y x_3 son fijos, y x_2 va variando entre ambos extremos. En este caso el aumento o crecimiento de r_1 viene acompañado de una disminución de r_2 de manera simultánea. El factor de impacto presente aun mínimo cuando la propiedad intermedia (x_2) es equidistante de las extremas.

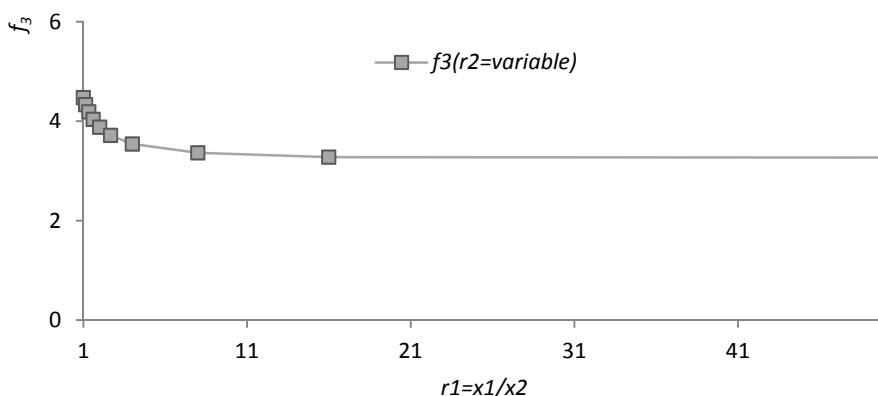


Figura 8.11: $f(r)$ vs ratios de las propiedades de 3 materiales para r_2 variable.

La formulación expuesta puede aplicarse a cualquier propiedad que esté definida en los materiales distintos de la sección. Aquí se propone la evaluación de factores de Impacto FI a partir de las propiedades que, en este caso, se consideran relevantes. En particular

- a) A partir de la *RCS* de cada material presente en la sección, calcularemos en cada tramo el $FI_{RCS}[TG_i]$
- b) A partir del valor de abrasividad LCPC de cada material presente en la sección, *Abr* calcularemos en cada tramo el $FI_{Abr}[TG_i]$

La primera variable se escoge por ser la propiedad mecánica de medida más frecuente y porque, como se puso de manifiesto en el capítulo 3, tiene relación directa con otras relevantes en los estudios de indentación y corte de herramientas (p.e. la resistencia a tracción). La segunda por ser una propiedad específica que se relaciona directamente con el desgaste de las herramientas. En principio, en un TG_i determinado los dos factores de impacto no coincidirán, pues los ratios de una propiedad (por ejemplo la abrasividad) no necesariamente serán los mismos que los de la otra propiedad (por ejemplo la *RCS*) para dos materiales cualesquiera.

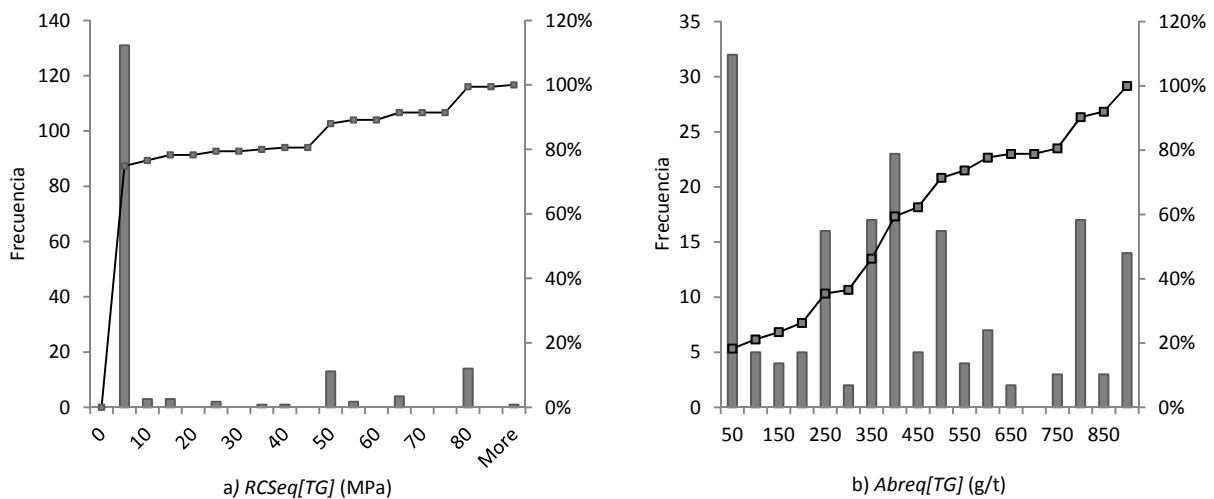
8.3.5 Propiedades geotécnicas de los tramos TG: visión de conjunto

La siguiente tabla muestra los estadísticos de las propiedades geotécnicas asignadas a TG: $RCSeq[TG]$, $Abreq[TG]$, $FI_{Abr}[TG]$ y $FI_{RCS}[TG]$.

Tabla 8.5: Estadísticos de propiedades geotécnicas en TG

estadísticos	$RCSeq[TG]$ (MPa)	$Abreq[TG]$ (g/t)	$FI_{Abr}[TG]$ (-)	$FI_{RCS}[TG]$ (-)
Media	14,01	387,6	1,15	1,12
CV	1,9	0,72	0,28	0,29
Máximo	95	884	2,55	4,03
Mínimo	0,016	10	1	1

En la figura 8.12 se presentan los histogramas de $RCSeq[TG]$, Abrasividad $Abreq[TG]$, factor de impacto basado en abrasividad $FI_{Abr}[TG]$ y factor de impacto basado en RCS $FI_{RCS}[TG]$.



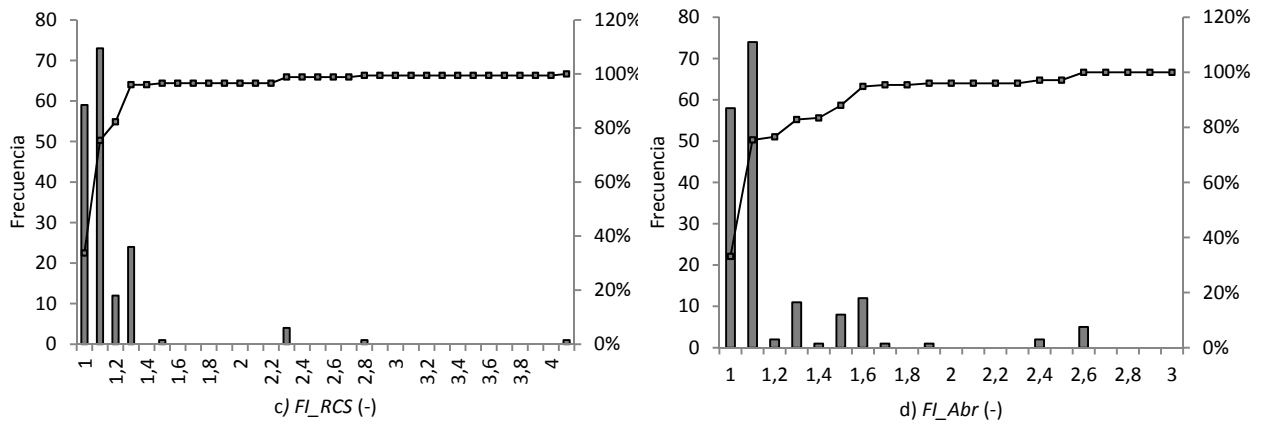


Figura 8.12: Histogramas agregados de a) $RCSeq[TG]$, b) $Abreq[TG]$, c) $FI_RCS[TG]$ y d) $FI_Abr[TG]$

Dada la distribución irregular de los valores de $RCSeq[TG]$ se alcanza casi el 75% de la frecuencia acumulada antes de llegar a 3MPa. Para clarificar esa zona se presenta en el siguiente histograma una ampliación de los primeros intervalos de clase hasta que el valor acumulado del 75%.

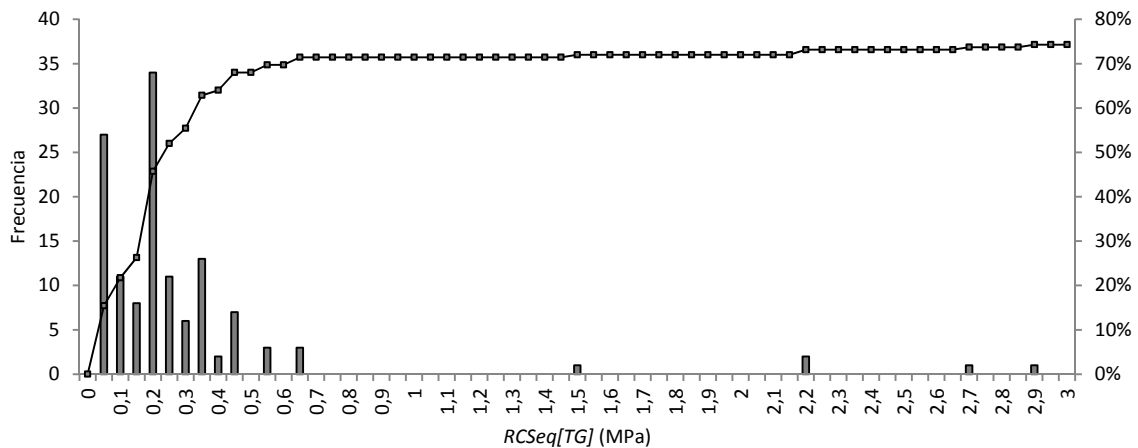


Figura 8.13: Histograma $RCSeq[TG]$ hasta 3MPa.

A la vista de las tablas 8.3-8.5 y los histogramas se observa lo siguiente:

- Los materiales excavados son en su gran mayoría materiales tipo suelo o roca descompuesta con valores que no superan los 3MPa de $RCSeq[TG]$. También se aprecian, pero en menor medida, valores de $RCSeq[TG]$ correspondientes a rocas blandas con un tope máximo de 80MPa.
- Los valores de abrasividad $Abreq[TG]$ tienen una distribución mucho más uniforme dentro de su rango que los valores de $RCSeq[TG]$; lo que se aprecia tanto en su histograma como también en el valor de CV de la tabla 8.5 respecto del mismo valor en la $RCSeq[TG]$. La abrasividad equivalente promedio de todos los TG es moderada según la escala cualitativa que propuso la Universidad Tecnológica de Múnich, (véase tabla 5.7 del capítulo 5).
- En los histogramas de los factores de impacto (ver tabla 8.3) hay un predominio de los valores cercanos a la unidad. Esto es natural, pues por la definición dada a todos los tramos con sección homogénea se les asigna un valor unidad. Como se ilustrará en la figura 8.14 el 37% de los tramos están en esa situación. Solo el resto de los tramos (63%) contribuye con valores superiores a 1

- Dado el mayor contraste entre valores de RCS en la base de datos no es sorprendente que en algunos caso el contraste entre los valores de esta propiedad en la sección sea elevado, llegando así a valores de FI_RCS hasta 4. Los contrastes más moderados de abrasividad limitan el máximo de FI_Abr a 2,6. A pesar de ello la mayor parte de los valores en ambas series están por debajo de 1,5.

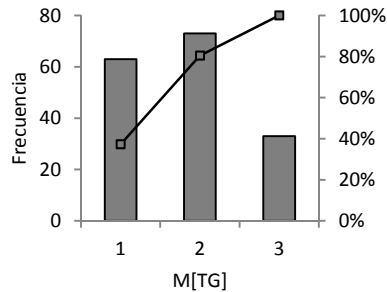


Figura 8.14: Histograma de $M[TG]$

- En la tabla 8.5 se acusan valores medios muy cercanos de 1,12 y 1,15 para $FI_RCS[TG_i]$ y $FI_Abr[TG_i]$ respectivamente lo que indica que en promedio ambas propiedades se verán afectadas de forma similar por la heterogeneidad en sección transversal.

En la siguiente gráfica se presenta la relación entre $FI_RCS[TG_i]$ y $FI_Abr[TG_i]$ para todos los TG . Los datos se han agrupado en series de acuerdo a la cantidad de materiales que componen los frentes mixtos de cada TG .

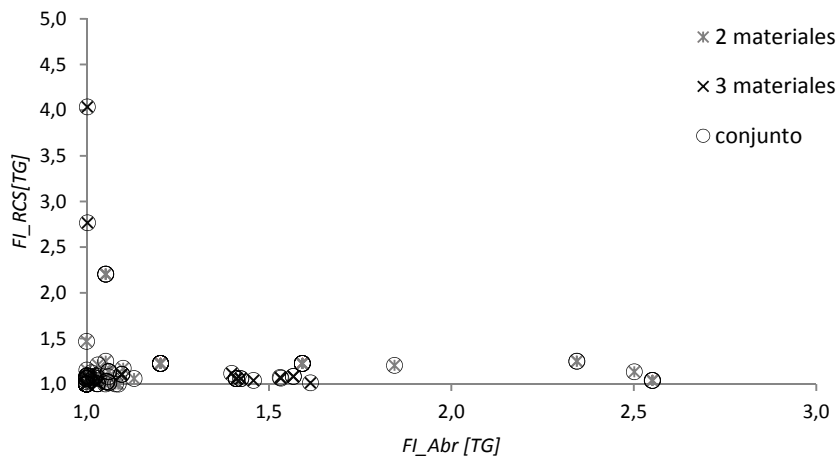


Figura 8.15: FI_RCS vs FI_Abr en $[TG]$.

Tal como se anticipara al analizar FI en general, los ratios entre abrasividades y entre resistencias no son coincidentes para dos materiales j de un TG_i cualquiera en los casos reales. Es decir, dos materiales pueden presentar diferencias entre la relación de sus abrasividades frente a la de sus resistencias a la compresión simple dando origen a una gama de posibilidades.

A continuación se presenta la tabla 8.6 con los estadísticos agrupados por UPs de las propiedades geotécnicas asignadas a los TG .

Tabla 8.6: Estadísticos de propiedades geotécnicas de los TG correspondientes a cada UP

UP	N[TG]	RCSeq[TG] (MPa)	CV (RCSeq[TG])	Abreq[TG] (g/t)	CV (Abreq[TG])	FI_Abr[TG] (-)	CV (FI_Abr[TG])	FI_RCS[TG] (-)	CV (FI_RCS[TG])
1	35	61,4	0,31	734,5	0,26	1,0130	0,03	1,0099	0,03
2	23	7,4	3,01	545,9	0,45	1,3020	0,37	1,2939	0,54
3	14	0,24	0,31	356,9	0,38	1,1707	0,20	1,0646	0,05
4	12	0,34	0,57	306,7	0,68	1,2387	0,36	1,0613	0,07
5	21	3,1	2,33	422,6	0,37	1,3156	0,42	1,2753	0,36
6	4	12,7	0,73	164,9	0,72	1,0000	0,00	1,0000	0,00
7	6	0,03	0,38	28,6	0,50	1,3971	0,15	1,2264	0,00
8	3	0,02	0,44	18,7	0,81	1,1972	0,29	1,0755	0,12
9	25	0,03	0,47	23,0	0,79	1,2078	0,17	1,1447	0,09
EI	20	0,3	0,39	298,7	0,30	1,0127	0,02	1,0322	0,04
EII	20	0,3	0,39	298,7	0,30	1,0127	0,02	1,0322	0,04

Los siguientes diagramas de barra muestran el valor promedio de RCSeq[TG], Abreq[TG], FI_Abr[TG] y FI_RCS[TG] para cada UP.

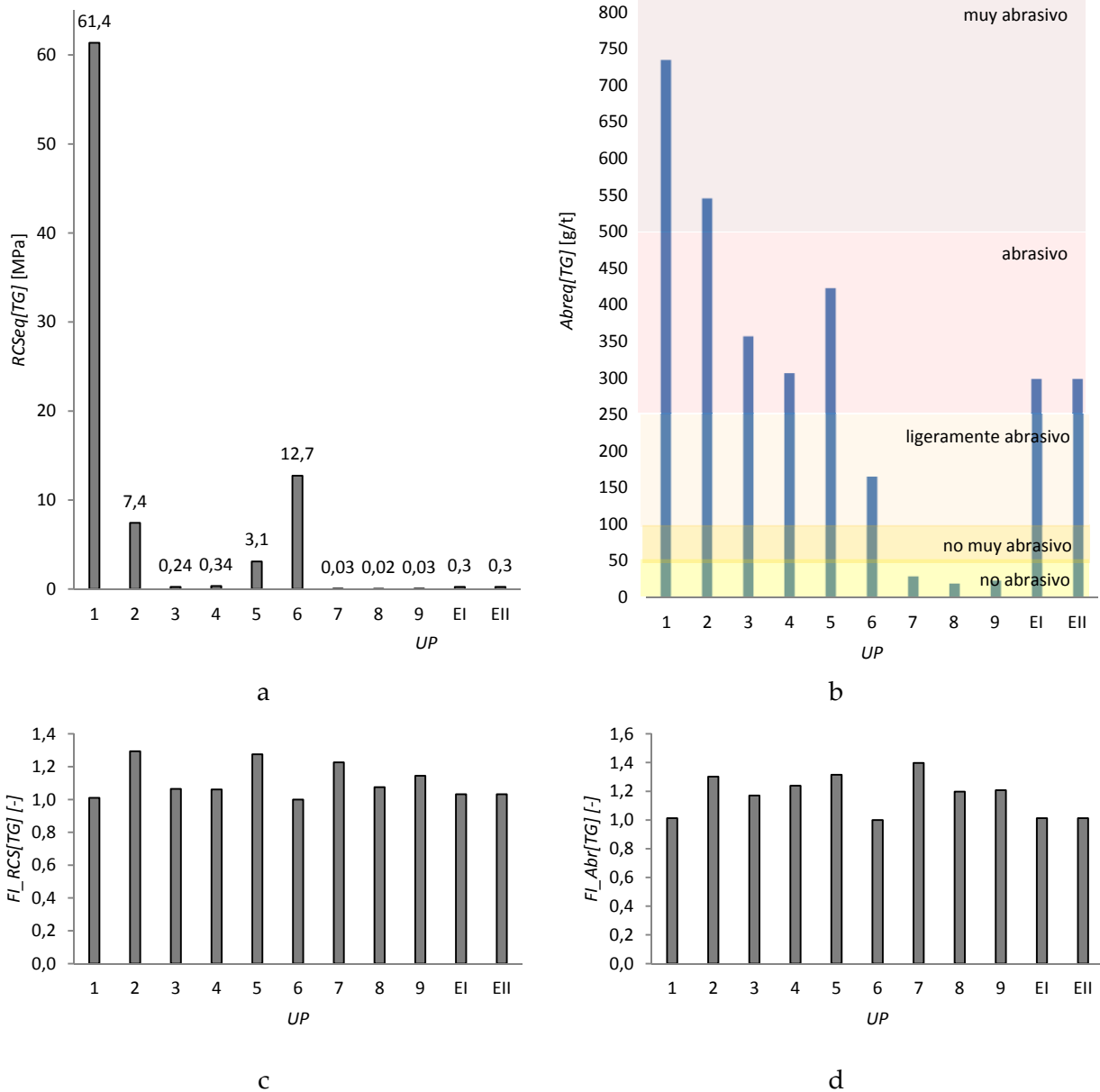


Figura 8.16: Diagramas de barra en UPs de a) RCSeq[TG], b) Abreq[TG] con indicación de escala cualitativa, c) FI_RCS[TG] y d) FI_Abr[TG].

De estos resultados se desprende que:

- Los tramos de *UP1* tienen los *RCSeq[TG]* medios más elevados, casi un orden de magnitud por encima del resto. También los valores de *Abreq[TG]* son en promedio los mayores de todas las *UPs*, si bien su diferencia respecto a otras unidades es menor. El Factor de impacto medio en *TG* es casi coincidente para ambas propiedades (abrasividad y *RCS*)
- Los *FI* más altos de *RCS* que ponen de manifiesto un mayor contraste de esta propiedad en las secciones transversales se encuentran en *UP2*, donde también se manifiesta una mayor heterogeneidad longitudinal tanto en el *CV* de *RCSeq[TG]* como es el del propio *FI_RCS*.
- En *UP7* parecen hallarse los frentes con mayor contraste en la abrasividad de sus materiales, como pone de manifiesto el valor de *FI_Abr*. Si bien en esta *UP* no hay frentes con 3 materiales diferentes, sin embargo, el contraste entre dos materiales es importante. *UP5* muestra la mayor variabilidad del contraste de abrasividad, medida por el *CV* de *FI_Abr*. Mientras que *UP2* se destaca por su variabilidad longitudinal en *RCS* (ver *CV RCSeq[TG]*) seguido de *UP5*, y transversal en el contraste de *RCS* de sus materiales que conforman los frentes.
- Los valores medios de *RCSeq[TG]* cubren más de tres órdenes de magnitud y revelan una gama de materiales constituida predominantemente por suelos. La mayor presencia de rocas se da en *UP1* aunque también con rocas blandas¹ en *UP5* y 6. Los valores medios se presentan en 4 rangos que van desde 0,02 a 0,03MPa en *UP7* a *UP9*, de 0,24 a 0,34 en *UP3*, *UP4*, *EI* y *EII*; de 3 a 7,5MPa en *UP2*, *UP5* y *UP6*, para alcanzar finalmente de 50 a 80MPa en *UP1*.
- Los valores medios de *Abreq[TG]* se agrupan en dos rangos, uno de valores muy bajos, que corresponde a las abrasividades “nulas” de *UP7* a *UP9*. El resto de los valores medios tiene órdenes de magnitud semejantes, si bien cubren casi por completo la escala de abrasividad (desde “ligeramente abrasivo” hasta “muy abrasivo”).
- En *UP6* todos los tramos son homogéneos en sección, lo que da lugar al *FI* igual a 1 que se observa tanto en la tabla 8.6 como en el histograma de *FI[TG]* para ambas propiedades.

La siguiente gráfica presenta nube de puntos para las propiedades geotécnicas *RCSeq[TG]* y *Abreq[TG]*. El eje de ordenadas se ha representado en escala logarítmica debido al gran rango de valores que presenta *RCSeq[TG]*.

¹ Rocas duras, blandas suelos duros o blandos basados en la *RCS* sigue la clasificación recomendada por Working Party Report (Geological Society of London 1977)

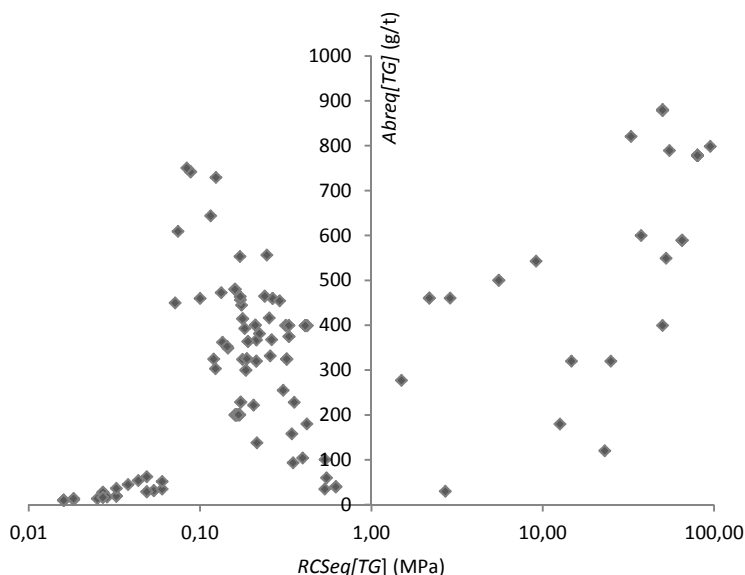


Figura 8.17: Relación $RCSeq[TG]$ vs $Abreq[TG]$.

Se observa que la nube de puntos no da lugar a una interpretación clara de la relación entre ambas variables por lo que en la siguiente gráfica se agrupan los puntos considerando, en términos generales, la clasificación de categoría de materiales (suelos y rocas) que diera de referencia la Geological Society of London en 1977. En la leyenda de la gráfica se indica la escala de valores de RCS que distingue cada conjunto de puntos.

- suelos con resistencias entre 0,02MPa-0,3MPa,
- Suelos Duros Rocas Blandas (HSSR) un grupo intermedio compuesto de materiales que tienen una RCS superior a 0,3MPa e inferior a 5MPa
- rocas con valores de RCS entre 5MPa-100MPa.

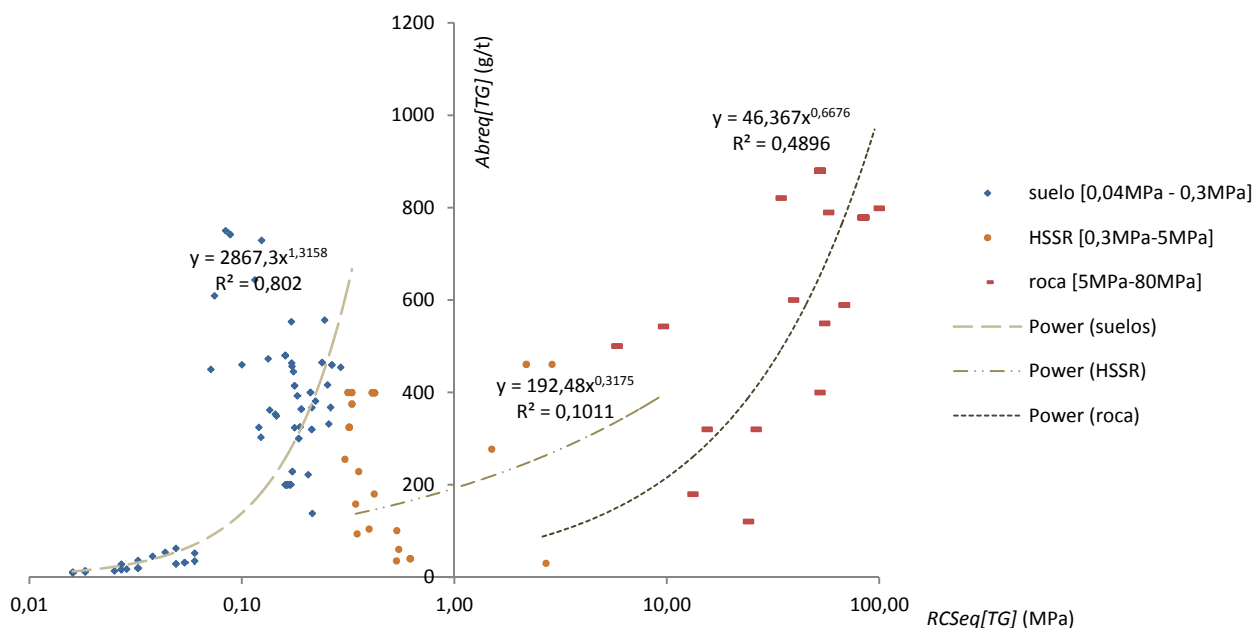


Figura 8.18: Relación $RCSeq[TG]$ vs $Abreq[TG]$ según el rango de resistencia

A partir de la gráfica 8.18 se interpreta que existe relación entre ambas propiedades geotécnicas en *TG* de tipo potencial cuyo coeficiente de correlación es elevado en suelos $R^2=0,8$, regular en rocas $R^2=0,5$ y muy bajo en materiales de categoría intermedia “Suelos Duros Rocas Blandas”. En general puede afirmarse que los *TG* pueden ser poco resistentes y sin embargo muy abrasivos, esta idea se hace muy explícita y evidente por ejemplo en los puntos cuya abscisa se sitúa en rangos entre 0,1MPa y 1MPa de $RCSeq[TG]$ y que se asocian a valores de abrasividad media a alta en la escala de *LCPC* y que incluso llegan a superar los 700g/t.

8.3.6 Perfiles de propiedades geotécnicas en las distintas *UP*

A continuación se presentan los perfiles de $Abreq[TG]$, $RCSeq[TG]$, $FI_RCS[TG]$ y $FI_Abr[TG]$ a lo largo de cada *UP*.

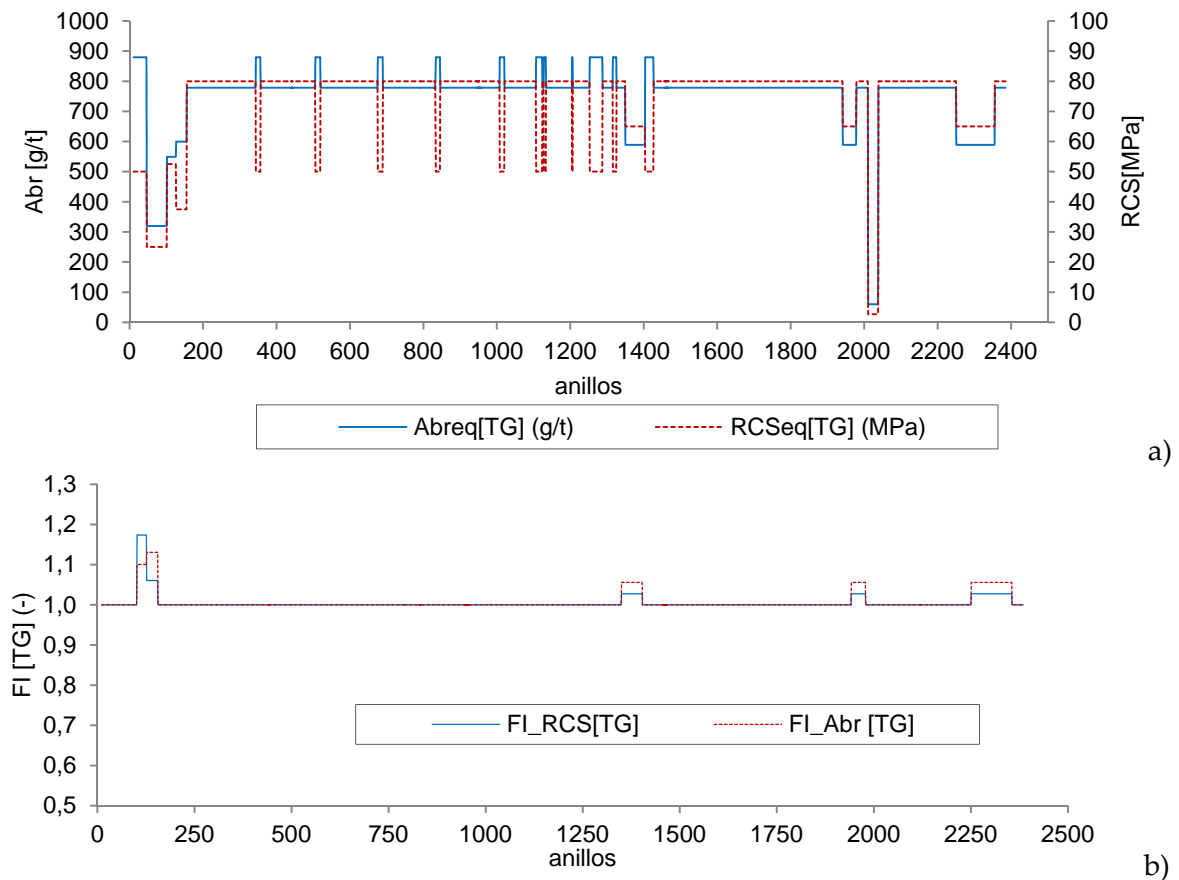


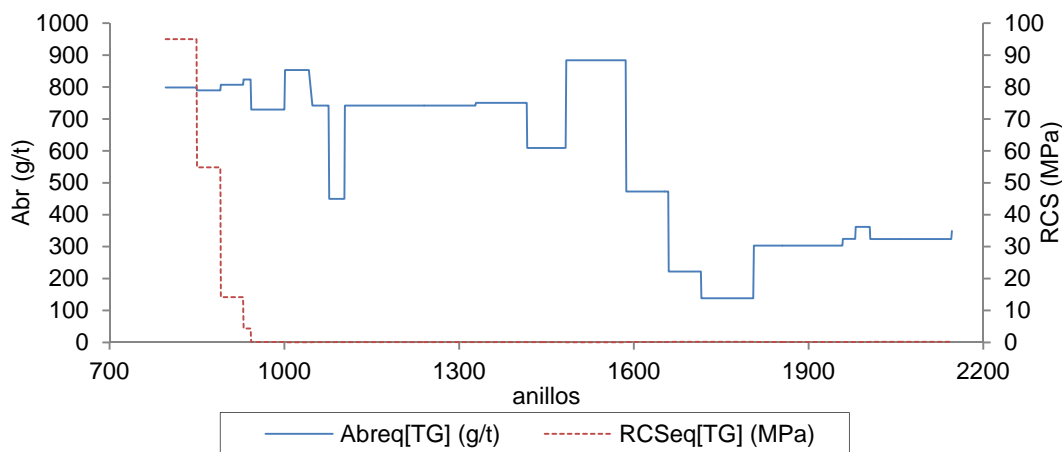
Figura 8.19: Perfiles de a) $Abreq[TG]$ y $RCSeq[TG]$, b) $FI_Abr[TG]$ y $FI_RCS[TG]$ en *UP1*.

UP1: En la figura 8.19a) se destacan tantos episodios de cambio brusco de ambas propiedades como cambios geológicos hay (véase cap. 6). Los valores bajos de abrasividad y *RCS* detectados antes de los 200 primeros anillos corresponden a la excavación en las cornubianitas. Seguidamente se atravesaron granitos y granodioritas con valores de $Abreq$ en *TG* de 800g/t, es decir materiales muy abrasivos según la escala de *LCPC* y relativamente resistentes, con 80MPa de $RCSeq$. Entre los anillos 200 a 1600 se observan saltos breves en ambas curvas, si bien de mayor amplitud en *RCS* que en Abr . Estas fluctuaciones se deben a la presencia de pórfidos que aunque tienen una menor resistencia *RCS*, resultan más abrasivos que las granodioritas. Al contrario ocurre en las varias apariciones de granitos más débiles a partir del anillo 1400, que se manifiestan como caídas simultáneas de ambos valores hasta

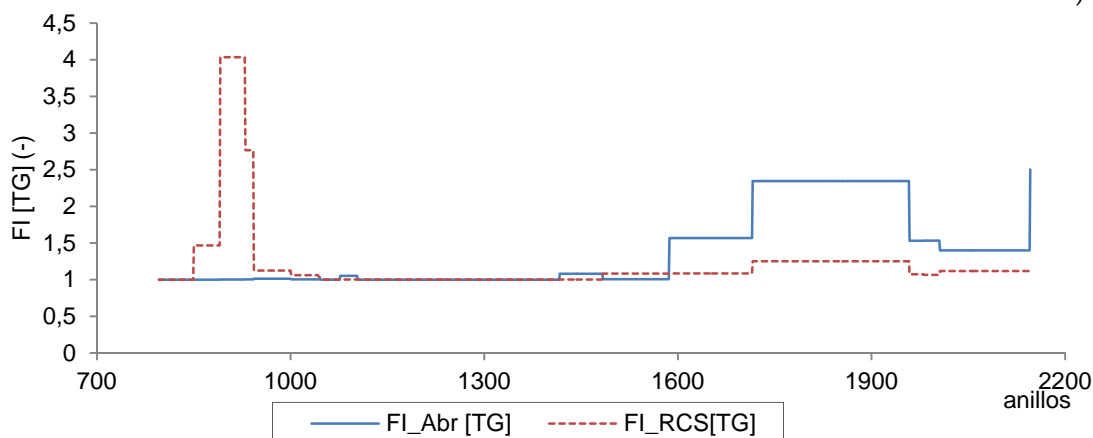
60MPa y 600g/t. Finalmente indicar que la caída abrupta, apenas pasado los 2000 anillos se corresponde con la presencia puntual de brechas de falla y mioceno.

La gráfica b) nos revela los tramos que se excavaron en frentes mixtos son pocos ya que en general los *FI* son de 1 como corresponde a secciones homogéneas. Esto coincide con los tramos en granitos y pórfidos y sólo hubo frentes mixtos cuando aparecieron cornubianitas, brechas de falla y los miocenos, que se combinan entre sí y con granodioritas.

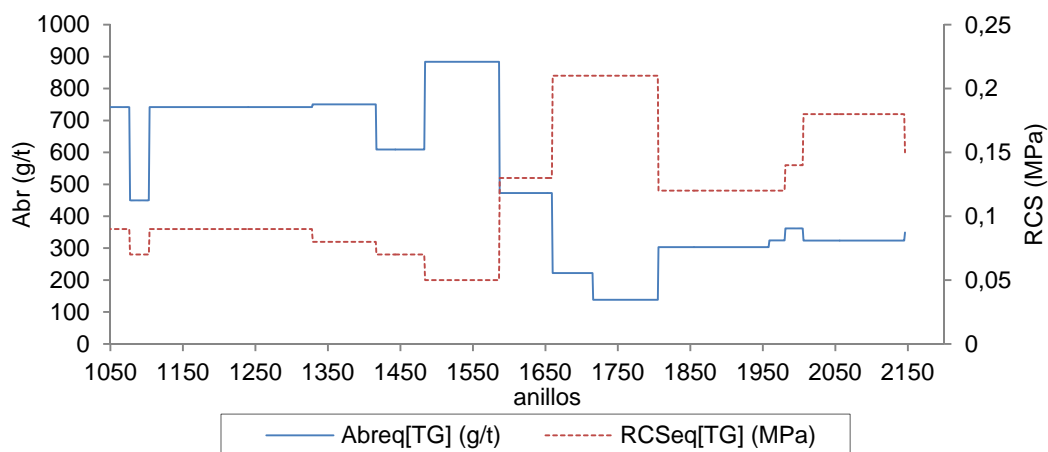
Las siguientes dos gráficas a y b de la figura 8.20 corresponden al perfil completo de *UP2* mientras que la gráfica c es una ampliación de dicho perfil para los últimos 1000 anillos.



a)



b)



c)

Figura 8.20: Perfiles de a) *Abreq*[TG] y *RCSeq*[TG], b) *FI_Abr*[TG] y *FI_RCS*[TG] en *UP2* c) *Abreq*[TG] y *RCSeq*[TG] ampliado respectivamente entre anillos 1050 y 2160.

La UP2 presenta dos zonas claramente delimitadas en la curva de abrasividades, la primera antes de los 1600 anillos y la segunda después. La primera, con valores $Abreq[TG]$ que clasifican el material como muy abrasivo coincide con la excavación en granitos y material cuaternario, mientras que en la segunda zona, claramente menos abrasiva, predominan los materiales pliocenos. El TG anterior al punto de cambio muestra una acentuada subida de la abrasividad acompañado de un descenso de la resistencia $RCSeq[TG]$ y se corresponde con la presencia dominante de una unidad cuaternaria granular con abundantes clastos bajo el cauce del río Besós. A la altura del anillo 1100 se detecta un descenso puntual de la abrasividad en TG causado por suelos más finos ($Qb3$ y Qr) con valores de abrasividad moderada. La curva de resistencia a la compresión simple llega a 90MPa en la zona en granodioritas (anillos 800 a 850 aproximadamente) pasando a 50MPa para TG con granitos y granodioritas, y a 14MPa en granitos $Gr2(III-IV)$ hasta llegar a valores de 0,05 a 0,1MPa para suelos cuaternarios y luego subir ligeramente (0,1 a 0,3MPa) en los pliocenos. Considerando en conjunto hay una gran variación longitudinal, que se advierte ya en la tabla 8.6 en el valor de $CV(RCSeq[TG])$.

En las curvas de FI se revela como episodios relevantes un fuerte contraste de RCS a la altura del anillo 930 que coincide con secciones mixtas de granodioritas y material cuaternario $Qb3$ y $Qb2$. Estos materiales tienen abrasividad muy semejante a pesar de la gran diferencia en el valor de compresión simple con lo cual el FI_{Abr} es notablemente menor que FI_{RCS} , tal como se observa en la gráfica. Al contrario, el FI_{Abr} es el mayor a partir del anillo 1600, ya que el contraste de abrasividades entre materiales cuaternarios y pliocenos es mayor que los de resistencias a la compresión simple. En general las secciones homogéneas han sido escasas en esta UP.

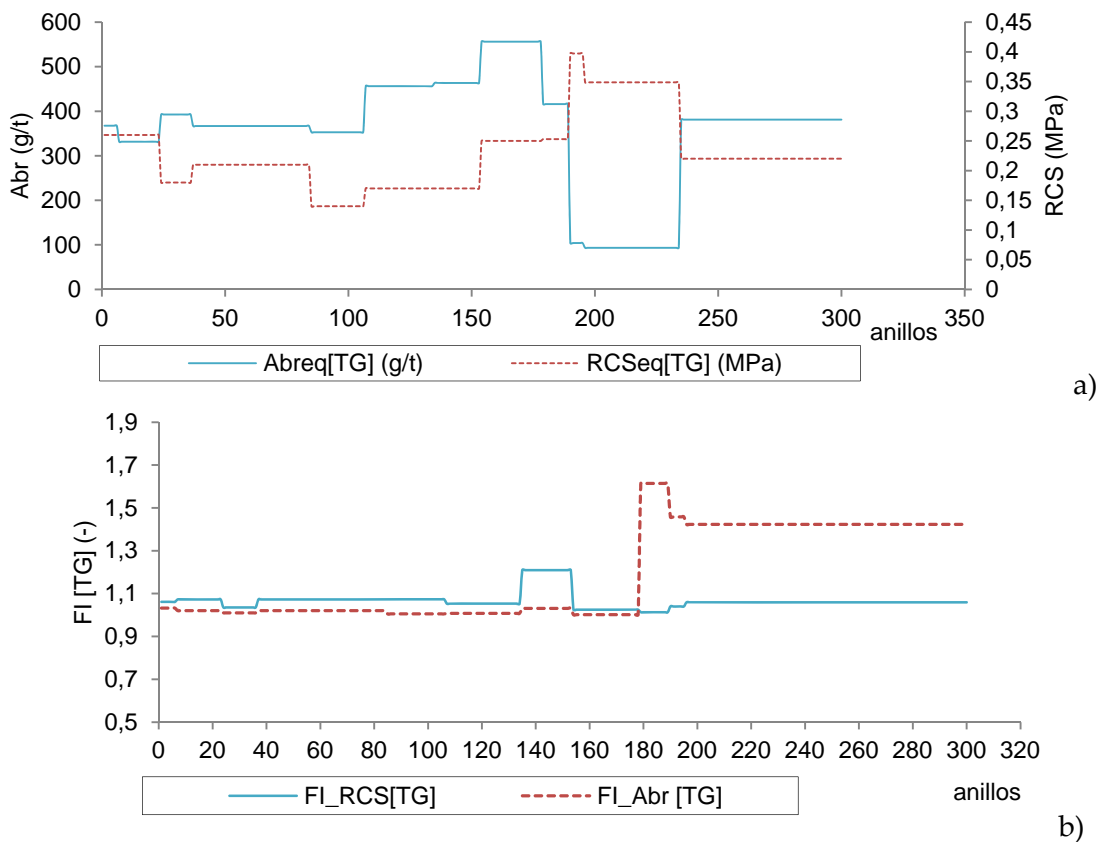


Figura 8.21: Perfiles de a) $Abreq[TG]$ y $RCSeq[TG]$, b) $FI_{Abr}[TG]$ y $FI_{RCS}[TG]$ en UP3.

UP3: Se aprecia en la figura 8.21 un número importante de TG es decir de materiales distintos atravesados durante la excavación, si bien las fluctuaciones de los valores para ambas

variables son menores que en el resto de *UPs* tal y como se advierte en los *CV* recogidos en la tabla 8.6. Los valores de $RCSeq[TG]$ son bajos (0,14 a 0,4MPa) siendo de mayor valor en tramos que contienen *Gr2* y los más bajos aquellos con materiales cuaternarios. No hay presencia de rocas. Los suelos presentan una abrasividad moderada, salvo un tramo de baja abrasividad entre los anillos 200 y 240 constituido por material plioceno. Los valores de *FI* indican inicialmente tramos con frentes bastante homogéneos, con solo un material o con más de un material pero cuyas propiedades eran semejantes. Después, cercano al anillo 180, la presencia de los pliocenos se manifiesta en mayores contrastes, sobre todo de abrasividad que se advierte mas en $[FI_{Abr}]$.

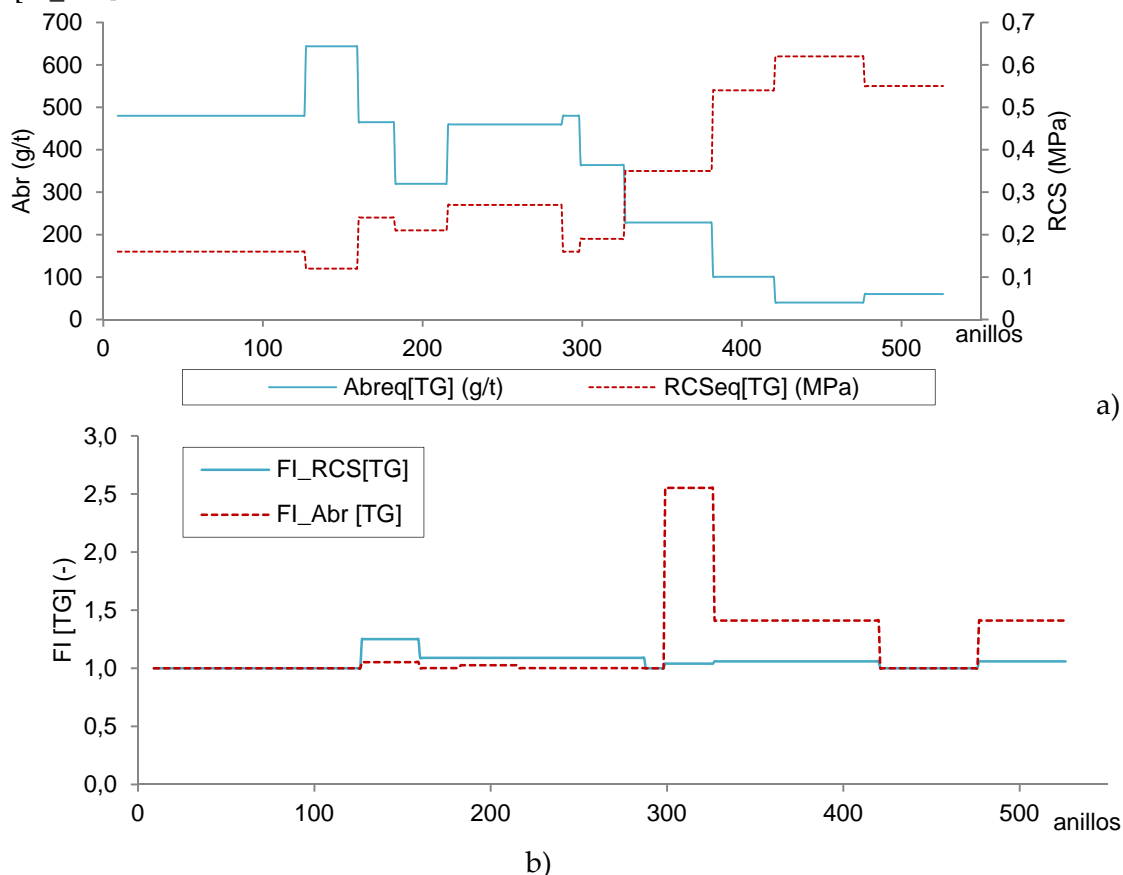


Figura 8.22: Perfiles de a) $Abreq[TG]$ y $RCSeq[TG]$, b) $FI_{Abr}[TG]$ y $FI_{RCS}[TG]$ en *UP4*.

UP4: En esta *UP* se observan valores de abrasividad muy variables. Los valores mayores (>500g/t) en el segundo *TG* corresponden a los suelos *Qb2g* y *PQ* con presencia abundante de clastos de diverso tamaño e incluso bolos. El resto de *TG* compuestos por *Qa* y *PQ* presenta abrasividad moderada hasta llegar al final donde se encuentra el último *TG* compuesto únicamente de pliocenos, con valores de abrasividad nula. En lo que respecta a la *RCS* de los *TG* su rango es ligeramente superior al caso anterior (0,12 a 0,62MPa) aunque se trata de suelos en todos los casos. De nuevo se aprecia la particularidad de los pliocenos en el último *TG*, que presentan, simultáneamente, los mayores valores de $RCSeq[TG]$ y los menores valores de $Abreq[TG]$ de la traza.

Según la gráfica de *FI* el perfil presenta frentes homogéneos hasta poco antes de alcanzar los 120 anillos ($FI_{Abr}=FI_{RCS}=1$) y entre los anillos 420 y 470, luego entre anillos 120 y 300 se excava en secciones compuestas por dos materiales con poco contraste de propiedades ($FI < 1,5$) (*PQ* compartiendo sección con *Qb2* y luego con *Qa*). Tras el anillo 300 las discrepancias entre FI_{Abr} y FI_{RCS} se hacen evidentes yendo en aumento para FI_{Abr} el que tiene su pico máximo en 2,55 puntos en coincidencia con secciones mixtas de dos materiales compuestas con *PQ* y

Pl1/2 debido al contraste de sus abrasividades (480g/t versus 20g/t para *PQ* y *Pl* respectivamente).

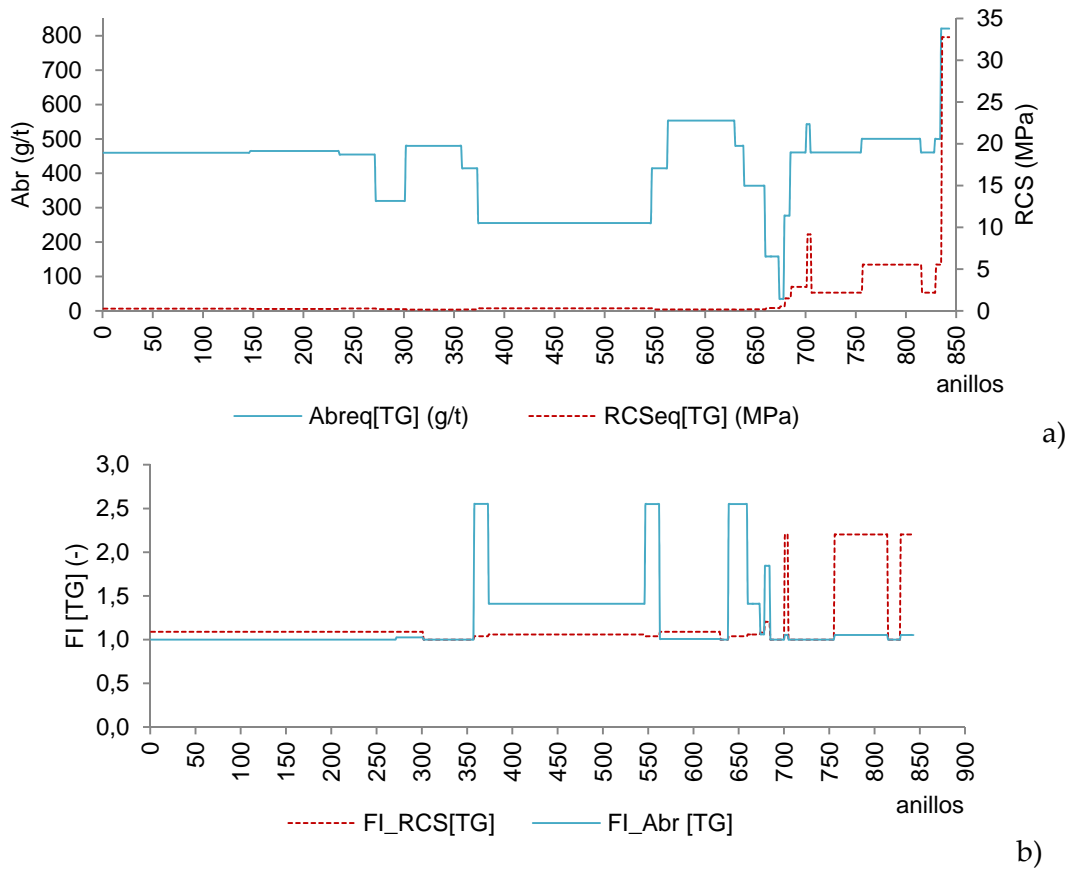


Figura 8.23: Perfiles de a) *Abreq*[TG] y *RCSeq*[TG], b) *FI_Abr*[TG] y *FI_RCS*[TG] en UP5.

UP5: los primeros *TG* están constituidos de material cuaternario tipo *PQ* y *Qa* de abrasividad relativamente elevada y baja resistencia a la compresión. Pasados los 250 anillos se observa la presencia de los pliocenos rebajando la abrasividad hasta 200 / 300g/t. Entre los anillos 550 y 660, aproximadamente, las oscilaciones de abrasividad se deben a la mayor o menor presencia de plioceno o *PQ* en la sección. En los tramos finales tanto abrasividad como resistencia van aumentando con la presencia cada vez mayor de los granitos y las granodioritas hasta llegar al final un tramo de granodioritas en toda la sección de excavación.

En la curva de *FI* se observa claramente un primer tramo de poco contraste entre las propiedades de los materiales, se trata de *PQ* y *Qa*, este escenario geotécnico se extiende hasta el anillo 250 aproximadamente. Luego se destaca la diferencia entre *FI_Abr* más alto que *FI_RCS* en el tramo comprendido entre anillo 370 y anillo 540 aproximadamente que se corresponde con la presencia de materiales pliocenos, en el tramo final se suceden una serie de alternancia entre *TG* homogéneos y *TG* con dos o tres materiales en los que el aumento de *FI_RCS* tiene lugar en secciones mixtas que contienen granitos o granodioritas mientras que el aumento de *FI_Abr* coincide con la presencia de pliocenos.

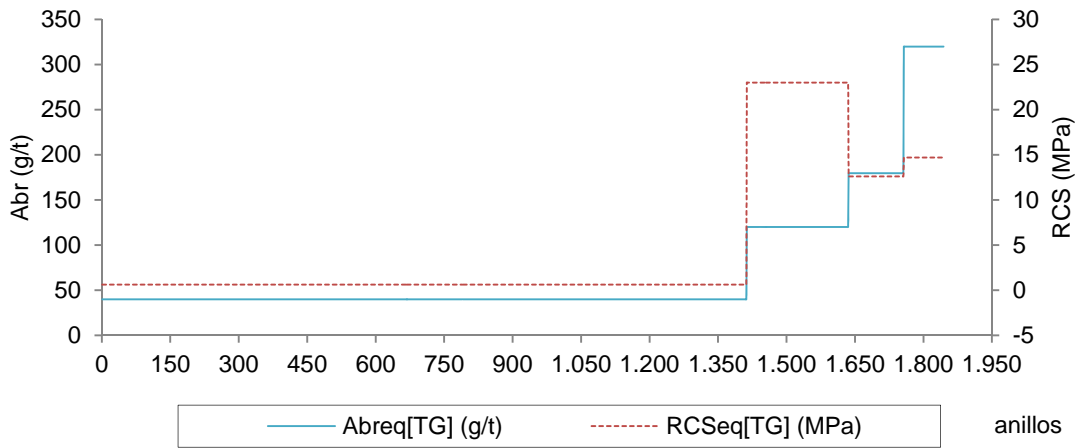


Figura 8.24: Perfiles de $Abreq[TG]$ y $RCSeq[TG]$ en UP6.

UP6: La geología se mantiene relativamente uniforme constituida por pliocenos hasta el anillo 1400 aproximadamente, en el que la abrasividad aumenta al perforar las pizarras del silúrico, calizas del devónico y cornubianitas, aumentando luego otra vez al pasar al mioceno, y subiendo finalmente en el último TG, constituido por granitos, que llevan la RCS a valores de casi 16MPa y a abrasividades moderadas. En esta UP no hay heterogeneidad transversal y cada sección de túnel está ocupada al 100% con una única unidad geotécnica. Dado que todo el perfil contiene secciones homogéneas FI siempre es unidad.

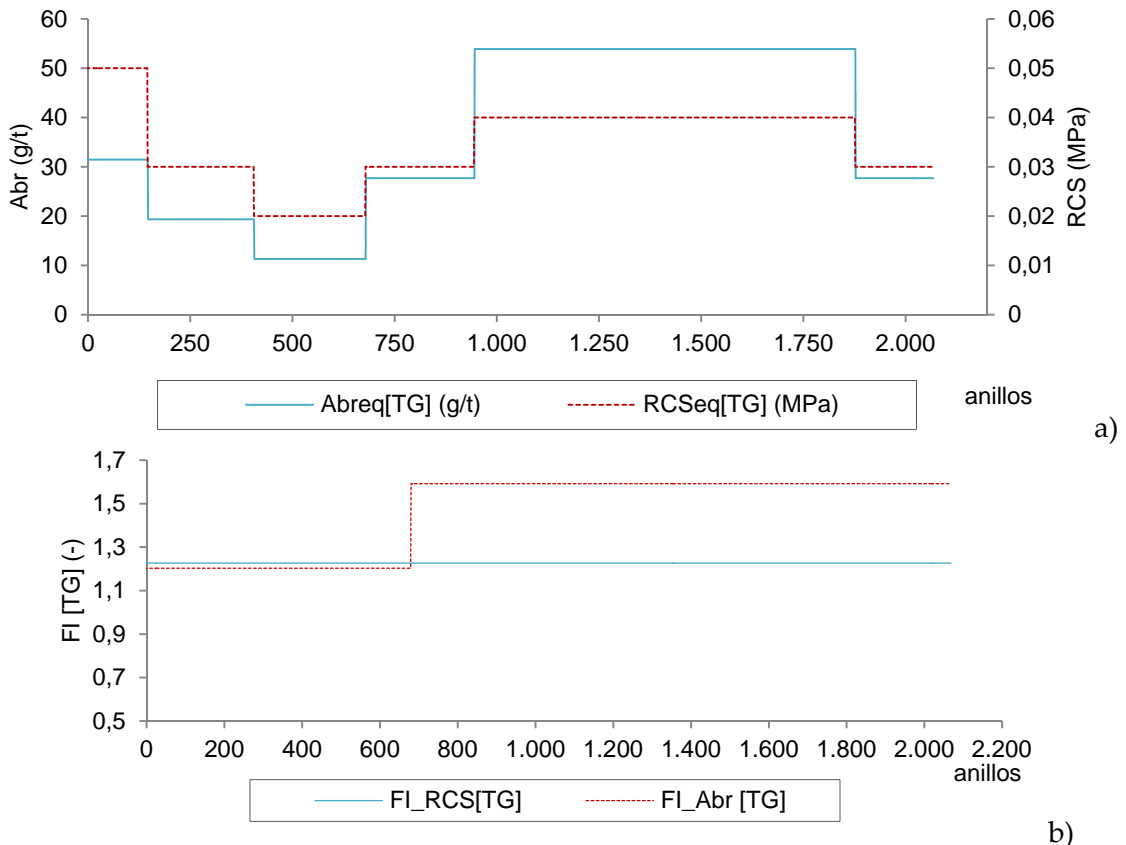


Figura 8.25: Perfiles de a) $Abreq[TG]$ y $RCSeq[TG]$, b) $FI_Abr[TG]$ y $FI_RCS[TG]$ en UP7.

UP7: En esta UP tanto $Abreq$ como $RCSeq$ en TG presentan valores muy bajos que no superan los 50g/t para la primera ni los 0,06MPa la segunda. Se trata de materiales muy débiles como son los Ql2, Ql3, Ql3s y Ql2g. por otra parte estos materiales dan origen a secciones mixtas relativamente poco contrastadas entre si tal como se observa en la gráfica de FI y se verifica con

los valores de CV de la tabla 8.6. El perfil se compone en toda su longitud de secciones heterogéneas de 2 materiales, y el contraste entre sus propiedades es mayor para la abrasividad cuando interviene *Ql3s* con su valor de *Abr* ligeramente mayor (80g/t).

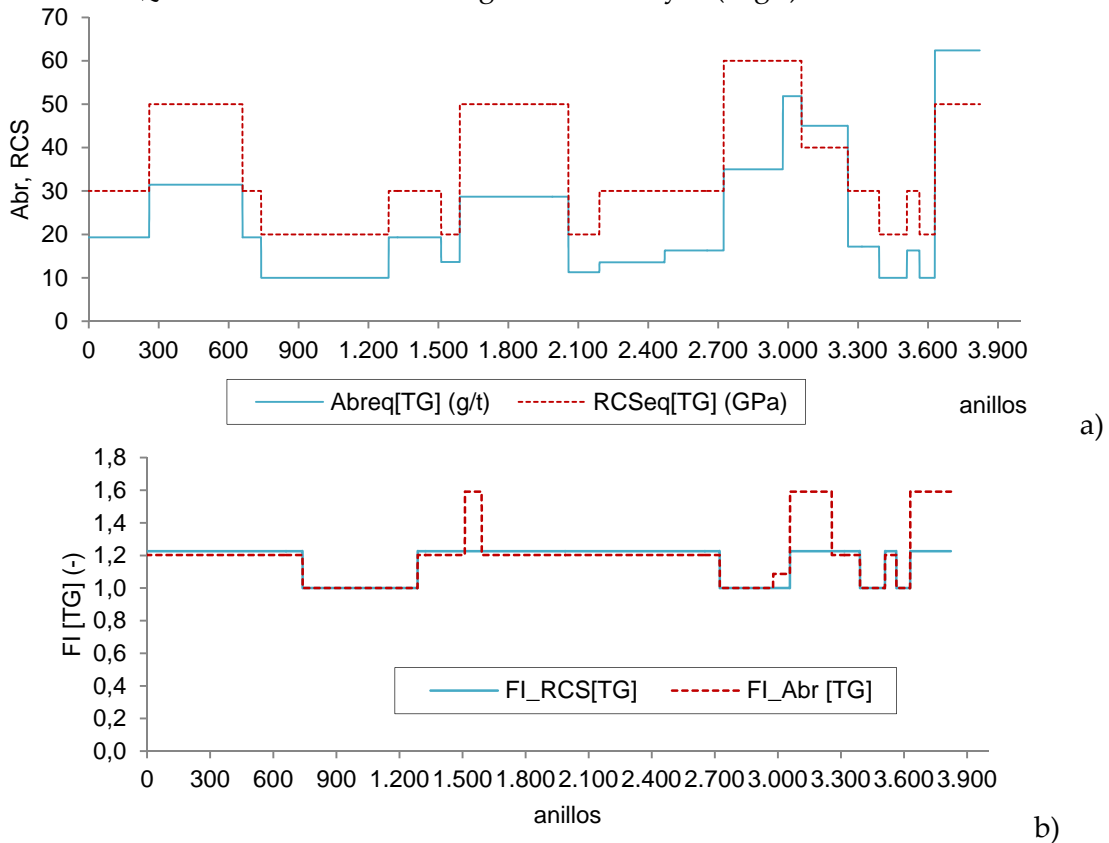
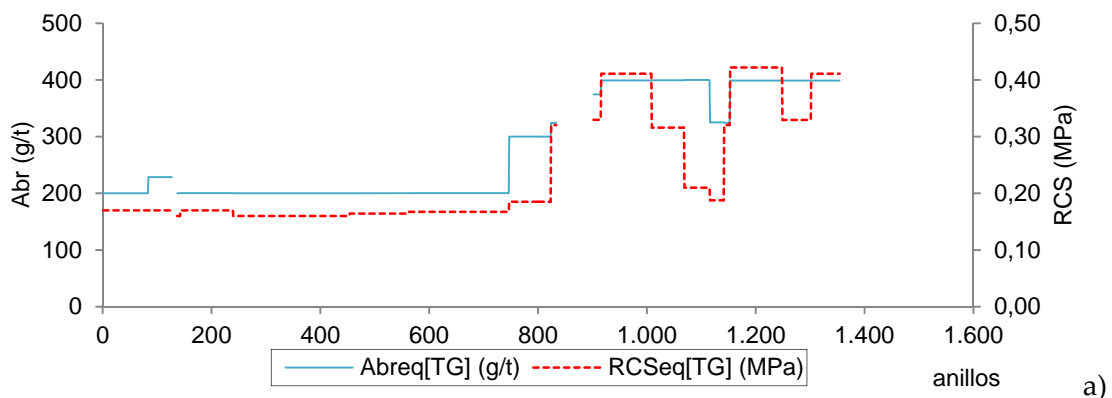


Figura 8.26: Perfiles de a) *Abreq*[TG] y *RCSeq*[TG], b) *FI_Abr*[TG] y *FI_RCS*[TG] en UP9.

UP9: al igual que en UP7 los valores de RCS en TG son muy bajos y de similar orden de magnitud ya que los materiales atravesados nuevamente han sido *Ql2*, *Ql3s*, *Ql2g*, *Ql3*. en cuanto a las abrasividades en TG, los valores son más dispersos que en UP7 aunque en general corresponden a una abrasividad nula y sólo en el último TG se consiguió superar los 50g/t para alcanzar categoría de “no muy abrasivos”. Los dos TG con esta abrasividad se corresponden con aquellos en que *Ql3s* ocupó en mayor proporción la sección de excavación. Se caracteriza una coincidencia generalizada entre valores de *FI_RCS* y *FI_Abr* que concuerda con un cierto paralelismo observado en las gráficas a) de *Abreq*[TG] y *RCSeq*[TG]. Hay secciones homogéneas y heterogéneas o mixtas compuestas por 2 y 3 materiales y a esto se suma que *Ql3s* tiene una abrasividad de 80g/t que es superior a la media de abrasividades de estos materiales que ronda los 25g/t, lo que genera un contraste evidente que en ocasiones alcanza los 2,6 puntos.



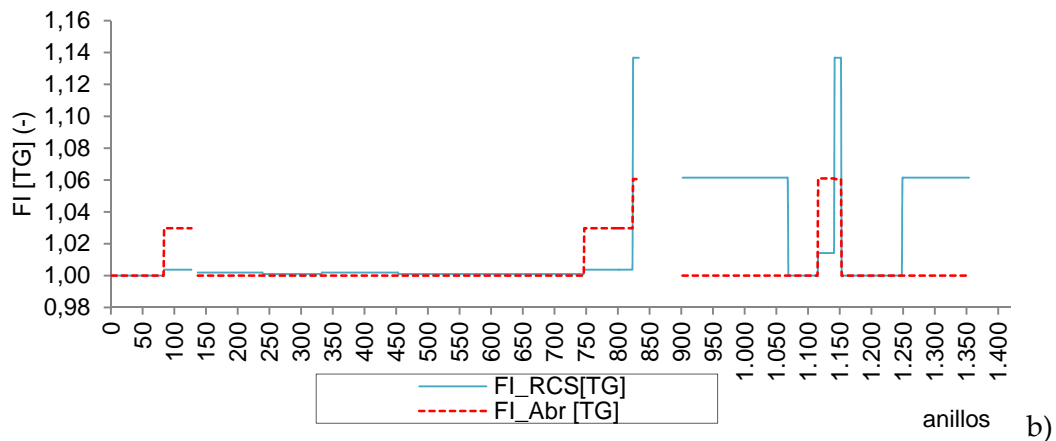


Figura 8.27: Perfiles de a) $Abreq[TG]$ y $RCSeq[TG]$, b) $FI_Abr[TG]$ y $FI_RCS[TG]$ en EI y II .

Tanto EI como EII comparten el mismo perfil geotécnico de proyecto e incluso sus progresivas respectivas van a la par con diferencias de centímetros por lo que un mismo gráfico es representativo para las dos UPs . Desde el inicio de la excavación hasta poco antes del anillo 800 se excava en materiales cuaternarios, luego en una mezcla de materiales cuaternarios con mioceno hasta la instalación del anillo 900 aproximadamente a partir del cual se sigue la excavación en materiales terciarios miocenos puramente. Los cuaternarios son suelos no muy abrasivos que rondan los 200g/t mientras que los miocenos presentan abrasividades medias rondando los 400g/t. en general con muy baja dispersión. En cuanto a las resistencias se observan valores de $RCSeq[TG]$ ligeramente superiores en los miocenos respecto de los materiales cuaternarios. Las secciones homogéneas se reducen a episodios puntuales al comienzo de la excavación, en las cercanías del anillo 1090 y del 1160. Luego predominan secciones heterogéneas donde no se registran contrastes fuertes entre las propiedades geotécnicas de los materiales entre sí (materiales cuaternarios Qa y Qg) al tiempo que si ocurren episodios de mayor contraste entre los materiales terciarios miocenos (Ma y Mg), sobre todo en RCS .

En general, se observa que en suelos y sobre todo en condiciones mixtas $Abreq$ en TG no debería subestimarse confiando, por así decirlo, en que se trata de materiales poco resistentes. Tal como se ha visto en la sección 8.3.4, los valores de abrasividad se sitúan en rangos equiparables a los de las rocas. En particular los suelos más granulares como $Qb2g$ o PQ donde RCS es muy baja (0,05MPa;) presentan valores de Abr mayores a 500g/t. En otros casos se hallaron pliocenos $Pl1/Pl2$ con RCS promedio de 0,5MPa mientras que sus abrasividades son nulas con valores menores de 50g/t. Obviamente la RCS no es un ensayo adecuado para suelos poco cohesivos y esto explica la desconexión observada.

8.4 Tramificación de mantenimiento de las UP ($TRDC$)

A partir de los datos recopilados de mantenimiento de las ruedas de corte en cada UP se puede realizar otra segmentación de sus recorridos. Denominamos a estos segmentos tramos de rueda de corte o, en acrónimo, $TRDC$. Cada $TRDC$ comprende el tramo de túnel recorrido desde una parada de mantenimiento de la rueda de corte hasta la siguiente parada. En este análisis se excluyen las paradas debidas a otras causas y se consideran únicamente aquellas en las que se cambiaron herramientas en la rueda de corte.

El número de paradas $N[TRDC]$ para cambio de herramientas que se realizaron en las distintas máquinas tuneladoras se presenta en la siguiente tabla tanto en conjunto, como desglosando por categoría de herramienta cambiada. Nótese que lo normal es cambiar varios tipos de herramienta en cada parada y así el número total de paradas es inferior a la suma de los parciales para cada tipo de herramienta.

Tabla 8.7: $N[TRDC]$ desagregados y por categoría de herramientas.

	UP1	UP2	UP3	UP4	UP5	UP6	UP7	UP8	UP9	EI	EII	Total UP
discos	122	7	3	8	11	14	5	3	3	-	-	176
picas	-	12	3	14	11	10	5	4	6	-	-	65
rastreles	-	8	3	10	2	-	4	3	5	-	-	35
picas cónicas	-	-	-	-	-	-	-	-	-	6	7	13
picas radiales	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3	2	5
Total	122	13	3	15	14	18	5	5	6	7	7	215

8.4.1 Características de la tramificación

En el Anexo II de este capítulo se tabulan los datos característicos de cada $TRDC$ en cada UP , obtenidos a partir del examen y ordenación sistemática de las bases de datos de partida. Un ejemplo del aspecto de las tablas resultantes se ilustra en la Figura 8.28.

Para cada UP las tablas incluyen en primer lugar una columna con datos generales de la rueda de corte (número de herramientas en cada categoría de herramientas, pudiéndose tratar de picas, discos o rastreles; si los datos lo permiten se ha discriminado más, indicando por ejemplo el tipo de disco). En el resto de la tabla cada columna corresponde a una operación de mantenimiento de la rueda de corte y, por tanto, a un $TRDC$. Los datos que se reseñan para cada una son

- El número de orden (dentro de la UP) de la operación de cambio descrita.
- El PK en el que tuvo lugar la operación de cambio.
- La longitud recorrida en m, desde el origen de la UP .
- La longitud recorrida desde la operación de cambio precedente. Esto indica la longitud del tramo $L[TRDC]$.
- Número de herramientas substituidas, N_H , distinguiendo según el tipo. Se indica el valor absoluto y en porcentaje respecto del total de herramientas semejantes en la rueda de corte.
- Número de anillo de dovelas correspondiente a los puntos de parada inicial y final que definen el $TRDC$.
- Diferencia de los anteriores, que son los anillos de dovelas correspondientes al $TRDC$.

NH0	N[TRDC]		1r cambio								2r cambio		3r cambio											
	pK	L[TRDC]	3049,72								3035,27		2856,34											
322			520,28								14		179											
	Recorrido H		18707,08								9450		144526											
	Recorrido D										25874		132808											
	Recorrido P										22221		114058											
	Recorrido R		24167,53								12208		186712											
264	IP[TRDC]		0								264		264											
100%	% CRP		0%								100%		100%											
16	NR[TRDC]		4								16		16											
100%	% CRR		25%								100%		100%											
42	ND[TRDC]		0								42		40											
100%	% CRD		0%								100%		95%											
6	simples		0								0		0											
24	dobles		0								0		0											
8	gãlib		0								0		0											
4	Triples		0								0		0											
---	Desde el anillo		0								1088		1089											
---	Hasta el anillo		1088								1089		1194											
---	Total de anillos colocados hasta el cambio		1088								1		105											
---	Total en metros recorridos hasta el cambio		1958								2		189											
---	Total en metros recorridos desde el inicio		1958								1960		2149											
	N[TG]		1	2	3	4	5	6	7	8	8	8	9	10										
	Pkinicial		5004	3570	3470	3400	3330	3310	3200	3100	3100	3100	3020	2970										
	Pkfinal		3570	3400	3400	3330	3310	3200	3100	3020	3020	3020	2970	2575										
	L[TG]		1434	100	70	70	20	110	100	80	80	80	50	395										
	M2	100%	Gr1	100%	Gr1	50%	Qb2g	15%	Gr2	29%	Qb2	29%	Qb2g	50%	Qb3	20%	Qb3	20%	Qb3	20%	Qb3	14%	Qb3	20%
	0	0%	0	0%	0	0%	Gr2	83%	Qb3	42%	Qb3	42%	Qb3	19%	0	0%	0	0%	0	0%	0	0%	0	0%
	0	0%	0	0%	Gr2	50%	Gr1(III)	2%	Qb2g	29%	Qr	29%	Qb4	31%	Qb4	80%	Qb4	80%	Qb4	80%	Qrg	86%	Qb4	80%

Figura 8.28: Ejemplo de tablas con datos de cambio de herramientas

En general, la base de datos no permite conocer la posición en la rueda de las herramientas substituidas en cada cambio. Así pues, no es posible establecer el histórico de recambio de cada una de las herramientas en particular, por lo tanto, en cada parada han podido cambiarse herramientas en posiciones iguales o distintas a las de la parada anterior, sin que este aspecto pueda tenerse en cuenta. La única excepción a esta limitación es el caso de la UP1 donde sí se conoce la ubicación precisa de cada herramienta cambiada en cada ocasión. Los análisis específicos que esto ha permitido se presentan en el capítulo 12, tratándose aquí a esta UP de forma semejante a las demás.

Así pues, las propiedades o datos básicos que definen a cada TRDC son dos:

- a) Número de herramientas recambiadas: $N_H[TRDC]$ (ó también $N[H,TRDC]$) denota el número total de herramientas cambiadas, sin distinción de categoría, en un cierto TRDC. Para el conjunto de herramientas cambiadas en todos los tramos de una UP se usa la notación, $N_H[UP]$; para el conjunto de todas la herramientas cambiadas en todas las UP la notación N_H . Cuando se considera una categoría específica de herramientas se emplean las notaciones $N_D[TRDC]$, $N_P[TRDC]$, $N_R[TRDC]$, $N_{PC}[TRDC]$, $N_{PR}[TRDC]$ dónde los subíndices designan el tipo considerado.
- b) Longitud de cada TRDC: $L[TRDC]$. A partir de los valores de $L[TRDC]$, (longitudes entre paradas en las que se cambia cualquier tipo de herramienta), se pueden derivar series de longitud de tramos en los que se ha cambiado un cierto tipo de herramienta. Por ejemplo, ignorando las paradas en las que no se cambien discos, obtendríamos la serie $L[TRDC-D]$ y análogamente para las otras categorías de herramienta.

A partir de las anteriores se puede derivar varias magnitudes que expresan el consumo (genérico o particularizado para una determinada categoría de herramienta) de herramientas en un tramo determinado. En los apartados que siguen se realiza una descripción estadística de estos datos.

8.4.2 Número de herramientas cambiadas N_H

En total han sido 8596 las herramientas cambiadas en las 215 paradas registradas, de las cuales 7931 corresponden al proyecto de L9 donde las paradas fueron 201, mientras que 665 herramientas corresponden al proyecto de Terrassa donde las máquinas pararon 14 veces. Considerando su categoría, 2591 son discos (N_D), 4787 son picas (N_P), 553 son rastreles (N_R), 342 son picas cónicas (N_{PC}) y 323 son picas radiales (N_{PR}); las 7 restantes son herramientas centrales de nariz y piezas de gálibo (*copycutters*).

Considerando ahora el número de cambios en $TRDC$ se muestran en la tabla 8.8 los estadísticos agregados del conjunto de herramientas y en la tabla 8.9 los valores agregados correspondientes a cada categoría:

Tabla 8.8: Estadísticos de N_H en $TRDC$

	$N_H[TRDC]$
Media	40
Desviación estándar	68,1
Máx.-Mín.	357
CV	1,7

Tabla 8.9: Estadísticos de N_H por categoría.

	N_D	N_P	N_R	N_{PC}	N_{PR}
Media	14,7	73,7	15,8	26,3	64,6
Desviación estándar	15,1	80,5	14,5	26,1	54
Máx.-Mín.	71	263	47	55	102
CV	1	1,1	0,9	1	0,8

Para situar estos valores en perspectiva, se recuerda en la tabla 8.10 el número total de herramientas de la RDC en cada UP .

Tabla 8.10: N_{H0} por categoría en cada UP .

UP	N_{H0}	N_{D0}	N_{R0}	N_{P0}	N_{PC0}	N_{PR0}
1	83	83				
2	322	42	16	264		
3	352	66	48	238		
4	358	72	48	238		
5	322	42	16	264		
6	322	42	16	264		
7	322	42	16	264		
8	322	42	16	264		
9	322	42	16	264		
EI	160				56	104
EII	160				56	104

El número máximo de herramientas cambiadas que se han registrado en un $TRDC$ s ha sido de 358 para herramientas en general, 72 para discos, 264 para picas, 48 para rastreles, 56 para picas cónicas y 104 para picas radiales lo que significa que al menos en una ocasión, se han recambiado todas las herramientas de una RDC ya que 358 herramientas es precisamente el número máximo de herramientas que contuvo una de las RDC ($UP4$). También 72 es el número máximo de discos de 17 pulgadas que contuvo la RCD de $UP1$ y es el número máximo de discos también de la RDC de $UP4$, 264 es el número máximo de picas que contuvieron las RDC de

UP2, 5, 6, 7, 8 y 9, mientras que 48 rastreles es el número máximo de rastreles que contuvieron las RDC de UP3 y UP4.

Se observa que las picas han sido las herramientas dónde los cambios eran más abundantes; cada vez que ha parado una máquina para mantenimiento de la rueda de corte se han cambiado 74 picas en promedio. Esto no es extraño, pues las picas son las herramientas más numerosas en las cabezas de corte, siendo unas 4 o 5 veces el número de discos o rastreles. Esta proporción se mantiene en los cambios sufridos.

Como indican los coeficientes de variación de la tabla 8.9, si se consideran todos los tramos en conjunto, la dispersión es bastante alta. Hay paradas en las que se cambian muchas más herramientas que en otras. Esto se aprecia también en los siguientes histogramas. Se representa en la figura 8.29 el histograma de los valores $N_H[TRDC]$ (herramientas sin distinción de categoría) y de manera conjunta entre los proyectos de L9 y Terrassa. Dado que las mayores frecuencias se advierten en bajas cantidades de herramientas recambiadas por parada y a efectos de apreciar mejor sus fluctuaciones se presenta en la figura 8.30 una ampliación de dicho histograma para valores bajos.

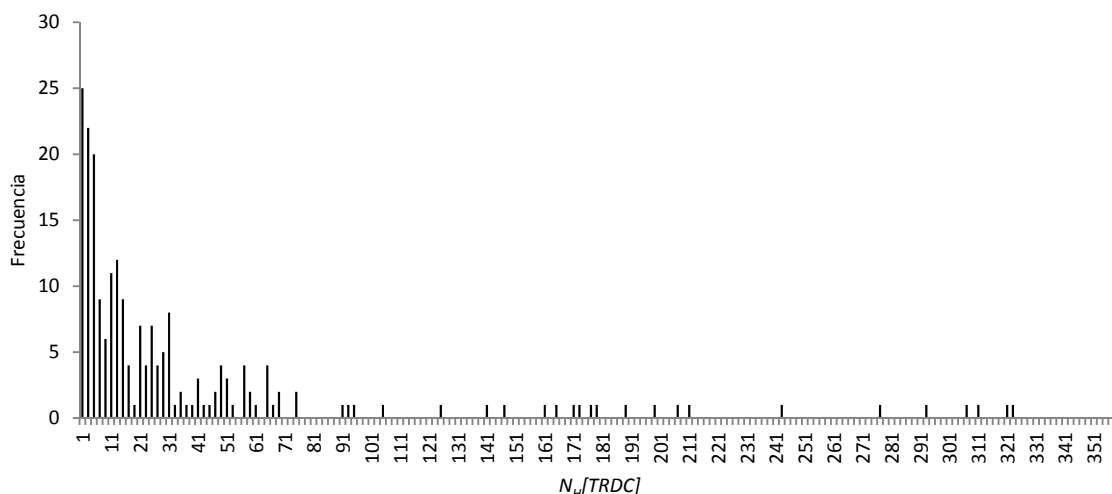


Figura 8.29: Histograma conjunto y agregado de $N_H[TRDC]$.

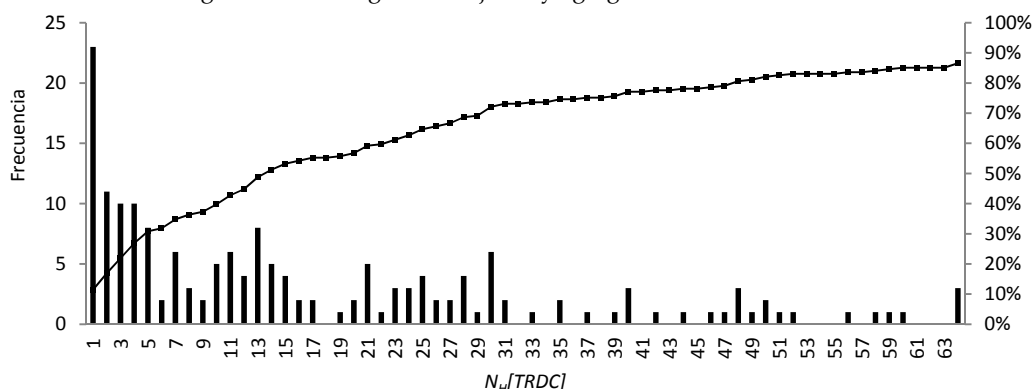


Figura 8.30: Detalle del anterior histograma para valores bajos.

A pesar de lo indicado anteriormente, la situación relativamente más frecuente es la de paradas en las que se cambia una sola herramienta. Se observa, no obstante, que la distribución no es uniforme sino más bien multimodal, con varios picos y valles.

El carácter multimodal también se observa en los siguientes cinco histogramas, que muestran la cantidad de herramientas cambiadas en cada TRDC, pero ahora distinguiendo por categoría de herramienta.

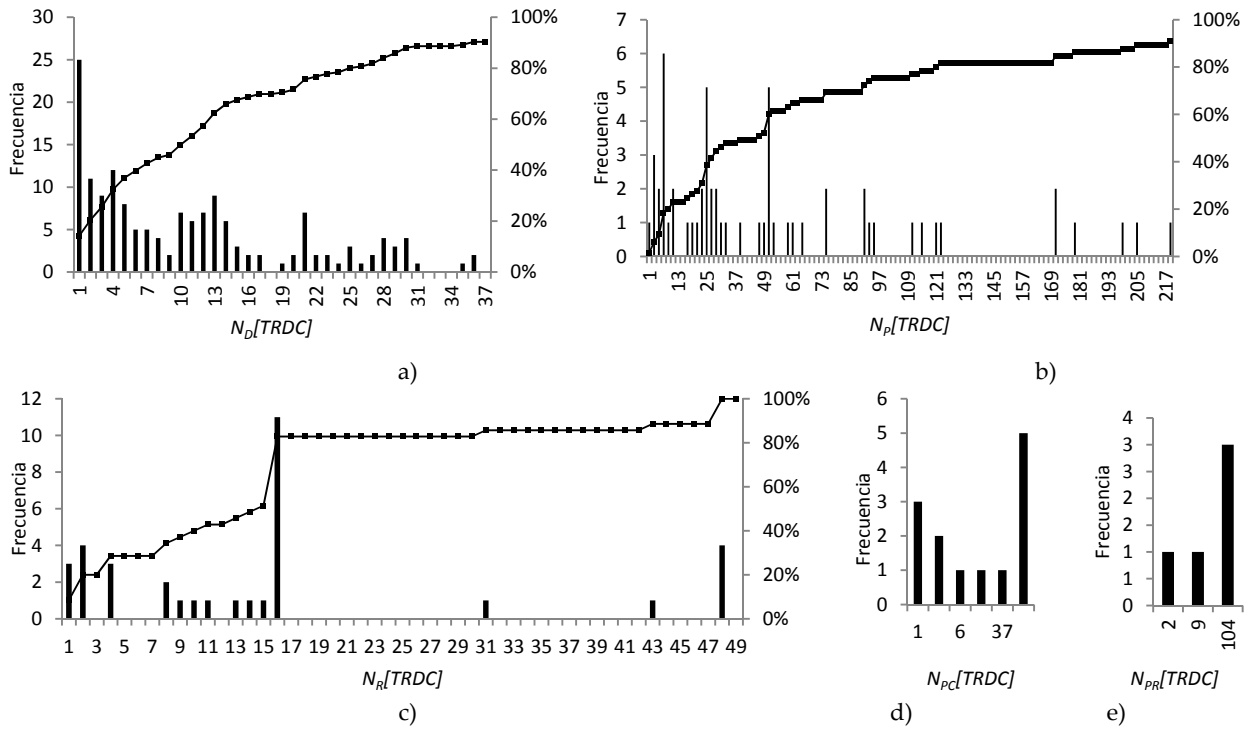


Figura 8.31: Número agregado de herramientas cambiadas en cada parada de las máquinas, diferenciada por categoría

- En el caso de los discos se observa un comportamiento semejante al caso general. Al tratarse de piezas más escasas, el 90% de la frecuencia acumulada se alcanza en 31 discos cambiados por vez de parada de la máquina, frente al caso general en donde se llega ya a 65 herramientas recambiadas en parada alcanzando apenas el 85% de la curva de frecuencia acumulada.
- En las herramientas más numerosas, que son las picas, el eje de valores alcanza lógicamente valores más altos (véase tabla 8.11/8.12). En el histograma correspondiente aparece el carácter multimodal de forma aún más acusada que en el de discos. Los números de cambio que aparecen con mayor frecuencia son los de 8, sobre todo en *UP2*, *UP6*, *UP7* y *UP9*; 25 con el aporte de *UP4*, *UP5*, *UP8* y *UP6* y 52 picas con el aporte de *UP2*, *UP4*, *UP5*, *UP6* y *UP7*. 25 picas viene a ser un 10% del total
- El histograma c) de rastreles nos dice que la mayor frecuencia se alcanza para 16 rastreles por parada. Lo que implica que la tendencia ha sido recambiar todos los rastreles a la vez en una parada determinada.
- Los casos d) y e) corresponden a los histogramas para las picas cónicas y radiales empleadas ambas en *EI* y *EII* y puede comprobarse la tendencia clara a cambiar todo el juego de herramientas por vez de parada.

El valor de N_H para la totalidad de los *TRDC* ($N_H[UP]$) tanto en su conjunto como distinguiendo por la categoría de herramienta se resume en la siguiente tabla.

Tabla 8.11: Cambios desagregados por unidades y por categoría.

UP	Nombre contractual	$N_H[UP]$	$N_D[UP]$	$N_P[UP]$	$N_R[UP]$	$N_{PC}[UP]$	$N_{PR}[UP]$
1	IV A Can Zam	1640	1640				
2	IV B Gorg	2296	268	1961	67		
3	IV C Trajana	530	73	318	139		
4	IV C Doble tunel	1540	249	1130	161		
5	IV D Doble tunel	596	168	410	18		
6	II Bif.- Z. Univ.	285	92	193	0		

UP	Nombre contractual	$N_H[UP]$	$N_D[UP]$	$N_P[UP]$	$N_R[UP]$	$N_{PC}[UP]$	$N_{PR}[UP]$
7	IA Eix Nord-E Pistas	279	35	197	47		
8	IB Fira II-Pc Log	246	23	182	41		
9	IC Eix N- Parc Log	519	43	396	80		
EI	Egara I	443				226	217
EII	Egara II	222				116	106
Total		8596	2591	4787	553	342	323

En un análisis desagregado se presenta la siguiente tabla con valores promedios de cantidad de herramientas cambiadas en los TRDC de cada UP ($\bar{N}_H[TRDC]$).

Tabla 8.12: $\bar{N}_H[TRDC]$ desagregada y por categoría.

	UP 1	UP 2	UP 3	UP 4	UP 5	UP 6	UP 7	UP 8	UP 9	EI	EII
Discos	13	38	24	31	15	7	7	8	14		
Picas	-	163	106	81	37	19	39	46	66		
Rastreles	-	8	46	16	9	-	12	14	16		
Picas cónicas										32	17
Picas radiales										54	15

- Para la UP1 (dónde sólo había discos) se advierte que hubo relativamente pocos cambios de discos en cada parada, pero muchas paradas, siendo ésta la UP con mayor cantidad de TRDC (122; véase tabla Tabla 8.7) lo que se explica si se tiene en cuenta que el mantenimiento de la rueda es mucho más fácil de realizar si se excava en modo abierto (tal como trabajó esta máquina en la mayor parte de su operación). Estas cifras son coherentes si se tiene en cuenta que la geología presentaba unidades geotécnicas de roca competente como son la GR1(II) o Pf. Frecuentes paradas y pocos cambios por parada dan una idea de situaciones de desgaste continuas y sistemáticas a lo largo del trazado.
- En la UP2 se recambian más picas que discos y aún menos rastreles, se observa un mayor consumo de picas tanto por el número de picas recambiadas en cada parada, como por la cantidad de los TRDC, $N[TRDC]$ (véase tabla 8.7). En la UP2 la roca dura es escasa, mientras que los materiales granulares son abundantes por ejemplo PQ o Qa (véase detalle en capítulo 6). Se pone en evidencia el poder abrasivo de los materiales granulares y el importante trabajo de las picas a la hora de excavar este tipo de materiales.
- La UP3 tiene tan solo 3 paradas en su corto recorrido y se aprovechan estas paradas para recambiar las tres categorías de herramientas; el recambio es mayor para las picas que para los discos y rastreles.
- En UP4 se recambia mayor número de picas que de discos en cada parada y a su vez las longitudes de los TRDC son menores en las picas que en los discos.
- En UP5 se recambian un poco más del doble de picas que de discos en cada parada a igual número de paradas $N[TRDC]$ y de $L[TRDC]$. Los rastreles tienen un muy bajo consumo en esta UP.
- En la UP6 se recambian más picas que discos en cada parada, sin embargo hay mayor número de paradas por discos que por picas, esto se puede interpretar a la luz de la geología como presencias puntuales de suelos frente a una presencia constante de rocas blandas a lo largo de todo el trazado de la UP6. No hay registros del consumo de rastreles.
- En Egara I y II se observa un elevado número de recambio de herramientas en general tanto de PC como PR en Egara I respecto de Egara II y teniendo presente

que ambos túneles tienen geología muy similar y máquinas gemelas, podría advertirse una actitud más conservadora en el primer tubo perforado (*Egara I*) respecto del segundo.

- En general ha predominado el desgaste de picas, lo cual es coherente si se tiene en cuenta la naturaleza de terreno que se ha atravesado que, en su gran mayoría, se trata de rocas blandas y suelos, por ejemplo en *UP7, 8 y 9* dónde todo el material excavado era suelo. La *UP* que ha experimentado mayor recambio de herramientas es la *UP2*.

8.4.3 Longitud de los TRDC: $L[TRDC]$

En un avance longitudinal de cerca de 30km para los datos del proyecto de L9 se han determinado 201 $L[TRDC]$, es decir $N_L[TRDC]=201$ para las cuales resultaron los siguientes estadísticos agregados.

Tabla 8.13: Estadísticos agregados de $L[TRDC]$ (m)

	Proyecto de L9	Proyecto de Terrassa
Media	126	293
Desviación estándar	283	177
Máx.-Mín.	2337	670
CV	2,25	0,6

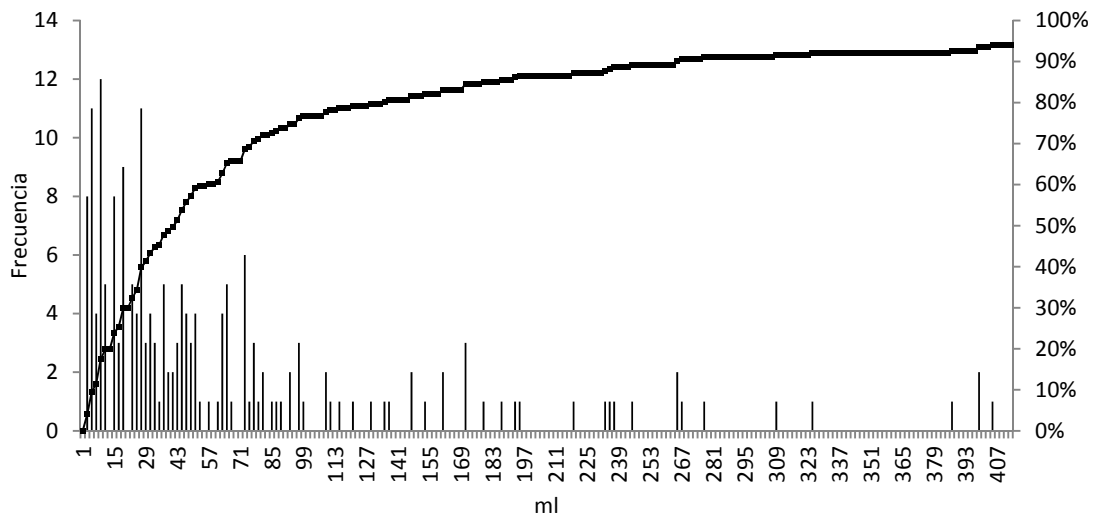


Figura 8.32: $L[TRDC]$ para herramientas en general.

Aunque las mayores frecuencias corresponden a valores $L[TRDC]$ situados entre 5 y 20m de longitud, en la tabla 8.13 se observa que el valor medio agregado $\bar{L}_H[TRDC]$ corresponde a 126m. Esto se debe al buen número de $L[TRDC]$ largos (más de 100m).

La información de $L[TRDC]$ se presenta desagregada por *UP* (aunque no por categoría de herramienta) en la tabla 8.14. Obsérvese la diferencia entre el valor medio $\bar{L}[TRDC]$ y el valor mediano $L^M[TRDC]$.

Tablas 8.14: Valores medios de $L[TRDC]$ desagregadas

<i>UP</i>	Nombre contractual	$L[UP]$	$N[TRDC]$	$L^M [TRDC]$	$\bar{L}[TRDC][m]$
1	IV A Can Zam	4294	122	26	34,8
2	IV B Gorg	1864	13	128	143
3	IV C Trajana	645	3	245	215
4	IV C Doble tunel	1299	15	77	87

UP	Nombre contractual	L[UP]	N[TRDC]	LM [TRDC]	\bar{L} [TRDC][m]
5	IV D Doble tunel	1508	14	86	108
6	II Bif.- Z. Univ.	3310	18	57	178
7	IA Eix Nord-E Pistas	4328	5	624	866
8	IB Fira II-Pc Log	1065	5	192	213
9	IC Eix N- Parc Log	6687	6	958	1115
EI	Egara I	2415	7	274	345
EII	Egara II	1687	7	274	241

Los valores medianos $LM[TRDC]$ son menores casi en todos los casos a los valores medios $\bar{L}[TRDC]$ lo que sugiere una distribución sesgada con sesgo positivo, excepto en $UP3$ y EII en que el sesgo sería negativo por ser la mediana mayor que la media; en cualquier caso, se descarta que se trate de distribuciones normales.

A partir de la serie de valores $L[TRDC]$ se pueden derivar series de longitud de tramos en los que se ha cambiado un cierto tipo de herramienta. Los valores individuales de las longitudes de todos los tramos TRDC y TRDC-X se recogen en tablas en los Anexos. Los estadísticos de las distintas categorías de TRDC-X se presentan en la tabla 8.15; el histograma correspondiente en la Figura 8.30.

Tabla 8.15: Estadísticos de $L[TRDC-X]$ agregados y por categoría.

	$L[TRDC-D]$	$L[TRDC-P]$	$L[TRDC-R]$	$L[TRDC-PC]$	$L[TRDC-PR]$
Media	142,8	311,5	492,2	295	365
Desviación estándar	352,2	441,3	547,2	184,3	233,3
Máx.-Mín.	2337	2334	2334	670	556
CV	2,47	1,42	1,11	0,6	0,6

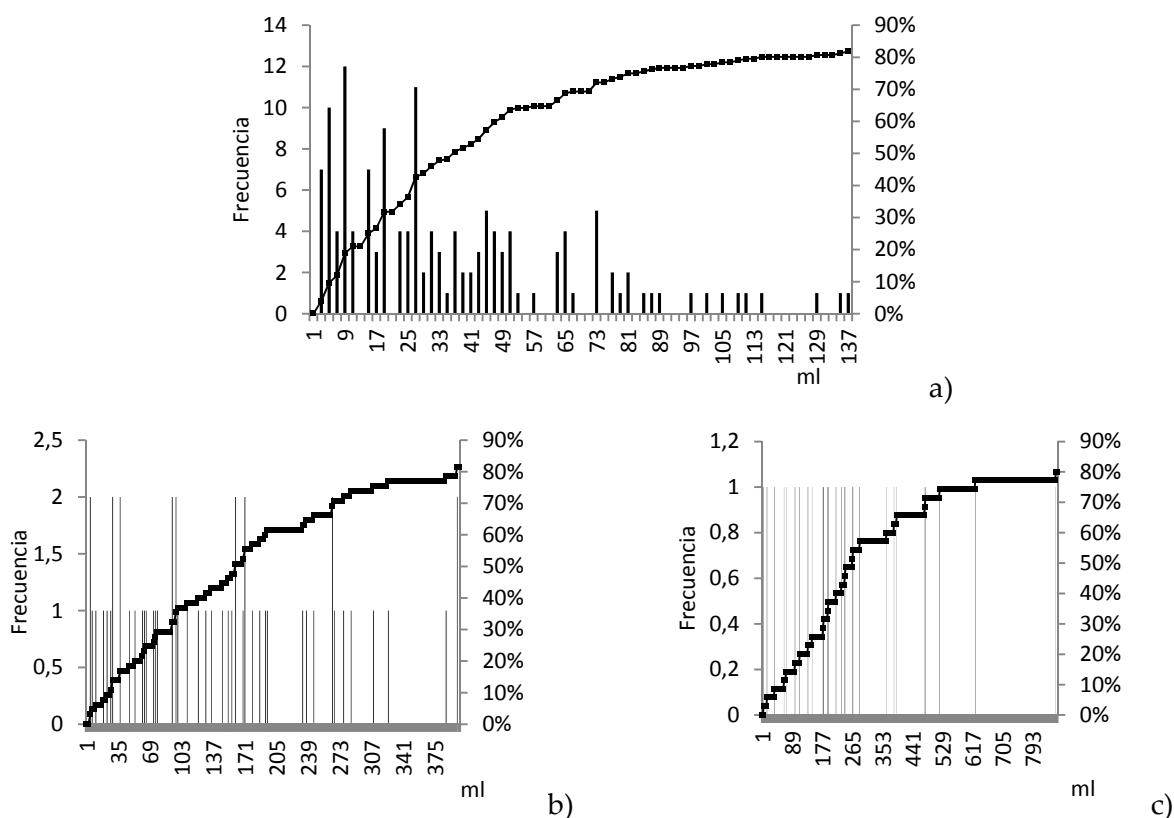


Figura 8.33: $L[TRDC]$ por categorías a) $L[TRDC-D]$, b) $L[TRDC-P]$, c) $L[TRDC-R]$.

La tabla 8.15 nos muestra que, en promedio, los tramos más largos son los que se deducen de las paradas con recambio de rastreles y los más cortos los que se deducen de las paradas con cambio de discos. Por otra parte, los valores medios para los tres tipos de picas están en un mismo orden de magnitud y resultan intermedios entre los anteriores.

Se observa que el histograma de $L[TRDC-D]$ es el más influyente en el histograma que corresponde a $L[TRDC]$, con valores de frecuencia que alcanzan el 12% para tramos con longitudes de 9 a 10ml aproximadamente. Tanto para el caso de las picas como para los rastreles las longitudes de los $TRDC$ ofrecen mayor dispersión, con valores de frecuencia muy bajos y con distribución casi uniforme. En otras palabras, las $L[TRDC-P]$ y $L[TRDC-R]$ van desde 1m a 800m sin que predomine ningún valor en especial. Esto sugiere que las decisiones sobre cuando efectuar una parada para recambio están dictadas por el mantenimiento de los discos y que picas y rastreles parecen haber merecido menor consideración. Los histogramas correspondientes a las herramientas del proyecto de Terrassa no se presentan porque la cantidad de datos es pequeña

Discriminando por categorías de herramientas se muestra en la tabla 8.16 a 18 los estadísticos de las $L[TRDC]$ desagregados por UP.

 Tabla 8.16: $\bar{L} [TRDC - X]$ en [m]

	UP 1	UP 2	UP 3	UP 4	UP 5	UP 6	UP 7	UP 8	UP 9	EI	EII
$\bar{L} [TRDC-D]$	37,7	266	215	170	274	229	866	277	1760		
$\bar{L} [TRDC-P]$		155	215	89,4	137	314	866	208	1115		
$\bar{L} [TRDC-R]$		233	215	136	639	-	1082	355	1337		
$\bar{L} [TRDC-PC]$										403	241
$\bar{L} [TRDC-PR]$										805	750
$\bar{L} [TRDC]$	37,7	143	215	90,8	108	178	866	213	1115	345	241

 Tabla 8.17: Desviación estándar $DE(L[TRDC - X])$ en [m]

	UP 1	UP 2	UP 3	UP 4	UP 5	UP 6	UP 7	UP 8	UP 9	EI	EII
$DE (L[TRDC-D])$	47,4	129,6	70	232	434,4	575,6	545,9	175,2	780		
$DE (L[TRDC-P])$	-	140,7	70	78,2	113,5	428,4	545,9	68,8	689		
$DE (L[TRDC-R])$	-	161,7	70	87,5	357,6	-	456	147	712		
$DE (L[TRDC-PC])$	-									240	52
$DE (L[TRDC-PR])$	-									485	387
$DE (L[TRDC])$	47,4	136,9	70	75,6	110,6	343	545,9	60,7	689	243	52

 Tabla 8.18: Coeficiente de Variación $CV(L[TRDC - X])$

	UP1	UP 2	UP 3	UP 4	UP 5	UP 6	UP 7	UP 8	UP 9		
$CV(L[TRDC-D])$	1,26	0,49	0,33	1,36	1,59	2,51	0,63	0,63	0,44		
$CV (L[TRDC-P])$	-	0,91	0,33	0,88	0,83	1,37	0,63	0,33	0,62		
$CV (L[TRDC-R])$	-	0,69	0,33	0,64	0,56	-	0,42	0,42	0,53		
$CV (L[TRDC-PC])$										1	0,2
$CV (L[TRDC-PR])$										0,6	0,5
$CV (L[TRDC])$	1,26	0,96	0,33	0,83	1,03	1,9	0,63	0,3	0,6	0,7	0,2

8.4.4 Índices de Consumo

Es frecuente encontrar en la literatura diversas maneras de medir el consumo de herramientas bajo la denominación común de "Consumo", lo que constituye una gran dificultad a la hora de intentar establecer comparaciones y relaciones entre dichos valores. No puede decirse que unas maneras de expresar el consumo sean peores o mejores que otras, sin embargo, algunas de ellas son de empleo más frecuente. En esta sección se propone una

nomenclatura para clarificar, en la medida de lo posible, el panorama y facilitar el estudio comparativo de los datos recogidos. Sin embargo no se ha ahondado en la equivalencia entre las distintas magnitudes, en cualquier caso, la conversión entre unas y otras medidas es relativamente trivial si se cuenta con los datos oportunos.

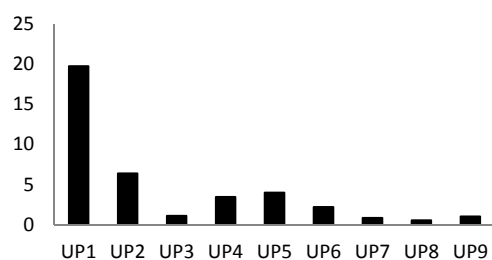
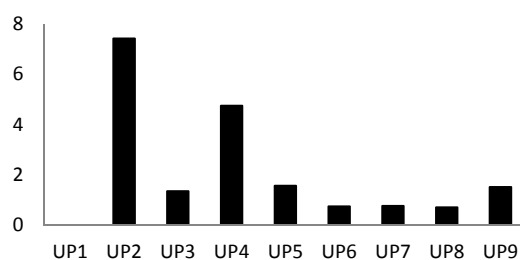
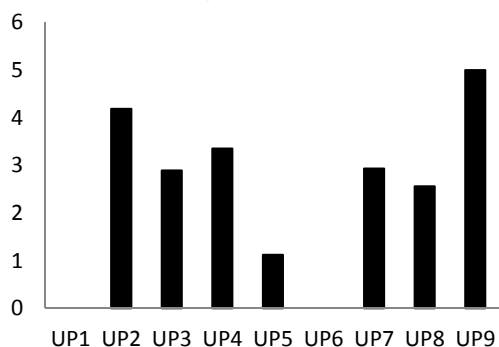
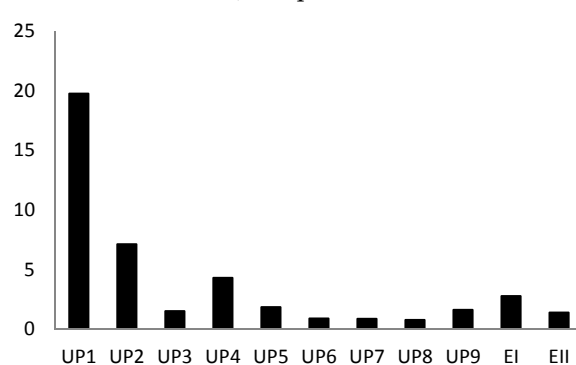
Previo a proponer una clasificación para los tipos de consumo se presenta a continuación una relación que servirá de base para el análisis de los consumos de herramientas. En dicha relación se compara, para las distintas UP , un índice de consumo básico I_c , adimensional y que llamamos Intensidad de consumo, definido como la ratio entre cantidad de herramientas cambiadas en el conjunto de la obra (N_H) y cantidad de herramientas que poseen las máquinas según las distintas configuraciones de las ruedas de corte (N_{H0}). Los valores tabulados se presentan también de forma gráfica en la figura 8.34.

Tabla 8.19: Cálculo de I_c desagregado y por categoría de herramienta.(L9)

U	L[UP] [m]	N_H				N_{H0}				$I_c [-]$			
		H	D	P	R	D	P	R	H	D	P	R	H
1	4294	1640	1640			83			83	19,76			19,76
2	1864	2296	268	1961	67	42	264	16	322	6,38	7,43	4,19	7,13
3	645	530	73	318	139	66	238	48	352	1,11	1,34	2,90	1,51
4	1299	1540	249	1130	161	72	238	48	358	3,46	4,75	3,35	4,30
5	1508	596	168	410	18	42	264	16	322	4,00	1,55	1,13	1,85
6	3310	285	92	193	0	42	264	16	322	2,19	0,73	0,00	0,89
7	4328	279	35	197	47	42	264	16	322	0,83	0,75	2,94	0,87
8	1065	246	23	182	41	42	264	16	322	0,55	0,69	2,56	0,76
9	6687	519	43	396	80	42	264	16	322	1,02	1,50	5,00	1,61

Tabla 8.20: Cálculo de I_c desagregado y por categoría de herramienta.(Terrassa)

UP	L[UP] [m]	N_H			N_{H0}			$I_c [-]$		
		H	PC	PR	PC	PR	H	PC	PR	H
EI	3147	443	226	217	56	104	160	4	2,1	2,8
EII	3132	222	116	106	56	104	160	2,1	1	1,4

a) I_c discosb) I_c picasc) I_c rastrelesd) I_c herramientas en generalFigura 8.34: diagrama de barras de I_c para distinta categoría de herramientas.

- De la tabla 8.19 se deduce que la *UP1*, dónde se perfora casi únicamente roca, es la que más intensidad de cambios ha experimentado, pues –en promedio- las herramientas se han reemplazado por completo casi 20 veces. En cambio en varias de las *UP* que atraviesan los suelos blandos y medios del lado Llobregat (*UP 6 a 8*) el número absoluto de cambios es inferior al de posiciones.
- Las *UP* en zonas de transición roca-suelo (*UP2, UP3 y UP4*) presentan valores intermedios de *Ic*. Téngase en cuenta, por ejemplo, que la *UP3* presenta una cifra muy parecida a la de *UP9* –que transcurre por suelo blando- cuando su longitud es una décima parte de esta. Se identifica a la *UP2* como la que ha sufrido mayor consumo de picas respecto del resto de las *UP*. En general se observa un mayor recambio de picas en *UP* donde ha habido materiales granulares gruesos (p.e. unidades geotécnicas *PQ*) con altos valores de abrasividad.
- En la gráfica 8.34 c) se observa que los rastreles han sido recambiados de manera casi uniforme, prácticamente aplicando el criterio de recambio de todos a la vez en una sola parada de la máquina y se evidencia que ese criterio ha sido adoptado en general para la mayoría de las *UP*. Surge la duda de hasta qué punto esto era necesario. Aún más curioso es el caso de la *UP9* con el valor más alto de *Ic*, que solo puede interpretarse si se tiene en cuenta que la longitud de este tramo es la más extensa con cerca de 6,7 km de longitud. De cualquier modo, la mayor longitud de la *UP9* debería haberse reflejado también en el *Ic* de picas, sin embargo no es así.
- Entre las *UP4 y 5* que tienen $L[UP]$ muy similares y que discurren no muy alejadas se observan valores de *Ic* mayores en la *UP4* respecto de la *UP5* para el conjunto de las herramientas. Sin embargo, esta situación no se mantiene para los discos donde los *Ic* ya son muy similares y dónde el valor mayor corresponde a la *UP5*. Puede indicarse que en la *UP5* se perforaron granodioritas mientras que en la *UP4* no se interceptaron estas rocas sino que a lo largo de toda la unidad sólo se perforaron suelos.
- La *UP6* presenta un desgaste desproporcionado entre sus categorías de herramientas ya que el *Ic* es importante para los discos y en cambio es nulo para los rastreles. Esto sugiere dos posibles explicaciones a) que la política de mantenimiento era diferente, aspecto dudoso teniendo en cuenta que se trataba de una UTE que ya había operado en *UP2 y UP5*. b) el mantenimiento de los rastreles no es esencial para avanzar el túnel (otra cosa es el rendimiento, es decir se trataría de un ahorro en herramientas del tipo rastrel a costa de admitir una lentitud y mayor esfuerzo de la máquina dentro de unos niveles económicamente aceptables). En cualquier caso, se trata de un arbitraje del operador.
- En el caso de Terrassa los datos son los de la tabla 8.20 se observa claramente como la cantidad de herramientas recambiadas en *EI* duplica prácticamente a la cantidad recambiada en *EII*, a pesar de su longitud y geología muy similar. No existe un criterio de mantenimiento documentado que justifique estos resultados, aunque sí que se sabe que *EI* fue el primer túnel excavado por ese equipo y que este tuvo una actitud muy prudente mientras ganaba experiencia; en el segundo

túnel *EII* la actitud de los técnicos era diferente, con más confianza y entrenamiento.

La Intensidad de Consumo es adimensional y no tiene en cuenta el distinto recorrido de las herramientas. Para introducir esta variable se proponen los siguientes índices de consumo.

- Índice de Consumo unitario de herramientas: CU_H [herramienta/ml]. Se analizan los mismos datos desde otro enfoque al hilo de la propuesta para cuantificar el “consumo” por parte de (Nelson P. y otros, 1983), (Rostami, Ozdemir, Neil, 2004). Para ello se introduce el “consumo de herramientas Unitario” (CU_H) que se define como el cociente entre la cantidad de herramientas recambiadas N_H por unidad de longitud total de avance de la perforación [herr/ml]. Este índice considera la longitud total de la excavación $L[UP]$. En definitiva, el promedio de los consumos medidos en cada *TRDC* (que se obtiene de calcular C_H), no es igual al consumo general que se mide con el presente concepto.
- Índice de Consumo Relativo Unitario de Herramientas: CRU_H [%herramienta/ml]. El consumo relativo unitario de las herramientas de la rueda de corte se determina como el cociente entre la cantidad de herramientas recambiadas en todos los *TRDC* respecto de la cantidad inicial de herramientas o posiciones de la *RDC* y a su vez por metro lineal de avance $L[UP]$.

Desde un enfoque más específico se propone la definición de los siguientes índices de consumo en los que se adopta como unidad de longitud recorrida a *TRDC* es decir a la longitud recorrida entre parada y parada de la *TBM* y a ella se le relaciona con la cantidad de herramientas que se recambiaron al final de cada *TRDC*.

- Índice de Consumo absoluto de herramientas: C_H [ml/herramienta]. Siguiendo el uso habitual (Gutierrez Manjon, 2009) denominamos “índice de consumo absoluto de herramientas de un tramo: $C_H[TRDC]$ ” al valor dado por la razón entre su longitud, $L[TRDC]$ en [m] y el número de herramientas cambiado $N_H[TRDC]$. De forma análoga se pueden definir índices semejantes para las subcategorías relevantes de herramientas, como discos ($C_D[TRDC]$), picas ($C_P[TRDC]$), etc. Por su definición, resulta que valores bajos del índice son característicos de tramos con altos consumos de herramientas. Como se aprecia esta magnitud no tiene en cuenta la cantidad de posiciones o número inicial de herramientas que tiene cada rueda de corte.
- Índice de Consumo relativo de herramientas: CR_H [ml/%herramienta]. En este índice los valores de consumo para cada tramo se normalizarán dividiéndose por el número de herramientas semejantes presentes en cada máquina (N_{H0} número de posiciones para herramientas en la rueda de corte). El índice de consumo relativo se obtiene así mediante la siguiente expresión:

$$CR_H = \frac{L[TRDC]}{N_H/N_{H0}} \cdot 100 \quad (8.9)$$

8.4.5 Índice de Consumo Unitario de Herramientas: CUH

El consumo unitario CU de herramientas debido a su naturaleza da origen a un conjunto de datos muy acotado, por lo tanto no se ha trabajado con histogramas. En total se obtuvieron 11 datos uno por cada UP . Sus estadísticos agregados se presentan en la siguiente tabla:

Tabla 8.21 Estadísticos agregados de CUH

estadísticos	discos/ml	picas/ml	rastreles/ml	Picas cónicas/ml	Picas radiales/ml	total herramientas cambiadas/ml
Media	0,11	0,38	0,06	0,08	0,08	0,44
Desviación estándar	0,12	0,39	0,08	0,02	0,02	0,44
CV	1,08	1,04	1,34	0,22	0,25	1,01

A partir de la tabla 8.21 puede apreciarse un mayor consumo unitario de picas por metro lineal al tiempo que los rastreles son las piezas menos recambiadas, según el consumo unitario, sin embargo los valores de CV de estas últimas acusan una mayor dispersión que podría indicar mayor incertidumbre o desacuerdo en el criterio de desgaste a aplicar en este tipo de herramientas.

8.4.6 Índice de Consumo Relativo Unitario: $CRUH$

Al hilo del CU analizado en el párrafo anterior, el consumo relativo unitario CRU es el mismo conjunto de datos pero ahora también referido al número de posiciones de la máquina. Sus estadísticos agregados se presentan a continuación.

Tabla 8.22 Estadísticos agregados de $CRUH$

estadísticos	%discos/ml	%picas/ml	%rastreles/ml	%Picas cónicas/ml	%Picas radiales/ml	%total herramientas cambiadas/ml
Media	0,18%	0,15%	0,17%	0,14%	0,07%	0,17%
Desv. Estándar	0,16%	0,16%	0,15%	0,03%	0,02%	0,16%
CV	0,86	1,04	0,85	0,22	0,25	0,92

Esta normalización consigue revelar un mayor CRU en los discos y en segundo lugar en los rastreles. El CRU medio agregado de picas cónicas duplica al de picas radiales lo que se explica porque en el diseño de las ruedas de corte había casi el doble de posiciones de picas radiales (104 piezas) que de picas cónicas (56 piezas).

8.4.7 Índice de Consumo Absoluto de Herramientas: CH

El resumen de los estadísticos principales se expresa en la siguiente tabla 8.23.

Tabla 8.23 Estadísticos de índice de consumo absoluto de herramientas en TRDC de todas las UP

	<i>Línea 9</i> C_H [ml/Herr]	<i>Terrassa</i> C_H [ml/Herr]
Media	11,1	69
Desviación estándar	24,22	145
Max-Min	210,8	554
CV	2,19	2,1

El consumo agregado de herramientas en el proyecto de L9 y en Terrassa presenta una media de C_H 11,5m/herr y 69m/herr respectivamente considerando todas las herramientas en su conjunto. En la tabla 8.24 se presenta el mismo análisis pero diferenciando según la categoría de la herramienta: discos, picas, rastreles, picas cónicas y picas radiales.

Tabla 8.24: Índices de consumo absoluto por UP y por categoría de herramientas.

	consumo absoluto [m/herr]				
	C_D	C_P	C_R	C_{PC}	C_{PR}
Media	20,8	37,9	72,1	89,5	133
Desviación estándar	59,38	183	97,1	159	219
Máx.-Mín.	463	1476	446	552	509
CV	2,86	4,84	1,35	1,8	1,7

Según la tabla 8.24 el mayor consumo absoluto de herramientas, corresponde a los discos, después a las picas y después a los rastreles. Y el menor consumo lo experimentan claramente las picas radiales empleadas en el proyecto de Terrassa. La dispersión de los datos es muy grande, siendo mayor la de los relativos a las picas en L9 y la menor la de los rastreles.

Los siguientes histogramas muestran la frecuencia de los consumos absolutos para las distintas categorías de herramientas en todas las UP examinadas.

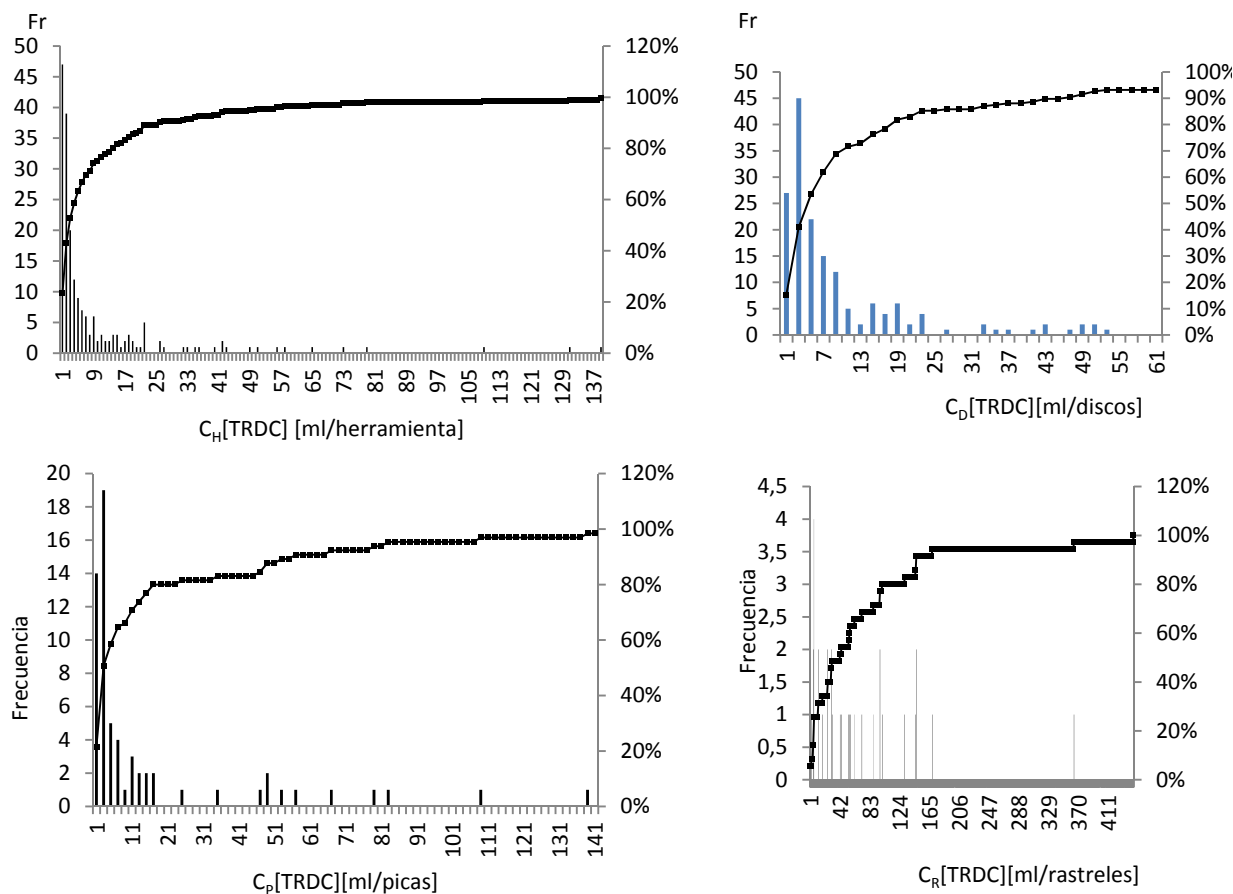


Figura 8.35: Consumo agregado absoluto de herramientas.

Se observa que el 50% de los tramos examinados resultan en índices de consumo absoluto de algunos metros por herramienta, con una larga cola de casos con índices mayores. En líneas

generales se puede decir que cada muy pocos metros de avance se consume una herramienta. Esto es así sobre todo para el caso de los discos, donde el índice de consumo absoluto más frecuente es de 3m por disco. Para el caso de las picas los índices de consumo absoluto más frecuentes se dan también entre 2 y 4m mientras que para los rastreles el índice de mayor frecuencia se sitúa en los 6m por herramienta.

8.4.8 Índice de Consumo Relativo de Herramientas: CR_H

Los estadísticos relevantes para nuestros casos analizados, se resumen en las tablas 8.25 (para las herramientas en su conjunto) y 8.26 (para cada categoría de herramientas por separado). Esta normalización pone de manifiesto que, en valor medio, las distintas categorías de herramientas montadas en L9 tienen un comportamiento más diferente que el que reflejaba el índice de consumo absoluto y lo mismo ocurre con los dos tipos distintos de picas que se montan en Terrassa. Es también significativo que, el mayor consumo en términos absolutos de los discos se mantiene en términos relativos, al tiempo que entre picas y rastreles se invierten los valores pues ahora aparecen los rastreles en cabeza.

Tabla 8.25: Estadísticos de consumos relativos agregados de herramientas.

CR_H	L9	Terrassa
Media [m/%]	23,93	110,1
Desviación estándar	73,85	232
CV	3,09	2,11

Tabla 8.26: Estadísticos de Consumos relativos por categoría y agregados.

	CR_D	CR_P	CR_R	CR_{PC}	CR_{PR}
Media [m/%]	11,18	99,78	15,42	50	138,16
Desviación estándar	25,6	483,9	19,03	88,91	228,2
CV	2,3	4,85	1,23	1,8	1,7

Las siguientes gráficas muestran la distribución de frecuencias de consumos relativos en los distintos TRDC. Los consumos, representados en las abscisas están de manera porcentual y por m de avance. Ambos diagramas de barras agrega todas las *UPs*, el primero distingue la categoría de herramienta consumida mientras que el segundo representa la totalidad de las herramientas sin distinción de categorías.

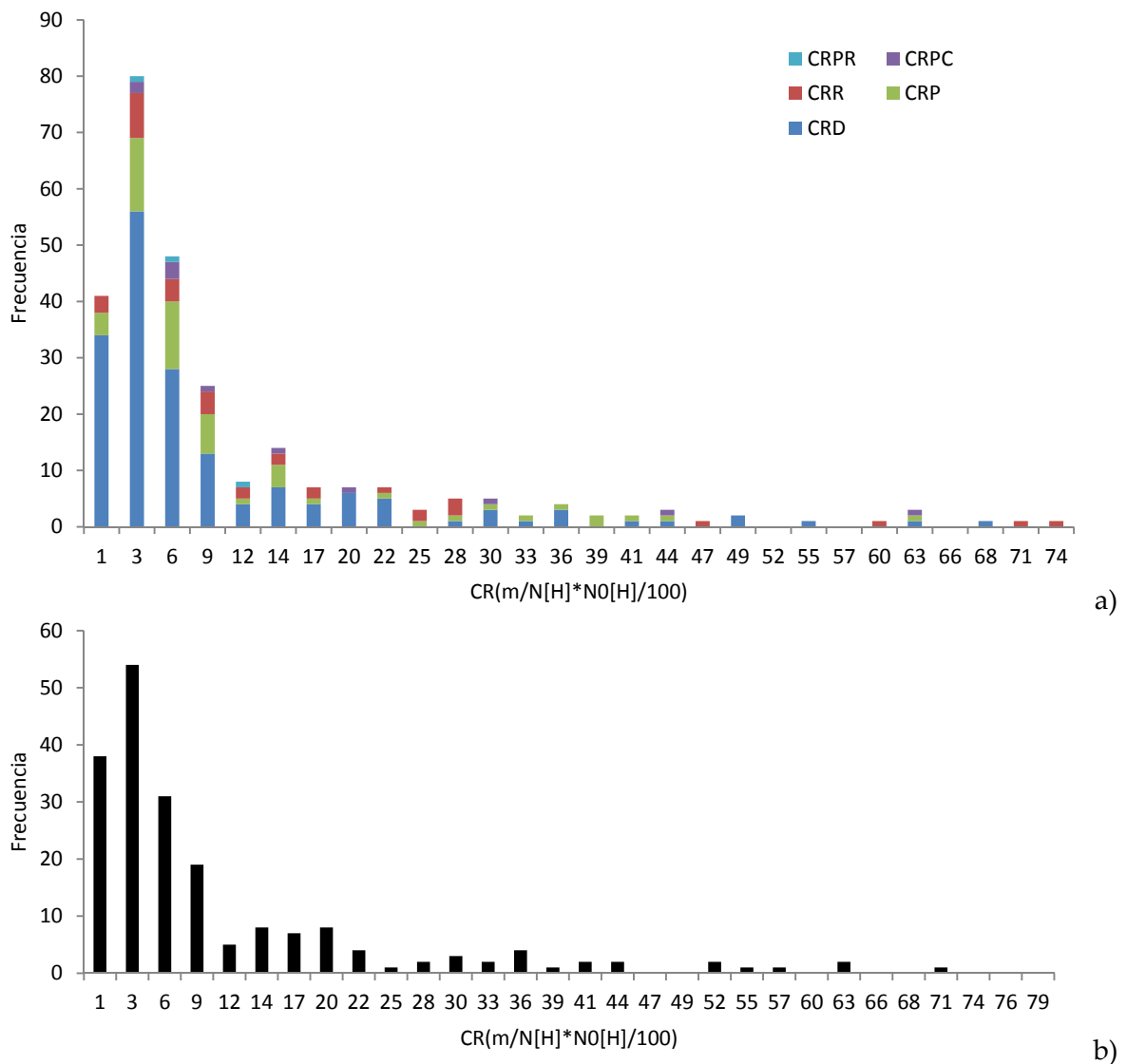


Figura 8.36: Histogramas del CR en datos agregados a) con y b) sin distinción por categoría

Se observa que las mayores frecuencias se alcanzan para los CR iguales a $3m/\%herramienta$ lo que significa que en su mayoría la proporción de herramientas gastadas en cualquier diseño de rueda de corte demandó una parada por mantenimiento y sustitución de herramientas cada $3m$ de avance lineal. Según la categoría de herramientas este consumo se cumple para la mayoría excepto para las picas cónicas de EI y EII PC cuya mayor frecuencia de CR_{PC} fue de $6m/\%herramientas$, es decir, tuvieron menor consumo CR .

La diferencia entre ambas gráficas pone en evidencia que la suma de los consumos de discos, picas y rastreles no equivale al consumo de herramientas en general, tal como se ha comentado anteriormente, el hecho de que no se hayan recambiado todas las categorías de herramientas en cada una de las paradas hace que cada categoría de herramienta tenga su propia frecuencia y su suma no coincida con la frecuencia del conjunto.

Es notable la mayor frecuencia de consumo de discos respecto del resto de herramientas, lo que se interpreta como una gran influencia de la UPI dónde además de tener un alto consumo, como se ha visto anteriormente, todas las herramientas son discos.

8.4.9 Índices de consumo en las distintas UP

Se comenta en primer lugar el análisis sobre los dos índices que tienen como unidad de longitud recorrida la *UP*, en segundo lugar los índices que consideran como unidad de longitud recorrida los TRDC.

El $CU_H[UP]$ de herramientas desagregado y distribuido por categorías se muestra en la siguiente tabla 8.27 para el proyecto de Línea 9 y en la tabla 8.28 para el proyecto de Terrassa:

Tabla 8.27: Consumo Unitario de herramientas por ml de perforación en L9.

UP	L[UP] [m]	N _H [UP]				CU _H [UP] [herr/ml]			
		N _H	N _D	N _P	N _R	CU _D	CU _P	CU _R	CU _H
1	4294	1640	1640			0,38			0,38
2	1864	2296	268	1961	67	0,14	1,05	0,04	1,23
3	645	530	73	318	139	0,11	0,49	0,22	0,82
4	1299	1540	249	1130	161	0,19	0,87	0,12	1,19
5	1508	596	168	410	18	0,11	0,27	0,01	0,40
6	3310	285	92	193	0	0,03	0,06	0,00	0,09
7	4328	279	35	197	47	0,01	0,05	0,01	0,06
8	1065	246	23	182	41	0,02	0,17	0,04	0,23
9	6687	519	43	396	80	0,01	0,06	0,01	0,08

Tabla 8.28: Consumo Unitario de herramientas por ml de perforación en Terrassa.

UP	L[UP] [m]	N _H [UP]			CU _H [UP] [herr/ml]		
		N _H	N _{PC}	N _{PR}	CU _H	CU _{PC}	CU _{PR}
EI	2416	443	226	217	0,18	0,09	0,09
EII	1688	222	116	106	0,13	0,07	0,06

La *UP2* alcanza el mayor consumo unitario de herramientas, es decir, la que más recambios ha experimentado por unidad de longitud. Comparando las *UP4* y *5* se confirma que el *CU* es mayor tanto para cada categoría de herramienta como para la suma de todas las herramientas en la *UP4*.

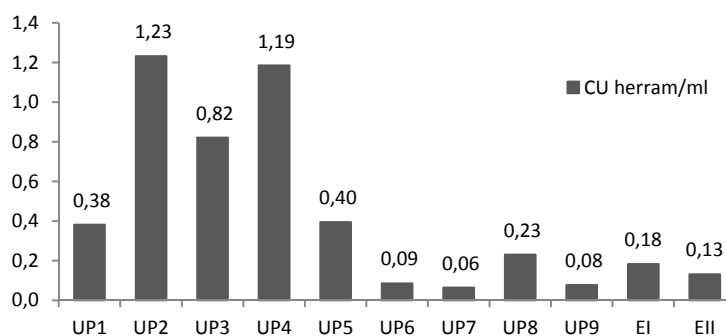


Figura 8.37: $CU_H[UP]$ desagregado

El consumo unitario es notablemente mayor en *EI* que en *EII* al igual que el resto de los consumos analizados, lo que nuevamente indica un posible criterio ultra conservador en el recambio de las herramientas que, a la luz de los datos, podría no haber sido necesario.

En cuanto a los valores obtenidos en cada *UP* de consumo unitario relativo *CRU* se presenta la siguiente tabla 8.29. Aquí aparece la *UP1* como el caso con mayor intensidad de consumo, si

bien la diferencia con algunos de los otros casos no es muy grande. La diferencia entre los casos *UP4* y *UP5* está aún más marcada.

Tabla 8.29: CRU desagregado y por categoría de herramientas.

UP	$N_D/N_{D0}/L[UP]$	$N_F/N_{F0}/L[UP]$	$N_R/N_{R0}/L[UP]$	$N_{PC}/N_{PC0}/L[UP]$	$N_{PR}/N_{PR0}/L[UP]$	$N_H/N_{H0}/L[UP]$
1	0,46%					0,46%
2	0,34%	0,40%	0,22%			0,38%
3	0,17%	0,21%	0,45%			0,23%
4	0,27%	0,37%	0,26%			0,33%
5	0,27%	0,10%	0,07%			0,12%
6	0,07%	0,02%	0,00%			0,03%
7	0,02%	0,02%	0,07%			0,02%
8	0,05%	0,06%	0,24%			0,07%
9	0,02%	0,02%	0,07%			0,02%
EI				0,17%	0,09%	0,11%
EII				0,12%	0,06%	0,08%

Los índices de consumo absoluto para cada *TRDC* se tabulan detalladamente en el anexo III al capítulo. Es interesante, no obstante presentar los estadísticos para los tramos *TRDC* agrupados según unidades de perforación. Los valores correspondientes se presentan en las siguientes tablas.

Tabla 8.30: $\bar{C}_H[UP]$ en [ml/herr]

	UP 1	UP 2	UP 3	UP 4	UP 5	UP 6	UP 7	UP 8	UP 9	EI	EII
$\bar{C}_D[UP]$	8,2	6,9	11,1	6,7	28,	40,1	220	48,5	136		
$\bar{C}_P[UP]$	-	1,2	2,1	3,6	4,9	184	29,6	16,8	46,4		
$\bar{C}_R[UP]$	-	88,5	4,7	41,1	235	-	104	28,6	83,6		
$\bar{C}_{PC}[UP]$										116	66
$\bar{C}_{PR}[UP]$										49	258
$\bar{C}_H[UP]$	8,2	10,9	1,2	2,5	3,3	36,6	23,3	10,2	29,6	98	40

Tabla 8.31: Coeficiente de Variación $CV(C_H)$

	UP 1	UP 2	UP 3	UP 4	UP 5	UP 6	UP 7	UP 8	UP 9	EI	EII
$CV(C_D[UP])$	1,6	0,4	0,7	0,7	1,9	2,4	0,9	0,7	0,6		
$CV(C_P[UP])$	-	0,7	0,4	1,3	0,9	2,5	0,8	1,3	0,7		
$CV(C_R[UP])$	-	1,4	0,4	1,2	1,3	-	0,6	0,6	0,5		
$CV(C_{PC}[UP])$										1,9	1,4
$CV(C_{PR}[UP])$										1,5	1,4
$CV(C_H[UP])$	1,6	3,3	0,4	1,05	1,2	1,6	0,9	0,97	0,9	2,1	0,9

Los índices de consumo absoluto mayores (y, por tanto, los consumos menores) se observan en las obras de Terrassa y en las *UP6* a *UP9* de L9, que son las que transcurren en el Delta del Llobregat o sus proximidades. Estas son las obras sin presencia significativa de roca, salvo en el tramo final de *UP6*. Las perforaciones en suelos también muestran, por lo general, una menor variabilidad de este parámetro, con la excepción del caso de Egara II (*EII*) que puede deberse a ciertas pautas de mantenimiento sin justificación obvia - cambios de una o todas las herramientas en cuestión en paradas sucesivas de la máquina.

En cuanto a los índices de consumo relativo se presentan los siguientes valores medios. Los coeficientes de variación no se representan son los mismos que en el caso anterior, pues la normalización no los afecta.

Tabla 8.32: $\overline{CR}_H[UP]$ en [m/%]

	UP 1	UP 2	UP 3	UP 4	UP 5	UP 6	UP 7	UP 8	UP 9	EI	EII
$\overline{CR}_D[UP]$	6,8	2,9	7,30	4,79	11,77	16,8	92,5	20,4	57,2		
$\overline{CR}_P[UP]$	-	3,13	4,96	8,62	12,96	486,8	28,1	44,3	122,4		
$\overline{CR}_R[UP]$	-	14,16	2,24	19,74	37,6	-	16,7	4,6	13,4		
$\overline{CR}_{PC}[UP]$										65,2	37,2
$\overline{CR}_{PR}[UP]$										51,2	268,6
$\overline{CR}_H[UP]$	6,8	35	4,3	8,98	10,6	118	75	32,7	95,2	157	63,2

A partir de los valores presentados en la tablas 8.32 se observa lo siguiente.

- En *UP3*, *UP7*, *UP8* y *UP9* se detecta que, relativamente a su número, se han cambiado más rastreles que picas o discos. Por tanto, se podría interpretar que o bien se habrían cambiado innecesariamente, o bien, dado que el criterio de mantenimiento establecía cambio de herramientas cuando faltara una widia, los rastreles experimentaron un desgaste de widias más importante que las picas.
- En *UP2* se advierte que a diferencia del consumo absoluto el consumo relativo es mayor para los discos que para las picas.
- Entre las *UP4* y *5* el mayor consumo relativo se alcanza en la *UP4*, en concordancia con los resultados obtenidos para consumo absoluto. Además se invierte el consumo en términos relativos, liderando los discos frente a las pica.
- La *UP6* mantiene su disparidad en el consumo relativo de sus distintas categorías de herramientas.
- Entre Egara *I* y *II* se reafirma el mayor consumo relativo de herramientas en *EI* respecto de *EII*, ésta última tiene aún más bajo el consumo de *PR* que de *PC*.

8.4.10 Discusión

Para poner en contexto los valores obtenidos se han buscado datos semejantes de otras obras en la literatura técnica. Los casos en los que se ha podido identificar información interesante para esta comparación se resumen en la Tabla 8.33. Se trata de proyectos de excavación mecanizada integral en roca, en suelos y en condiciones mixtas de roca y suelo. En algunos casos de un solo proyecto se obtienen varios valores de *CU*, según los distintos terrenos atravesados o la categoría de herramientas cambiadas.

Tabla 8.33: Datos de consumo de herramientas en otros proyectos

Proyecto	Geología	D [m]	CU _H	AR [m/d]	Fuente
Metro do Porto, Línea S	desde un granito fresco a un suelo residual.	8,9	4 a 5 h/día	7,5 a 9	(Nilsen y otros, 2006). (Babendererde, y otros, 2005)
túnel de Kranji en Singapore	Granito con diferente grado de meteorización	4,9	<0,19h/m	6	Zhao J., Gong Q. y Eisensten Z., 2007
Metro de Sevilla. Máquina orig.	Gravas y bolos	6	0,8 h/m	9	Lovat, 2007
Metro de Sevilla. Máquina mod.			0,3 h/m	21	
túneles de Guadarrama lote 3	granitos y gneises con algunas intrusiones de diques de pórfido, pegmatita y cuarzo	9,5	0,35 h/m	17	Gutierrez Manjon, 2012 Bieniawski, 2004.
Vigo- Das Maceiras	granitos y ortogneises	9,5	0,98 y 0,79h/m		
túneles de Guadarrama lote 4	granitos y gneises con algunas intrusiones de diques de pórfido,	9,5	0,38h/m	17	

8 Análisis y tramificación de las unidades de perforación

Proyecto	Geología	D [m]	CU _H	AR [m/d]	Fuente
	pegmatita y cuarzo				
Línea 8 del metro de Madrid	geología compuesta preponderantemente por arena de miga.	9,4	0,63picas/m, 0,026pica nariz/m y 0,16 rastreles/m	14,8	(Ronda, A., 2003) y (Maynar, 2005)
	arena tosquiza con más presencia de arcillas		0,25 picas frontales/m, 0,011picas de nariz/m y 0,106 rastreles/m	14,8	
Tramo 1 de MetroSur	Arena de miga	9,36	0,33 picas frontales/m, 0,006 picas de nariz/m, 0,038 rastreles/m.	14,8	
	tramo con predominio de arenas		0,642 picas frontales/m, 0,026 picas de nariz/m, 0,084 rastreles/m.	14,8	
	tramo con predominio de material arcilloso		0,4 picas frontales/m, 0,018 picas de nariz/m, 0,058 rastreles/m.	14,8	
	materiales tosquizos		0,154 picas frontales/m, 0,004 picas de nariz/m, 0,013 rastreles/m.	14,8	
tramo 6 de MetroSur en Leganés	tramo de material arenoso con intercalaciones de areniscas	9,5	0,44 picas frontales/m, 0,11 rastreles/m y 0,103 discos/m.	14,8	
	tramo con predominio de arenas tosquizas		0,12 picas frontales/m, 0,048 rastreles/m y 0,01 discos/m.	14,8	
	predominio de materiales arcillosos		0,095 picas /m, 0,027 rastreles/m y 0,005 discos/m.	14,8	
Línea 10 Tramo 2. Madrid	arena de miga con algunas capas esporádicas de arena tosquiza y tosco arenoso	7,4	0,021 picas /m, 0,017 rastreles/m.	15	
Tramo 5 Sección 1 Metro de Turín	Depósitos cuaternarios de origen fluvial y glacial con alto porcentaje de arena, grava y guijarros en matriz limosa.	7,8	0,047discos/m, 0,75picas/m, 0,16 rastreles/m	8,15	(Grandori y otros, 2005)
Tramo 5 Sección 2 Metro de Turín			0,18discos/m, 0,15picas/m, 0,86 rastreles/m	10,57	
Bundang Line, Zona 3 Project en Seul	Tunel Sur Granito y gneiss	8,06	0,44herr/m	0,88-21	(Jung y otros, 2011)
	Tunel Norte Granito y gneiss		1,04herr/m	0,4911,8	

Al hilo de esta tabla pueden hacerse algunos comentarios

- En el Metro do Porto, Línea S, las condiciones del subsuelo iban en general, desde un granito fresco (G1) a un suelo residual (G6), en dichas condiciones el grado de humedad jugó un papel preponderante en la ocurrencia de fenómenos de desgaste: de manera rutinaria se cambiaron 4 a 5 herramientas por día. (Nilsen y otros, 2006).
- En el metro de Sevilla se llegó a valores muy elevados en el consumo de las herramientas en el primer tubo de túnel. Luego de modificar la rueda de corte el segundo tubo presentó notables mejoras en cuanto a los desgastes experimentados y el consumo bajó senciblemente. (Lovat, 2007).
- (Zhao, Gong y Eisensten, 2007) comentan que se experimentó un consumo de herramientas cada 100m³ en el túnel de Kranji construido sobre mezclas de suelos en Singapur, lo que los autores consideran muy bajo. La mejora pasó por cambiar la configuración de la rueda de corte incorporando más rastreles y

abriendo más la rueda para provocar una evacuación más ágil del material excavado hacia la cámara, por contra se quitaron 2 discos de corte. Otras modificaciones puntuales se hicieron en el terreno en el frente de la excavación.

- (Gutiérrez Manjón, 2009) comenta en su análisis para los túneles de Guadarrama y de Vigo que en tramos de falla y fracturación los consumos de herramientas descienden entre un 15% y 30% del valor medio correspondiente a las zonas en las que se perfora rocas más competentes, cuyos valores se sitúan en 0,66 herr/m y 0,22 herr/m. También define como muy altos los consumos alcanzados en el túnel de Vigo con valores de 0,9 herr/m y en Guadarrama de 0,7 herr/m. Por otra parte estima que el tiempo que se dedica al recambio de herramientas en los túneles que analiza representan un 10% y un 20% del tiempo total. Finalmente establece un valor de 1,6 a 0,067 herr/m como el consumo experimentado en sus casos analizados.
- En el caso de la ampliación de la Línea 8 del metro de Madrid, la máquina tuneladora “la Paloma” excavó en una geología compuesta preponderantemente por arena de miga. La misma máquina, pero perforando sobre arena tosquiza con más presencia de arcillas tuvo un consumo en general, claramente más bajos que en el caso anterior. (Ronda, A., 2003)
- Para el caso de Tramo 1 de Metrosur, ejecutado con la máquina tuneladora “La Almudena” que era gemela de “La Paloma” y perforó mezcla de suelos se experimentó un consumo agregado de 0,3 picas frontales/m. (Ronda, A., 2003). Cada tramo obedece a un cambio notable en la geología atravesada, en este caso, en el siguiente tramo predominaron las arenas y en el sucesivo predominaron las arcillas, finalmente se excavó en materiales tosquizo, tal como se muestra en la tabla cada cambio en la geología tuvo un valor particular de consumo. (Ronda, A., 2003)
- En el caso del tramo 6 de Metrosur en Leganés, la máquina tuneladora bautizada como “La Chata” estaba dotada de 136 picas frontales, 16 rastreles y 28 picas de nariz y luego de 1100m de avance se colocaron 25 discos, la máquina experimentó los consumos detallados en la tabla 8.32 y observados en la gráfica 8.37 que fueron variando según la distinta geología atravesada desde arenas con intercalaciones de areniscas, arenas tosquizas y materiales arcillosos. (Ronda, A., 2003)
- En el ejemplo de la ampliación de la Línea 10 Tramo 2 se trabajó con la máquina conocida como “La Cibeles” de diámetro menor, dotada de 10 rastreles, 28 picas frontales, 5 picas centrales. El terreno excavado fue en general la arena de miga con algunas capas esporádicas de arena tosquiza y tosco arenoso. (Ronda, A., 2003).
- El metro de Turín presenta en un mismo tramo (tramo 5) dos secciones, en la primera es mayor el consumo de las picas mientras que en la segunda es mayor el consumo de los rastreles. (Grandori y otros, 2005).

Por otra parte, en la figura 8.38 se representa, mediante diagrama de barras con doble eje vertical, los valores de consumo unitario de herramientas y diámetros de excavación para los distintos proyectos analizados

8 Análisis y tramificación de las unidades de perforación

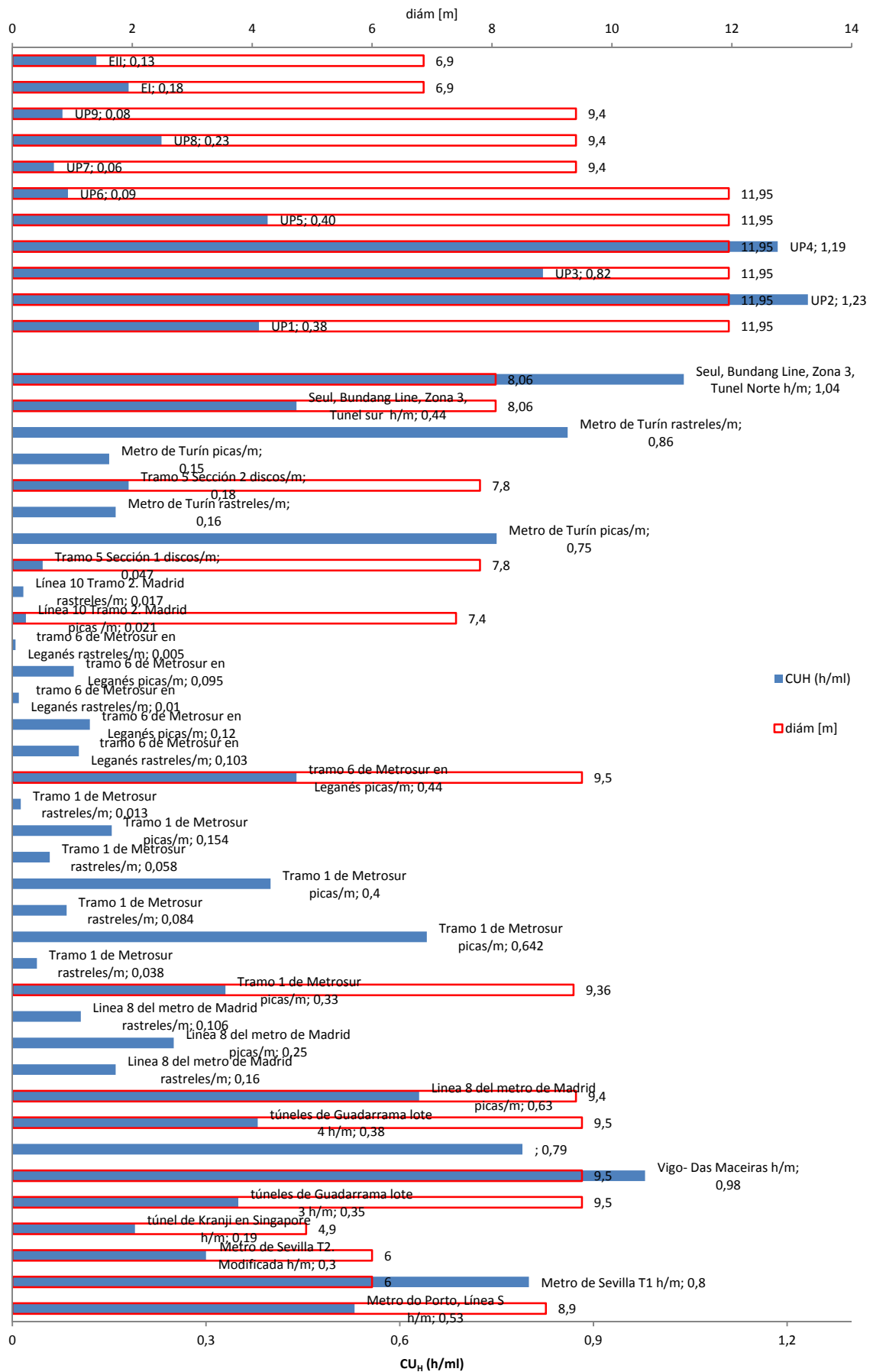


Figura 8.38: Consumo Unitario de Herramientas para diversos proyectos y diámetros de excavación

De los datos presentados en la tabla 8.33 y figura 8.38 anteriores se desprende lo siguiente:

- En general se observa un nivel máximo de consumo unitario de 1,23 herramientas/m. Sin embargo la experiencia no permite dar estimaciones genéricas de Consumo Unitario sino que cada proyecto debería establecer sus propios umbrales y fijar los niveles de consumo admisibles.
- el diámetro de la excavación no determina el consumo unitario experimentado en cada proyecto y se aprecia claramente que en un mismo proyecto las variaciones de consumo son notables debido al fuerte cambio en la geología atravesada por una misma máquina y una misma geometría de excavación.
- Los proyectos en roca parecen ofrecer en general, un mayor consumo de herramientas respecto de los suelos como puede observarse en los casos de los túneles de Vigo-das Maceiras y el caso del túnel de Seul Línea Bundang, Zona 3, Túnel Norte, que alcanzan valores próximos a 1herramienta por metro lineal. (Jung y otros, 2011).
- Los valores arrojados por nuestros proyectos en estudio son muy variables, sin embargo se podrían considerar anormalmente altos los consumos alcanzados en *UP2* y *UP8* por el contrario, los consumos experimentados en *UP7* y *UP9* serían especialmente bajos.
- allí donde hemos obtenido datos se observan diferencias considerables en los consumos correspondientes a distintas categorías de herramientas en un mismo proyecto, por ejemplo en el caso de L8 en el metro de Madrid dónde el consumo en picas es muy superior al consumo en rastreles.
- Las mejoras realizadas por diferentes autores tienen un denominador común para todos los proyectos que pasa por un recambio en la categoría de herramientas, incluso un aumento del n de herramientas y por una modificación en aumento del porcentaje de aberturas de la RDC (Lovat, 2007), (Zhao J., Gong Q. y Eisensten Z., 2007). En menor medida se ha recurrido a incorporar soluciones especiales que impliquen una modificación de los parámetros de operación de la máquina (por ejemplo del Empuje).

8.5 Datos de operación

8.5.1 Visión de conjunto

Para cada *UP* se cuenta –con las limitaciones reseñadas en el apartado 8.2- con el histórico de parámetros que provienen de la operación de las TBM. Dado que las obras aquí descritas duran años, y que las máquinas tuneladoras registran parámetros segundo a segundo, los datos brutos constituyen una base de datos muy extensa. Se hace así menester adoptar valores medios de referencia para poder trabajar con los datos recopilados.

Durante la operación de la máquina se van instalando anillos de dovelas, por lo que los datos de operación registrados se agrupan promediados por cada anillo de dovelas colocado. Este criterio implica que el tiempo que se emplee en la colocación de cada anillo, que puede variar, impone la cantidad de valores obtenidos por segundo que deben ser promediados.

Del conjunto de parámetros registrados en cada máquina se han estudiado sólo aquellos más relevantes para el problema del desgaste. Según la mayoría de autores, (Yagiz y otros,

2010), (Gong & Zhao, 2009), (Cigla y otros, 2001) estos son el Empuje (*E*), Par motor (*PM*), velocidad de rotación de la cabeza de corte (*VRDC*) y Avance neto (*PR* ó *Arn*). Recuérdese que este avance neto es una velocidad obtenida descontando los tiempos muertos de la máquina en los cuales la misma no avanza. La razón entre avance neto y velocidad de rotación da, en cada anillo, la velocidad de penetración (*PRev*).

El conjunto de anillos para los que se dispone de información de estos parámetros es de unos 17759. Los valores de *E* en [kN], *PM* en [kNm], *PR* en [mm/min], *VRDC* en [rpm] y *PRev* en [mm/rev] están así disponibles cada 1,80m excepto en las *UP* 7, *UP*9, *EI* y *EII* donde se tienen valores cada 1,50m, debido al distinto ancho de dovela empleado.

Como se comentó más arriba algunos registros de obra están incompletos; en la tabla 8.34 se indica el porcentaje de anillos para los que se dispone de datos. Como puede verse los parámetros de operación disponibles cubren un porcentaje igual o superior al 75% del recorrido en todas las *UP* menos en la *UP*2, donde cubren sólo la mitad del recorrido y en la *UP*8, donde no se pudieron obtener los datos. En la *UP*5 no se han conservado los datos de par y rotación.

Tabla 8.34: Porcentaje de datos disponibles en cada *UP* para los cuatro conjuntos de parámetros analizados.

UP	Parámetros			
	Geotécnicos	Producción	Mantenimiento de la RDC	Operación
1	100%	100%	100%	99,5% excepto PM con 48,8%
2	100%	100%	49,3%	49,3%
3	100%	100%	100%	100%
4	100%	100%	100%	78,1%
5	100%	11,6%	100%	93,4% sólo para E y Arn
6	100%	100%	100%	100%
7	100%	100%	100%	100%
8	100%	Sin datos	100%	Sin datos
9	100%	86%	100%	100%
EI	100%	1,7%	74%	74%
EII	100%	1,4	81%	81%

Para tener una primera idea del orden de magnitud de estos parámetros, en las siguientes tablas 8.35/36 se presentan los estadísticos de conjunto obtenidos a partir de los datos disponibles.

Tabla 8.35: Estadísticos agregados de parámetros de operación en L9

Parámetros	<i>E</i> kN	<i>PM</i> kNm	<i>PR</i> mm/min	<i>VRDC</i> rpm	<i>PRev</i> mm/rev
Promedios	35712	7733	44,54	1,4	35,86
DEstándar	14582	3653	16,2	0,68	16,3
CV	0,41	0,473	0,36	0,48	0,45

Tabla 8.36: Estadísticos agregados de parámetros de operación en Terrassa

Parámetros	<i>E</i> kN	<i>PM</i> kNm	<i>PR</i> mm/min	<i>VRDC</i> rpm	<i>PRev</i> mm/rev
Promedios	9736	3077	78	1,66	47
DEstándar	1118	125	2,93	0	1,77
CV	0,11	0,04	0,04	0	0,04

En el proyecto de Terrassa los valores de *E* se sitúan apenas en un 30% respecto al valor medio de Línea 9 lo que refleja la diferencia de diámetros de excavación en ambos proyectos. Algo similar ocurre con el par motor. Más abajo se discute en detalle este aspecto.

En la siguiente tabla 8.37 se muestran los promedios de estos parámetros desagregados según *UP*. La tabla contiene el número de anillos donde hubo registro de datos operacionales, y

los valores medios de cada parámetro de operación para cada *UP*. Evidentemente, los valores registrados en anillos presentan una variabilidad significativa. Esta se describe mediante el coeficiente de variación en la Tabla 8.38 y puede apreciarse visualmente en las figuras 8.39 a 8.48, dónde se presentan los valores obtenidos a lo largo de la traza.

En general par motor es una cantidad bastante más volátil que el empuje. (tabla 8.38). En cuanto al avance y la rotación no siempre la volatilidad de la última es mayor, aunque si es cierto que, en algunos casos, alcanza los mayores valores de todas las variables estudiadas (concretamente en *UP7* y *UP9*). Por otra parte, las variaciones de *E* y de la velocidad neta de penetración *PR* son opuestas detectándose picos de *E* en coincidencia con valles de *PR* (véanse ejemplos en los perfiles correspondientes a *UP3*, *UP4*, *UP5*). Las curvas acusan pronunciadamente las paradas de la máquina con caídas bruscas a cero en los valores de *E* y *PR*.

Tabla 8.37: valores medios de parámetros de operación para cada *UP*

<i>UP</i>	<i>Nº de anillos con registro</i>	$\bar{E}[UP]$ kN	$\overline{PM}[UP]$ kNm	$\overline{PR}[UP]$ mm/min	$\overline{VRDC}[UP]$ rpm	$\overline{PRev}[UP]$ mm/rev
UP1	2385	24312	6403	32	2,9	11,87
UP2	2146	64128	15233	26,3	1,11	23,8
UP3	300	33060	9118	29,4	1,1	27
UP4	523	37405	9058	39,3	1,1	39,5
UP5	844	54593		36,2		
UP6	1840	35052	8510	46,6	1,2	37,9
UP7	2068	22406	4332	67,7	1,23	55
UP9	4458	25229	4603	64,4	1,15	56
EI	1363	8945	3166	76	1,7	45,78
EII	1366	10527	2989	80	1,7	48,28

Tabla 8.38: Variabilidad de parámetros de operación para cada *UP*

<i>UP</i>	<i>CV (E[UP])</i>	<i>CV (PM[UP])</i>	<i>CV (PR[UP])</i>	<i>CV (VRDC[UP])</i>	<i>CV (PRev[UP])</i>
UP1	0,31	0,7	0,4	0,3	0,46
UP2	0,14	0,23	0,25	0,06	0,26
UP3	0,29	0,54	0,29	0,18	0,31
UP4	0,13	0,37	0,35	0,21	0,43
UP5	0,19		0,33		
UP6	0,20	0,43	0,41	0,26	0,87
UP7	0,18	0,46	0,22	1,34	0,22
UP9	0,24	0,45	0,25	1,35	0,27

A la vista de la tabla 8.37/8 se puede también notar lo siguiente:

La *UP1* presenta un muy bajo valor promedio de penetración (*PRev*) que se compensa con un valor promedio alto de velocidad de rotación de la cabeza de corte. Sin embargo sus valores promedio de empuje y par motor no fueron muy elevados.

La *UP2* presenta una penetración media baja y la velocidad de avance media más baja, a pesar de tener los valores medios de empuje y par motor mayores de todos los casos. Esto, unido a la intensidad del mantenimiento requerido en el trazado hace pensar que la máquina empleada resultó ser inapropiada para el trazado.

Las *UP4* y *5* con trazados casi paralelos y máquinas similares trabajan con empujes muy diferentes siendo mayores los empujes aplicados en la *UP5* y en cambio la velocidad de avance es mayor en *UP4* lo que indica un mejor rendimiento de la máquina en la *UP4* que en la *UP5*.

Dicho esto el mayor trabajo en el frente resultó en consumos mayores en *UP4*, como se ha indicado en el apartado anterior.

Las *UP 7 y 9* muestran unos valores elevados de avance respecto del resto de *UP* con un muy bajo valor de empuje de la máquina, en relación a las demás *UP*.

De acuerdo a lo comentado en el capítulo 3 existe una relación entre las tres variables *PRev* (mm/rev), *VRDC* (rpm) y *PR*(mm/min) de manera tal que

$$PRev = \frac{PR}{VRDC} \quad (8.10)$$

Sin embargo, en la tabla 8.38 no se aprecia esta relación entre sus valores promedios para la totalidad de datos, esto se debe a que con frecuencia en las listas de datos hay anillos en los que falta el registro de algún dato puntual y por lo tanto en el promedio de cada variable a lo largo de todos los anillos no mantiene las relaciones que sí existen de manera individual.

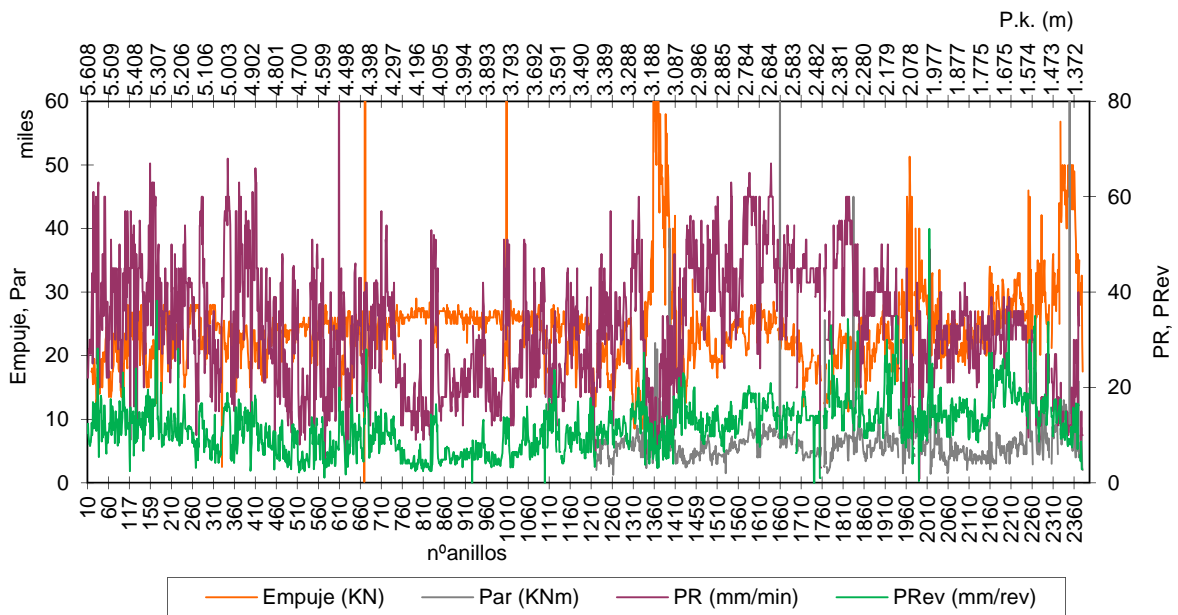


Figura 8.39: *E,PM, PR y PRev* por progresivas en *UP1*

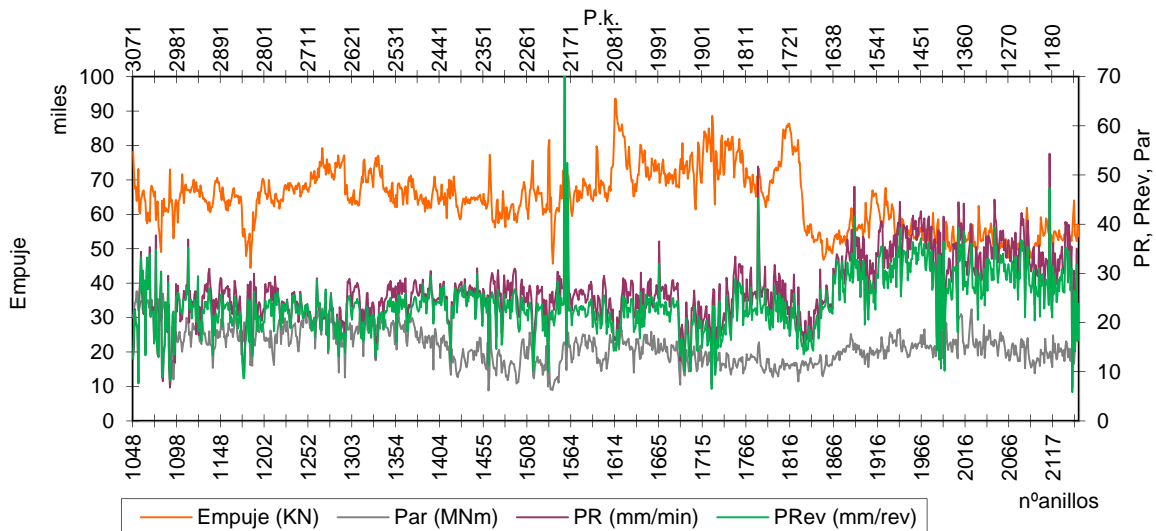


Figura 8.40: *E,PM, PR y PRev* por progresivas en *UP2*

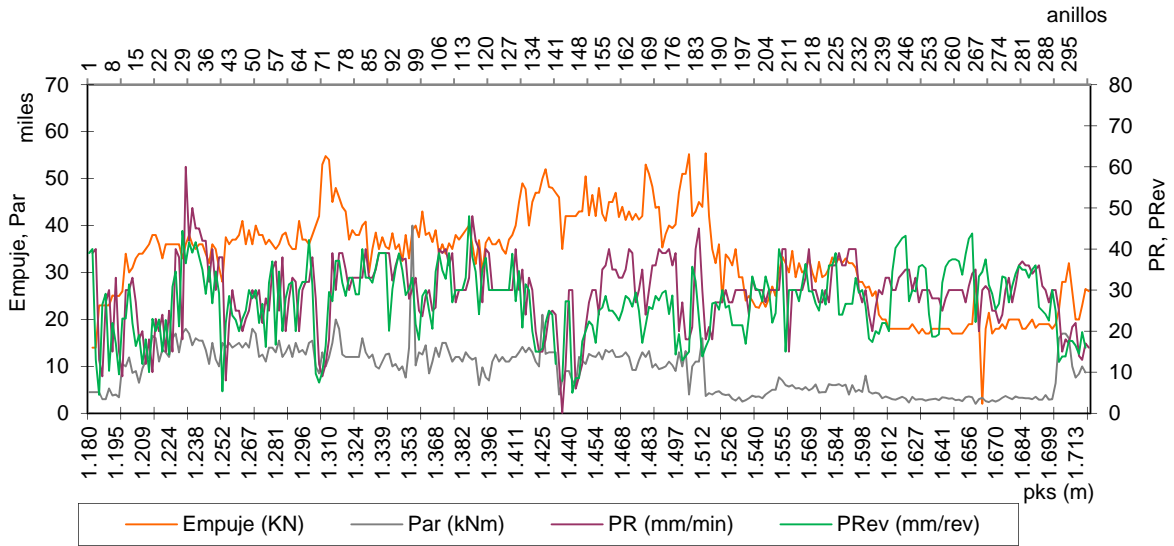


Figura 8.41: E, PM, PR y PR_{rev} por progresivas en UP3

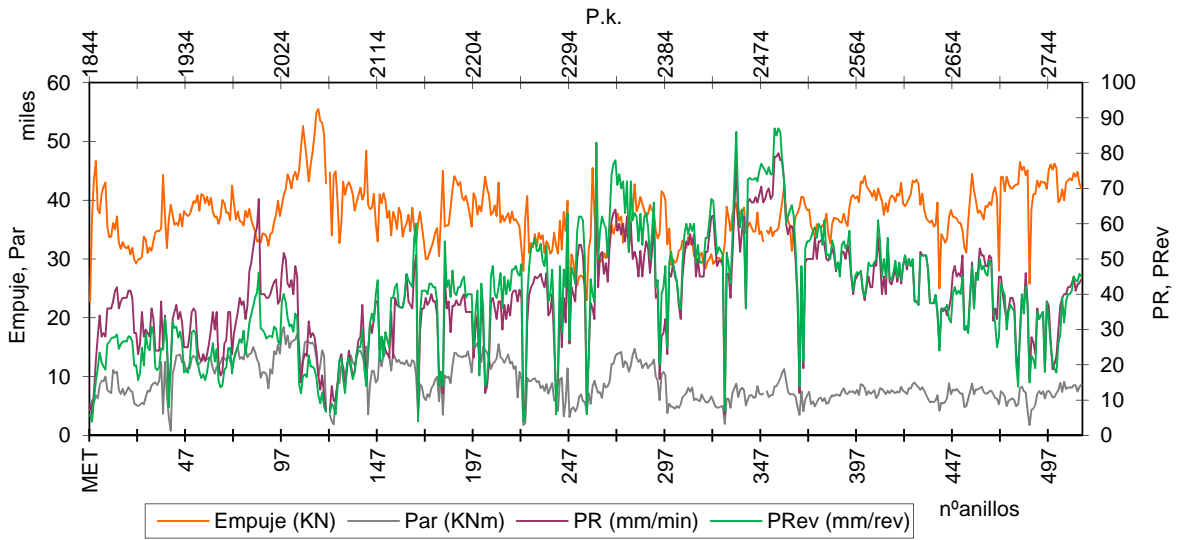


Figura 8.42: E, PM, PR y PR_{rev} por progresivas en UP4

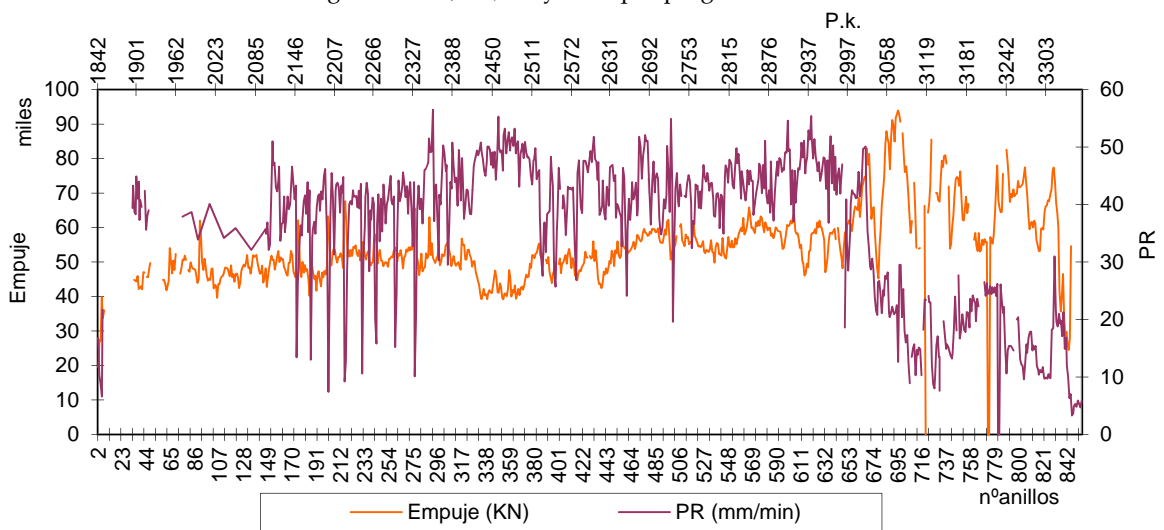


Figura 8.43: E y PR por progresivas en UP5

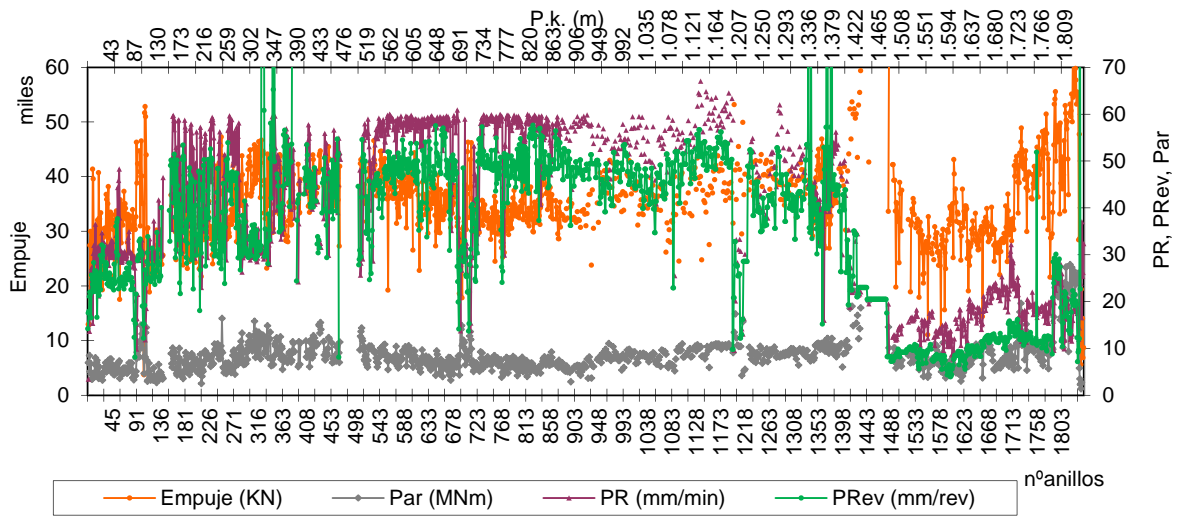


Figura 8.44: E, PM, PR y PR_{rev} por progresivas en UP6

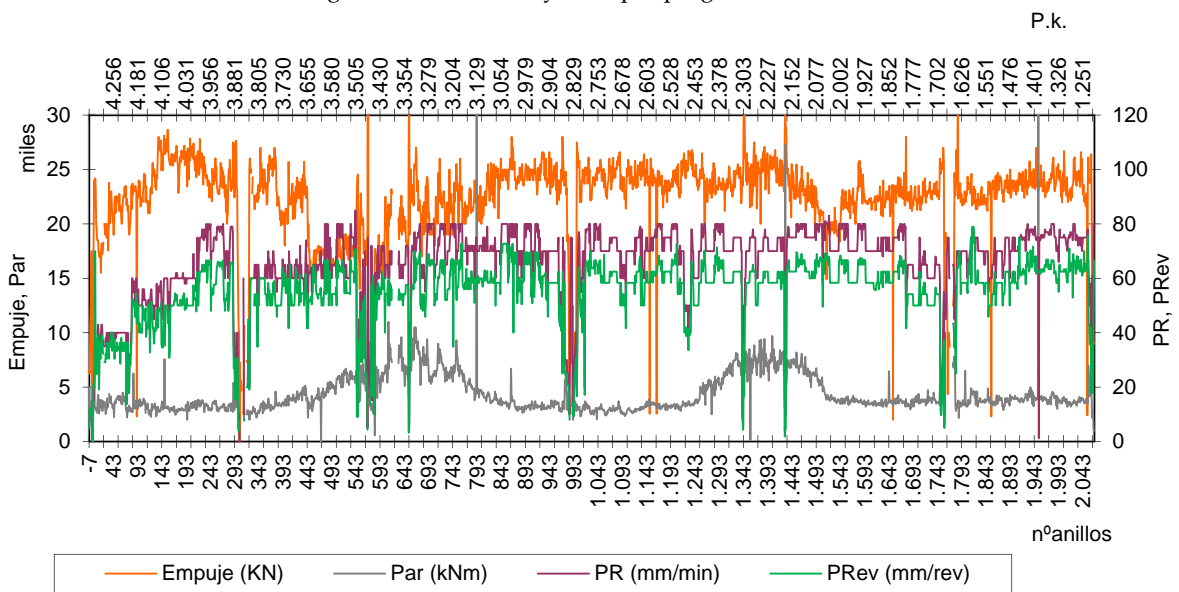


Figura 8.45: E, PM, PR y PR_{rev} por progresivas en UP7

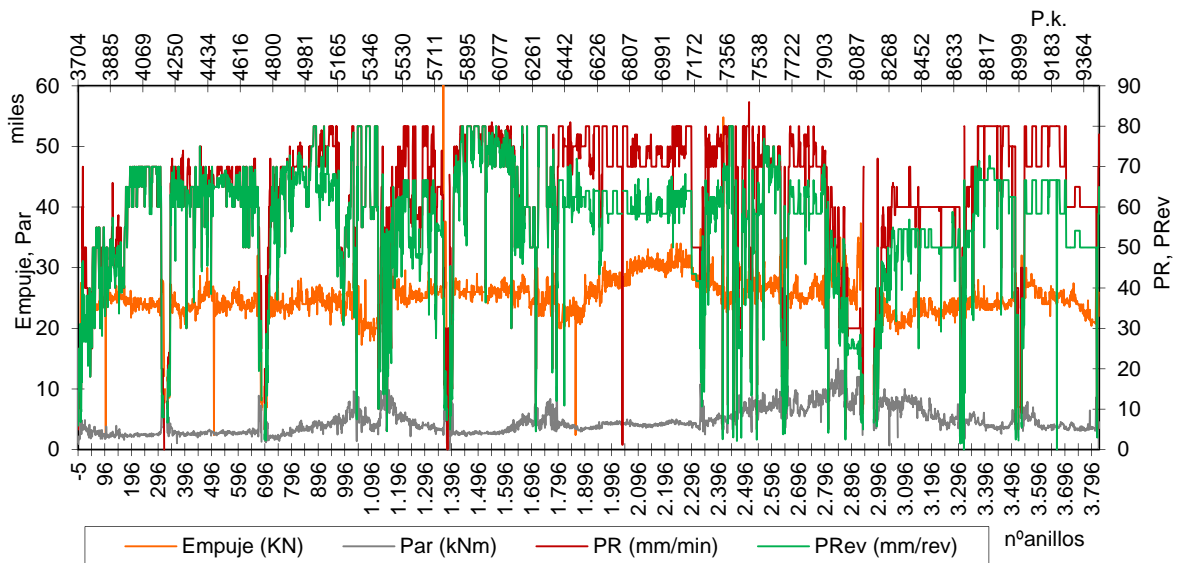


Figura 8.46: E, PM, PR y PR_{rev} por progresivas en UP9

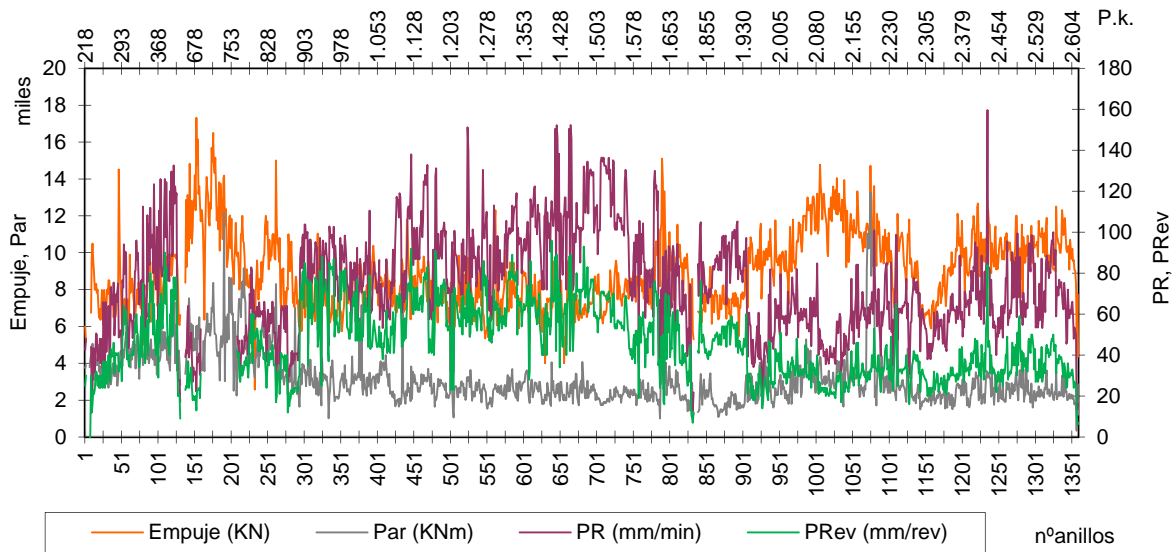


Figura 8.47: E, PM y PR y PR_{rev} por progresivas en EI

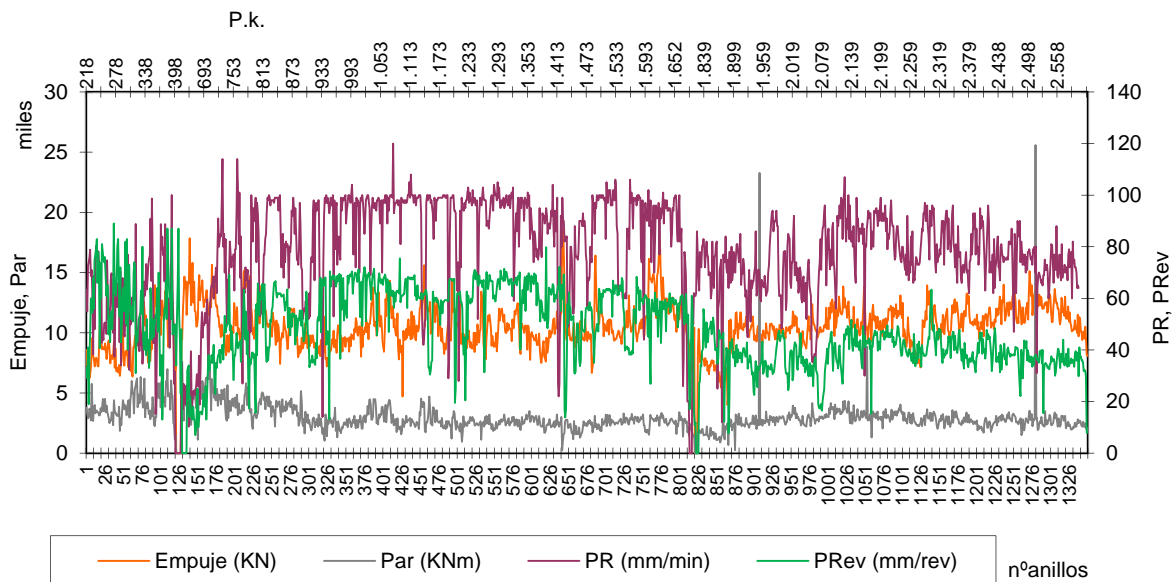
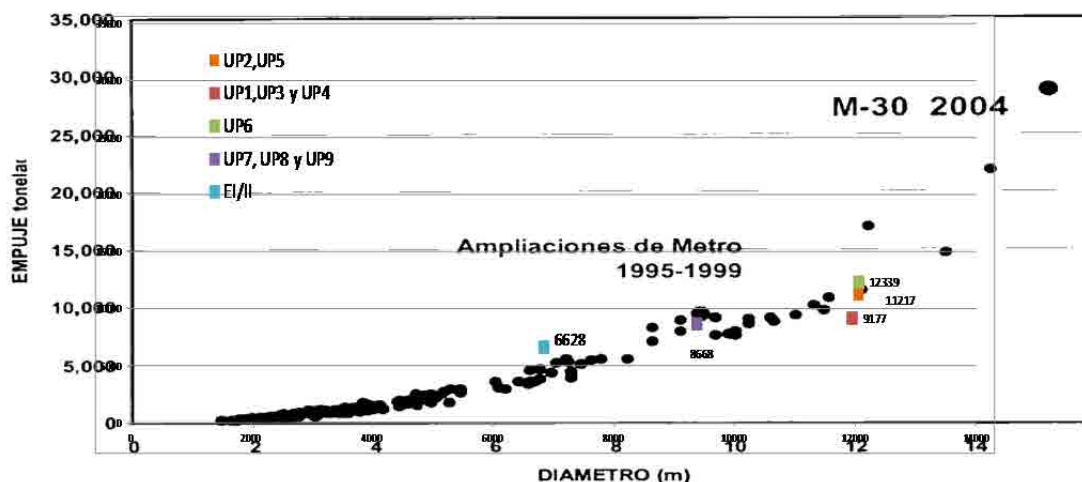


Figura 8.48: E, PM y PR y PR_{rev} por progresivas en EII

8.5.2 Influencia del diámetro en empuje y par motor

La capacidad de Empuje de la máquina es un valor que forma parte del proyecto de la máquina e indica el límite superior de Empuje que la máquina no debe sobrepasar.

En lo que respecta a los valores de proyecto de E y PM o capacidad de la máquina para estos parámetros se presenta en la figura 8.49 la gráfica que fuera publicada por Maynar (Melis Maynar, 2005) con datos de diseño de Empuje para máquinas tuneladoras que trabajaron en suelos.



Figuras 8.49: E capacidad [t] para las máquinas de los proyectos de M30 en Madrid añadido los proyectos de L9 y Terrassa en Barcelona. Adaptado de Maynar 2005.

Tal como se observa en la figura 8.49, sobre la gráfica de Maynar se ha representado los valores de las máquinas de nuestro estudio y se observa que la capacidad de diseño de las mismas es coherente con la propuesta del autor madrileño. Cada serie representa a un grupo de UP, la agrupación de las UP en la gráfica está gobernada por la capacidad que es común a cada UP de un mismo grupo.

En la siguiente figura se presenta los valores medios de E efectivamente aplicados y registrados para las excavaciones según el diámetro de las mismas para cada UP en particular

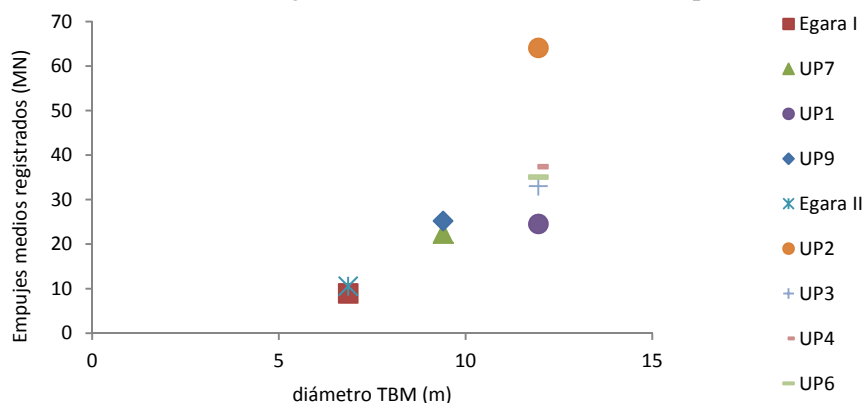


Figura 8.50: Variación de valores medios de E con el diámetro de la excavación

Según lo observado en la figura 8.50 que a medida que es mayor el diámetro y la sección del túnel a excavar mayor es la demanda de empuje en la TBM. De la misma manera se muestra en la siguiente gráfica 8.51 los valores efectivos de Par Motor.

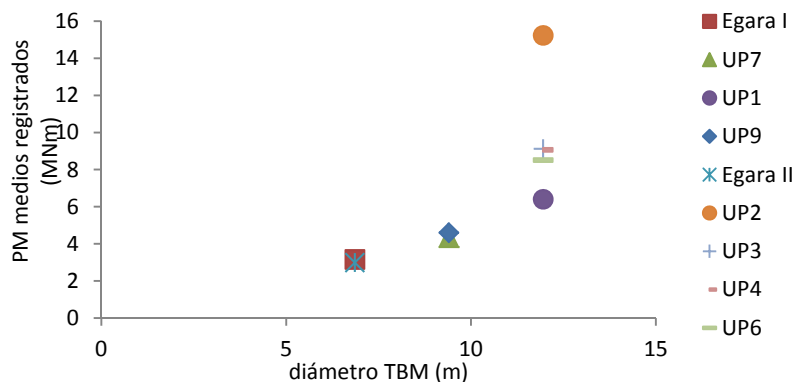
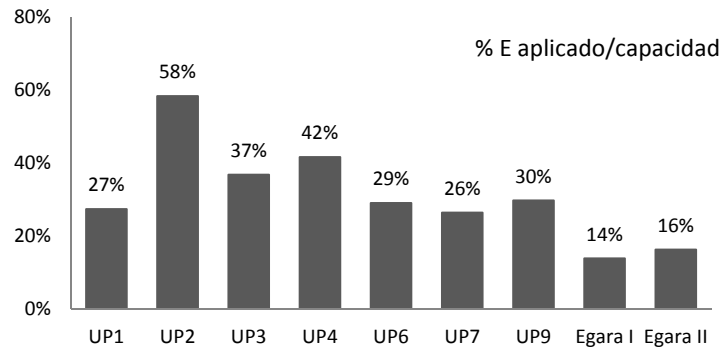


Figura 8.51: Variación de valores medios de PM con el diámetro de la excavación

En el caso del par motor, la variación de la demanda de este parámetro con el diámetro de los túneles tiene también una tendencia exponencial.

Se observa una importante diferencia en los valores registrados para las máquinas de mayor diámetro respecto de las de diámetro menor, a pesar de ello, la tendencia a emplear mayores empujes y par motor con mayores diámetros es evidente.

Los valores representados corresponden a valores efectivos, que se han registrado durante el funcionamiento de la máquina. Se presentan a continuación las respectivas gráficas de la proporción de *E* y *PM* efectivamente empleados respecto de la capacidad con la que se dotó a cada máquina.

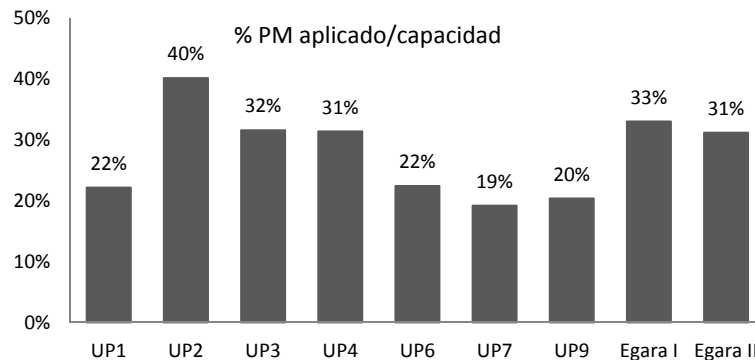


Figuras 8.52: *E* medio registrado respecto a capacidad de empuje.

A la vista de estas gráficas puede afirmarse que se mantuvo un “resguardo” u “holgura” con un valor aproximado de más del 50%, excepto en *UP2* en la que el valor efectivo de empuje alcanzó el 58% de la capacidad de la máquina.

UP6 está dotada de una capacidad mayor que el resto de las *UP* y sin embargo su porcentaje de aplicación no superó el 30%, lo que da pie a suponer que tal vez, en lo que respecta a este parámetro, la máquina podría haber estado sobredimensionada.

A continuación se añade a la gráfica anterior de Empuje su homóloga de Par Motor.



Figuras 8.53: *PM* medio registrado respecto a capacidad de *PM*.

En *UP2* se registra un mayor empleo de la capacidad de la máquina tanto para Empuje como para Par motor, siendo esta *UP* la que más ha aprovechado su capacidad respecto de las demás. Este hecho podría interpretarse como que el diseño de la máquina fuera el más ajustado de todos, siempre que se hable de estos dos parámetros. En esta misma línea podría interpretarse que el diseño de las máquinas que perforaron *UP6* y *UP7* fue, desde este punto de vista, muy conservador.

Se destaca los resultados obtenidos en *Egara I* y *II*, en los que los empujes registrados son los menores de todos los casos mientras que los valores de Par motor son del orden de los valores alcanzados por las máquinas de 12m de diámetro. La combinación de ambos parámetros,

empuje y par motor en este caso sugieren que el material excavado tenía una alta resistencia al corte respecto de la resistencia a la compresión simple, y que seguramente se trataría de un material mayoritariamente cohesivo. De hecho, si se consulta en el capítulo 6 la descripción geotécnica del material predominante en los proyectos *EI* y *EII* se podrá constatar que efectivamente tanto el material mioceno como el cuaternario tienen una fuerte componente cohesiva.

8.5.3 Espaciamiento entre herramientas y penetración media

Para cada *UP* se ha obtenido un espaciamiento medio entre las herramientas en cada rueda de corte, s , siguiendo la propuesta de (Roxbosough & Philips, 1975). El espaciamiento medio se obtiene así dividiendo el radio de la cabeza de corte entre el número de herramientas dispuestas en la cabeza.

Tal y como se comentó en el capítulo 3 si p es la penetración media medida en mm correspondiente a una rotación de la rueda, la relación óptima s/p para herramientas de discos se sitúa en valores entre 10 y 20. De igual modo, la relación óptima s/p para picas se sitúa en los valores 2-3 (Grant y otros, 1981), (Roxborouhg y otros, 1981), se presenta a continuación la tabla 8.39 con los valores de s y s/p para las *UP* en estudio donde p y se obtiene como el promedio de los registros de *PRev* en cada *UP*.

Tabla 8.39: Valores s y s/p en *UPs*.

<i>UP</i>	p (mm)	s (mm) discos + picas	s (mm) picas	s (mm) discos	s/p discos + picas	s/p picas	s/p discos
1	12	72,0		72,0	6,06		6,06
2	24	19,5	22,6	142,3	0,82	0,95	5,99
3	27	19,7	25,1	90,5	0,73	0,93	3,35
4	40	19,3	25,1	83,0	0,49	0,64	2,10
5		19,5	22,6	142,3			
6	38	19,5	22,6	142,3	0,52	0,60	3,76
7	55	15,4	17,8	111,9	0,28	0,32	2,03
8		15,4	17,8	111,9			
9	56	15,4	17,8	111,9	0,27	0,32	2,00
		s (mm) cónicas + radiales	s (mm) picas cónicas	s (mm) picas radiales	s/p picas c + picas r	s/p picas cónicas	s/p picas radiales
EI	46	21,4	61,2	33,0	0,47	1,34	0,72
EII	48	21,4	61,2	33,0	0,44	1,27	0,68

Se observa en la tabla 8.39 que los valores de s/p obtenidos son muy bajos si se comparan con los sugeridos. Incluso en los casos más elevados, como la *UP1* se alcanzó una relación s/p con un valor de 6 por debajo del límite inferior que sugieren los autores citados. Esto podría tomarse como indicación de que el espaciamiento entre herramientas era más pequeño que lo necesario. También es posible que los criterios desarrollados para minería de rocas blandas (carbón) y duras en los años 70/80 no sean de aplicación en estos casos. A día de hoy no se ha encontrado en la literatura una relación óptima s/p para una situación en la que el diseño de la rueda consta de una combinación de herramientas entre discos y picas.

8.5.4 Energía Específica: SE

Un parámetro integrador de la interacción herramienta terreno durante la acción de excavar es la Energía Específica SE que, de manera cuantitativa, puede revelar cuan eficiente está siendo dicho proceso. Tal como se expuso en el capítulo 3, este concepto se aplica de manera muy diversa a distintas técnicas de excavación. Dado que las máquinas tuneladoras avanzan por empuje y rotación simultáneos se propone utilizar la ecuación 3.23 que presentó Teale (Teale, 1965) para determinar SE según se expuso en capítulo 3 y se recuerda a continuación en la expresión 8.11.

$$SE = \frac{E}{A_T} + \frac{2\pi VRDC PM}{A_T PR} \tag{8.11}$$

Donde SE es la energía específica en kJ/m^3 , E es el empuje total de la RDC en kN , A_T es el área del frente de excavación en m^2 , $VRDC$ es la velocidad de rotación de la RDC en rpm , PM es el par motor aplicado en kNm y PR de la velocidad de avance lineal neta en m/min . La expresión consta de dos sumandos que se suelen identificar (Celada y otros, 2009) como energía de empuje y energía rotacional, respectivamente. El primer sumando suele representar (Teale, 1965) una fracción muy pequeña de la SE , lo que ha sido tenido en cuenta por sucesivos autores (Cardu, 2011), (Celada, 2012) para presentar variantes simplificadas.

Dado que $PR = PRev VRDC$ la ecuación anterior se puede escribir como

$$SE = \frac{E}{A_T} + \frac{2\pi PM}{A_T PRev} \tag{8.12}$$

Expresando $PREv$ en m/rev .

Como indican (Celada y otros, 2009) al evaluar así la Energía Específica SE en una máquina tuneladora, tratando la máquina como un “taladro” único, obtenemos un parámetro que refleja la eficiencia de la operación y que debería reflejar la naturaleza del terreno atravesado. En principio debería verificarse que los mayores valores de penetración y de velocidad de avance tendrían lugar para valores mínimos de SE . Esto lo examinamos luego en detalle sobre gráficos en los que SE se pone en relación con parámetros geotécnicos y avance.

De forma previa se presentan los resultados medios de SE desagregados por UP en la siguiente tabla. Nótese que en $UP5$ y $UP8$ no se pudo calcular por falta de datos de operación necesarios. Es evidente que el consumo de energía fue mayor en las UP del lado Besós que en las del lado Llobregat, destacando por su mayor consumo $UP2$.

Tabla 8.40: estadísticos desagregados de SE en UPs

UP	Diámetro (m)	Promedio SE (MJ/m^3)	CV
1	11,9	29,3	1,25
2		38,72	0,37
3		22,32	0,77
4		17,02	0,75
6		20,77	0,92
7	9,4	8,51	1,66
9		10,11	1,35
EI	6,9	13,93	0,7
EII		12,32	0,75

En un análisis más detallado se presentan el siguiente conjunto de figuras que muestran la evolución de *SE* durante la excavación de cada *UP* en particular y se la compara con la variación de la abrasividad en *TG* y con la evolución de la velocidad de penetración.

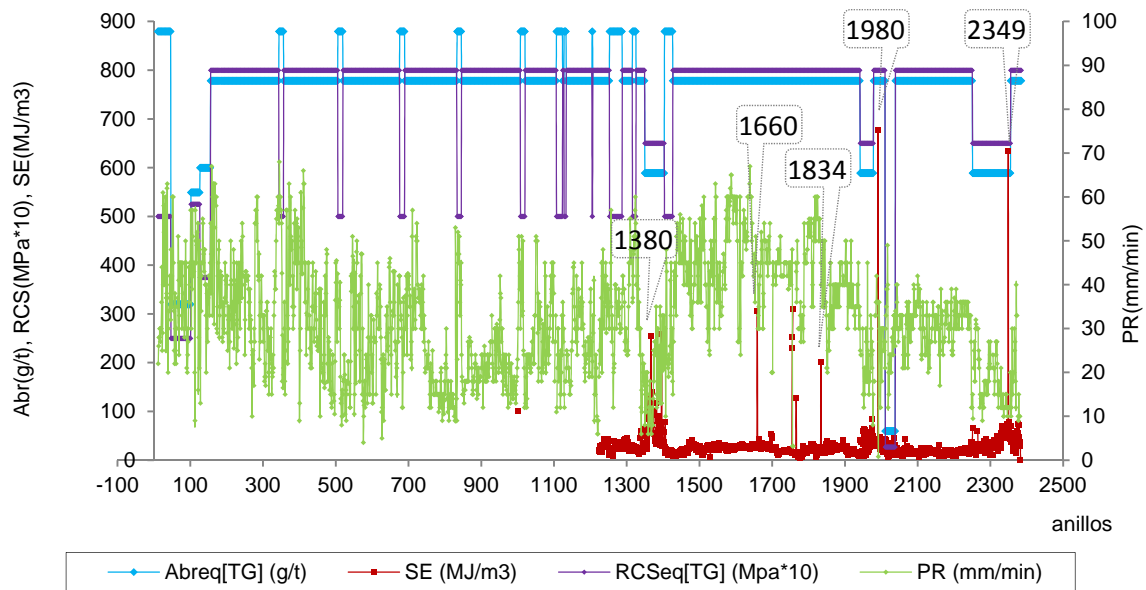


Figura 8.54: *SE* vs *Abreq[TG]* vs *PR* en *UP1*.

En *UP1* no se cuenta con registro de *PM* sino a partir de los 1200 anillos de revestimiento instalados. Se observa la mayor demanda de *SE* en las cercanías de la instalación del anillo 1380 zona en que se intercepta *Gr2 (IV)*. Este es un material relativamente poco resistente y la caída de eficiencia indica mayor inestabilidad de la excavación. Lo mismo ocurre a la altura del anillo 1980 y que coincide con la excavación de Brecha de falla *Bf*, mezclada con mioceno *M*. Se observa una simetría entre las curvas de penetración y *SE* con picos de unas que generalmente coinciden con valles de la otra. En general los valores acusan una dispersión considerable superior al resto de *UPs* del mismo diámetro.

A lo largo del trazado se observan algunos picos puntuales en la curva de *SE*. En la proximidad al anillo 1335 coincide con una parada de la máquina para iniciar un cambio de modo de abierto a EPB. En el anillo 1660 probablemente tiene que ver con un episodio puntual de incendio en la máquina que obligó a desalojar todo el recinto de túnel. Así mismo anillos 1755/56/58 se corresponden con un fallo en la cinta transportadora. El pico de *SE* en el anillo 1834 pudo deberse a una parada de la máquina debido a un ingreso (80 l/seg) de agua subterránea caliente (42,5°C) que obligó a parar y evacuar el agua. En el anillo 1979 se detecta el pico más alto de *SE* que se explica porque en ese anillo se hizo un tapón de espuma para parar la máquina y limpiar el escudo mientras tenía lugar una huelga de trabajadores. Finalmente en el anillo 2349 se produce el último pico de *SE* que se relaciona con una parada repentina de la máquina debida a una contaminación del depósito de espuma con rheosoil (aditivo que evita la adherencia de la arcilla en la máquina).

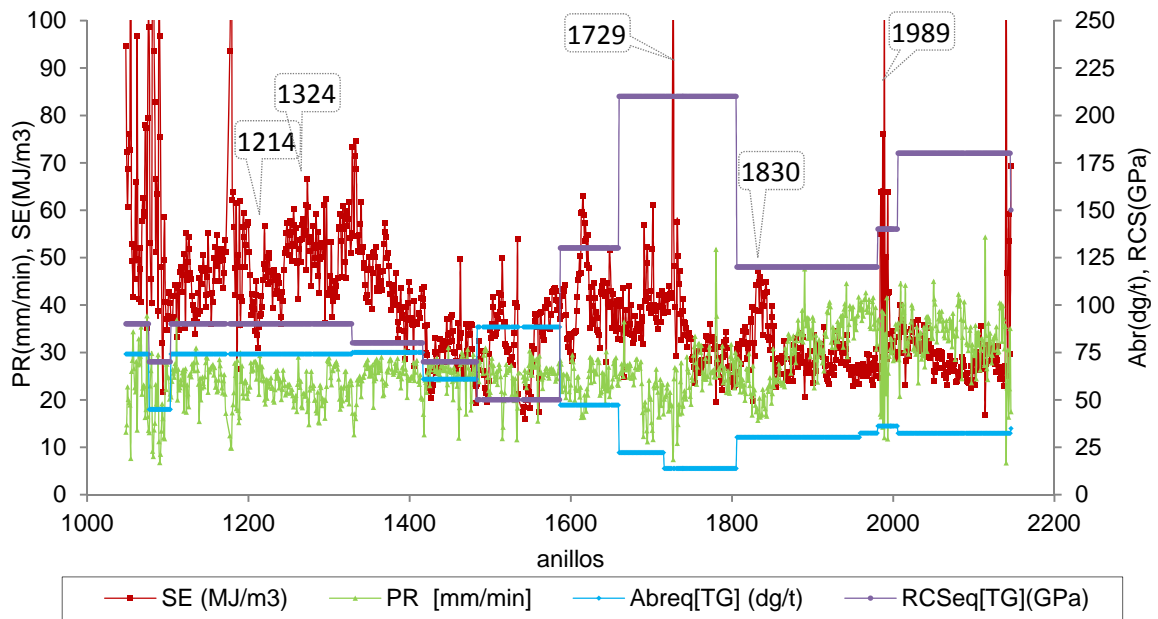


Figura 8.55: SE vs Abreq[TG] vs PR, UP2.

En UP2 se observan valores de SE muy inestables con una tendencia decreciente en general, lo que podría interpretarse como una mejora en la eficiencia de la operación con el avance de la excavación. Por otra parte, también es más baja la abrasividad en la segunda mitad del trazado. La correspondencia de picos de SE con valles de velocidad de penetración se deja ver de forma poco pronunciada, es el caso del anillo 1214, 1324, entre otros. Las causas en el primer caso se corresponden a los momentos cercanos al apagado de la máquina para adentrarla en uno de los pozos de emergencia donde tuvieron lugar algunas reparaciones, el segundo pico tiene que ver con un fallo debido a una avería eléctrica en los trafos, el tercer pico situado en el anillo 1729 tiene que ver con la perforación de una pantalla de hormigón para hacer cale, la máquina interrumpió su perforación entre las fechas 24 de Octubre de 2006 hasta el 5 de Junio de 2007. El pico en SE situado a la altura del anillo 1830 pudo deberse a la parada de la máquina por cambio de herramientas en un recinto conocido como “Solar de Castro”, es notable la gradual caída de la penetración y simultáneamente aumento de SE en los 4 metros antes al punto de parada. En coincidencia con la última parada de la máquina por mantenimiento de la rueda, en la cercanía del anillo instalado 1989 ocurre el último pico de la curva de SE, finalmente se registra un pico en las cercanías del cale final.

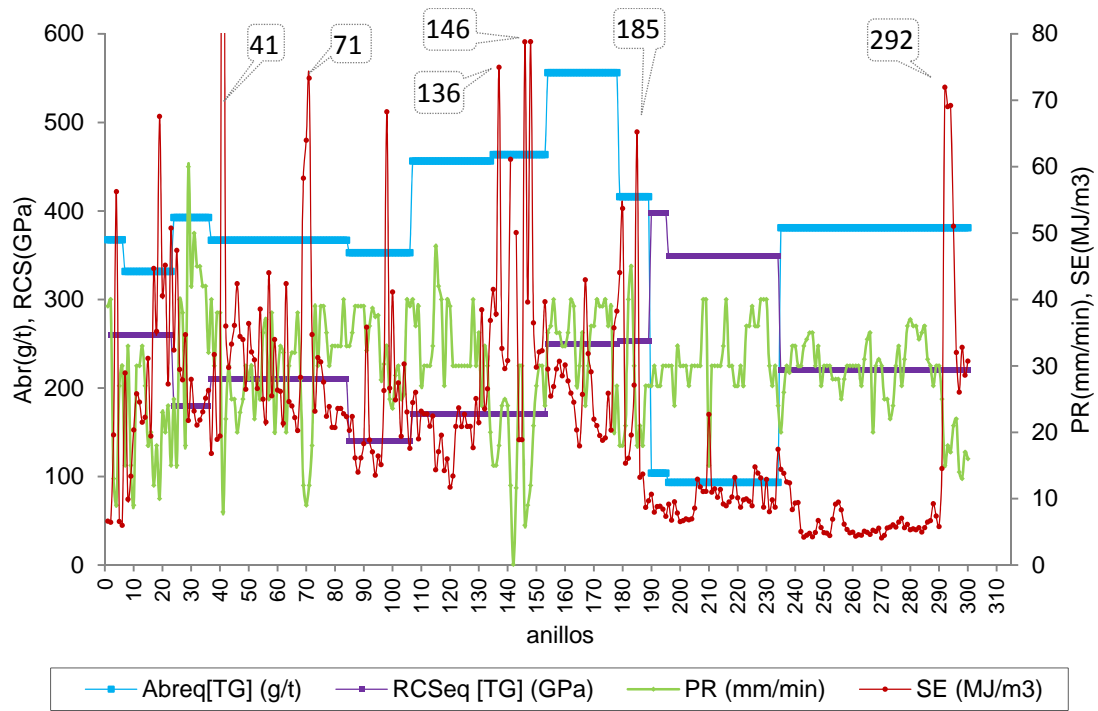


Figura 8.56: SE vs Abreq[TG] vs PR en UP3.

En promedio *UP3* presenta un menor valor de *SE* que las dos *UP* anteriores así como una dispersión ligeramente más alta. *SE* va fluctuando con una simetría sensible respecto de la velocidad de avance neta. El tramo posterior al anillo 189 fue el más eficiente, sin que parezca afectarle el último salto de la abrasividad graficado. Este tramo coincide con la excavación en materiales pliocenos de abrasividad casi nula y resistencia *RCS* baja; el salto de abrasividad se debe a la aparición de cuaternarios gruesos, *PQ* con valores medios a altos de abrasividad, pero no de *RCS*.

El pico más alto detectado en la curva de *SE* tiene lugar en el anillo 41 y se corresponde con la perforación de pantallas de hormigón para hacer cale en un pozo construido para hacer el primer cambio de herramientas. El pico localizado en el anillo 71 es inmediatamente posterior al primer cambio de herramientas y por lo tanto excavando el muro de pantalla del recinto para salir del pozo. Los picos situados entre los anillos 136 y 146 se relacionan con la entrada y salida del segundo recinto en el que se hicieron recambio de herramientas y mantenimiento de la RDC. El pico detectado en el anillo 185 se puede relacionar con el paso bajo vías existentes de otra red de ferroviaria en funcionamiento (RENFE) que fue protegida mediante una cortina de jets aproximadamente en el pk 1+500. Finalmente el pico en *SE* registrado en el anillo 292 se corresponde con la llegada de la máquina al bloque estanco o dado de hormigón que da paso al cale final.

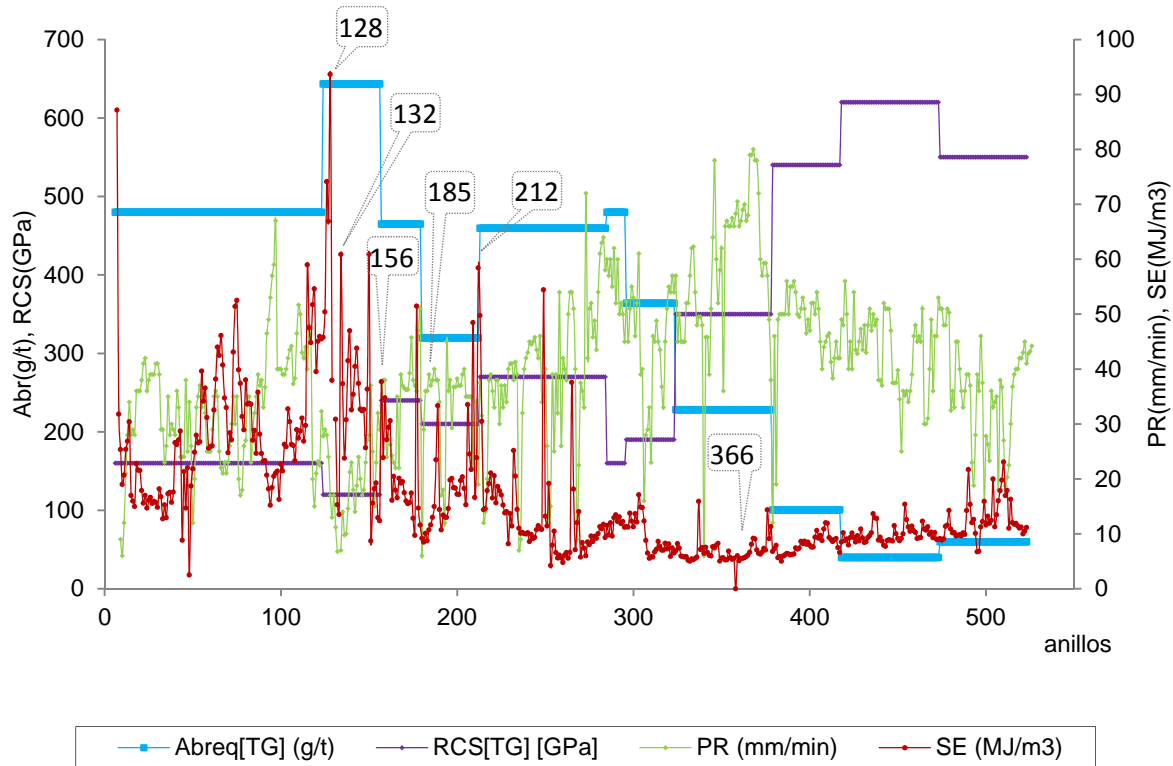


Figura 8.57: SE vs Abreq[TG] vs PR en UP4.

En UP4 se observa una menor correspondencia de la fluctuación de SE con las fluctuaciones de PR. El momento menos eficiente de la excavación se dio en el anillo 132 donde se registra un pico de SE aparejado con un valle del avance neto PR. Esto coincide con un salto de abrasividad al interceptar un material con gran cantidad de clastos y bolos de tamaño centimétrico a decimétrico. Tras la entrada se observa como la máquina se va estabilizando en el nuevo escenario geotécnico y SE va disminuyendo mientras que PR aumenta hasta llegar al anillo 185. Por el contrario, el momento más eficiente de la excavación ocurrió en las cercanías del anillo 366 con valores mínimos de SE y los mejores valores de penetración alcanzados en un TG que se componía mayoritariamente de pliocenos. El pico detectado en la curva de SE en el anillo 128 se registra en coincidencia con una parada de la máquina para hacer recambio de herramientas. En la curva de SE se evidencia gran inestabilidad de la máquina mientras trabajó en el TG que contiene Qb2 entre los anillos 128 y 156. En el anillo 212 se registra un nuevo pico de SE: los registros sugieren un problema en la cámara de tierras, en ese punto se tiene el registro de 3 de los 7 sensores de presión en el frente mientras que en el resto de los puntos se cuenta con todas las lecturas; además el material excavado tiene un peso cercano al valor máximo del teórico y se inyectó más volumen de mortero en cola (12,86m³) respecto del teórico (11,65m³), en definitiva que esta pérdida puntual de eficiencia de la excavación pudo deberse a problemas de operación de la máquina asociados al cambio de material excavado.

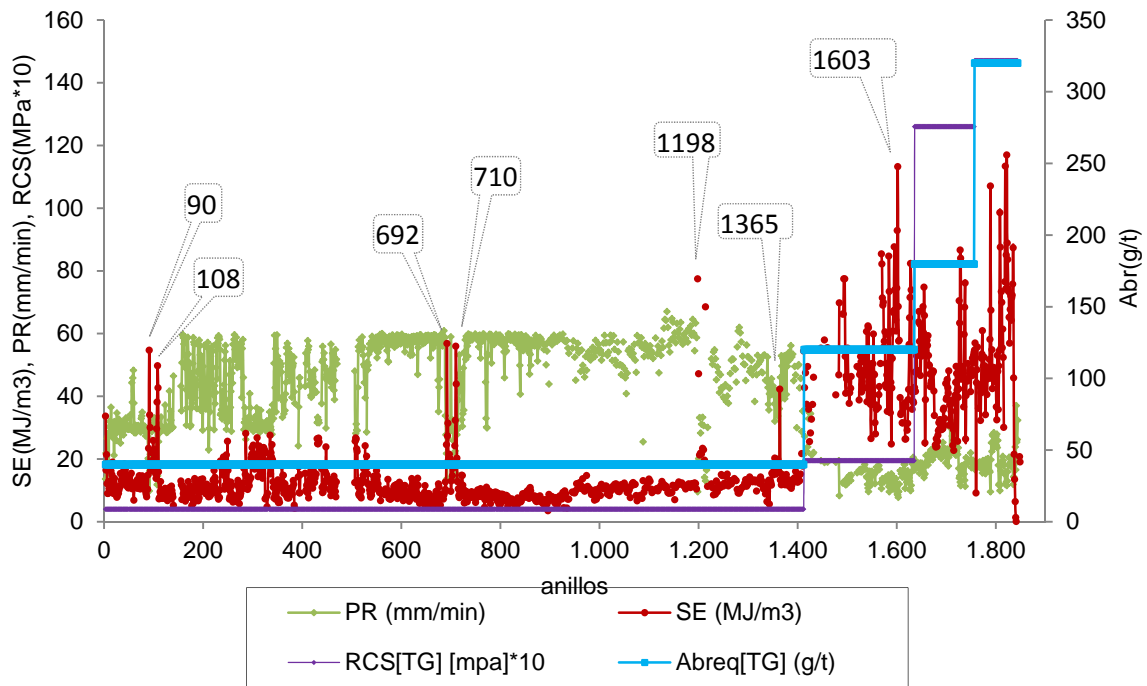


Figura 8.58: SE vs Abreq[TG] vs PR en UP6.

En UP6 se comienza con SE muy uniforme acompañada de una PR también uniforme, atravesando pliocenos no abrasivos. Esta situación se mantiene hasta apenas pasado el anillo 1400 donde irrumpe una inestabilidad general que disminuye sensiblemente la velocidad neta de avance hasta los 10 mm/min frente a los 50mm/min de media anterior. Este cambio coincide con la entrada en materiales paleozoicos como cornubianitas, pizarras y calizas. A partir de este momento la excavación pierde eficacia mientras los materiales se hacen más duros y abrasivos. Entre el anillo 90 y 108 tiene lugar el primer pico de SE que coincide con la estación de Gornal, donde la máquina habrá tenido que atravesar pantallas de hormigón, lo mismo ocurre entre los anillos 692 y 710 donde se encuentra ubicada la estación de Torrassa y en la zona del anillo 1198 donde se localiza la estación de Collblanc. Los picos registrados en los anillos 1365 y 1603 coinciden con paradas de la máquina para hacer mantenimiento de la RDC.

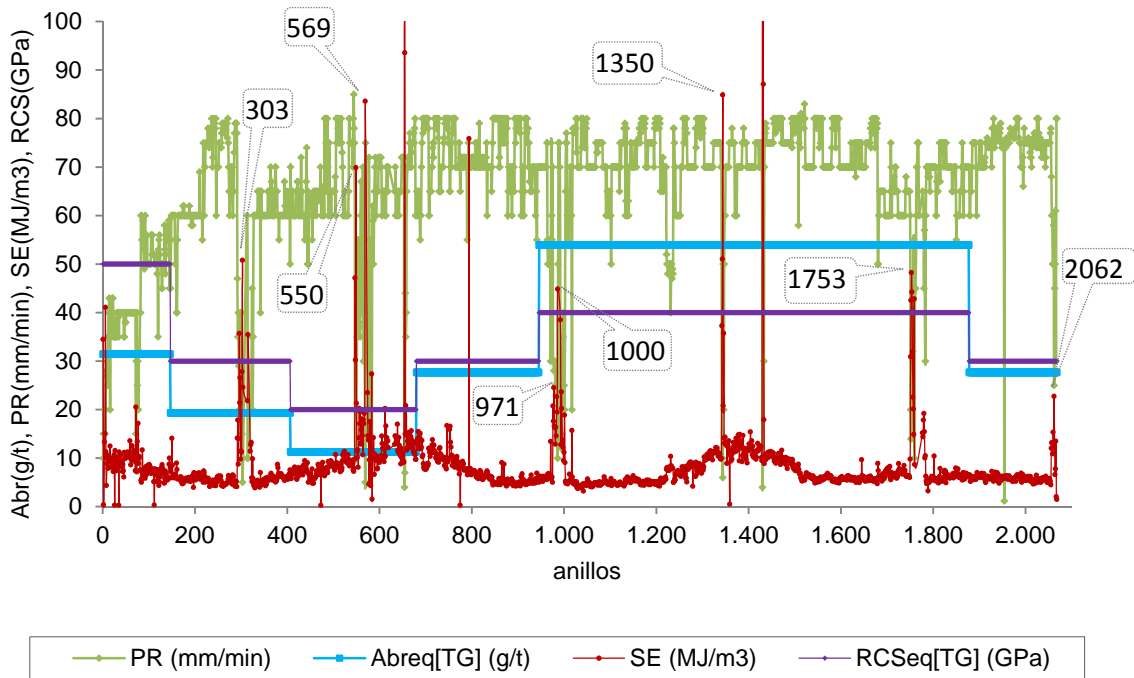


Figura 8.59: SE vs Abreq[TG] vs PR en UP7.

En UP7 se observa una curva de SE con valores muy bajos (8,5MJ/m3) de media y una curva de penetración con valores altos medios (68mm/min). La uniformidad general de la curva de SE refleja una geología relativamente uniforme de materiales cuaternarios del tipo Ql2/Ql3. Sin embargo el CV de SE acusa una alta fluctuación lo que se explica en esos momentos puntuales en que la máquina desciende paulatinamente su avance previo a registrar un pico en sus valores. Estos metros anteriores de llegar a cada pico de SE acusan la pérdida de eficiencia en el corte, más adelante (en el capítulo 10) se verá cómo justamente, después de cada uno de estos eventos se realizaron paradas para hacer mantenimiento y recambio de herramientas que coinciden en muchos casos con los valores picos de apagado y encendido de la máquina. Visto así, podría entenderse estas fluctuaciones individuales como “síntomas” de desgaste de las herramientas. Por otra parte, los picos registrados en los anillos 303/569/1000/1753 se relacionan con el paso por estaciones y los picos cercanos a los anillos 550/971/1350/2062 se relacionan con el cale en pozo de inspección y picado de pantallas.

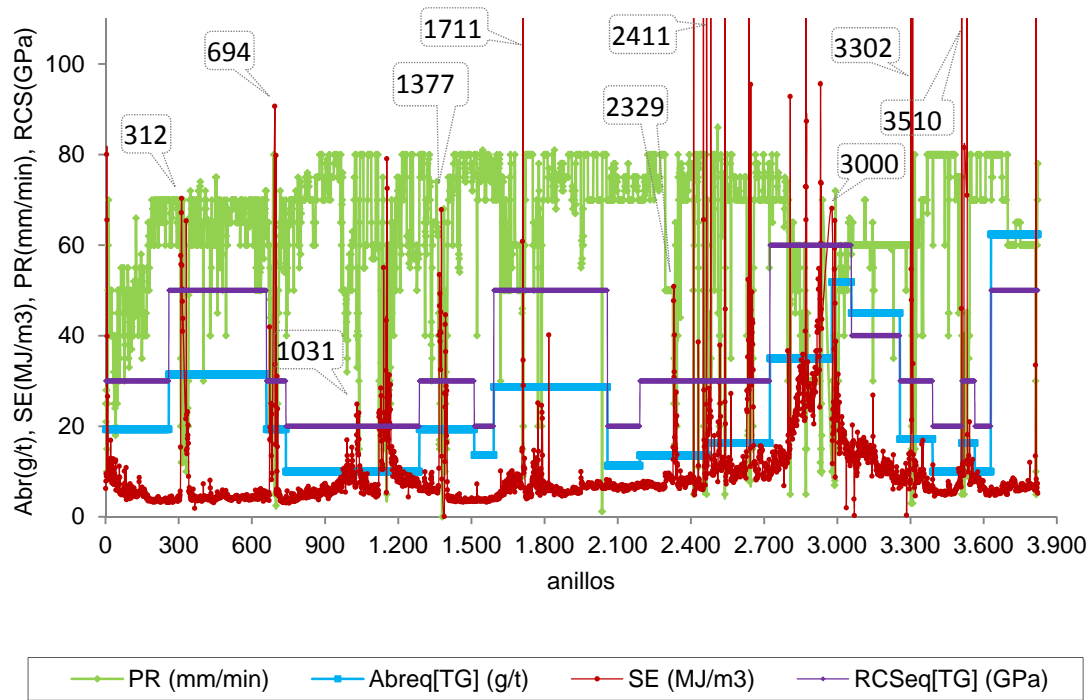


Figura 8.60: SE vs Abreq[TG] vs PR en UP9.

UP9 presenta un comportamiento similar al de UP7. Llegando al anillo 3000 se observa en SE un aumento gradual de su pendiente que podría estar ocasionada por el pico de abrasividad que tiene lugar en esa zona, tal vez inesperado. El resto de picos en SE se corresponden como ya es habitual con valles o descensos violentos que acusa PR y tienen relación con los cambios de herramientas. Así los picos de SE registrados en los anillos 312/694/1377/2329/3302/3510 se relacionan con paso por pozos mientras que el pico registrado en el anillo 1031ss corresponde al paso por la estación de Sant Cosme, ídem para el anillo 1711ss que coincide con el paso por la estación Plaza Catalunya, 2411 con la estación Intermodal y el 3000 con la estación Eixample Nord.

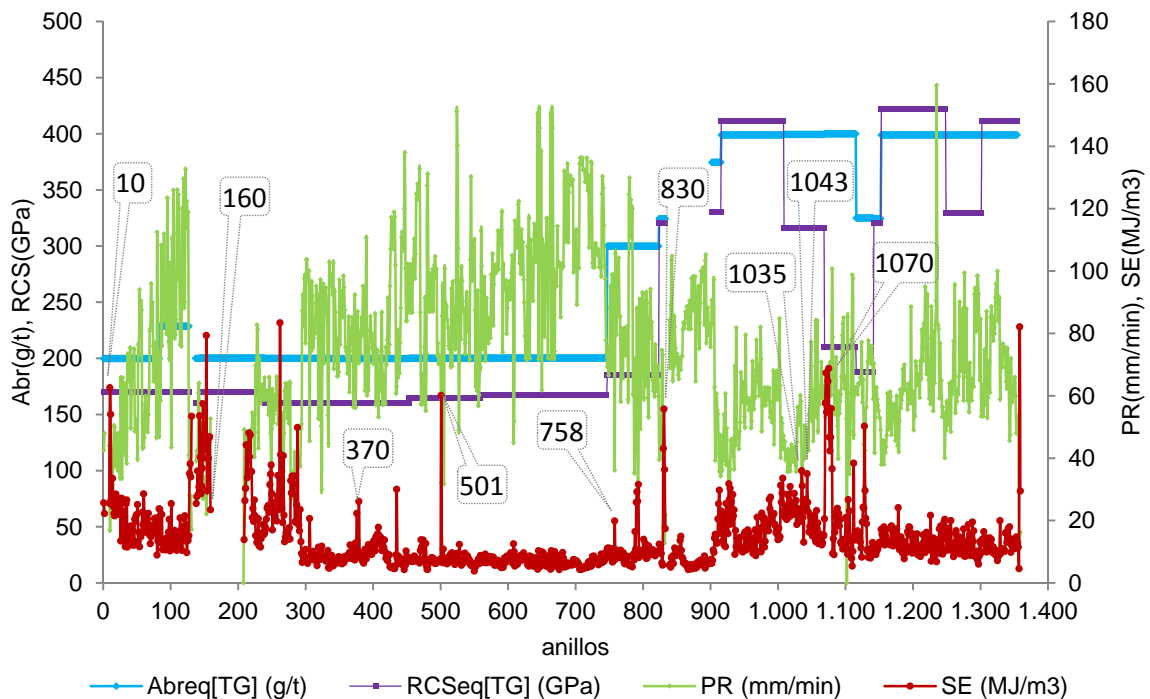


Figura 8.61: SE vs Abreq[TG] vs PR en EI.

En *EI* se distinguen dos etapas en la abrasividad que ya se habían comentado anteriormente, la primera etapa predominan los materiales cuaternarios que se caracterizan por tener valores ligeramente abrasivos y muy estables mientras que en la segunda etapa, con predominio de materiales miocenos, hay abrasividad moderada con más cambios. La respuesta de la máquina frente a este panorama geotécnico registra unos valores acordes de la penetración, ligeramente más altos en la primera parte y más bajos en la segunda. Por su parte la curva de *SE* muestra una notable inestabilidad desde al inicio de la excavación hasta pocos metros antes del anillo 300, donde inicia una zona estable con bajos valores; esta acaba antes de llegar al anillo 910 en coincidencia con una caída ligera de los valores de penetración y aumento de la abrasividad; finalmente hay una última etapa de estabilidad con valores de *SE* ligeramente superiores a los anteriores estables. La fluctuación de la curva de avance es mayor que la de *SE* lo que se podría interpretar como un indicio de operación subóptima de la máquina. Los picos en los anillos 10/370/501/758/1035/1043 se relacionan con paradas de la máquina en las que se hicieron recambios de herramientas. Se detectan picos en las cercanías de los anillos 10 (inicio de perforación de pantalla), 160 (cale y arranque en estación de Can Roca), 830/913 (cale e inicio en estación intercambiador) 1070 (interior renfe Vallparadis).

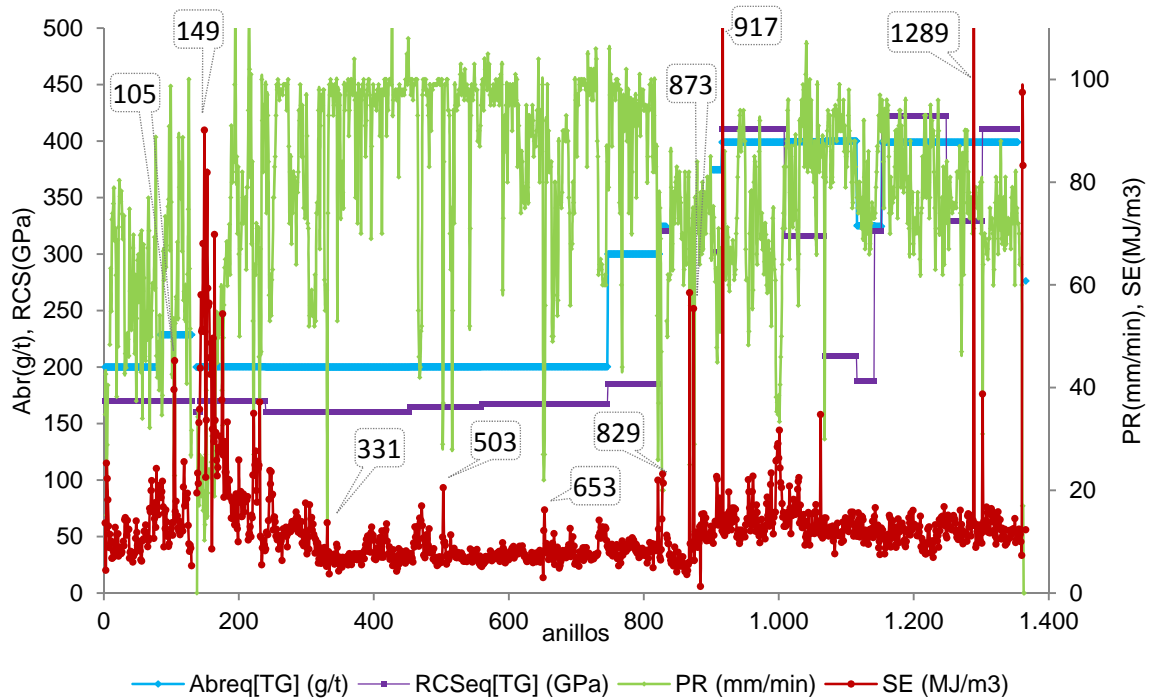


Figura 8.62: *SE vs Abreq[TG] vs PR en EII.*

En *EII* tanto la penetración como la *SE* presentan curvas más estables y uniformes que en *EI* para similar escenario geotécnico, mejorando la eficiencia con valores más bajos de *SE*. Además se advierte una suave coherencia de picos de uno frente a valles de la otra aun cuando los valores de penetración son más fluctuantes que los de energía específica lo que se interpreta como una mejor sincronización de la operación de la máquina en relación al caso anterior *EI*.

Los picos en los anillos 105/331/503/653/829/873 se relacionan con paradas de la máquina en las que se hicieron recambios de herramientas. Se detectan picos en las cercanías de los anillos), 149 (cale y arranque en estación de Can Roca), 917 (cale e inicio en estación intercambiador) 1289 (interior RENFE Vallparadis).

La marcada relación que se ha observado en las gráficas anteriores entre *SE* y *PR* ha sido ya observada notablemente por otros autores en diversos trabajos (Teale, 1965), (Barla, 2000), (Celada, Galera, Munoz, & Tardáguila, 2009), (Cardu, 2011), si bien ellos han representado en general a *SE* versus *PR_{ev}* tal como se hará a continuación con nuestros datos:

En una primera figura se enseña en general la nube de puntos generada a partir de los valores de *SE* y *PR_{ev}* en cada dovela de cada *UP*.

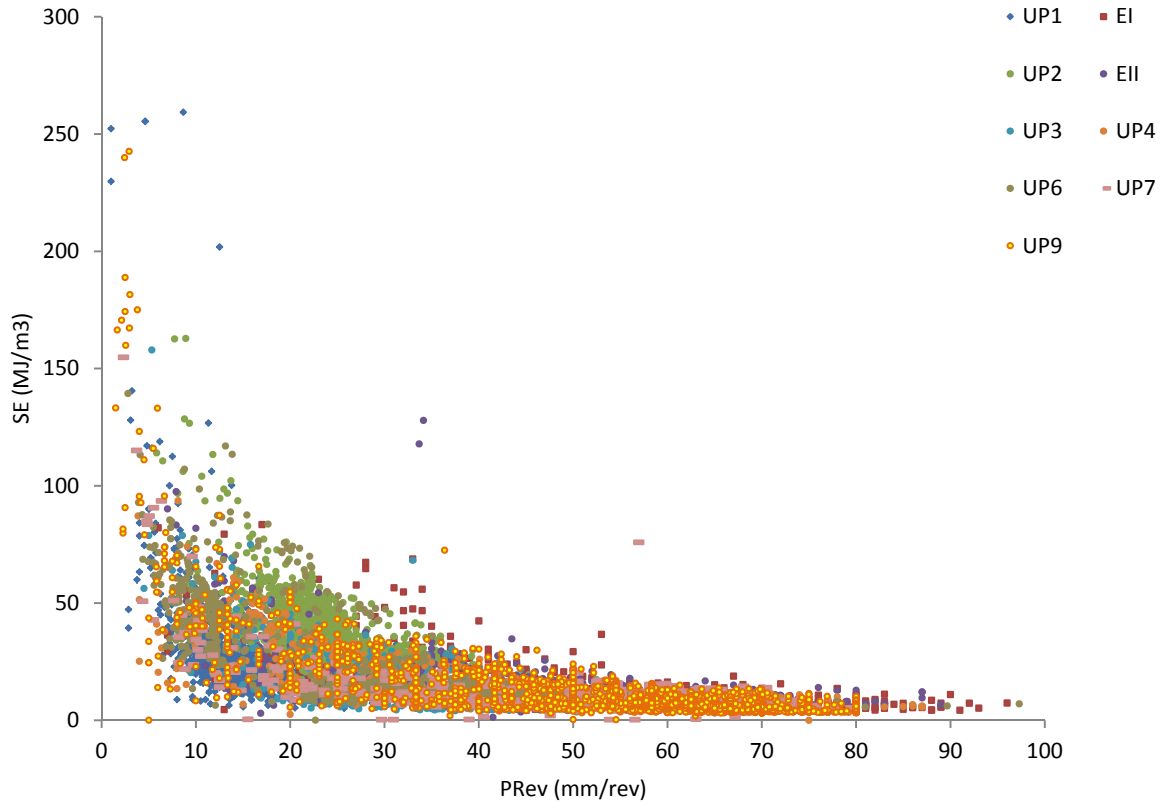
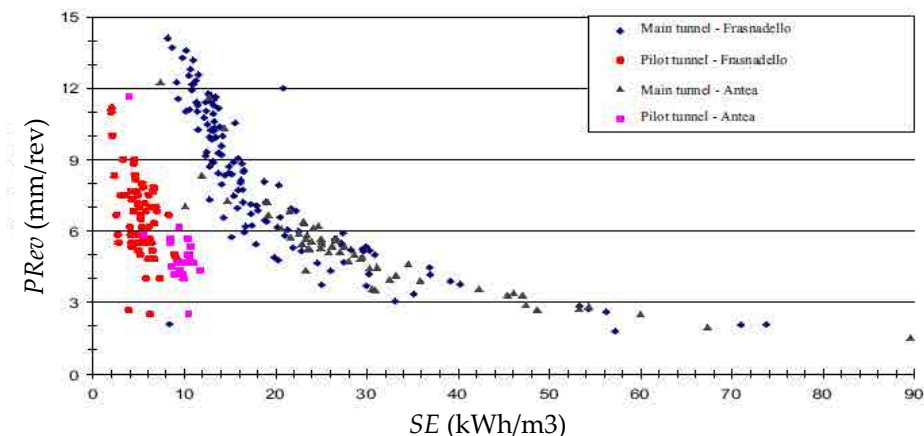


Figura 8.63: Relación desagregada en UPs entre *SE* y *PR_{ev}*

Barla (Barla, 2000) presentó la figura 8.64a) en la que las variables están invertidas respecto a la gráfica 8.63 y las unidades de medida son diferentes, se trata de los túneles Frasnadello y Antea túnel piloto y túnel principal para ambos proyectos excavados en rocas sedimentarias como arcillitas, calizas y dolomitas. En la figura 8.64b) se superponen estos datos sobre la figura 8.63. A la vista de la figura 8.64b) se observa que los rangos de valores publicados por Barla son bastante semejantes a los obtenidos para las UPs.



a)

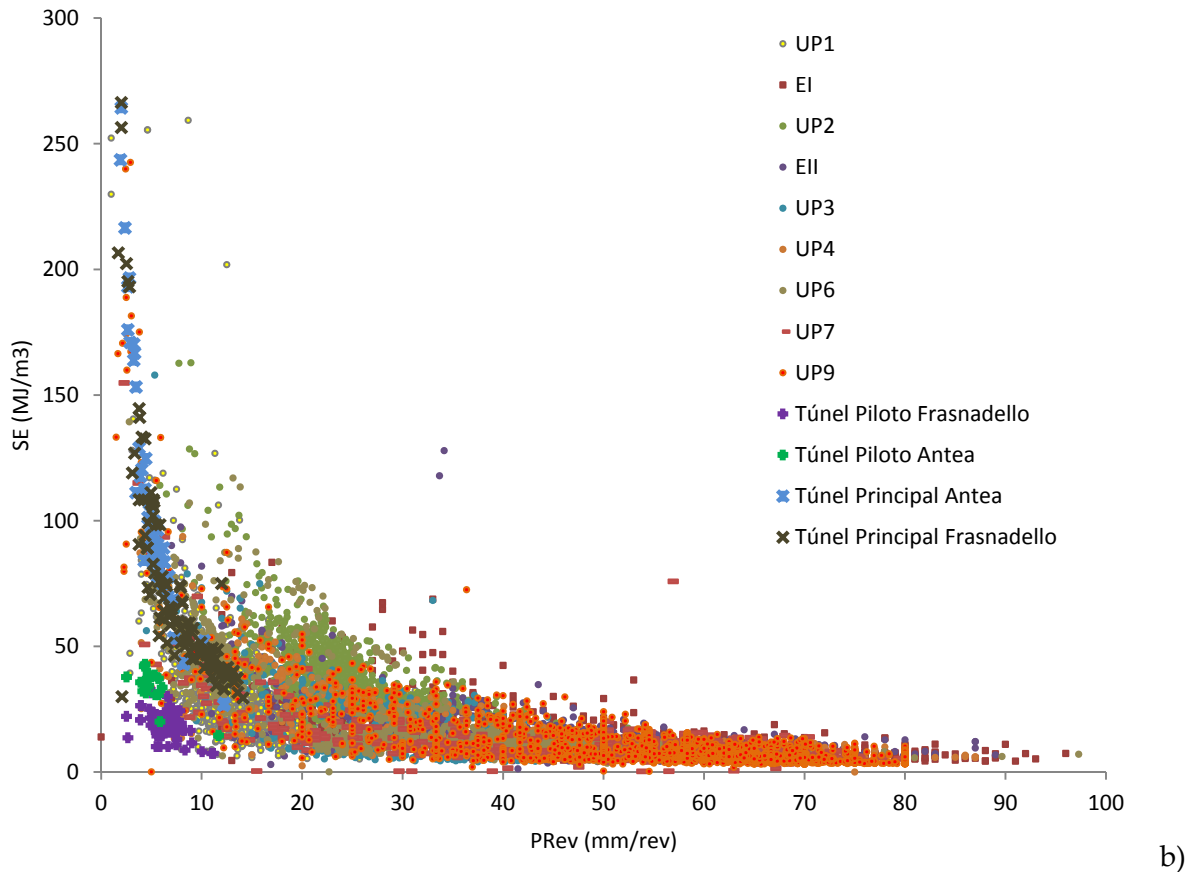


Figura 8.64: Relación SE y PRev en túneles en roca sedimentaria a) figura publicada por (Barla,2000), b) los datos de Barla, 2000 representados en conjunto con los valores calculados para las UPs.

Luego, (Celada,2012) establece que para excavación con máquinas TBM y en rocas los valores de SE rondan los $6 \cdot 10^7 \text{J/m}^3 = (60 \text{MJ/m}^3)$

Frente a ese valor, propuesto por Celada, (2012) para túneles en roca con máquinas TBM topo se estima que un valor de 20MJ/m^3 es coherente para suelos con máquina TBM EPB. Este último valor se propone aquí a partir de los datos de las UP donde predominan los suelos y frentes mixtos.

Por otra parte Teale determinó que la proporción del primer sumando de SE es decir la energía de empuje (SEE) representaba apenas el 1% de la energía total consumida mientras que el segundo sumando o energía rotacional (SER) representaba el 99% restante (Teale, 1965)

En nuestros casos se han hallado las siguientes magnitudes

Tabla 8.41: Valores medios desagregados de SEE, SER y su proporción respecto del total

UP	SEE[MJ/m³]	SER[MJ/m³]	% SEE[MJ/m³]	% SER[MJ/m³]
1	0,22	29,07	1%	99%
2	0,57	38,15	1%	99%
3	0,29	22,03	1%	99%
4	0,33	16,68	2%	98%
6	0,31	20,47	1%	99%
7	0,32	8,19	4%	96%
9	0,36	9,75	4%	96%
EI	0,24	13,69	2%	98%
EII	0,28	12,03	2%	98%

Se observa que la afirmación de Teale se cumple para casi todas las UP con mayor diámetro de túnel (UP1/UP2/UP3/UP6), mientras que para las UP con diámetro de 9,4m se advierte un

aumento de la contribución de *SEE* en 4 puntos y para las máquinas de *EI* y *EII* (que son las que presentan el menor diámetro de todas: 6,9m) la contribución de *SEE* se sitúa en un 2%. Otros autores como Celada, (2012) comentan que dichos valores pueden llegar a alcanzar el 30% de la contribución a la *SE* total.

8.6 Resumen

Este capítulo describe los datos de campo de las obras subterráneas en estudio que constituyen la gran base de datos y se analizan desde varios enfoques: parámetros geotécnicos que dan origen a las tramificaciones TG, parámetros de mantenimiento de las herramientas que dan origen a las tramificaciones TRDC, y finalmente parámetros de operación. Las tramificaciones TG y TRDC se proponen como conceptos nuevos y útiles a la hora de trabajar en ambientes heterogéneos o mixtos y en suelos, en este capítulo se ofrece una metodología nueva de análisis para frentes de excavación heterogéneos.

Uno de estos análisis nuevos en frentes mixtos o heterogéneos ha sido la consideración de la heterogeneidad transversal de los mismos y se ha propuesto cuantificarla como una propiedad geotécnica más mediante el Factor de Impacto, de manera que se pueda ponderar sintéticamente la variabilidad de un frente de excavación.

Un aporte básico del capítulo ha consistido en presentar una reflexión del Consumo de las herramientas de corte y proponer distintas variables que reflejan varios aspectos de este fenómeno, e intentan englobar las magnitudes diferentes que hoy en día cada investigador emplea y presenta bajo el mismo y único nombre de Consumo de herramientas lo que causa confusión y dificulta la comparación entre sus valores.

Se ha propuesto una manera de estimar la energía específica en máquinas tuneladoras del tipo EPB, las cuales contienen picas y discos combinados en base a la formulación de Teale, (1965) de manera que se considera la máquina como un único taladro. La determinación del valor de energía específica ha permitido analizar la eficiencia de las excavaciones, vincular estas observaciones con la geología en frentes mixtos mediante la tramificación TG y analizar las fluctuaciones de sus registros a la luz de los distintos eventos ocurridos durante la excavación.

En cuanto a los parámetros de producción, los mismos serán la base del siguiente análisis que valorará el nivel de utilización y en definitiva del rendimiento alcanzado por las excavaciones.

Observaciones de Penetración y Avance

9.1 Introducción

En este capítulo se exponen dos análisis claramente diferenciados: en el primero se determina el coeficiente de Utilización U de cada UP y se analiza a la luz de los resultados obtenidos en otras obras de túneles, en el segundo análisis se evaluará la capacidad de predicción de P_{Rev} por parte de las formulaciones disponibles en la literatura, al aplicarlas a los casos reales de cada UP .

Para hallar U se ha desarrollado previamente un análisis de las curvas de producción y los datos de avance bruto Ar para obtener el avance neto PR . Se ha establecido el reparto de tiempos en cada tarea que compone el ciclo de excavación, identificando los tiempos no operativos y se ha cuantificado el tiempo empleado para la tarea específica de mantenimiento de las herramientas de corte. De manera que se puede apreciar en que medida esta tarea repercute en la programación general y en U .

A fin de llevar a cabo el segundo análisis se han estimado las fuerzas de corte que actuaron en cada herramienta dentro de una rueda de corte y en cada UP . La propuesta que se expone es estimar dichas fuerzas a partir de los registros de operación disponibles, en particular de Empuje y Par Motor. El tipo de máquina utilizada dificulta esta estimación pues es difícil cuantificar el Empuje y Par motor empleados en el soporte del frente por parte de la cámara de tierras. Como resultado se exponen simplificaciones prácticas cuyos resultados aproximados son coherentes con los registros y que mantienen cierta similitud con las estimaciones que ya se suelen hacer para el caso de topes o escudos abiertos.

Las estimaciones de las fuerzas de corte por herramienta se emplean para verificar pronósticos de penetración o avance neto obtenidos a partir de la aplicación de algunas formulaciones empíricas. Este ejercicio ha permitido hacer una interpretación relacionada con aspectos de la geología atravesada y también se ha evaluado el ámbito de validez de cada una de estas formulaciones.

9.2 Avances y Rendimientos obtenidos en cada UP

9.2.1 Curvas de producción

Las máquinas tuneladoras tuvieron distintos niveles de producción que se pueden apreciar en conjunto en la siguiente gráfica en la que se dibuja el avance de las perforaciones mediante la representación de metros recorridos en función del tiempo en días.

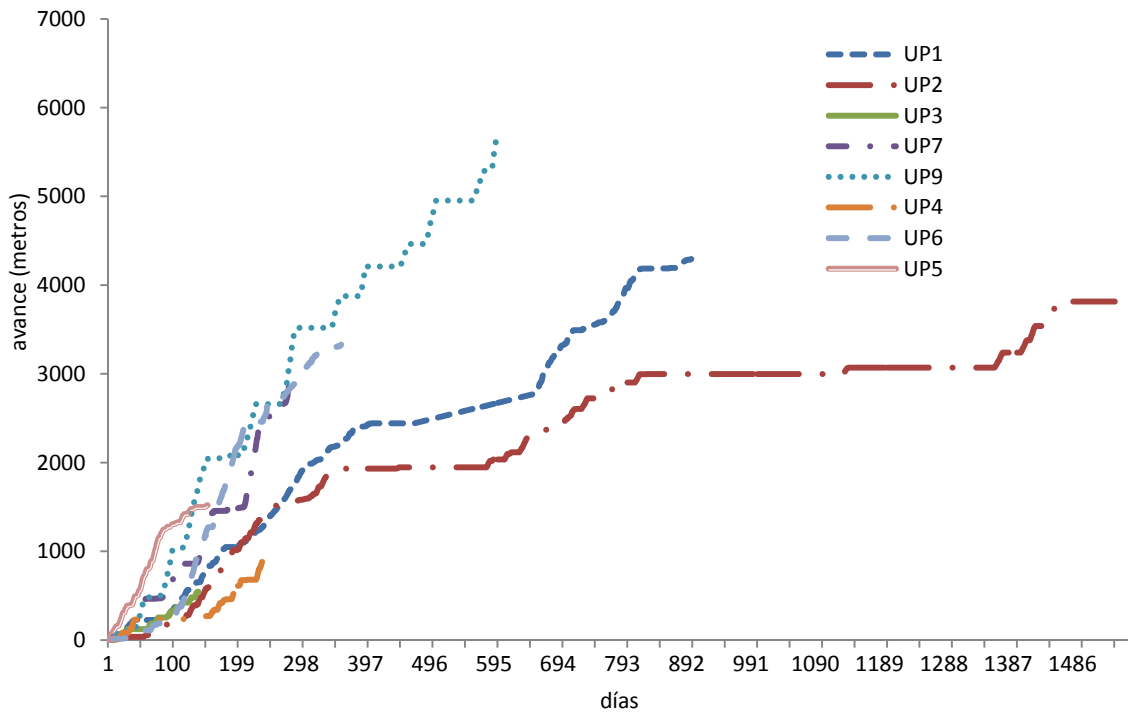


Figura 9.1: Curvas desagregadas de Producción proyecto L9.

En el caso del proyecto de Terrassa la curva de producción es estimada a partir de los pocos datos disponibles, a saber, las fechas de inicio de excavación y de cale de las máquinas tuneladoras, y las fechas de paradas para mantenimiento de la RDC. Por otra parte, se cuenta con un gran número de datos de velocidad de avance neto *PR* en mm/min por lo que se propone en la siguiente figura 9.2 representar ambas gráficas. A su vez, en la curva de *PR* se han añadido los tiempos de parada debidos al mantenimiento de la rueda de corte, la diferencia hallada entre ambas curvas nos dará la magnitud del tiempo perdido en demoras por otras causas.

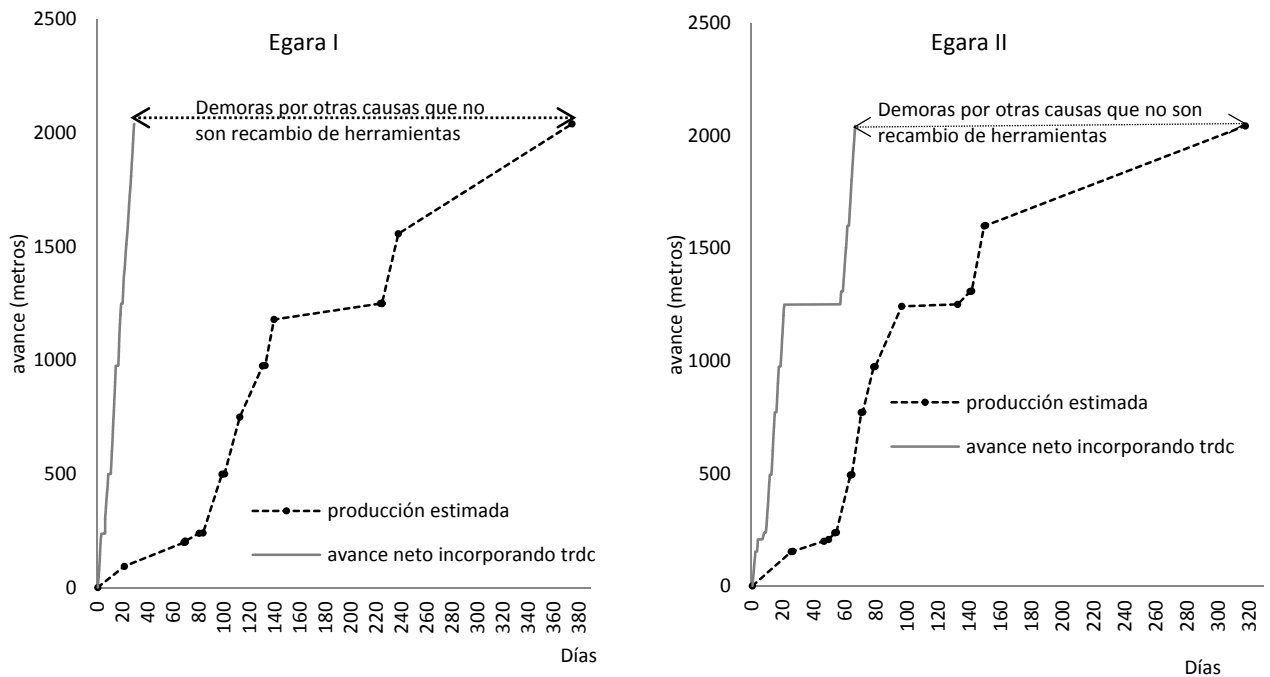


Figura 9.2: Curvas de *PR* vs *Ar* estimada Proyecto Terrassa

En la figura 9.2 se observa una diferencia de 11,5 meses entre la fecha en que se realizó el cale de la tuneladora que perforó el túnel *Egara I* y la fecha a la que hubiera llegado al mismo punto kilométrico si la máquina hubiera estado perforando todo el tiempo sin parar excepto para hacer las revisiones y mantenimiento de la RDC. En el caso de *Egara II* la diferencia de tiempo es de poco más de 8 meses. Estas demoras se reflejan en el factor de utilización U como se verá en la siguiente sección.

9.2.2 Avances brutos y netos

A partir de las curvas representadas en la sección 9.2.1, por una parte y de los parámetros de operación analizados en el capítulo 8 por otra, se ha elaborado la siguiente tabla 9.1 con los valores de producción y velocidades de avance brutas Ar , para cada UP .

Tabla 9.1: Parámetros de Producción en las distintas UP

UP	Duración [meses]	Duración [días]	anillos colocados	Total de metros	Ar [m/d]
1	30	900	2385	4293	4,8
2	49	1470	2146	3863	1,7
3	4	120	300	540	4,5
4	9	270	523	1300	4,8
5	6	180	844	1519	8,4
6	13	390	1849	3328	8,5
7	11	330	2068	3102	9,4
8	6	182	710	1066	5,9
9	23	690	4458	6687	9,7
Egara I	13	390	1363	3147	8,1
Egara II	12,5	375	1366	3132	8,4

Con los valores de avance bruto Ar y los de avance neto PR se determina el factor de utilización U para cada UP , recogido en la siguiente tabla 9.2.

Tabla 9.2: Factor de Utilización U para cada UP

UP	PR [m/día]	Ar [m/día]	$U=Ar/PR$ [%]
1	50	4,8	9%
2	104	1,7	2%
3	43	4,5	11%
4	60	4,8	9%
5	52	8,4	16%
6	67	8,5	13%
7	79	9,4	12%
9	81	9,7	12%
Egara I	109	8,1	7,4%
Egara II	115	8,4	7,2%

En la tabla 9.2 se observa un valor muy bajo de U para $UP2$; tal como se comentó en el capítulo 6 esto es debido a que se realizaron paradas importantes en la excavación para modificar el trazado propuesto en el proyecto original. Tales modificaciones tuvieron lugar

cuando la obra ya estaba en marcha. A consecuencia de esto, se paralizaron los trabajos durante 9 meses aproximadamente, lo que alterara notablemente el avance bruto Ar y por tanto a U .

Estos valores de avance bruto se comparan con los alcanzados en otras obras en el siguiente diagrama de barras.

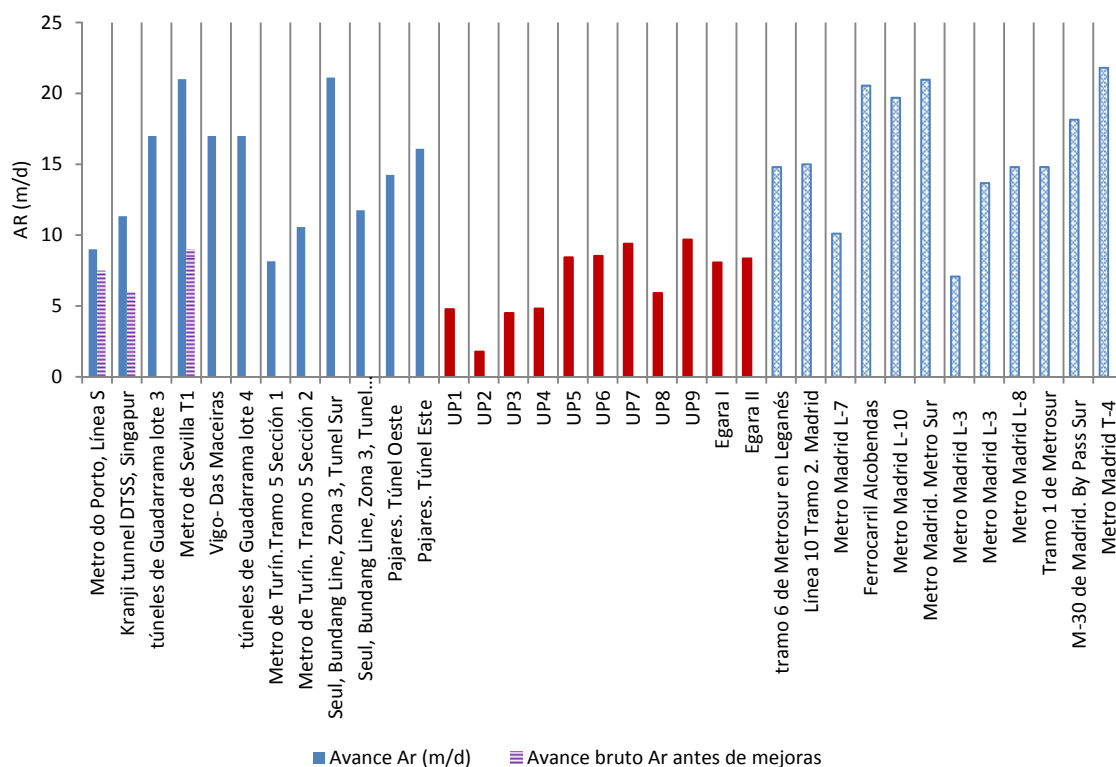


Figura 9.3: Velocidad de avance bruta Ar para diversos proyectos de excavaci3n mecanizada.

Los avances brutos observados en las obras aqu  analizadas (identificadas en s3lido, color rojo) son, por lo general, bastante menores que los observados en t neles perforados en Madrid y su entorno (identificados con trama en cruz). La comparaci3n con Madrid est  sesgada por las caracter sticas geot cnicas m s propias de aquella ciudad (presencia escasa de gravas, rocas y/o presencia de agua elevadas). Est n m s en el rango de otros casos como Porto, Sevilla o Singapur de escenarios geot cnicos mas semejantes.

En la l nea S del metro de Porto se obtuvo un avance Ar de 7,5 a 9m/d a frente a los 12 a 15m/d a esperados o pronosticados, seg n Nilsen en (Nilsen, 2006) esta reducci3n se atribuy3 a problemas de abrasividad que requirieron un mayor recambio de herramientas.

En el metro de Sevilla se alcanz3 un avance bruto Ar en promedio de 8,4 m/d a con velocidad de avance neto PR de 40m/d a a 55m/d a en el primer tubo de t nel, estos valores se consideraron un mal resultado y se trabaj3 en la modificaci3n de la configuraci3n de la rueda de corte para mejorarla con lo que se obtuvo un avance bruto promedio de 19,6 m/d a con una velocidad de avance neto PR de 43m/d a a 58m/d a, lo que se consider3 satisfactorio. (Lovat Inc., 2000)¹.

¹ En la figura se ha descartado primer tubo del metro de Sevilla, con 6m de di metro, por tratarse de un caso en el que se reconoce abiertamente lo inadecuado de la maquina empleada en la perforaci3n (Lovat Inc.; 2000).

En el proyecto Deep Tunnel Sewerage System (DTSS) en Singapur contrato T05 según (Zhao y otros, 2007), se excavó un túnel con una máquina EPB de 4,82m de diámetro sobre una geología en la que predominaban granitos en distintos grados de meteorización. Se esperaba tener una velocidad de avance neta PR máxima de 129,6m/día. La realidad fue que se atravesaron condiciones de frentes mixtos y el promedio de avance bruto Ar resultó de 6m/día. Se realizaron modificaciones en la rueda de corte para combatir el desgaste abrasivo y como resultado se obtuvieron mejoras en el avance bruto Ar de la excavación alcanzando valores promedios de 11,34m/día.

La comparación directa esconde, sin embargo, el hecho de que no todos los túneles considerados tienen el mismo diámetro. La relación entre diámetro y el avance bruto observado, se explora en la siguiente figura. La relación es cuantitativamente endeble, lo que no es sorprendente pues deja de lado todos los factores que estudiamos en detalle en esta tesis (influencia del terreno y de los parámetros de operación). No obstante si alivia la primera impresión de que la ejecución de las obras objeto de estudio fue extraordinariamente lenta.

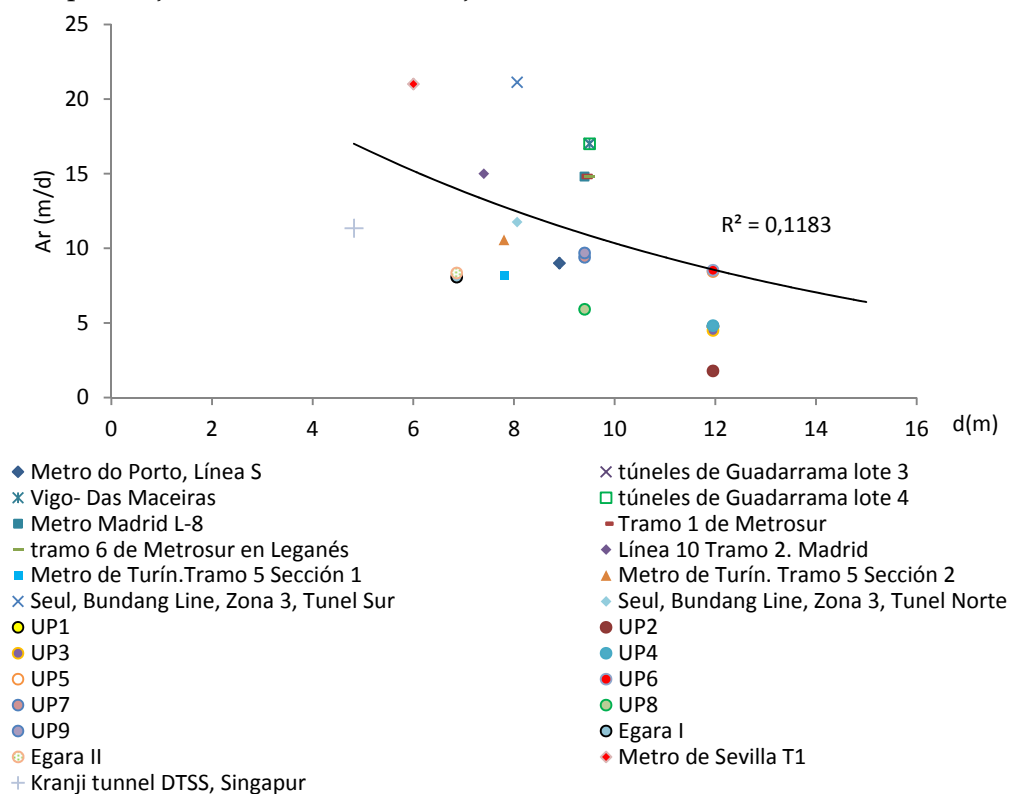


Figura 9.4: Velocidad de avance Ar para diversos proyectos de excavación mecanizada.

Otro valor orientativo lo proporcionan (Bilgin y otros, 2005), quienes para una roca competente, predicen un factor de utilización promedio de 30% y un avance bruto Ar de 15m/día; sin embargo no aclaran a qué rango de diámetros de excavación se aplica esta estimación.

En conjunto puede decirse que un valor razonable de avance bruto Ar para las obras estudiadas correspondería a un rango entre 10 a 15m/día, trabajando las 24 horas del día y en túneles de diámetro cercano a los 10m y siempre que se trate de máquinas EPB. Por lo tanto, únicamente las $UP7$ y 9 han llegado cerca de alcanzar esos valores, quedando todas las demás UP bastante por debajo.

9.2.3 Reparto de tiempos

Se presentan a continuación los repartos de tiempo correspondientes a cada UP analizada. Previamente se da un repaso pormenorizado del ciclo de trabajo correspondiente a una máquina EPB que opera en modo cerrado para facilitar la interpretación de los datos en cada caso y discernir las actividades que formaron parte del ciclo de trabajo (y, por lo tanto, sumarán en los tiempos operativos t_o) y las que no (que sumarán en los tiempos no operativos t_{no}). Una descripción general de estas máquinas, sus partes y funcionamiento se puede consultar en el capítulo 2. El ciclo se compone de las siguientes tareas (adaptado de FCC, 2001):

El ciclo comienza con la llegada de la maniobra al frente, se trasvasa el mortero que llega en vagoneta desde el exterior a un depósito situado en el back-up de la máquina, se liberan automáticamente, mediante unos gatos, las dovelas que formarán el siguiente anillo de revestimiento a colocar. A partir de entonces la maniobra queda libre para situar cada vagón de escombros bajo el final de la cinta secundaria y comienza la excavación. La puesta en movimiento de las cintas se realiza desde la cinta más exterior hasta la cinta nº1 que es siempre aquella en la que se vuelca directamente el material excavado desde el tornillo sin fin, (véase fig. 2.10 del Capítulo 2) el orden de arranque de la máquina es el siguiente:

- a. Cinta nº 2
- b. Cinta nº 1
- c. Rotación de la cabeza de corte
- d. Central hidráulica, gatos de empuje.
- e. Central de mortero, inyección de mortero a través de las líneas periféricas.
- f. Bomba de inyección.

La cabeza de corte comienza a girar y los gatos hidráulicos situados en el perímetro interior del blindaje estacionario empujan sobre el último anillo colocado impulsando el escudo hacia delante. El material excavado entra por las compuertas a la cámara de escombros desde donde se sacará mediante el tornillo sin fin, el material es transportado desde el tornillo sin fin a la cinta nº 1, luego pasa a la cinta nº 2 y así sucesivamente hasta que pasa de la última cinta transportadora a las vagonetas de escombros y es conducido al pozo de tierras. Al producirse el avance del escudo la cola del mismo va retirándose del anillo que entra en contacto con el terreno mientras que se produce la inyección del mortero, que rellena el sobreebanco excavado (*gap*). La excavación finaliza cuando se llega a la longitud de elongación de los gatos de empuje preestablecida según el ancho de los anillos de dovelas.

Comienza entonces la instalación del revestimiento que, además de las dovelas, incluye una pieza de solera que sirve de soporte a las vías. Tanto la pieza de solera como las dovelas que forman el anillo a instalar llegan desde el exterior en unos vagones mesillas. Primero se coloca la pieza de solera. Luego se descargan en la mesa de dovelas las otras piezas transportadas. La mesa de dovelas dispone de gatos hidráulicos que facilitan la traslación de cada dovela hacia la posición de enganche del erector. Se cambia a modo “colocación de dovelas” en los cilindros de empuje. El erector realiza la colocación de dovelas mientras los cilindros de empuje van retrayéndose o elongándose según se necesite en cada dovela. Una vez finalizada la colocación del anillo de dovelas se re ubican los cilindros de empuje retraídos y se inicia un nuevo ciclo.

En base a los datos registrados no siempre se ha podido identificarlos motivos por los que se sufrieron demoras y paradas de las máquinas; estos casos se engloban en el término t_p . La finalidad es poder evaluar en qué proporción incidió el motivo que nos ocupa que es la “inspección y mantenimiento de las herramientas de corte” en el tiempo total de perforación. En la siguiente tabla se presentan para cada UP de las que se dispone de datos:

- 1) los valores de tiempo operativo te y tne además
- 2) los tiempos no operativos de parada tp y
- 3) el tiempo que se ocupó en mantenimiento de la RDC $trdc$

Los valores presentados se obtuvieron a partir de los registros de tiempo disponibles que, en no todos los casos fueron completos, es decir, para la duración total de la obra como se explica a continuación. Se determinó el reparto de tiempos a partir de los registros completos que emite la máquina y se contabilizaron en obra para las UP 1, 4, 7.

Mientras tanto, para UP2 se pudo contabilizar los tiempos to y tp sólo durante los 4 últimos meses por lo que se seleccionó el mismo rango de tiempos para hallar los tiempos $trdc$ a efectos de determinar el reparto. Sin embargo los datos completos para $trdc$ permiten relacionar los días resultantes de las demoras de todos los recambios de herramientas realizados (78 días) y el número total de días que duró la obra (1470 días(ver tabla 9.1)) lo que sitúa el porcentaje de tiempos dedicados a mantenimiento de la rueda de corte y recambio de herramientas en un 5,3%.

En UP3 no hay registros de tiempos disponibles pero en base a resúmenes de producción se consiguió delimitar los tiempos a pesar de que no se pudo diferenciar entre tiempos dedicados a excavación y los dedicados a montaje.

En UP4 el registro de tiempos se contabilizó para unos 75 días respecto de los 270 días que duró la ejecución del proyecto y por tanto en base a esos datos disponibles se calculó en reparto del resto de tiempos.

En UP5 la relación de tiempos se determinó a partir de los partes diarios de obra en los que figuraba el tiempo empleado en excavación y en montaje de anillos por una parte, y por otra las demoras por diversas causas inclusive por recambio de herramientas.

En UP6 se contaba únicamente con el resumen de recambio de herramientas en donde constaba las demoras. A partir de este dato y el tiempo total de la excavación (tabla 9.1) se obtuvo la parte proporcional que representaron estas demoras respecto del total de días y el resto de tiempo se atribuyó a las actividades de excavación, montaje y otros conjuntamente.

En UP9 los datos permitieron contabilizar el reparto de tiempos desde el inicio de la excavación y durante 506 días de los 690 (ver tabla 9.1) días que duró la excavación de ese tramo.

El criterio con que se ha contabilizado tiempos en todas las UP ha sido el mismo, y ha consistido en considerar dentro de los tiempos $trdc$ todas las demoras por recambio de herramientas tanto las que se llevaron a cabo en condiciones hiperbáricas como aquellas realizadas dentro de pozos o estaciones. Esto implica que, para este último caso, se ha descontado de los tiempos de parada en pozos y estaciones el tiempo dedicado a recambio de herramientas.

Tabla 9.3a: Distribución porcentual de tiempos en cada UP.

UP	$to(\%)$		$tno(\%)$	
	te	tne	tp	$trdc$
1	16,6	7,53	62,07	13,8
2	17,31	11,93	59,44	11,98
3	30		44	26
4	19,2	8,97	26	45,8
5	20,59	11,69	38,16	29,57
6	81			19
7	10,5	6,9	81,7	4
9	22	15	62,	3,6

El siguiente diagrama de barras ilustra los datos de trdc de la tabla 9.3 para cada UP.

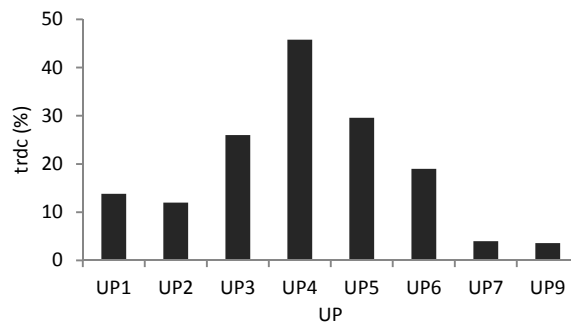


Figura 9.5: Distribución de Tiempos trdc en UP1 a 9.

De la tabla 9.3a y la figura 9.5 se observa lo siguiente:

En *UP1* el cambio de herramientas ocupa el 14% del tiempo total de empleo de la máquina. El mayor porcentaje de tiempo (62%) lo consumen paradas por otras causas entre las que se consideran incidentes en la cabeza de corte, cintas, cambio de modo o los problemas de gestión con la administración, modificaciones de proyecto, de trazado, permisos, etc. La excavación y montaje de dovelas se lleva un 24%.

En *UP2* se emplea el 12% del tiempo total de empleo de la máquina en paradas por cambio de herramientas en condiciones hiperbáricas y en exterior dejando un 17% y 12% para excavación y montaje de dovelas respectivamente. Se consume un 60% en paradas por incidentes tales como cambio de cepillos, demora de trenes, mortero, fallos eléctricos y mecánicos o en las cintas, inclusive por descanso del personal y también por otros motivos que nuevamente tiene que ver con modificaciones de proyecto y relaciones entre la contratista y el comitente.

UP3 es un tramo corto, como ya se describió anteriormente, sin embargo el recambio de herramientas se llevó un 26% del tiempo total de empleo de la máquina. Del tiempo restante, un 30% se dedicó para excavación y montaje de revestimiento. Por otra parte, se dedicó de un 11% para reparación de la máquina, un 8% en resolver problemas por ruido entre otros y un 25% en otros motivos de índole administrativa.

En *UP4*, el tiempo empleado en la inspección y mantenimiento de herramientas de corte fué mucho mayor que en otros casos, es decir un 46%, lamentablemente no se dispone de datos de registro para describir mejor la ocupación del resto del tiempo. La excavación se lleva un 19,2% del tiempo y montaje de dovelas un 8,7% del tiempo restante.

En *UP5* se dedicó un 30% del tiempo total de empleo de la máquina al cambio de herramientas contra un 21% y un 12% a la excavación y montaje de dovelas respectivamente. Puede observarse la relación entre *UP4* y *UP5* en la que el factor de utilización *U* es menor para *UP4*, lo que concuerda con un mayor tiempo de parada de la máquina por motivos de inspección y recambio de herramientas que en *UP5*. Luego un 38% del tiempo en *UP5* se consumió en paradas por averías, incidentes y gestión.

En *UP6*, nuevamente no se dispone de los datos en lo que respecta al tiempo de paradas de la máquina y sus causas, únicamente se conoce lo alusivo al mantenimiento de la RDC. Un 19% del tiempo se consumió en inspección y recambio de herramientas, lo que se parece al valor de referencia.

En *UP7* y *UP9* la proporción de tiempo dedicado a inspección y mantenimiento de la rueda de corte y sus herramientas es baja respecto del resto de las UPs (4% y 3,6% respectivamente) lo

que podría estar indicando o bien pocas intervenciones o bien intervenciones de corta duración, esto último a su vez se debe a un bajo número de herramientas a recambiar en dichas intervenciones o por una muy buena programación y procedimiento de trabajo implementado para esta actividad. Por otra parte, el factor U no es muy alto, muy probablemente debido al tiempo de parada de la máquina por “Otras” causas que se lleva un 34,3% y el paso por Pozos y estaciones que se consume un 20,1% del tiempo, lo que daría la impresión de algún cierto desfase entre las excavaciones con máquina EPB y las Obras civiles.

A la vista de los resultados con Máquina EPB se observa en general, que la excavación propiamente dicha conlleva una parte considerable de tiempo, al tiempo que el montaje de revestimiento con dovelas tiende a ocupar una fracción de tiempo mas reducida que la que se presenta como referencia en TBM Topos.

Dado que el ciclo de trabajo debería ser el mismo en todas las UP (por trabajar con máquina EPB) excepto en UP1, es interesante analizar la proporción te/tne para todos los casos. UP3 y UP6 se excluyeron del análisis por falta de datos discriminados entre excavación y montaje.

Tabla 9.3b: Distribución porcentual de tiempos en cada UP.

UP	to(%)		
	te	tne	te/tne
1	16,6	7,53	2,2
2	17,31	11,93	1,45
4	19,2	8,97	2,14
5	20,59	11,69	1,76
7	10,5	6,9	1,52
9	22	15	1,47

El valor medio de la relación te/tne se sitúa en 1,67 (sin considerar UP1) y su volatilidad es baja ($CV = 0,17$) lo que indica una coherencia en cuanto a la implementación de los ciclos de trabajo de estas máquinas de igual tipología (EPB) para las UP analizadas, independiente del diámetro. El mayor tiempo dedicado a la excavación que acusa UP4 puede deberse a que se excavó en frentes rocosos ($Gr1$, $Gr2$) con mayor frecuencia que en el resto de las UP luego de UP1.

9.3 Evaluación de las Componentes del empuje E y Par motor PM .

Ya se expuso en el capítulo 3 que el empuje total que proveen los cilindros en una EPB se equilibra mediante varias fuerzas.

$$E = F_n + F_s + F_f + \Delta F \quad (9.1)$$

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

En la base de datos con los registros proveniente de la operación de las máquinas empleadas en las UPs se halla el registro del empuje total, sin embargo, sería interesante conocer las fuerzas componentes de este valor total.

Para la fuerza normal se considera un reparto uniforme de la misma en cada herramienta sin hacer diferencia por su ubicación dentro de la rueda. Esta simplificación ha sido aceptada por la mayoría de los autores (Balci, 2009).

El valor de F_n puede hallarse como la diferencia entre el empuje total y el resto de componentes.

Las componentes restantes del empuje debidas a pérdidas por fricción constituyen una parte casi despreciable (p.e. del orden del 3% para (Lunardi y otros, 2011)).

La fuerza debida al soporte del frente F_s se ha determinado haciendo el promedio de la presión leída en cada sensor de presiones ubicado en el mamparo (lecturas de la presión de tierras en cámara) y multiplicando este valor por el área de la rueda.

La fuerza de fricción es de muy difícil determinación a partir de los registros. Puede suponerse muy baja en los casos en que el escudo disponía de un sistema de inyección de lodo bentonítico para lubricar la cara del escudo en contacto con el suelo y reducir de este modo el coeficiente de fricción μ (ver cap. 3 Sección 3.5.3).

(Lunardi y otros, 2011) sugieren que una acción de este tipo podría reducir μ desde 0,35 a 0,15. Esta componente no se ha desglosado por falta general de datos precisos tanto de μ como de la presión circunferencial del macizo en las paredes del escudo.

Un análisis interesante se obtiene a partir de los datos extraídos de comunicaciones técnicas internas de Obra de UP2. En dicha UP se dispone del valor medio de presión de inyección de bentonita en el escudo entre los anillos 1825 hasta 1989 (164 anillos), zona dónde también se cuenta con el valor medio de presión en cámara y del promedio del empuje total, como se detalla en la tabla 9.4 En la columna 3 de la tabla se muestra la formulación aplicada para hallar el valor (columna 2) de cada fuerza.

Tabla 9.4. Componentes de las fuerzas de empuje determinadas en función del registro de datos.

Fuerza	Valor (kN)	formulación	proporción	comentario
E	56000		100%	Registro de la máquina cilindros de empuje
F_s	25760	$P_s \pi r^2$	46%	$P_s=2,48$ bars leído en sensores de presión en cámara
F_f	7734	$\mu P_b \pi D_{ext} L$	14%	$P_b=1,08$ bars leído en sensor de presión de bentonita en trasdós de escudo y $\mu=0,15$. $D_{ext}=12,06$ m, $L=12,6$ m
ΔF	1680	3%E	3%	Estimado de (Lunardi y otros, 2011)
F_n	20827	$E - (F_s + F_f + \Delta F)$	37%	

Se observa que en este caso, las fuerzas de fricción representan el 14% del empuje total. Esto ocurre en frentes mixtos del tipo pliocenos $Pl1$ y $Pl2$ y material cuaternario de riera Qr y Qb que fueron los excavados entre los anillos 1825 y 1989 de UP2.

Por otra parte, si se adopta la reducción en un 20% para el empuje total que recomiendan y aplican varios autores $f_l=1,2$ (e.j. Rostami y Ozdemir, 1993) cuando trabajan en roca con topes, el cálculo de F_n para el caso de máquinas EPB, dónde se debe incluir el término F_s (de sostenimiento del frente) resulta:

$$F_n = \frac{E}{f_l} - F_s \quad (9.2)$$

Substituyendo la expresión 9.2 en 9.1 resulta:

$$E = \frac{E}{f_l} - F_s + F_s + F_f + \Delta F \quad (9.3)$$

A partir de lo que

$$F_F + \Delta F = E \left(1 - \frac{1}{f_l}\right) \quad (9.4)$$

Adoptando el valor recomendado $f_l=1,2$, el término entre paréntesis resulta ser:

$$\frac{F_F + \Delta F}{E} = \frac{f_l - 1}{f_l} = \frac{0,2}{1,2} = 0,167 \quad (9.5)$$

Esto sugiere que las componentes F_F y ΔF se estimen conjuntas en un 17% de E , lo que concuerda con los resultados obtenidos en la tabla 9.4 para estas mismas componentes de fuerza. Este análisis da lugar a considerar aceptable la simplificación de afectar a E por un coeficiente de reducción (Rostami y Ozdemir, 1993) para los casos en que no se dispone de los valores de F_F .

Usando estos criterios, el siguiente gráfico ilustra las componentes F_n y F_s del empuje en cada UP.

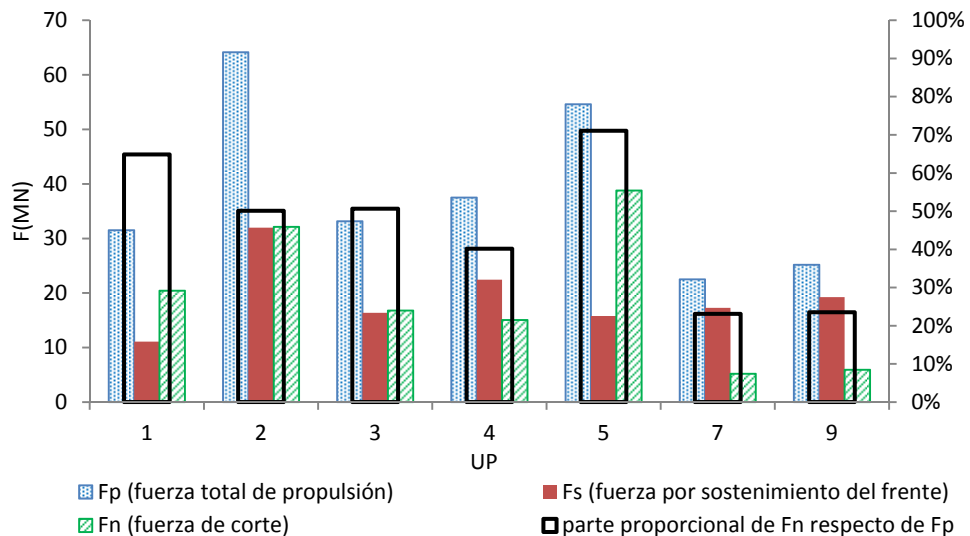


Figura 9.6: Diagrama de barras de las Fuerzas de Empuje y sus componentes.

En la figura 9.6 se ha representado además la relación porcentual que representa F_n respecto de E (en la gráfica F_p). En general, en las UP con presencia de rocas (caso de UP1 y UP5) F_n se lleva más de la mitad de E en cambio en UP donde predominan los suelos la situación es a la inversa, especialmente en las UP7 y 9 donde los suelos son muy blandos E se reparte con mayor peso en F_s dejando menos del 30% para F_n .

Para abordar la estimación del par motor que corresponde a la acción de las herramientas se ha considerado muy útil la formulación de Roxborough y Phillips (1975). El par motor PM registrado por la máquina es el global y, tal como se describiera en el capítulo 3, las siguientes son sus componentes:

$$PM = M_c + M_s + \Delta M \quad (9.6)$$

Donde M_c es el momento empleado en corte del terreno por las herramientas y por lo tanto es el término vinculado directamente con la Fuerza de corte o de rodadura F_r que se aplica a cada herramienta individual.

La componente del PM consumida por los términos $M_s + \Delta M$ que se corresponden en su mayoría con los momentos ejercidos para vencer la fricción a la rodadura del material alojado en el interior de la cámara de tierras es muy difícil de cuantificar con precisión. Así, la expresión 9.6 podría expresarse de manera simplificada en términos de un cierto factor k desconocido siempre que $k > 1$.

$$PM = kM_c \quad (9.7)$$

La Fuerza de Rodadura F_r se calcula según la fórmula propuesta por (Rostami y otros, 1994) como:

$$Fr = \frac{M_c}{\bar{r}Dn} \quad (9.8)$$

Donde D es el diámetro de la rueda de corte, \bar{r} es un radio medio de las herramientas al centro de la rueda y n es el número de posiciones de herramientas.

Luego, si se aplica la ecuación 9.7 en la 9.8 se tiene:

$$Fr = \frac{M_c}{\bar{r}Dn} = \frac{PM}{k\bar{r}Dn} \quad (9.9)$$

Una manera implícita de vincular ambas fuerzas F_n y F_r lo da el coeficiente de corte C_c . La expresión que diera Roxborough y Phillips (1975) incorpora este C_c que nos permitiría despejar algunas de las incógnitas. Para Roxborough y Phillips (1975):

$$C_c = \frac{Fr}{F_n} = \sqrt{\frac{p}{d-p}} \quad (9.10)$$

Donde p es la penetración y d el diámetro de los discos de corte.

Conforme se ha planteado anteriormente, la fuerza normal F_n puede hallarse de dos maneras

$$a) F_n = \frac{E}{n} = \frac{E_{bruto}}{n} \quad (9.11)$$

$$b) F_n = \frac{E - (F_r + \Delta F + F_s)}{n} = \frac{E_{neto}}{n} \quad (9.12)$$

De igual modo, C_c tendrá también dos opciones C_c bruto y C_c neto.

Para ambos casos, empleando la expresión 9.9 y 9.11 ó 9.12, se tiene:

$$C_c = \frac{Fr}{F_n} = \frac{PMn}{k\bar{r}DnE} \quad (9.13)$$

Donde E podrá ser E_{bruto} o bien E_{neto} , luego se validará la opción mas correcta a partir de las estimaciones que se obtengan de cada una de ellas.

Si se introduce la expresión 9.13 en la formulación de Roxborough y Phillips (1975):

$$\frac{F_n}{Fr} = \frac{k\bar{r}DE}{PM} = \sqrt{\frac{d-p}{p}} \quad (9.14)$$

De la igualdad 9.14 se puede despejar k y resulta:

$$k = \frac{PM}{\bar{r}_{DE} \sqrt{\frac{d-p}{p}}} \quad (9.15)$$

Esta expresión permitiría estimar la proporción de *PM* que corresponde al corte de las herramientas, con dos salvedades importantes,

(a) por una parte la formulación original se planteó para discos de corte, mientras que en las máquinas se cuenta con un diseño conjunto de discos y picas en las ruedas de corte lo que implica que se descarten todos aquellos valores donde *p* sea mayor que *d*;

(b) por otra parte, se trata de máquinas EPB y no de Topos, es decir, existe presión de cámara que pueden ser tenidas en cuenta en el cálculo de *E* y dentro de los registros muchas veces se tiene lectura de presión en cámara cuando la máquina no está excavando (debido a que en todo momento se debe soportar el frente) con lo que estos valores han sido filtrados para poder interpretar los resultados.

Inicialmente se emplearon los dos valores de *E* (*Ebruto* y *Eneto*) para evaluar así los valores de *k*, pero los obtenidos para el primer caso han resultado inadmisibles ($k < 1$) y se han descartado, mientras que el cálculo empleando *Eneto* ha dado resultados admisibles ($k > 1$). La siguiente gráfica presenta los valores medios de *PM* registrados por *UP*, los valores de *Mc* resultantes de la estimación 9.7 luego de determinar el factor *k* y el porcentaje que representa *Mc* respecto de *PM* (o sea, $1/k$). En *UP5* no se tienen datos de *PM*.

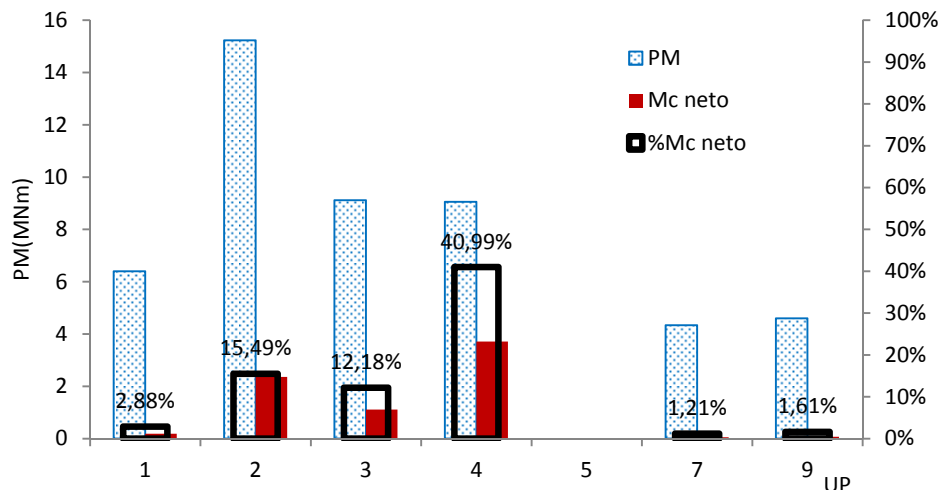


Figura 9.7: Diagrama de barras de Par Motor y su componente *Mc* y sus componentes.

Tanto en *UP1* como en *UP4* se excavaron tramos en roca, si bien en *UP1* éste hecho no influye en la determinación de la componente del par necesario para cortar el terreno (*Mc*) porque se han eliminado los datos correspondientes al trabajo de la máquina en modo abierto (para rocas), mientras que en *UP4* al tratarse de una máquina EPB, la misma no trabajó nunca en modo abierto y todos los datos de registro de excavación en roca influyen en el valor final. Por este motivo, en dicha *UP* se aprecia mejor el mayor par dedicado al corte del terreno.

A medida que los materiales excavados son mas blandos (casos *UP2* y *UP3*) la componente *Mc* es menor (16% y 12% respectivamente) al tiempo que es mayor la componente del par destinada a vencer las fricciones de la cámara de tierras. Finalmente, en los dos casos (*UP7* y *UP9*) en que el diámetro del túnel es menor (9,4m) y los materiales a excavar son suelos (*QI2/3/2g/3s*) muy blandos ($RCS < 0,3MPa$), el par *Mc* es menor al 2% del *PM* aplicado, siendo, por lo tanto, la componente mas importante del par la que se necesitó para vencer las fricciones en

cámara. Estos resultados, concuerdan o, de alguna manera, revalidan los publicados por (Melis Maynar, 2005) para el proyecto M30 de Madrid que tuvo lugar predominantemente en suelos (tabla 3.8; cap. 3) y dónde Mc representó el 0,5% de PM .

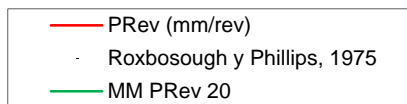
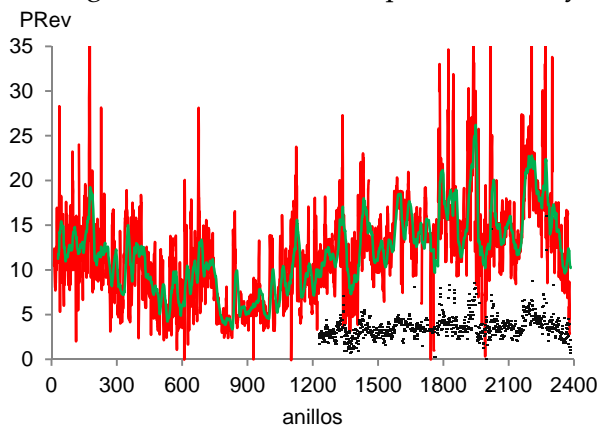
Por otra parte, el mayor PM demandado estuvo en $UP2$ y se consumió en un 84% en vencer las fricciones en cámara. Si se compara con $UP3$ de geología similar, podría decirse que en $UP3$ se consiguió un mejor acondicionamiento del material en la cámara de presión de tierras ó que, de manera natural, el material excavado en $UP3$ tenía propiedades de plasticidad más apropiadas que en $UP2$ para trabajar del modo que requiere una máquina EPB.

9.4 Análisis de los registros de operación

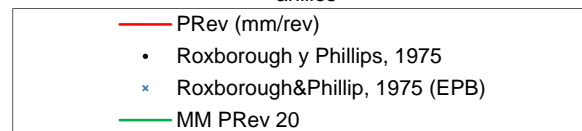
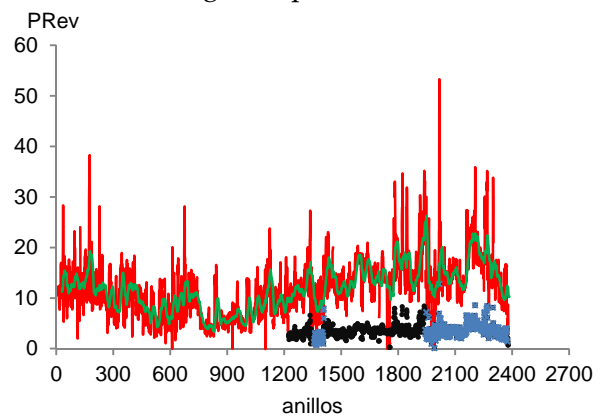
9.4.1 Coeficiente de corte y penetración

En las siguientes formulaciones se ha considerado para la fuerza normal F_n por herramienta los valores de *Ebruto* y *Eneto*.

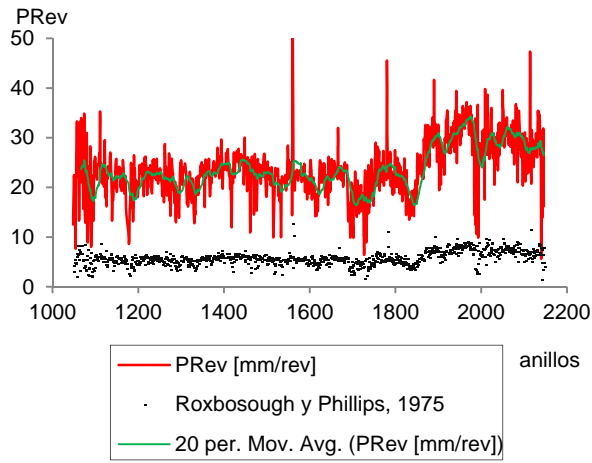
Las siguientes figuras representan los valores de velocidad de penetración $PRev$ registrados en los casos reales frente a la estimación hallada a partir de la formulación de Roxborough y Phillips (ecuación 9.10) para las UP que se estudian en este trabajo. Dada la gran cantidad de datos registrados se ha añadido la curva de media movil (que en la leyenda de las gráficas se identifica como MM) cada 20 períodos a fin de suavizar posibles anomalías de los registros. En la primer columna de gráficas se ha trabajado con *Ebruto* y con PM mientras que en las gráficas de la segunda columna se ha aplicado *Eneto* y Mc determinado según el punto anterior.



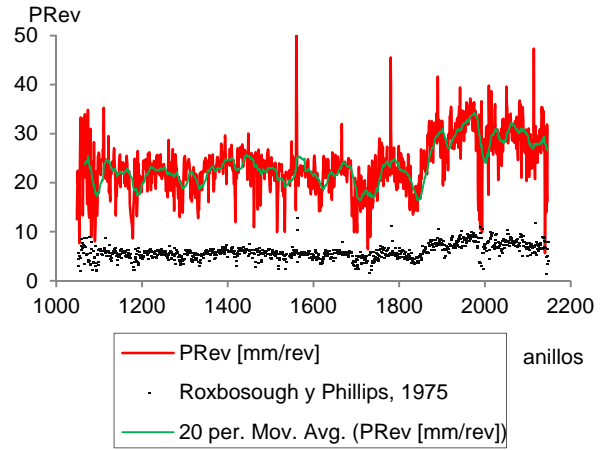
a) $UP1$ (*Ebruto* y PM)



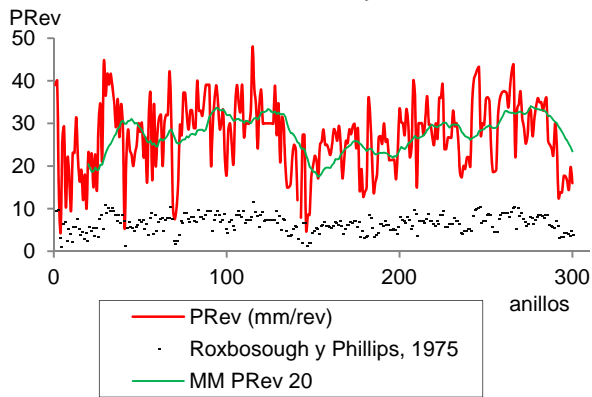
b) $UP1$ (*Eneto* y Mc)



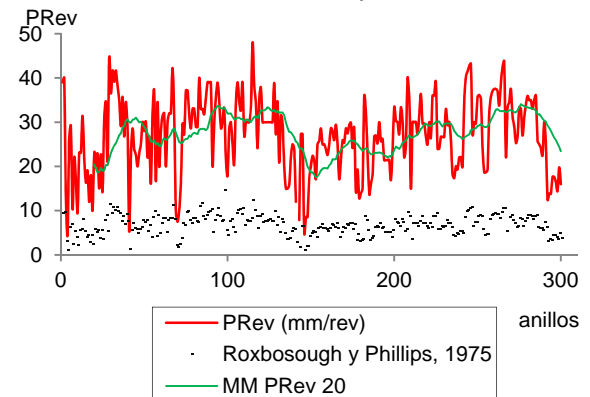
c) UP2 (Ebruto y PM)



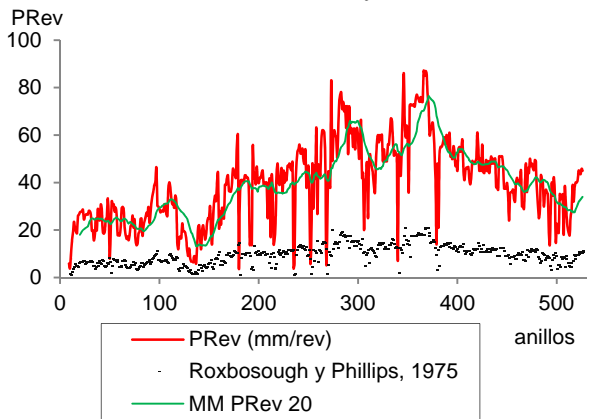
d) UP2 (Eneto y Mc)



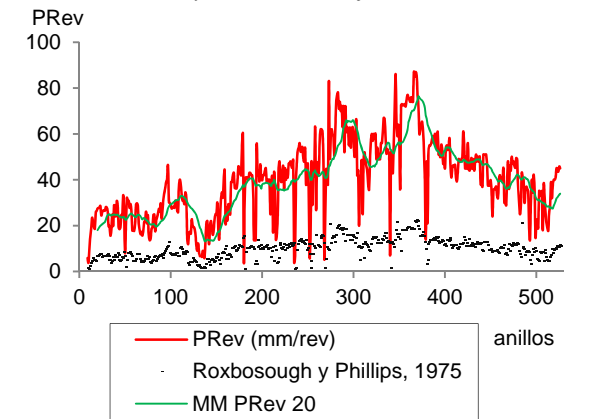
e) UP3 (Ebruto y PM)



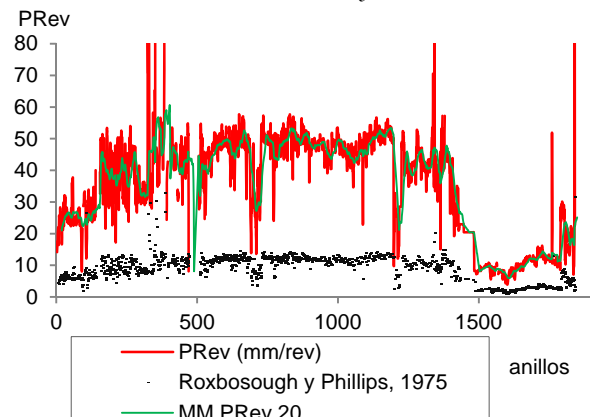
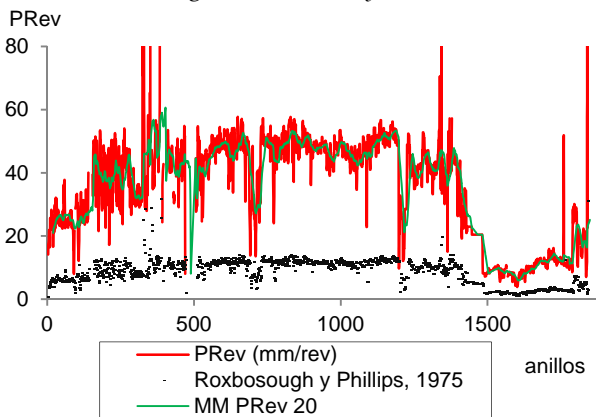
f) UP3 (Eneto y Mc)



g) UP4 (Ebruto y PM)



h) UP4 (Eneto y Mc)



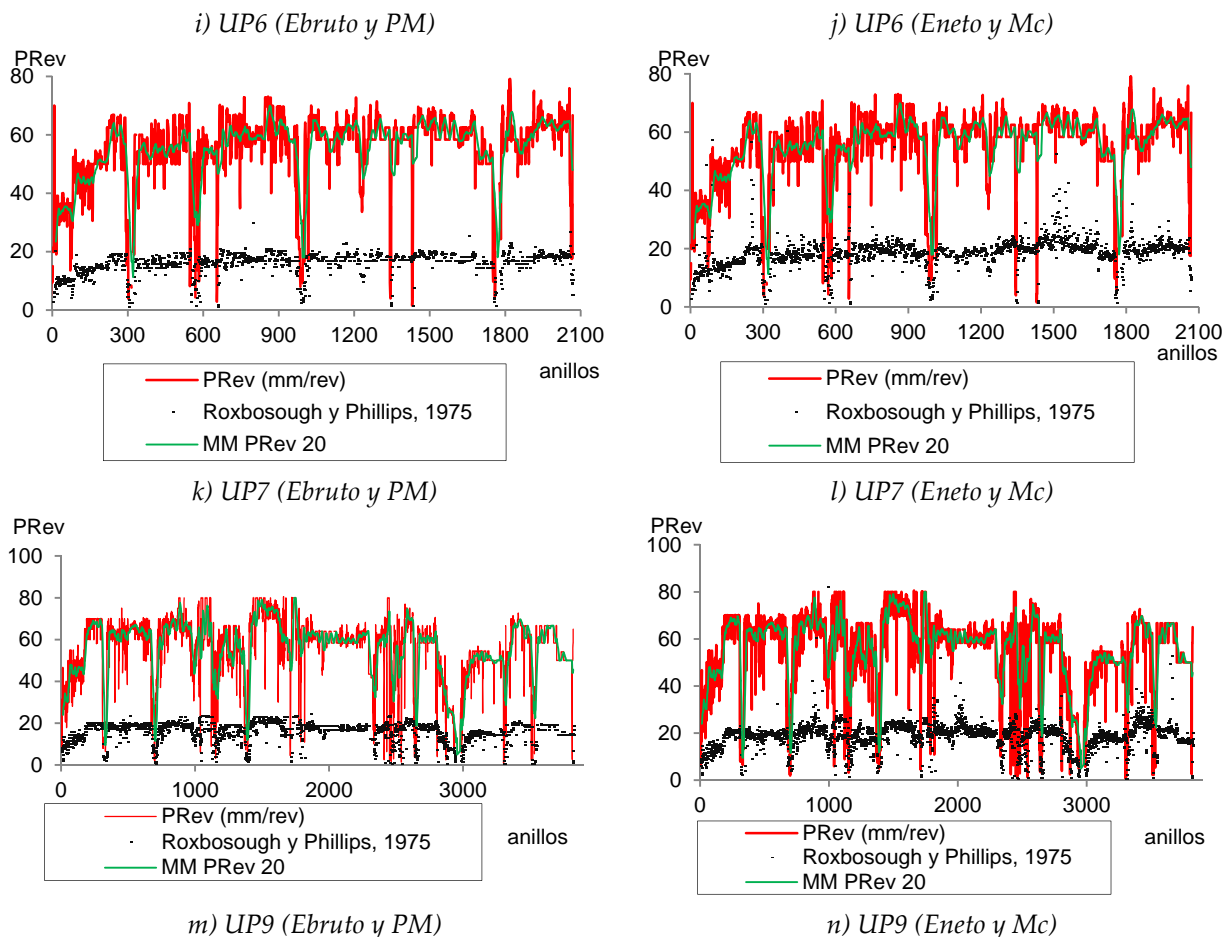


Figura 9.8: Valores de penetración medidos vs., estimados según Roxbosough y Phillips (1975) original.

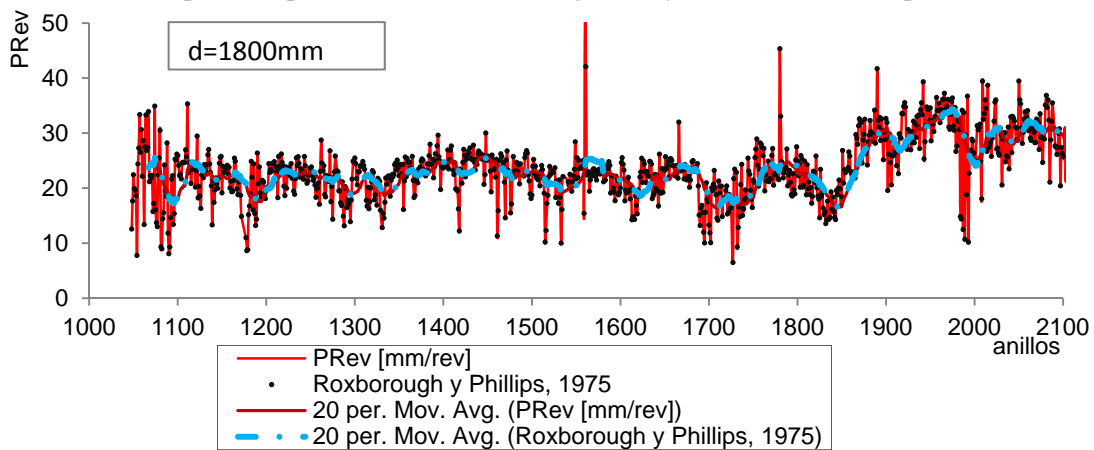
A pesar de que las estimaciones de $PRev$ obtenidas empleando la ecuación de Roxborough y Phillips tienen lugar dentro de un rango de valores inferior a los leídos en campo, es evidente también que el modelo consigue describir una curva muy cercana aunque mas suave a la que describen estos registros. Es decir, la similitud entre los datos de campo y el modelo no radica en el rango de valores de $PRev$ sino en la forma de la curva que describen.

En la Figura 9.8 observamos que los valores pronosticados de penetración en $UP1$ subestiman, por lo general, los observados. En esta UP se trabajó en modo abierto es decir no hubo presión en el frente, desde el inicio hasta el anillo 1357, aproximadamente. De modo que las diferencias entre ambas gráficas 9.8a y b se observan (resaltado en azul y en cruz) a partir de dicho anillo y hasta el anillo 1409 en que se abandona el modo EPB y se vuelve a trabajar en modo abierto. Este tramo coincide con la excavación en granito $Gr2$ meteorizado y una zona de falla regional). El modo EPB se repite de nuevo entre los anillos 1942 y 2378 (casi final de la excavación), lugar donde se excava $Gr2$ y entre los anillos 2011 y 2038 brecha de falla Bf y material mioceno M . La influencia de trabajar con PM o con Mc es apenas perceptible dado que interviene dentro del cuadrado de un cociente (véase la ecuación 9.10) y resulta un valor tan mínimo que prácticamente es despreciable. También, la diferencia entre estimar con el valor de $Ebruto$ o de $Eneto$ para hallar F_n es muy leve.

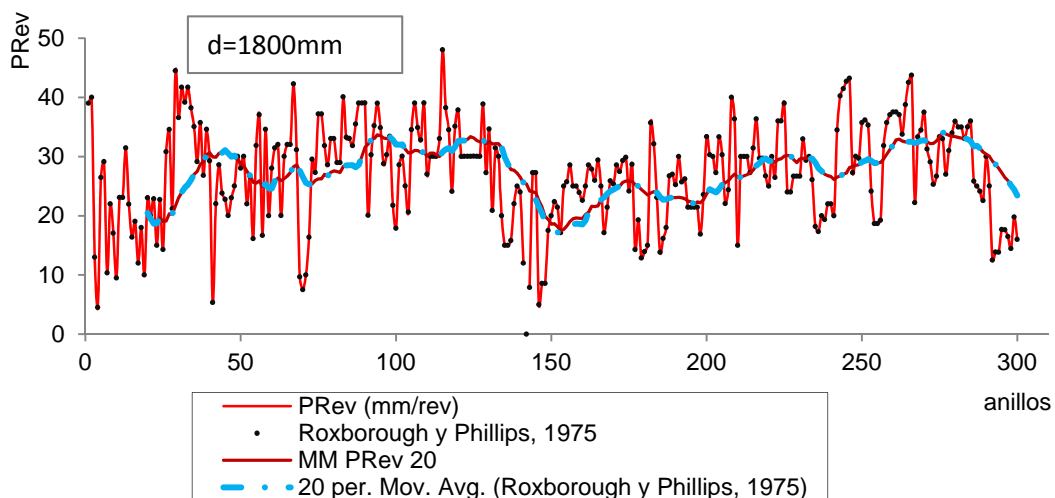
En $UP6$ se ve claramente como desde el anillo 1500 aproximadamente la estimación y el registro de $PRev$ se acercan y es justamente cuando en el frente de excavación se abandonan los frentes pliocenos para dar paso a los frentes graníticos. Las penetraciones registradas caen notablemente lo que indica que las picas ya no trabajan como para el caso de los suelos sino que son los discos los protagonistas de la excavación en rocas.

Obsérvese que las predicciones del modelo nunca superan los 20mm/rev lo cual viene predefinido por el diámetro de los discos de corte que son de 17" y como mucho consiguen dicho nivel de penetración a diferencia de las picas que como se aprecia en los registros consiguen penetraciones de hasta 100mm/rev. En general, se podría admitir que es imposible esperar buenos resultados en el pronóstico de la Penetración para cualquiera de las *UP*, excepto la *UP1*, con la formulación de Roxbosough y Phillips, debido a que los autores trabajaron con los discos de corte como única categoría de herramienta en su análisis, mientras que las *UP* contienen como herramientas de corte también a las picas y los rastreles todos de manera combinada. Sin embargo, las curvas correspondientes a las medias móviles ponen en evidencia una periodicidad similar de las curvas reales y las pronosticadas, aunque con amplitudes distintas.

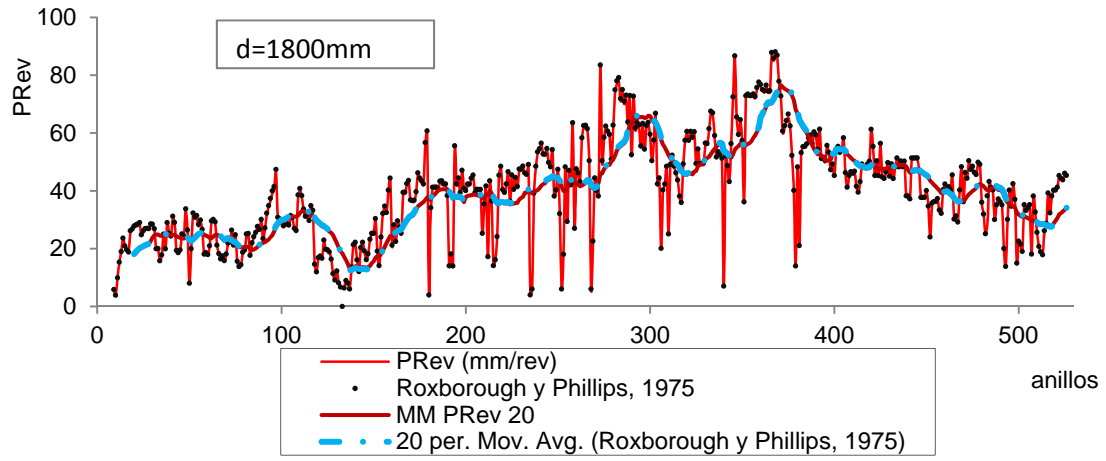
Para abordar el problema de la longitud d que se debería considerar en lugar del diámetro del disco cuando la rueda contiene además de discos, picas y otras herramientas se ha realizado un análisis de sensibilidad asignando distintos valores a dicho parámetro hasta conseguir calibrar la curva en relación con los registros. De este análisis se ha obtenido un valor de "diámetro de disco equivalente" que correspondería al caso de Ruedas con múltiples categorías de herramientas y en el caso de nuestras *UP* se muestra la media móvil de la curva ajustada resultante de P_{Rev} (para 20 periodos) frente los registros y el valor de d adoptado en cada caso.



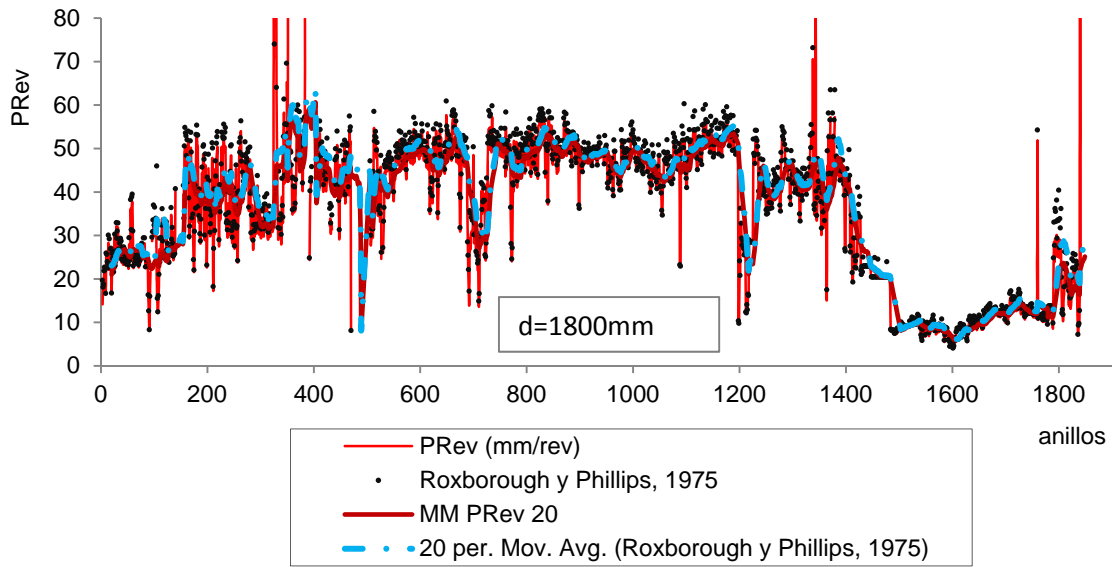
UP2



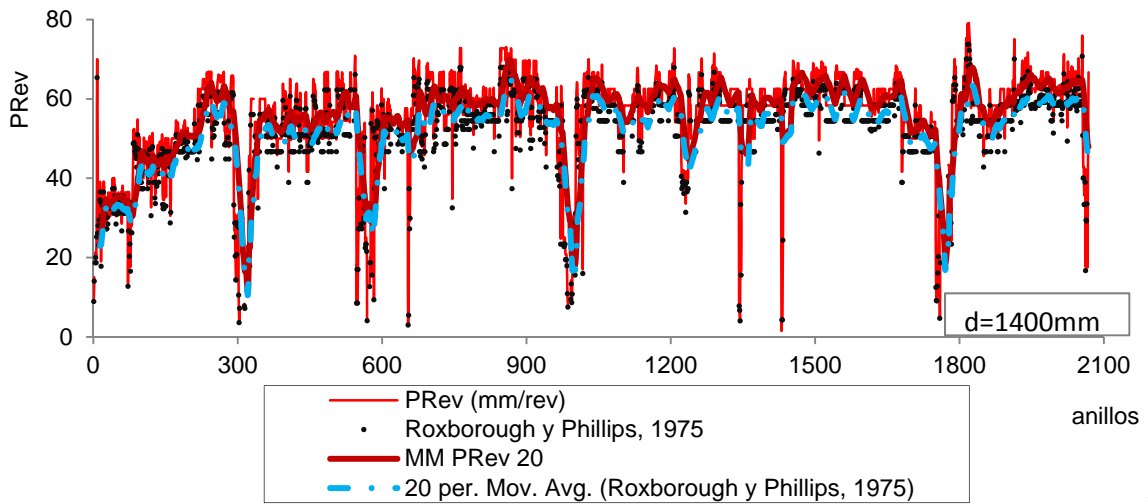
UP3



UP4



UP6



UP7

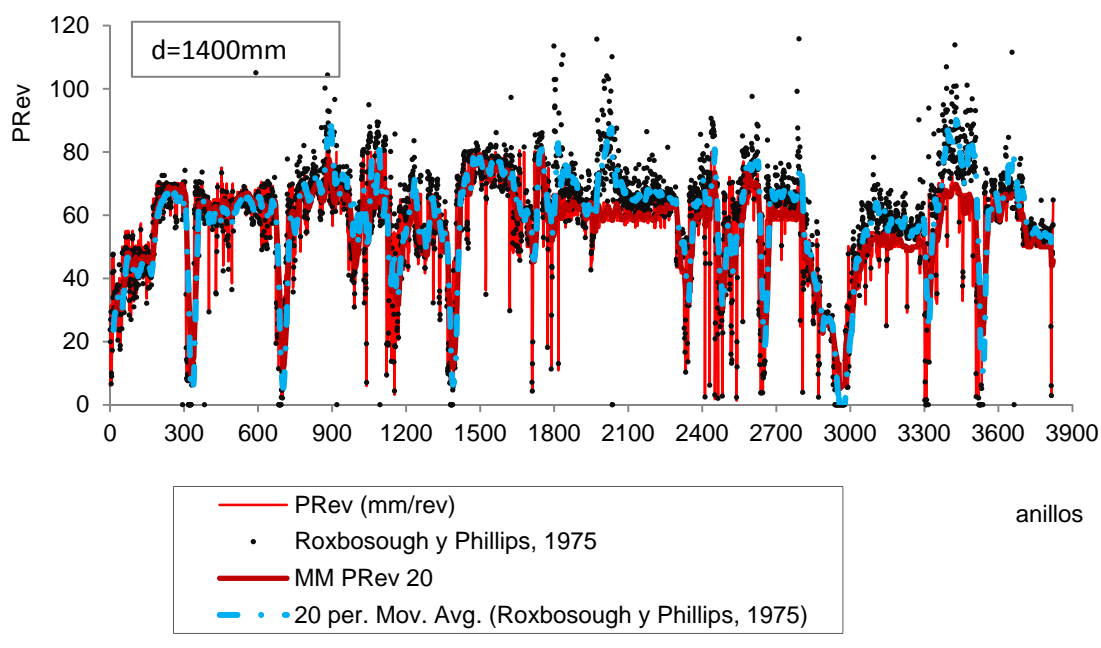


Figura 9.9: Valores de penetración medidos vs., estimados según Roxbosough y Phillips (1975) modificada.

Es extraordinario el nivel de aproximación (casi coincidente) de las curvas que resultan del modelo de Roxborough & Phillips frente a los registros cuando se usa un d ajustado. Este valor se calibró en 1800mm para las UP de 12m de diámetro: UP2 a UP6 y en 1400mm para las UP7 y UP9 de 9,4m de diámetro.

Con estos resultados se pone en evidencia la validez de dicha formulación en máquinas tuneladoras EPB siempre que el parámetro d sea correctamente calibrado en función del diámetro de la máquina y de la categoría de herramientas de corte que conforman el diseño de la rueda.

9.4.2 Predicciones incorporando parámetros de la roca

Tal como se ha comentado en el capítulo 3, existen modelos más complejos que requieren un conjunto más amplio de parámetros tanto provenientes de la roca intacta, como del macizo rocoso y de la Operación de la máquina que no se pueden aplicar a las UP en estudio porque no se dispone de dichos datos.

La ausencia de datos requeridos puede justificarse, sobre todo en el caso de datos de macizo rocoso, porque al tratarse de suelos el material por su propia naturaleza, está disgregado y no posee las características de un macizo de roca, ni siquiera de roca blanda, sin embargo, se verá mas adelante que en la UP1, en la que si se perfora buena parte del túnel en roca, se pueden aplicar modelos de predicción mas complejos, tal como se expondrá en el capítulo 12.

Nótese que en ninguno de los tres modelos de predicción analizados se han representado los casos de Egara EI y EII, esto se debe a que en ninguno de ellos había discos como herramientas de corte mientras que los modelos en cuestión basan sus formulaciones en el análisis de discos de corte.

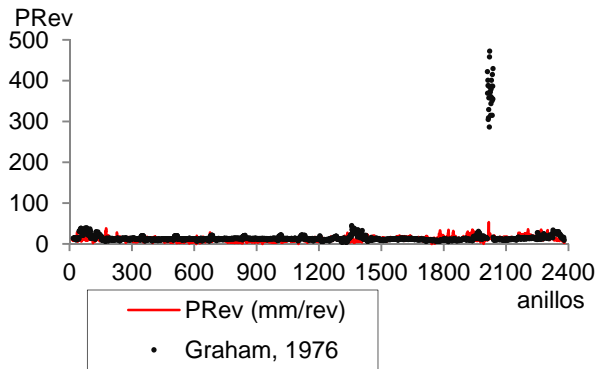
a. Resistencia a la compresión simple: Graham, 1976.

Se recuerda que Graham (1976) propuso la expresión

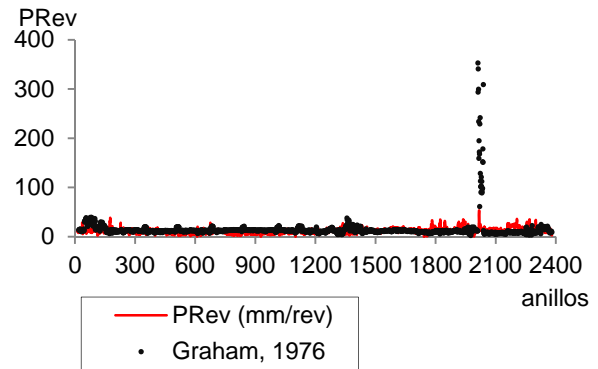
$$PRev = k_G F_n / RCS \quad (9.16)$$

Donde k_G es la constante de Graham establecida en el valor 3940.

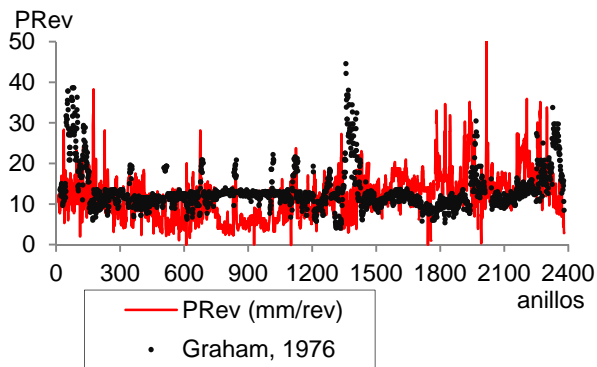
En nuestro caso se atravesaron rocas blandas con una resistencia a la compresión simple máxima $RCSeq[TG]$ de 80MPa. A continuación se presentan las curvas de predicción según la formulación de Graham a los casos de estudio. Una vez más, los registros son mostrados para ambos casos con fuerzas de empuje *Ebruto* y *Eneto* para estimar la componente de fuerzas por corte de las herramientas F_n . En estas curvas cada punto se obtiene a partir de los datos promediados por anillo de avance y en el caso de la RCS se ha considerado el valor de $RCSeq[TG]$ en el que se encuentra cada anillo.



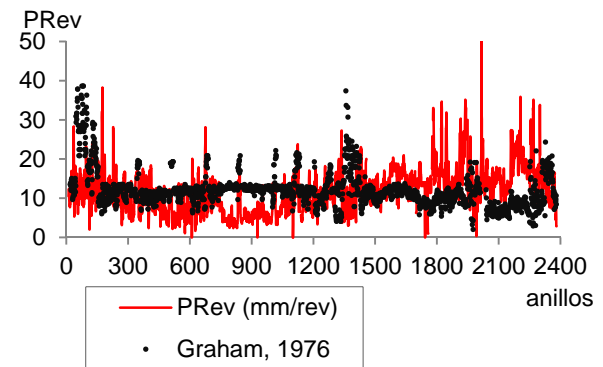
a) UP1 (Ebruto)



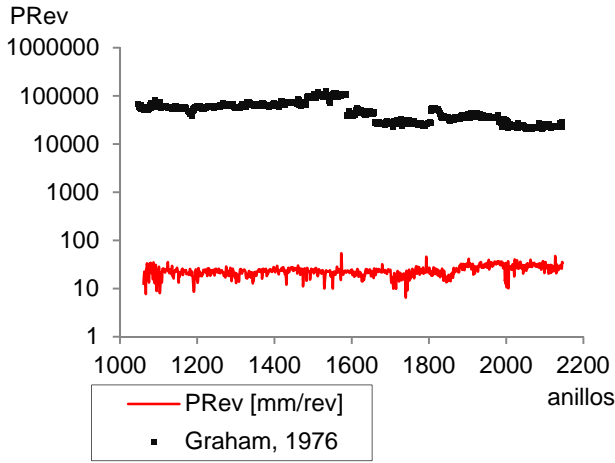
b) UP1 (Eneto)



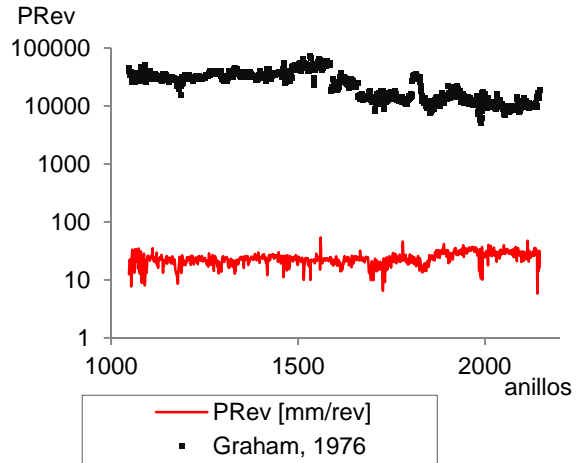
c) UP1 (Ebruto) ampliado



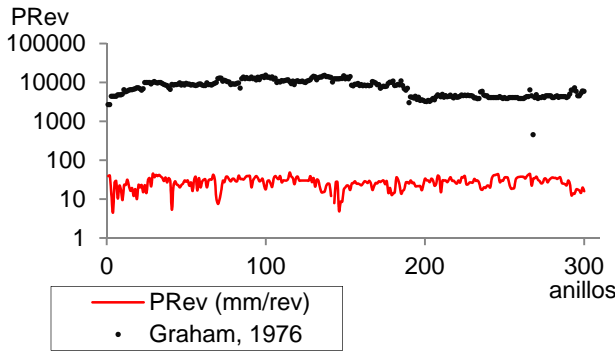
d) UP1 (Eneto) ampliado



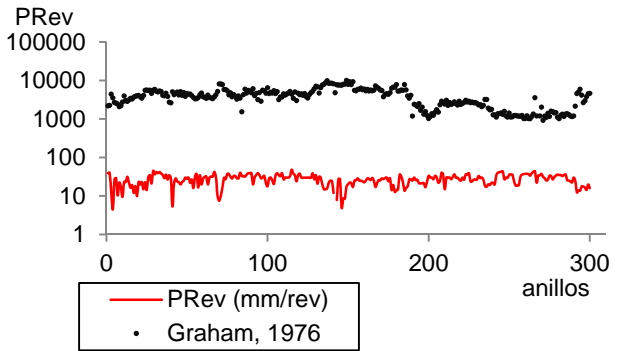
e) UP2 (Ebruto)



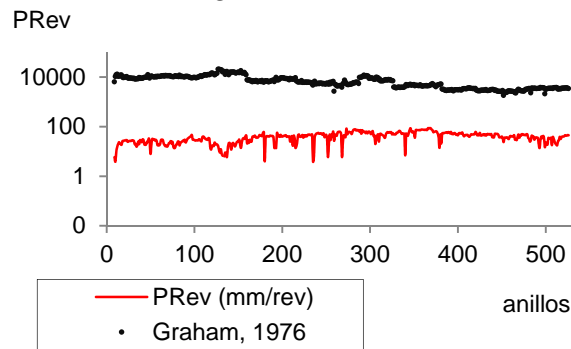
f) UP2 (Eneto)



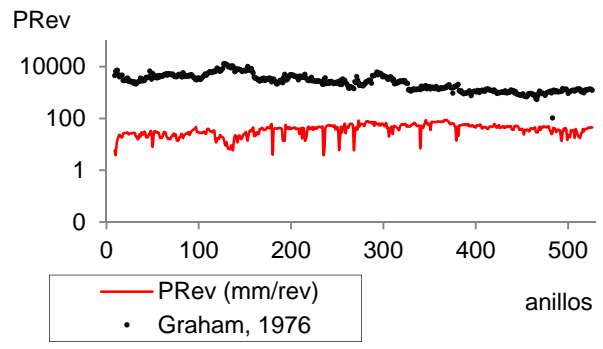
g) UP3 (Ebruto)



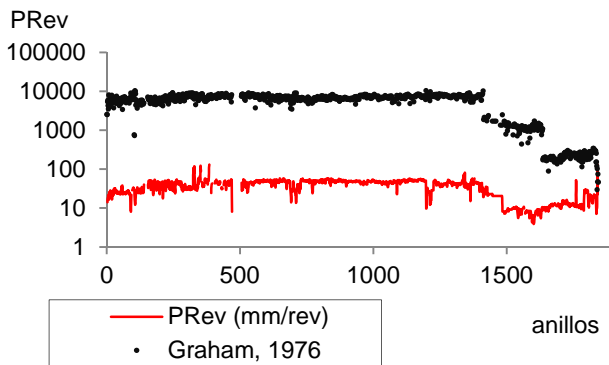
h) UP3 (Eneto)



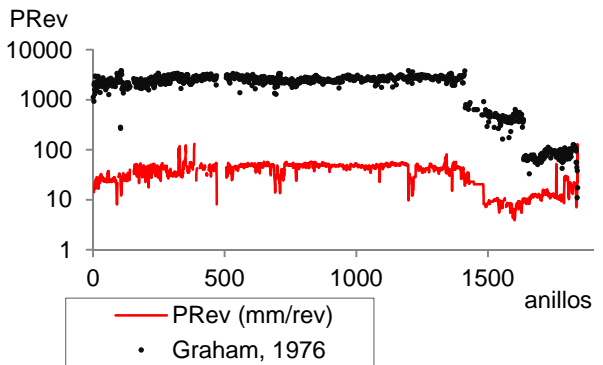
i) UP4 (Ebruto)



j) UP4 (Eneto)



k) UP6 (Ebruto)



l) UP6 (Eneto)

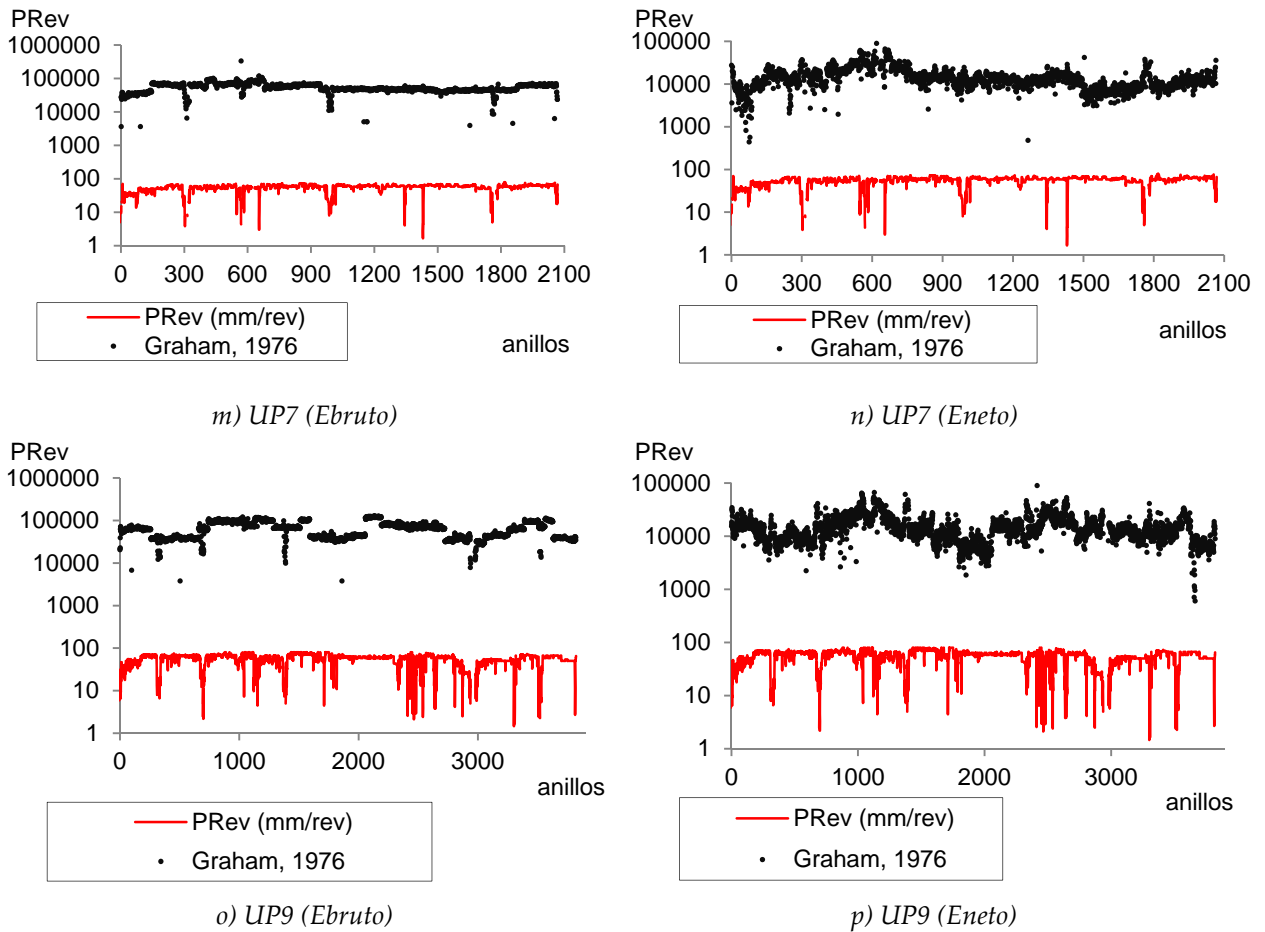


Figura 9.10: Valores de PRev medidos vs. estimados según Graham (1976).

En general, es tan grande la diferencia entre los rangos de valores estimados respecto de los registrados que se ha debido trabajar en escala logarítmica para poder representar ambas curvas.

Las gráficas de la primera fila (figura 9.10a y b) corresponden a UP1, en la primera de ellas se observa que las estimaciones se disparan (500 – 400mm/rev), tanto en el cálculo con *Ebruto* como con *Eneto*, cuando se atraviesan secciones mixtas de $Bf+M$ con $RCSeq[TG] < a$ 3MPa. (ver curva de RCS en UP1, abajo). Sin embargo, esta es la única UP con estimaciones mas próximas a los registros.

La segunda fila muestra las mismas gráficas pero ampliando el rango de valores de *PRev* para el resto de las secciones en las que $RCSeq[TG]$ es $>$ a 20MPa. Graham no tienen en cuenta los parámetros del macizo rocoso y por lo tanto en su modelo no es capaz de representar las variaciones por presencia o no de discontinuidades, tal como se refleja en la gráfica correspondiente a UP1 entre los tramos de anillos 458 a 514 ó 520 a 553 ó 753 a 830 en donde el material atravesado son granodioritas *Gr1* tipo I y II sin fracturas tales que, en las curvas de registros acusan valles donde la Penetración es mucho menor y sin embargo, no se avistan en la curva de estimación.

En el resto de UPs las estimaciones son notoriamente lejanas a los registros, al tiempo que los valores de $RCSeq[TG]$ son $<$ a 1MPa en todo el trazado excepto el tramo final de UP6. Se observa también que de la fórmula de Graham resultan valores bastante más bajos al calcular con *Eneto* frente a calcular con *Ebruto*.

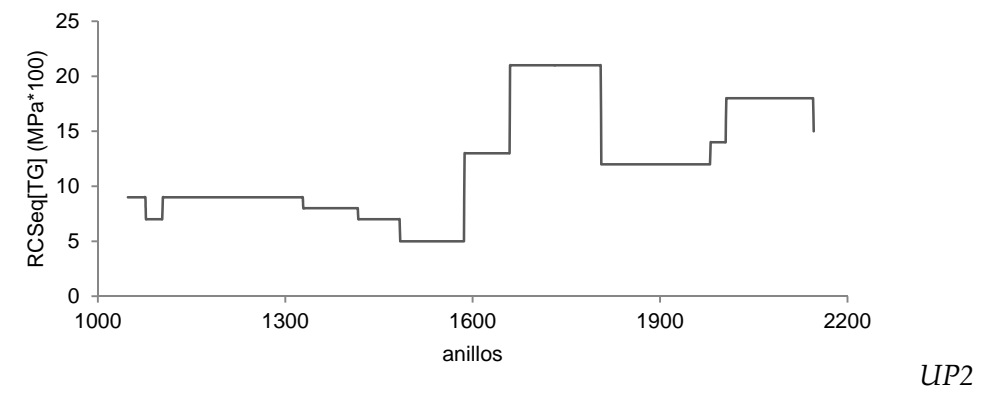
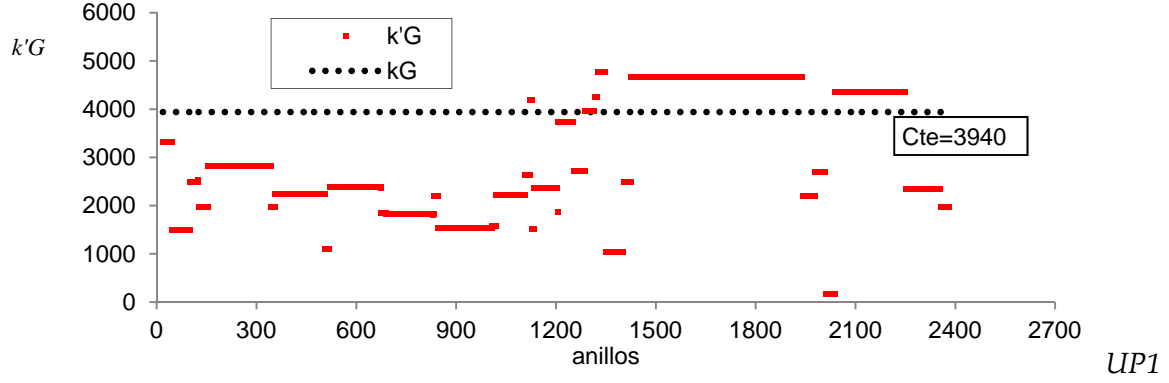
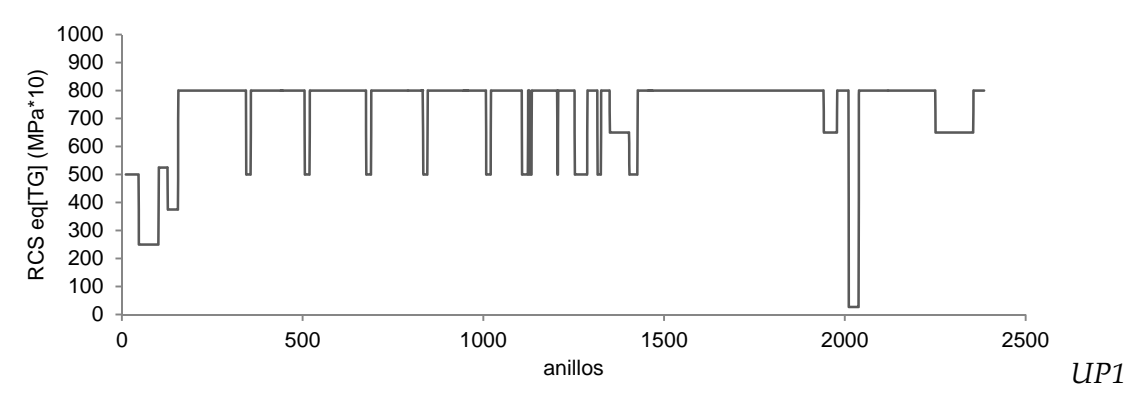
Esta formulación no da estimaciones válidas en el caso de suelos o rocas blandas (con $RCS <$ 10MPa). Es natural, pues se calibró sobre una base de datos de rocas duras, con valores de RCS

entre los 140 a 200MPa, mientras que los suelos y rocas que se atravesaron en nuestros casos llegan, como mucho, a 80MPa. En resumen, la fórmula de Graham no está calibrada en el rango relevante de RCS.

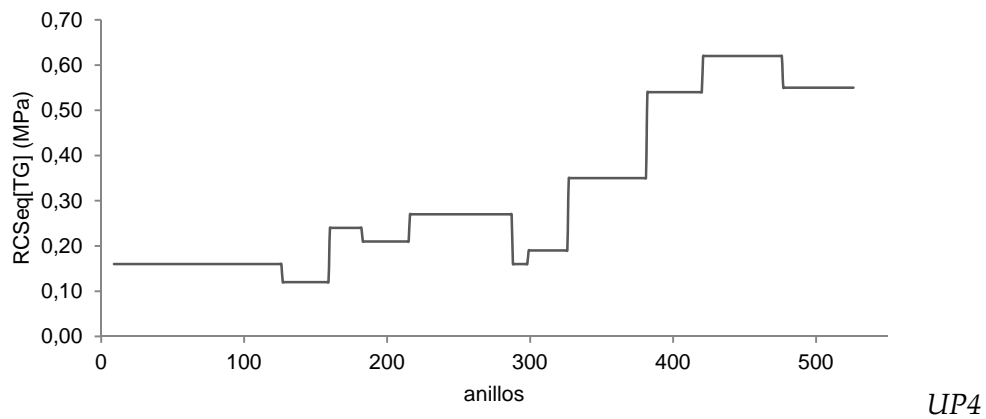
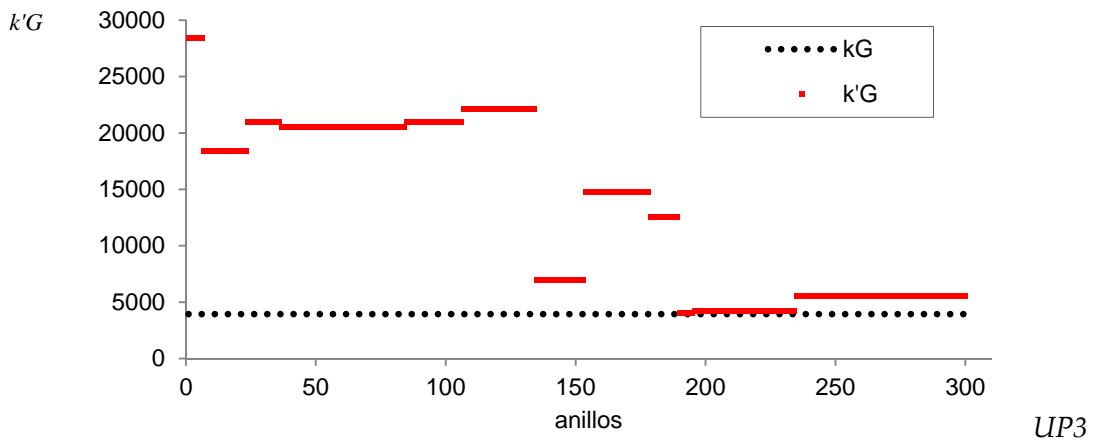
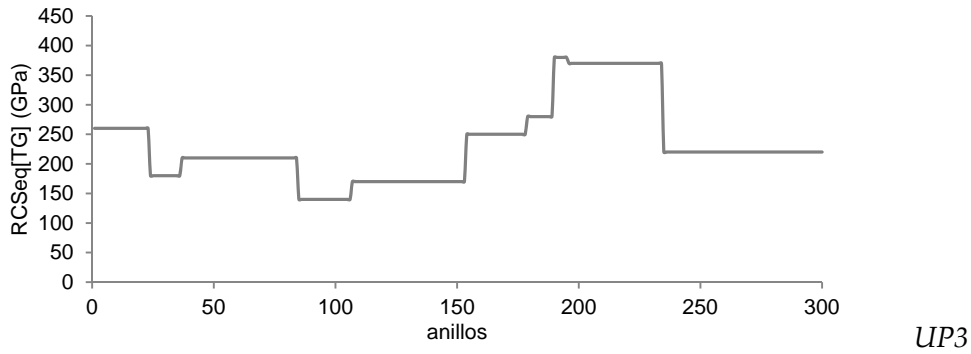
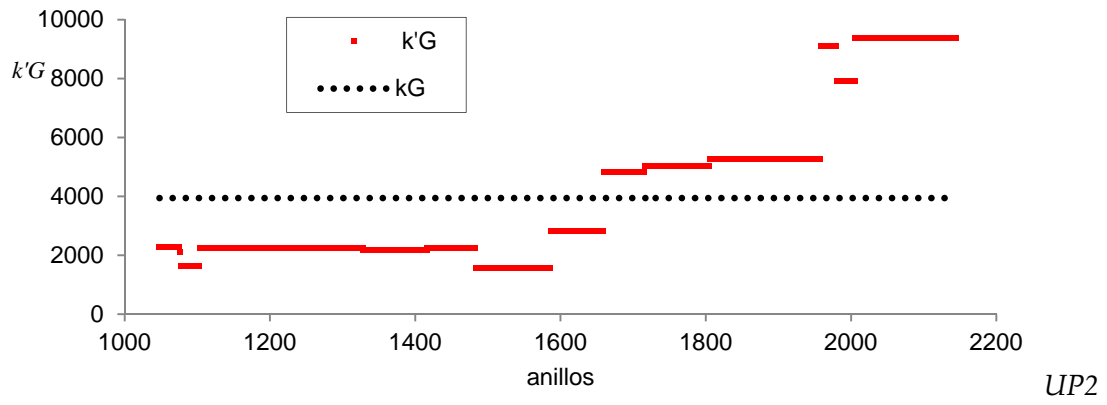
Empleando un coeficiente de corrección k_c se intenta a continuación recalibrar esta formulación en función de la $RCS_{eq}[TG]$. La siguiente es la formulación de Graham modificada:

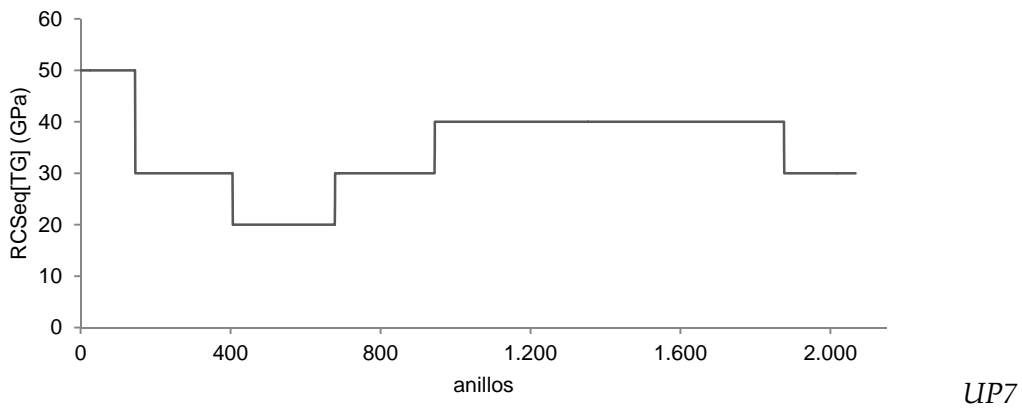
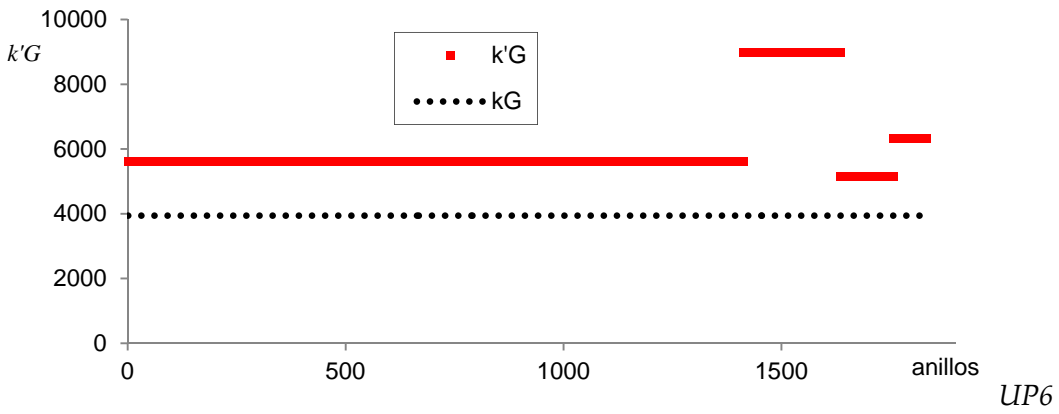
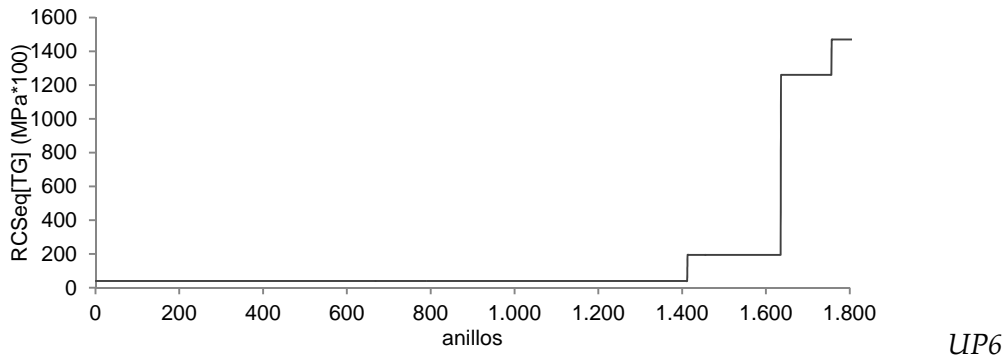
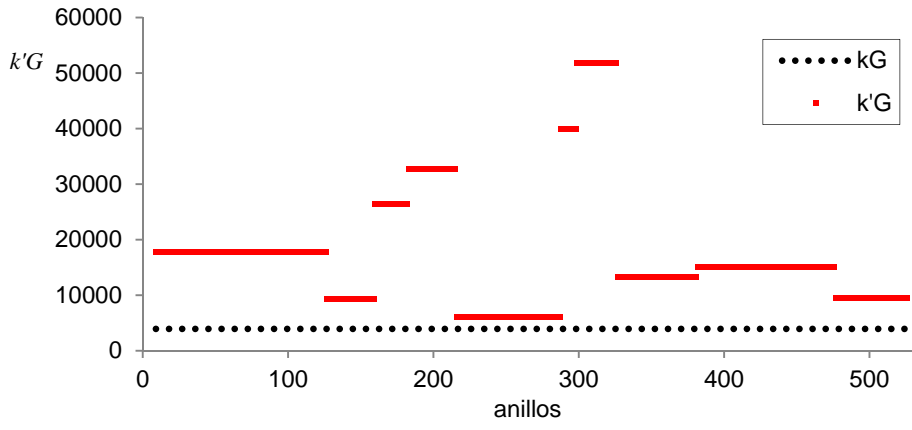
$$PRev = k_c k_G F_n / RCS = k'_G F_n / RCS \quad (9.17)$$

Con esta formulación modificada de Graham se consigue extrapolar su rango de validez a terrenos mas blandos y heterogéneos del tipo que aquí se analizan. Las siguientes gráficas dibujan la constante de Graham modificada k'_G estimada en cada tramo geotécnico TG para cada UP utilizando $Eneto$ para el cálculo de F_n , junto a los perfiles de RCS.



9 Observaciones de Penetración y Avance





9 Observaciones de Penetración y Avance

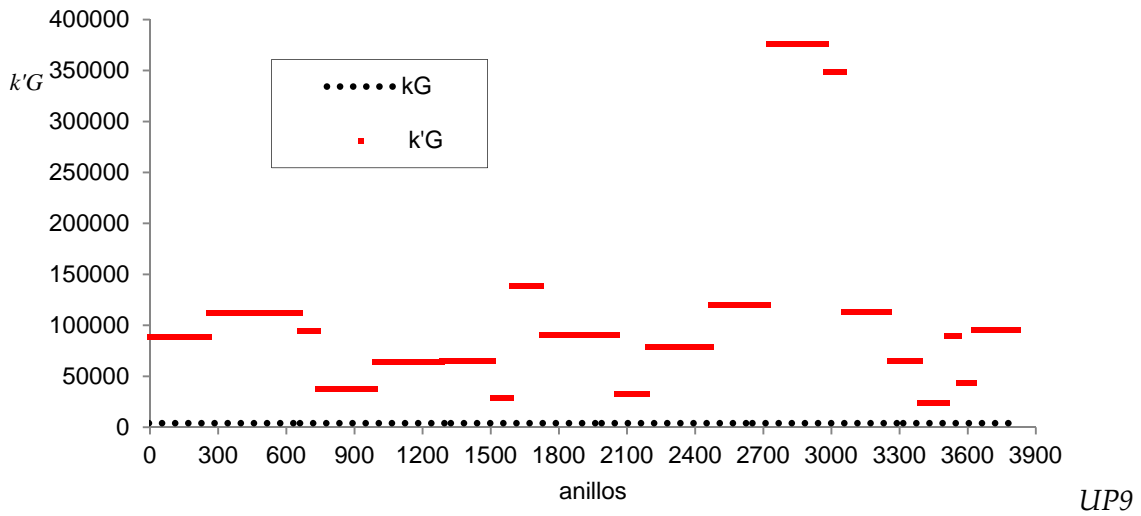
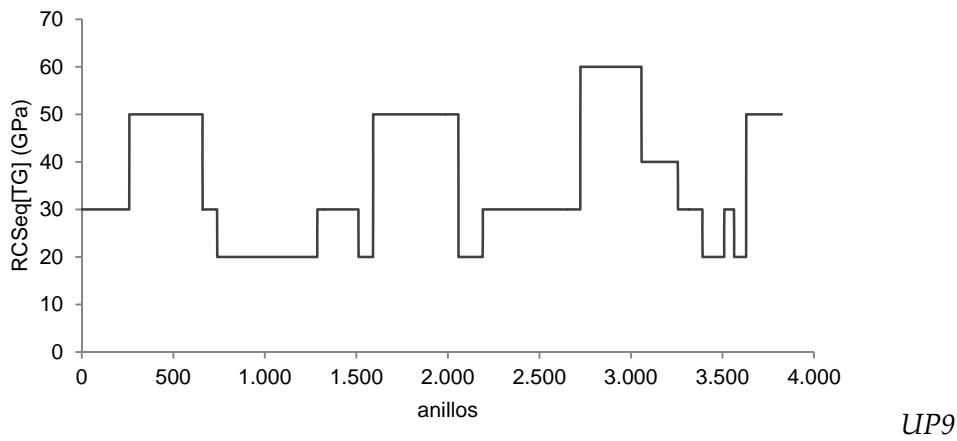
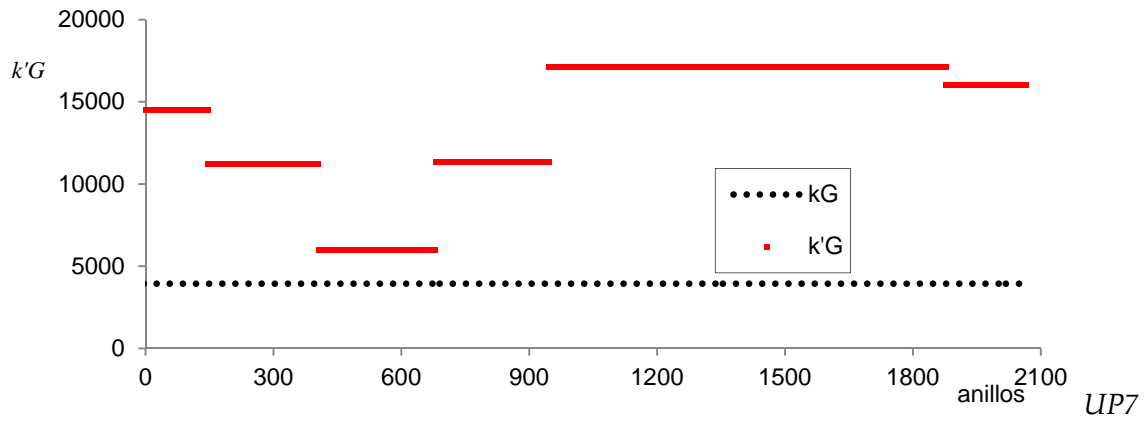


Figura 9.11: perfiles de RCS y de la constante modificada de Graham en UPs.

Del conjunto de perfiles de la figura 9.11 se observa que la constante modificada de Graham $k'G$ en realidad es variable debido a que es sensible en cada tramo geotécnico TG a los valores de $RCSeq[TG]$.

El coeficiente de recalibración k_c dista mucho de ser constante, sino que presenta una variación casi lineal en función de $RCSeq[TG]$ en escala logarítmica como se ilustra en la gráfica siguiente.

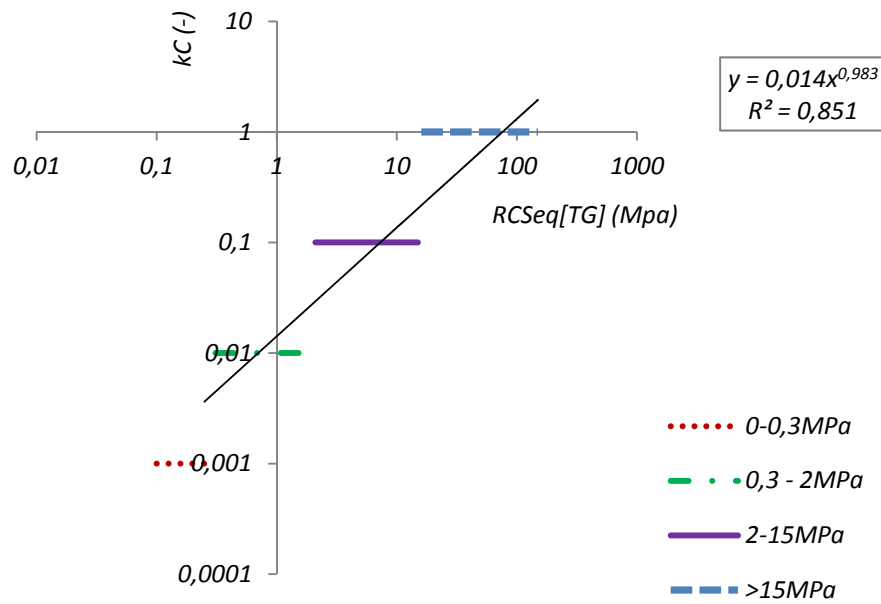


Figura 9.12: coeficiente kC de recalibración del modelo de Graham vs $RCSeq[TG]$.

El factor de 0,98 a efectos prácticos podría redondearse a 1 dejando una relación proporcional entre las variables graficadas. Esta linealidad o proporcionalidad hallada entre kC y RCS indica que esta última deja de ser influyente en la ecuación 9.17 a la hora de determinar PR_{ev} .

b. Resistencia a compresión simple: Hugues, 1986.

Hughes, (1986) desarrolló su formulación para hallar la velocidad de penetración neta PR en (m/h). Dicha formulación presentada anteriormente en el capítulo 3 se cita aquí nuevamente en su versión original y su versión derivada la cual permite estimar PR_{ev} (DAUSACE, 1997):

$$PR = 6 \left(\frac{F_n}{RCS} \right)^{1,2} \frac{VRDCn}{r^{0,6}} \quad (9.18)$$

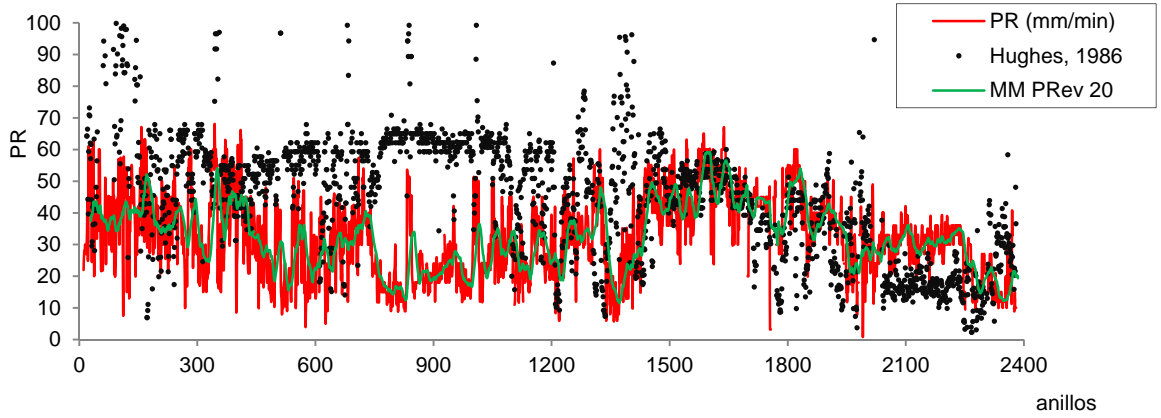
$$PR_{ev} = 1667 \left(\frac{F_n}{RCS} \right)^{1,2} \left(\frac{2}{D} \right)^{0,6} \quad (9.19)$$

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

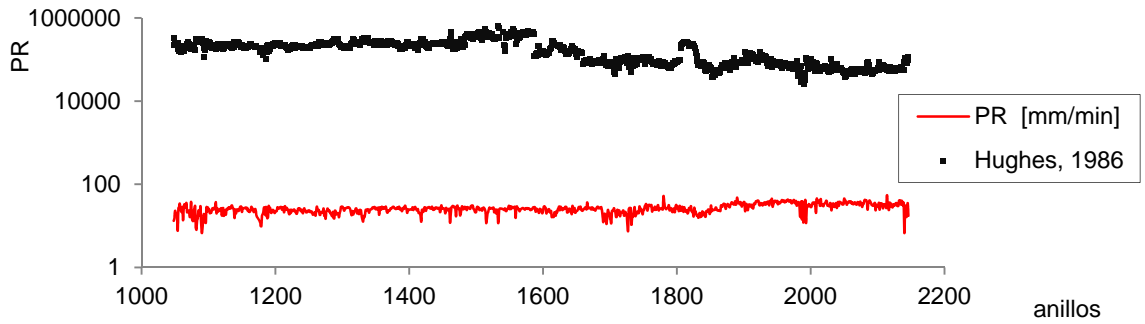
En esta formulación los autores también trabajaron con una constante que llamamos k_H (constante de Hughes) de modo que:

Hughes define $k_H=1667$ para su trabajo en base a rocas blandas provenientes de la minería del carbón.

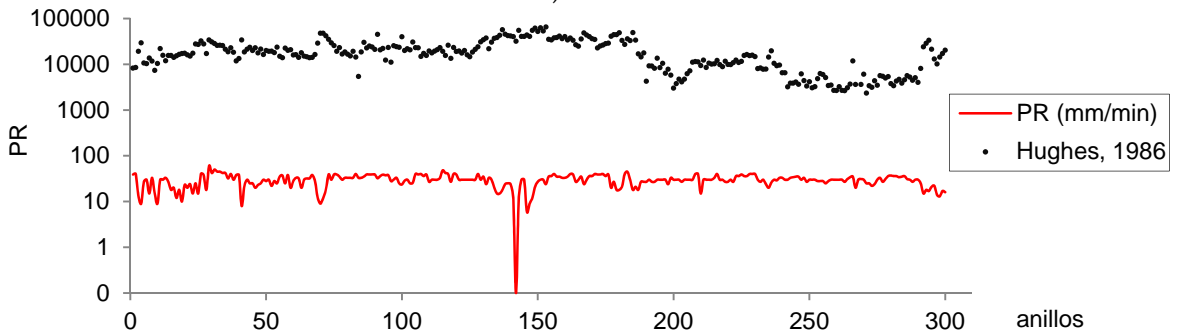
El siguiente conjunto de gráficas ilustra las curvas de estimación del modelo de Hughes respecto de los registros en términos de PR determinados empleando E_{neto} para calcular la componente F_n .



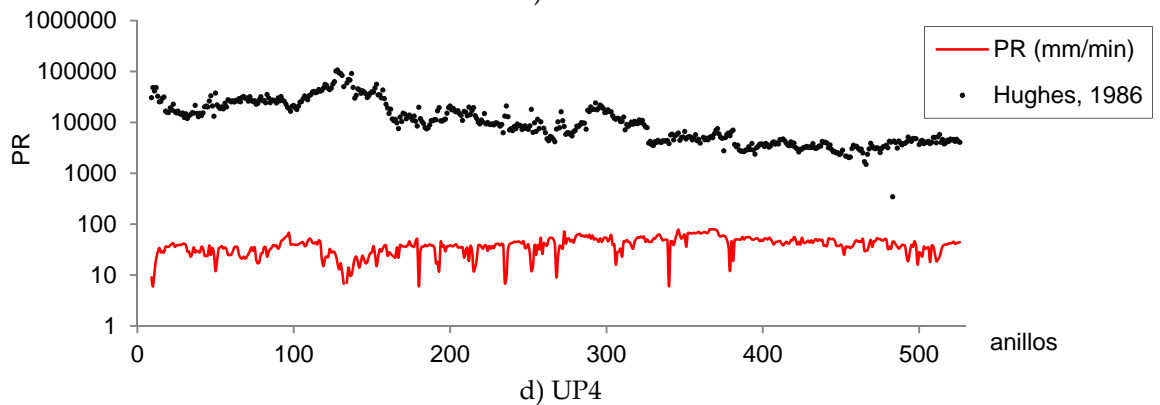
a) UP1



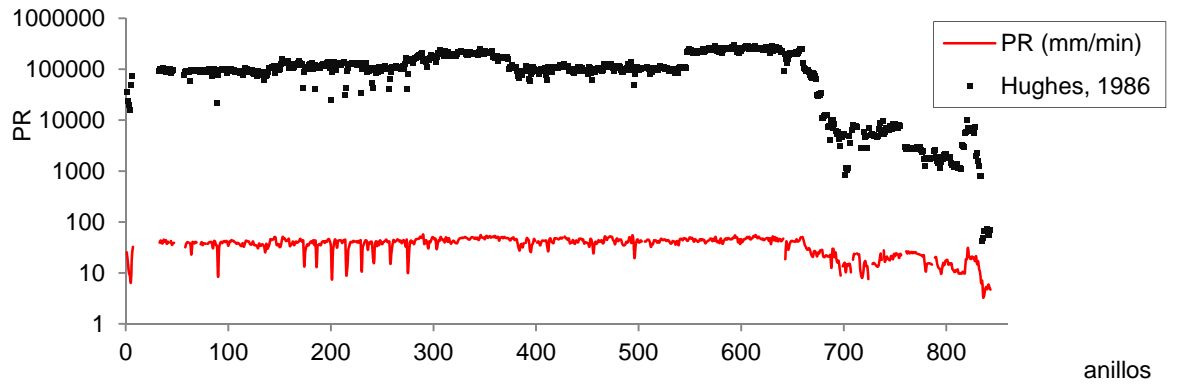
b) UP2



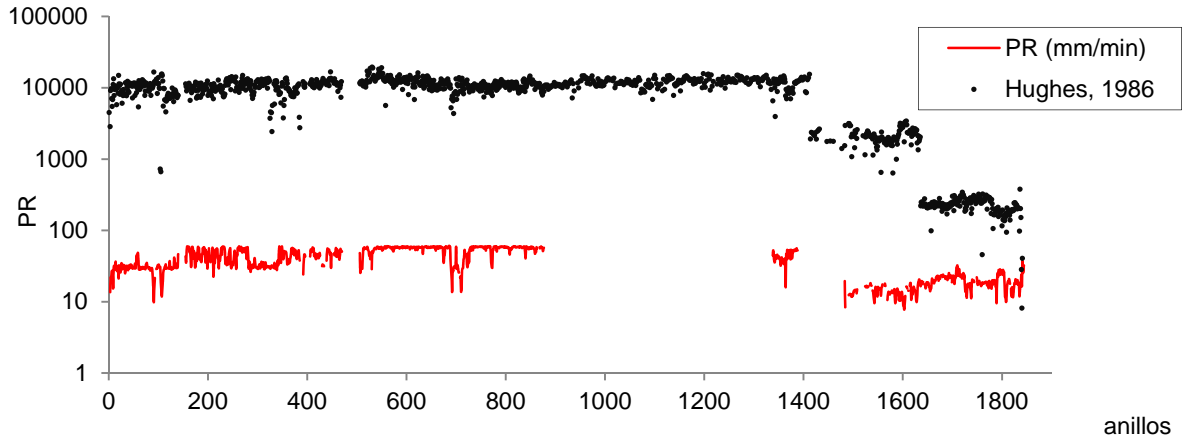
c) UP3



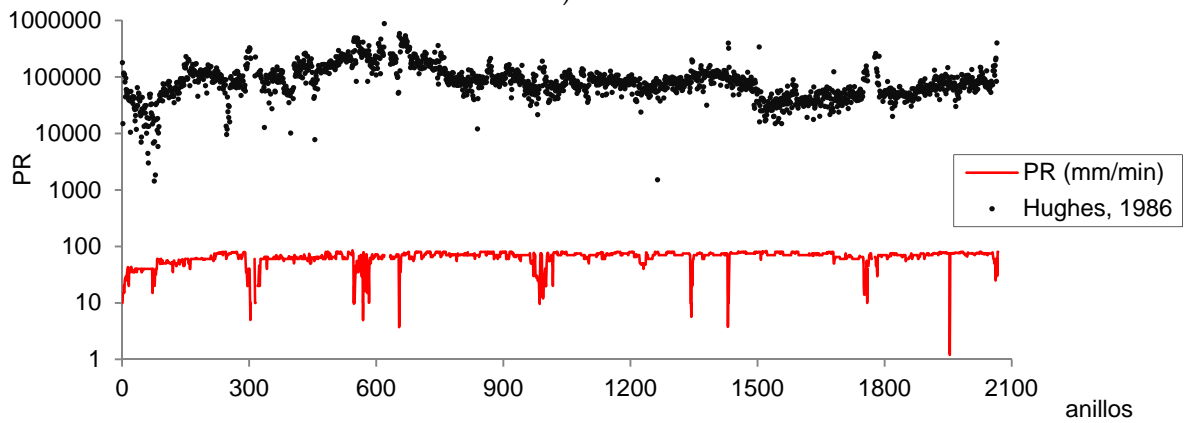
d) UP4



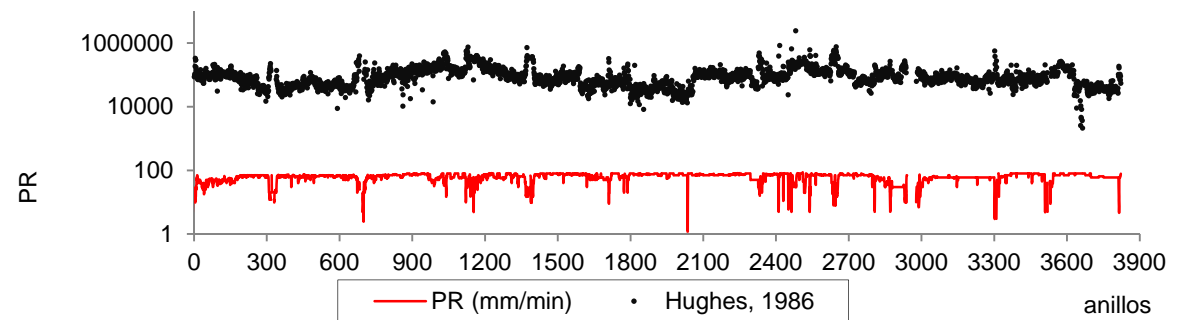
e) UP5



f) UP6



g) UP7



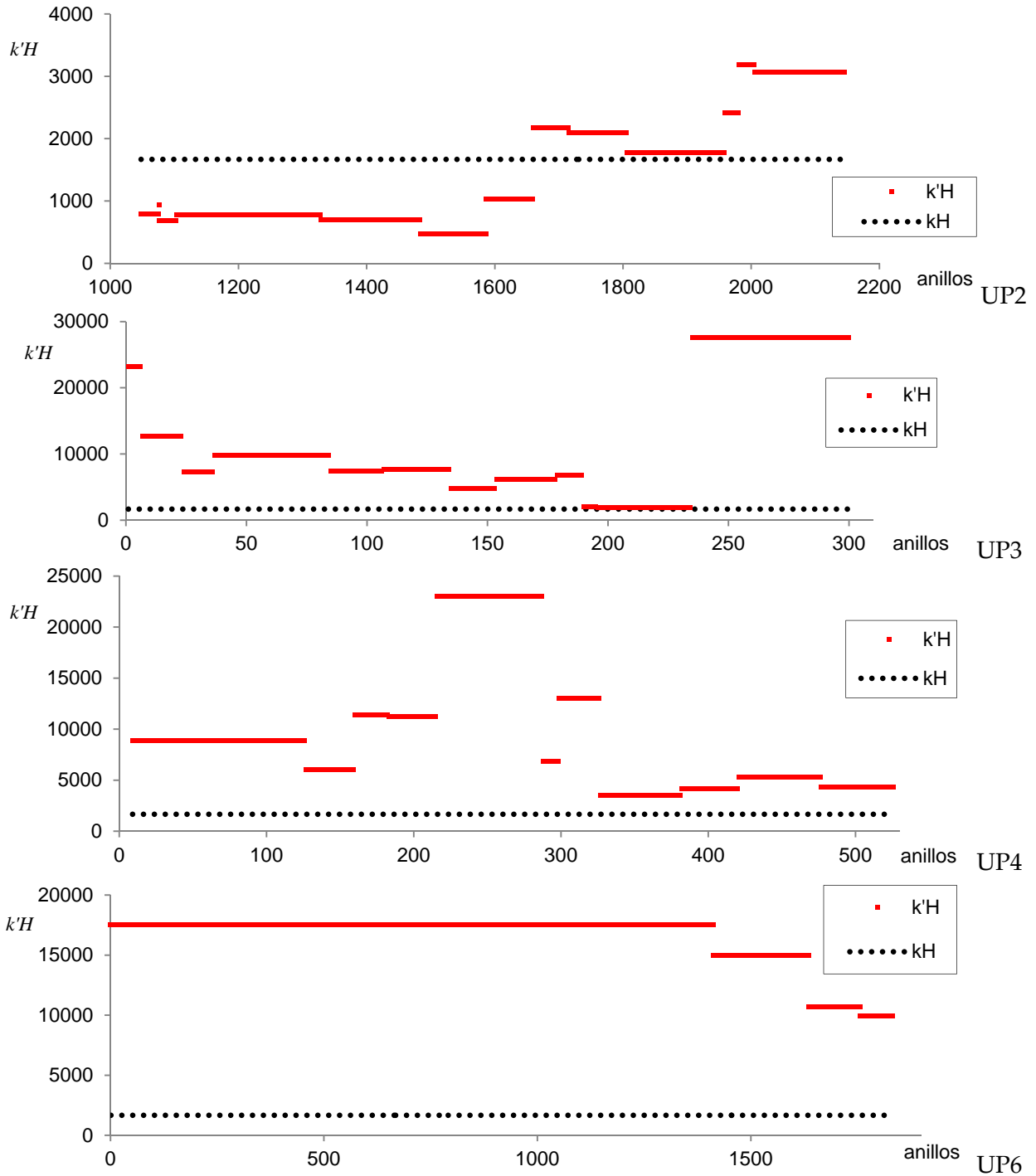
h) UP9

Figura 9.13: Modelo de Hughes aplicado a las UPs.

Si se representa la ecuación de Hughes en términos de su constante k_H (constante de Hughes) de modo que:

$$k_H = PRev \left(\frac{RCS}{F_n} \right)^{1,2} \left(\frac{D}{2} \right)^{0,6} \quad (9.20)$$

Los siguientes son los perfiles de valores que adopta $k'H$ en cada UP a medida que varía la $RCSeq[TG]$.



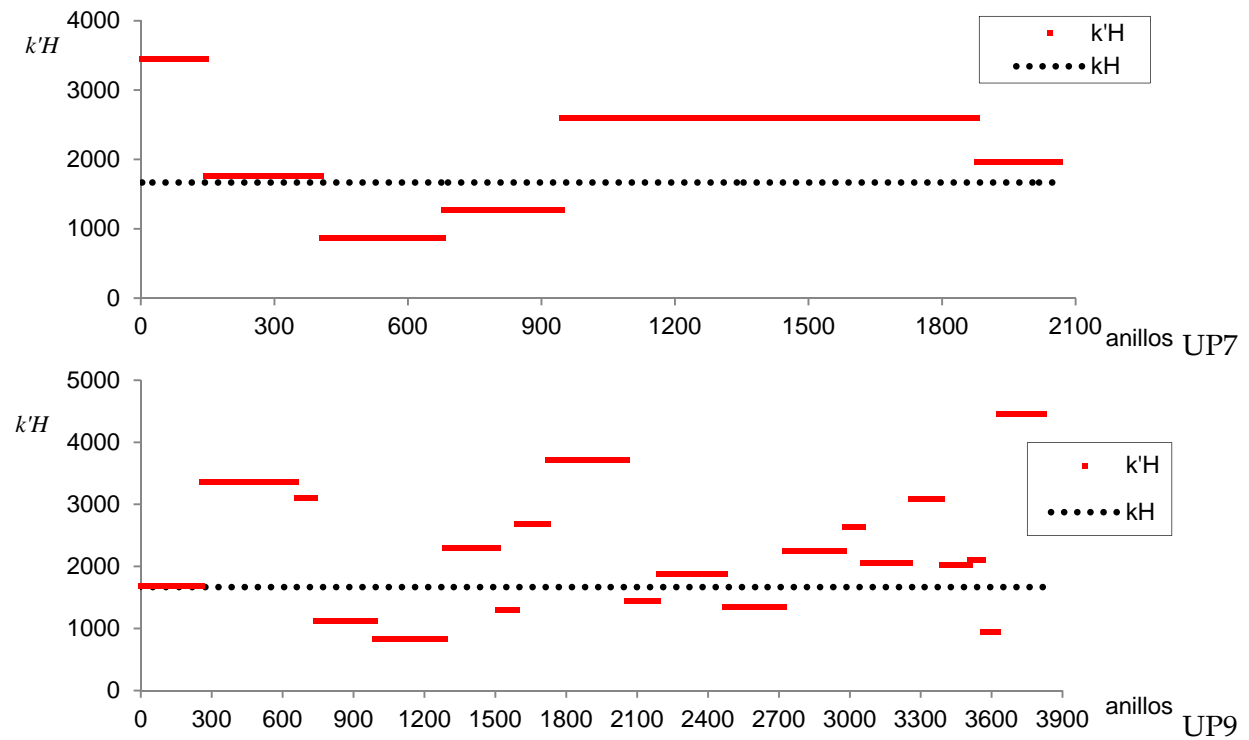


Figura 9.14: Perfiles de la constante modificada de Hughes en UPs.

A semejanza del modelo modificado de Graham, se propone calibrar el modelo de Hughes mediante un factor de corrección k_C que modifica k_H , de modo que la constante modificada de Hughes resulta:

$$k'_H = k_H k_C \quad (9.21)$$

Donde k_C depende de la $RCSeq[TG]$ adoptando rangos de valores que se pueden ajustar a la siguiente ley de variación:

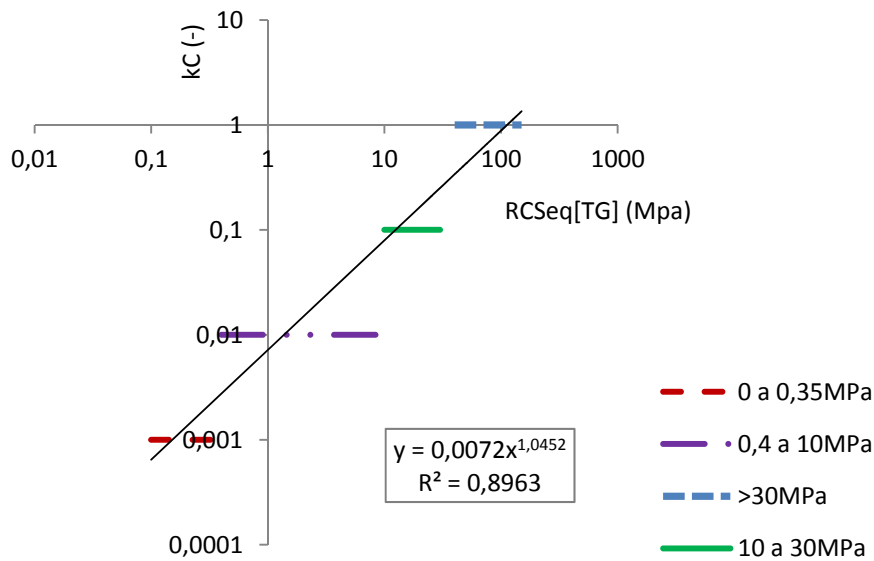
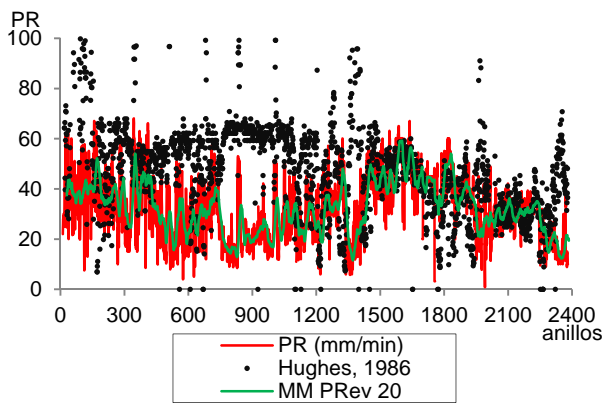


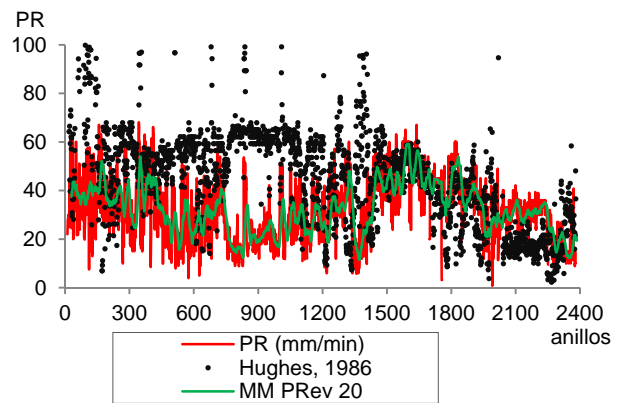
Figura 9.15: coeficiente k_C de calibración del modelo de Hughes vs $RCSeq[TG]$.

A la vista de estos perfiles la constante de Hughes pasa a ser considerada como una variable casi proporcional a la RCS. Además, tal como se comprueba en las siguientes gráficas los TG con valores de $k'H$ mas cercanos al valor de kH original no garantizan una mejor predicción de PR. En definitiva, tanto para el caso de Graham como para Hughes la influencia de la RCS en la penetración y en el avance neto es muy reducida, casi nula en excavaciones de suelos y rocas blandas con máquina EPB.

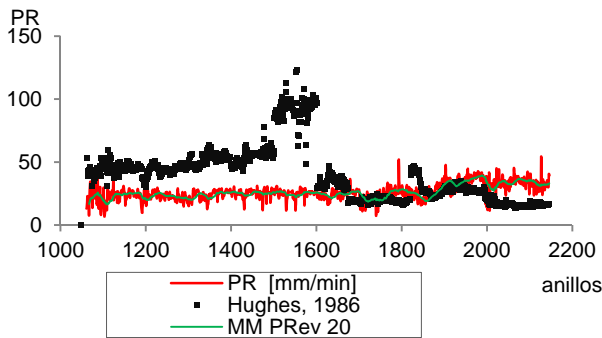
Con el modelo modificado de Hughes se han graficado nuevamente las estimaciones versus los registros de PR en los suelos, rocas blandas y en particular en los frentes mixtos de nuestras UP. Las siguientes gráficas ilustran los resultados para F_n calculado a partir de *Ebruto* (primera columna de gráficas) y de *Eneto* (segunda columna de gráficas).



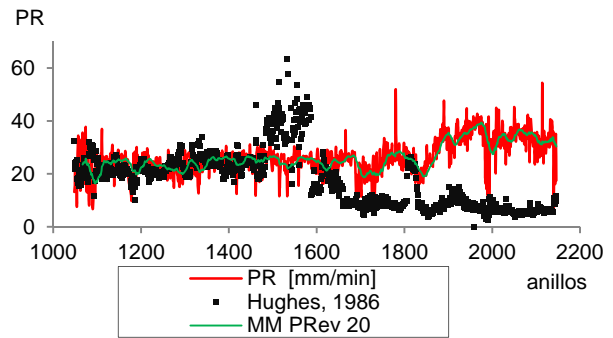
a) UP1 (Ebruto)



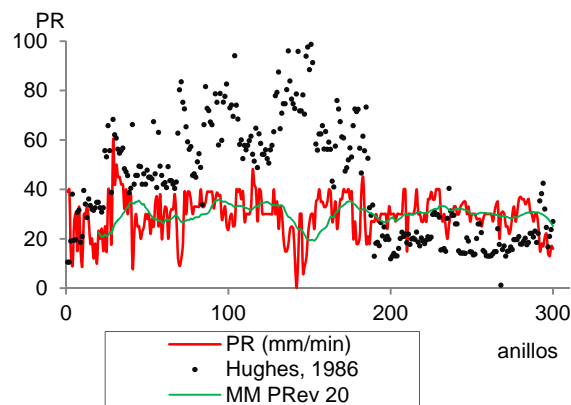
b) UP1 (Eneto)



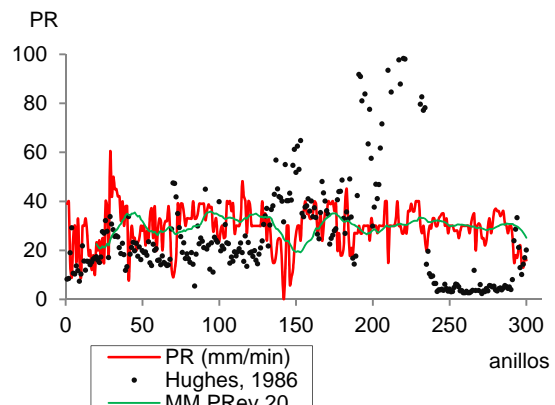
c) UP2 (Ebruto)



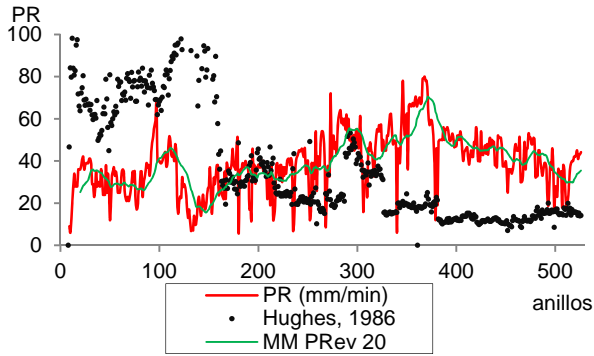
d) UP2 (Eneto)



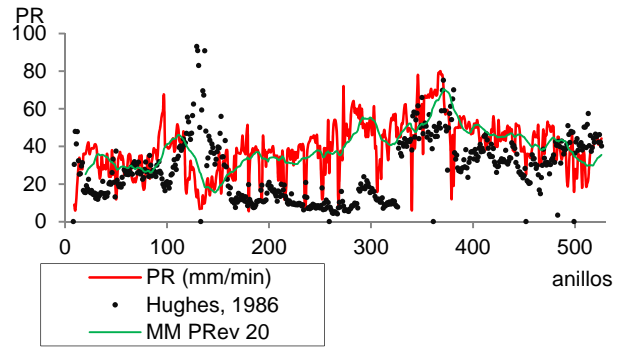
e) UP3 (Ebruto)



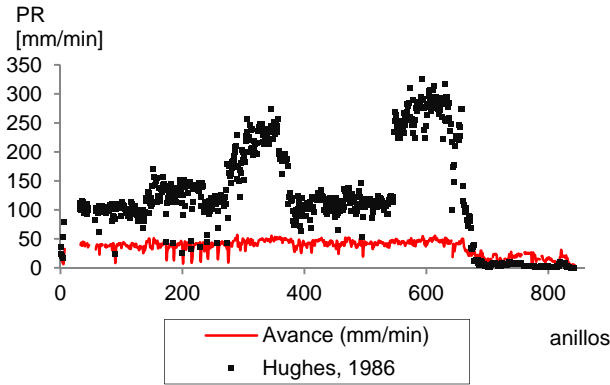
f) UP3 (Eneto)



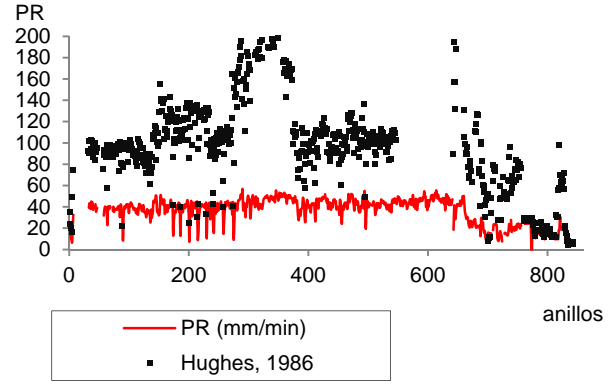
g) UP4 (Ebruto)



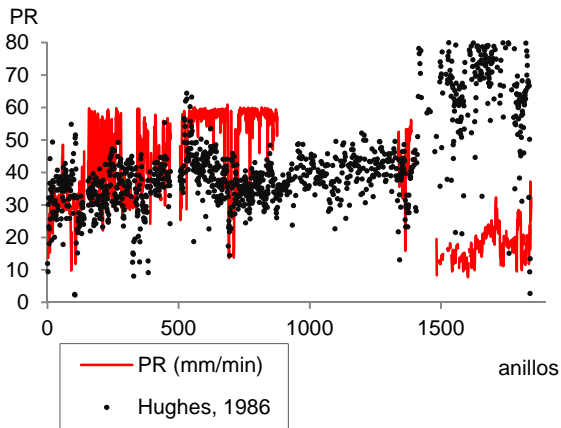
h) UP4 (Eneto)



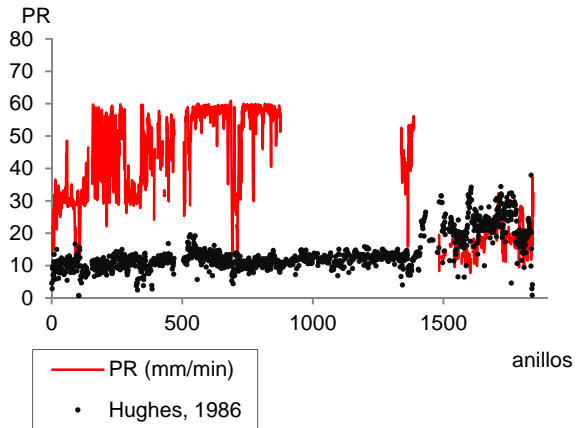
i) UP5 (Ebruto)



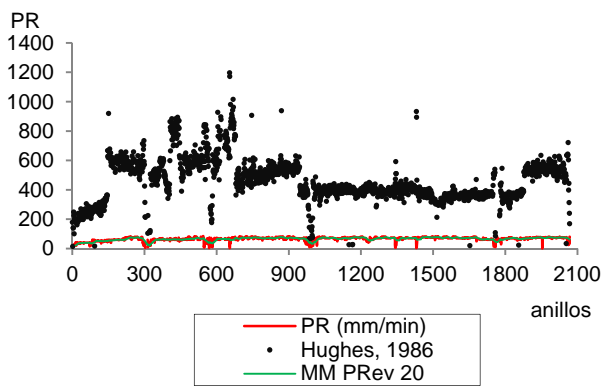
j) UP5 (Eneto)



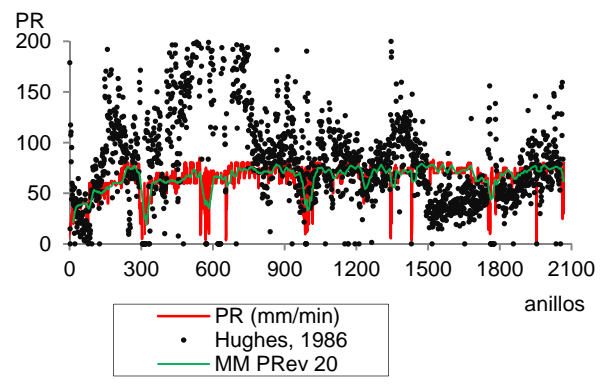
k) UP6 (Ebruto)



l) UP6 (Eneto)



m) UP7 (Ebruto)



n) UP7 (Eneto)

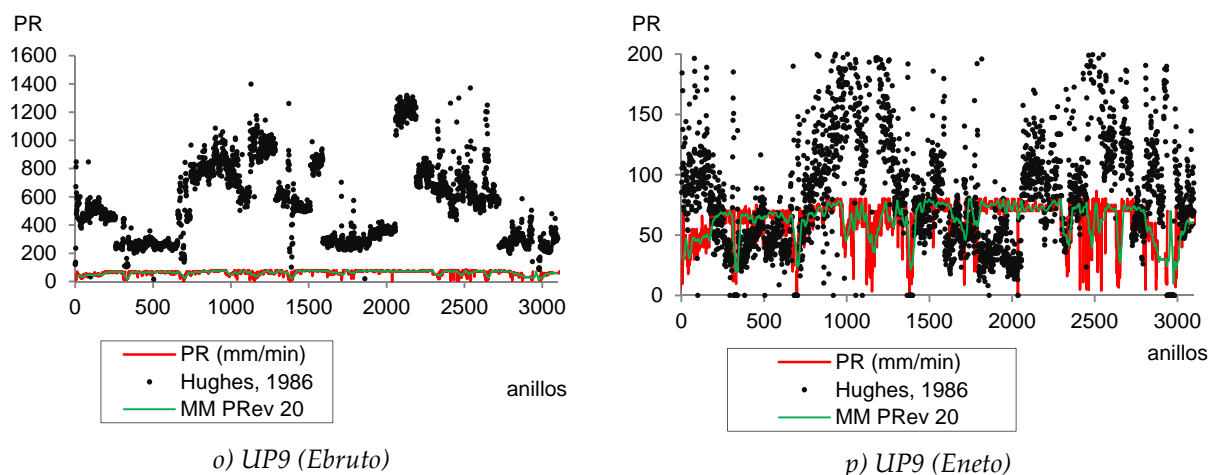


Figura 9.16: Valores de penetración medidos vs. estimados según Hughes, (1986).

Los pronósticos de avance neto PR son claramente subestimados por el modelo de Hughes en todos los TG en que se intercepta plioceno, por ejemplo en $UP3$ en su tramo final, en $UP6$ en toda su primera parte hasta el anillo 1406, también en $UP2$ pasados los 1600 anillos, mientras que en roca granítica las predicciones son mucho mejores por ejemplo gran parte de $UP1$, el tramo final de $UP6$ y desde el anillo 670 en adelante en $UP5$. Para los materiales cuaternarios también se ha conseguido buena predicción con esta formulación, es el caso del primer tramo de $UP3$ y el tramo comprendido entre los anillos 1000 y 1600. Una vez más, las discrepancias y las similitudes de los valores comparados pueden atribuirse al grado de semejanza de los materiales presentes en la traza con los incluidos en la base de datos que subyace a la fórmula mencionada.

En materiales finos arenosos o limosos como son la gama de los Ql , la formulación de Hughes ofrece predicciones muy acertadas si se trabaja con *Eneto* y no con empuje total *Ebruto*, este es el caso de $UP7$ y $UP9$. Sin embargo se observan resultados muy difusos en sus gráficas correspondientes donde ya se ha perdido claramente el paralelismo de ambas curvas de registro y de estimación (ver figura 9.16 m, n y o, p).

c. Trabajo de destrucción.

El modelo del trabajo de destrucción propuesto por (Thuro & Spaun, 1996) les llevó a proponer una relación empírica aplicable a excavación mediante máquinas tuneladoras (Plinninger & Thuro, 2002):

$$PE = 0,47 - 0,07 \ln(Wz) \quad (9.22)$$

Donde PE es penetración específica ($PE=PR_{rev}/Fn$) y Wz es el trabajo de destrucción hallado, tal como se explicó en el capítulo 3 (sección 3.6.1), a partir de la curva de ensayos de resistencia a la compresión simple.

Dicha expresión ha sido aplicada a los datos de los proyectos aquí tratados y el análisis se ha llevado a cabo, en su mayoría, en los TG que presentaron homogeneidad transversal, es decir que la unidad geotécnica (UG) ocupaba el 100% de la sección debido a que éste criterio es una hipótesis de partida del modelo. Sin embargo se ha probado de aplicar al caso en que el frente es mixto (con dos materiales coexistiendo no a partes iguales sino con un material dominante).

En su aplicación se ha partido de las curvas tensión-deformación resultantes del ensayo de compresión simple. Sobre tales curvas, reportadas en las actas de ensayo, se ha identificado la resistencia última y el módulo de Young en cada ensayo.

A partir de los datos disponibles, las *UG* analizadas fueron *Gr1*, *Pf* y *Gr2*. Las dos primeras se interceptaron al 100% de la sección en las *UP* (*UP1*, *UP5* y *UP6*), mientras que, *Gr2* se encontró ocupando el 80% de la sección de túnel en *UP5*, el 20% restante estaba compuesto de *Gr1*.

Por otra parte, *F_n* se determinó en base a los registros de *Eneto [TG]*. Tanto *F_n[TG]* como *PRev[TG]* obtenidos de las *UP1*, 5 y 6 y a su vez, de las *TG* que contienen las *UG* mencionadas en la proporción comentada) permitieron calcular la penetración específica *PE* como el cociente entre ellos resultando valores con dimensión (mm/rev/kN).

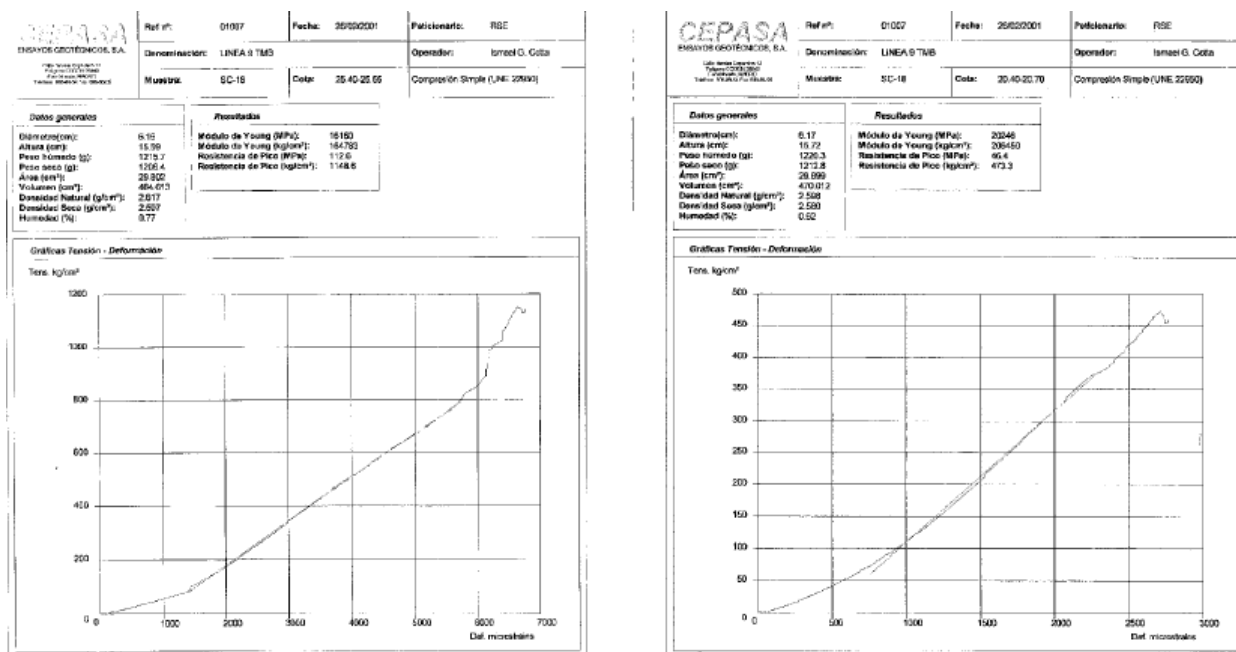


Figura 9.17: ejemplo de actas con curvas de ensayo de RCS en UG. (Paymacotas a, 2008)

Siguiendo el modelo de (Plinninger & Thuro, 2002) (véase detalle en el capítulo 3, sección 3.6.1 ec. 6.69), se ha determinado el trabajo de destrucción mínimo *W_{z_min}* y máximo *W_{z_max}* en los *TG* seleccionados como $W_{z_min} = RCS^2 / (2E)$ y $W_{z_max} = RCS^2 / E$ y se ha correlacionado con la penetración específica *PE* ($PE = PRev / F_n$) de las *UG* seleccionadas.

Tabla 9.5: *W_z* versus *PE* para los distintos materiales *Gr1*, *Gr2* y *Pf*

RCS	<i>E_y</i> (GPa)	<i>W_{z_max}</i>	<i>W_{z_min}</i>	<i>F_c</i> [TG]	<i>PRev</i> [TG]	<i>PE</i>	<i>Procedencia</i>
14,83	37,84	5,81	2,91	52	17,28	0,33	De UP6
2,18	13,35	0,36	0,18	117	18,2	0,156	De UP1
Gr1	5,22	0,99	27,26	13,63	157	18,21	De UP5
GR2	9,75	2,17	43,8	21,91	166	18,49	De UP5
	47,33	20,65	108,5	54,25	156	16,3	De UP1
Pf	114,86	16,48	800,6	400,3	151	17	De UP1

En la siguiente figura 9.18 se presenta la relación entre Penetración Específica PE y Wz correspondiente a cada UG analizada. Además se grafica los pronósticos de PE (Plinninger & Thuro, 2002) a partir de la expresión (9.22).

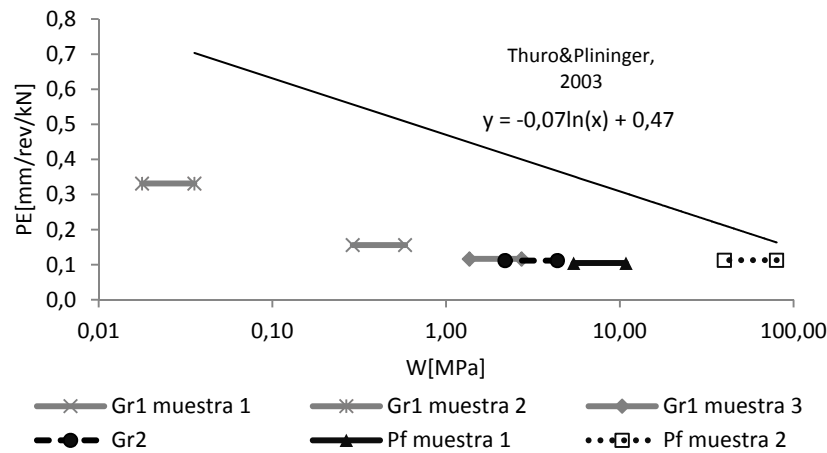


Figura 9.18: PE versus Wz para UGs $Gr1$, $Gr2$ y Pf

En la figura se muestra también la relación logarítmica entre penetración específica PE y trabajo de destrucción Wz que publicara (Thuro y Plininger, 2003) y que se ha aplicado a los datos de los casos reales. Se observa cómo las muestras de $Gr1$ se alejan 4 décimas en órdenes de magnitud de la predicción de PE (de 0,3 a 0,7 y de 0,15 a 0,55 para los casos $Gr1$ muestra 2 y $Gr1$ muestra 1, respectivamente). En el caso de $Gr2$ sólo se cuenta con un punto del que se pudo hallar datos para calcular Wz , y los registros se han obtenido de un TG mixto proveniente de UP5 (80% $Gr2$ +20% $Gr1$) Sin embargo, no se aprecia una importante aproximación con el valor pronosticado, aunque mejora el caso de $Gr1$. En el caso de los pórfidos Pf se pudo graficar dos puntos y se observa que ambos valores hallados y pronosticados tienen la mejor aproximación de todas las muestras.

El rango de valores de PE vs Wz es mayor para la fórmula de predicción (véase Thuro y Plininger, 2003) respecto de la hallada para nuestros casos reales, lo que se explica porque a diferencia de nuestras rocas blandas con bajos valores de RCS para altos valores de deformación, los autores trabajaron muy probablemente con rocas más duras que presentaron altos valores de RCS para bajos valores de deformación.

Por otra parte la diferencia en los rangos de valores de PE observados entre la fórmula de predicción y los calculados para nuestros TG nos indican que a iguales valores de penetración se requirió aplicar mayores empujes en nuestros TG, a priori esto no es lo que se espera si las rocas de nuestros casos reales son más "blandas", en teoría se esperaría conseguir igual penetración con menores valores de empuje, sin embargo, es posible que influyan otros factores que el modelo no contempla como el diámetro de la perforación, la acción del par motor, o que en nuestros casos reales los TG contienen discontinuidades que hacen más impreciso al modelo según advierten los propios autores. Sin embargo, el modelo parece mostrar una tendencia a responder bien a medida que aumenta Wz correspondientes a rocas más blandas tal como se ha ejemplificado en el caso de Pf .

En general se observa que el modelo es independiente de las diversas categorías de herramientas y combinación de ellas. Las limitaciones en este modelo se han hallado al intentar calcular Wz en suelos dado que han sido muy escasos los datos con actas de resultados de ensayos de RCS en suelos y por otra parte, cuando las secciones transversales son mixtas o

heterogéneas en suelos se hace imposible contar con la curva de RCS del material en condiciones heterogéneas.

9.4.3 Discusión

A fin de establecer comparaciones entre las tres formulaciones presentadas se han graficado, para cada tramo de la tramificación geotécnica *TG*, la predicción de penetración obtenida con las formulaciones corregidas frente al promedio del registros de *PRev[TG]*. Se presentan estos resultados distinguiendo cuando la estimación realizada (en la que entra siempre el empuje por herramienta, *Fn*) parte del empuje bruto, *Ebruto* o del neto, *Eneto*. En todas las gráficas de esta sección se ha pintado una recta a 45° como referencia como ayuda al lector para viualizar mejor la discusión que aquí se expone.

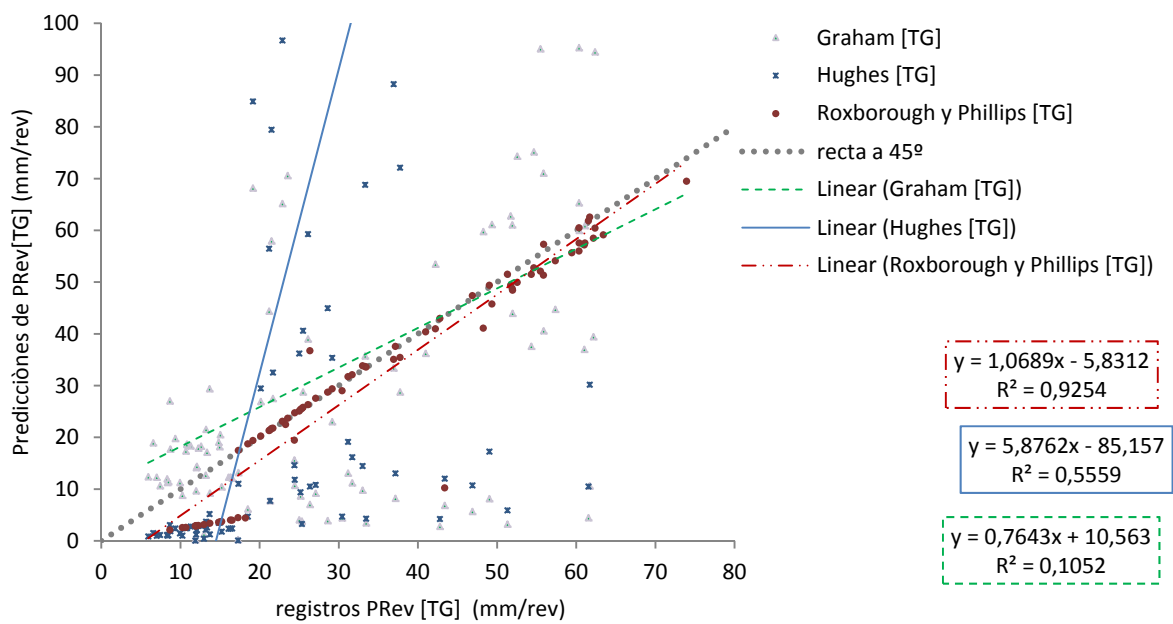


Figura 9.19 *PRev[TG]* registrados vs estimados a partir del empuje total bruto.

En el siguiente ejemplo la misma gráfica se representa empleando *Eneto*:

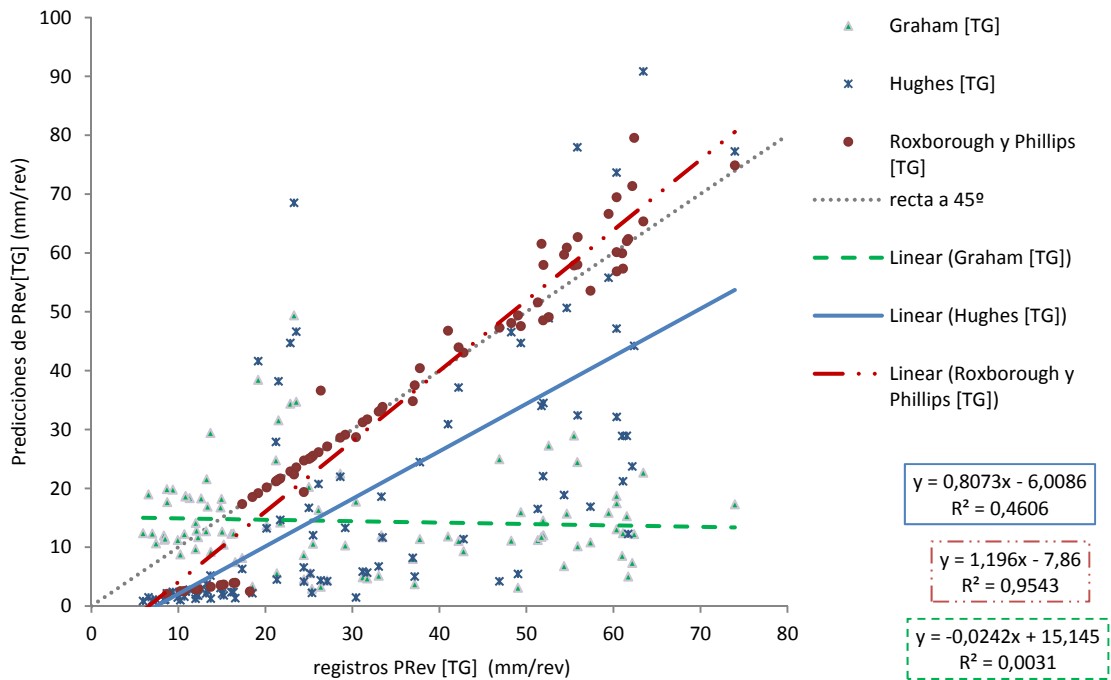


Figura 9.20 $PRev[TG]$ registrados vs estimados a partir del empuje total neto.

A partir de estas gráficas se puede decir que:

- La gráfica 9.19 revela que, cuando se usa el empuje total bruto todas las formulaciones resultan generalmente en estimaciones inferiores a la observación. La formulación de Roxborough & Phillips es la que parece más consistente en esas condiciones (R^2 de 0,93), sin embargo, presenta un mayor error medio creciente con la penetración. La formulación de Hughes resulta mas errática (con R^2 muy bajo = 0,56) y con mayor valor de error medio. La formulación de Graham presenta un error medio más reducido y consistente para todos los valores de penetración, si bien su volatilidad es elevada (R^2 de 0,11).
- Considerar el empuje neto mejora notablemente la predicción derivada de la formulación de Roxborough y Phillips y también la de Hughes. También disminuye notablemente su volatilidad, en particular la de la Roxborough y Phillips, que casi desaparece (R^2 de 0,95). La formulación de Graham es manifiestamente inútil en este caso, pues se limita a predecir, con mucha volatilidad, una penetración promedio de unos 15 mm/rev
- Por lo tanto, con este análisis se pone en evidencia la validez de la relación de Roxborough y Phillips en suelos y frentes heterogéneos si, como se ha indicado más arriba, se ajusta el diámetro de disco que entra en la formula. Debe insistirse, no obstante, en que no constituye en si mismo un modelo de predicción de rendimientos sino una vinculación o ligadura entre variables de operación (Cc y $PRev$).

Se ha tratado de analizar si las predicciones mejoran al restringir su alcance a un determinado tipo de material. Para ello se ha empleado otra propiedad geotécnica definida en TG, concretamente $Abreq[TG]$. Así, los distintos TG se han agrupado por rangos de valores de acuerdo a la escala de abrasividad del ensayo LCPC.

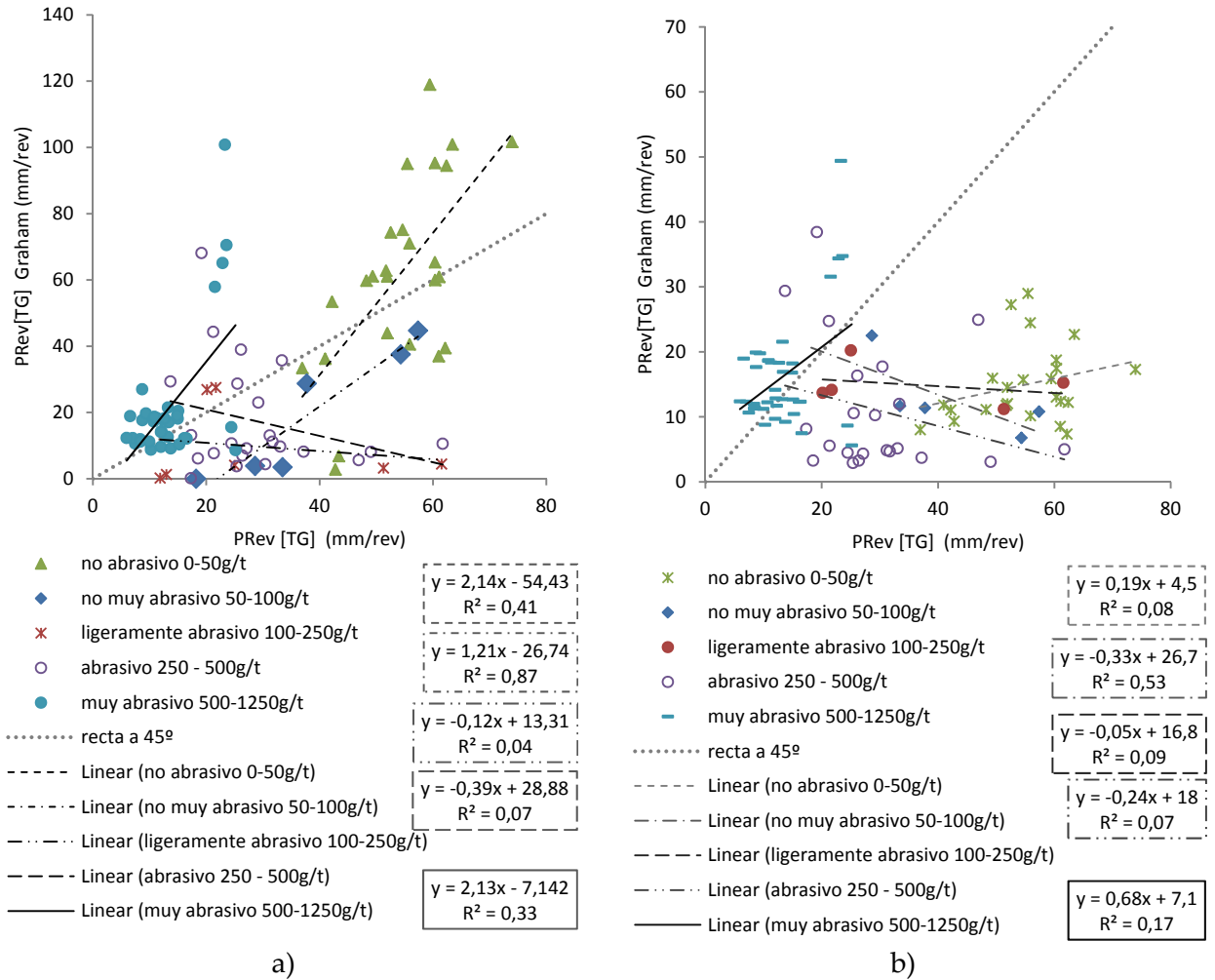


Figura 9.21: $PRev[TG]$ registrados vs., según modelo de Graham agrupados según $Abreq[TG]$ a) con *Ebruto* y b) con *Eneto*.

En la formulación de Graham de lejos se observa que cuando el modelo se emplea con *Eneto* sigue dando muy mal resultado a pesar de la discriminación realizada entre tramos. Cuando se usa *Ebruto* algunos tipos de materiales mejoran, a saber los no muy abrasivos ($R^2 = 0,87$ y pendiente de la recta = 1,2).

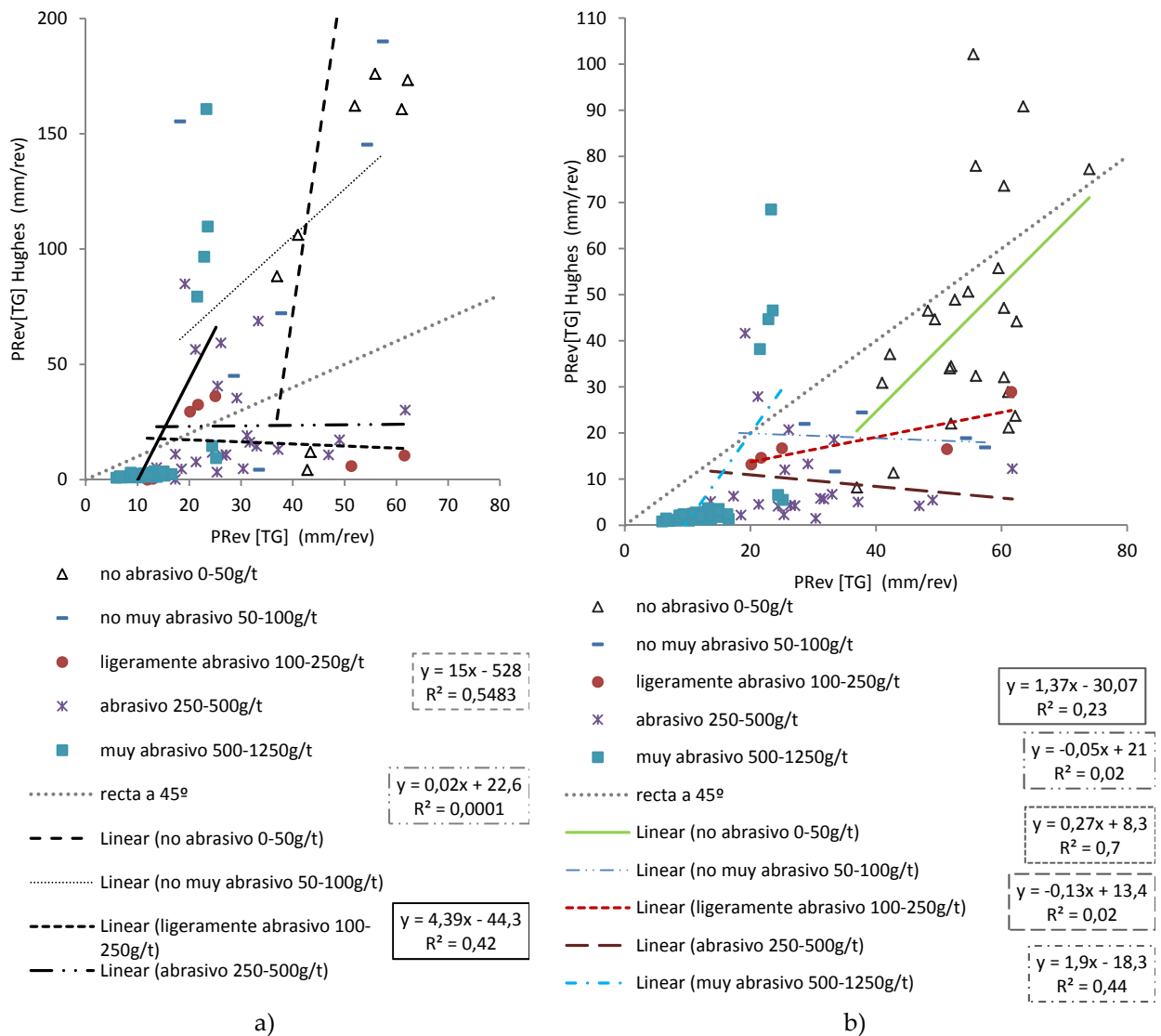


Figura 9.22: $PRev[TG]$ registrados vs., modelo de Hughes agrupados según $Abreq[TG]$ a) con Ebruto y b) con Eneto.

Los pronósticos de Hughes, a semejanza de los de Graham, no logran una correlación aceptable para los materiales de TG filtrados según su $Abreq[TG]$, lo que se visualiza claramente con las líneas de tendencia ya independientemente del valor que se obtenga de R^2 .

El siguiente conjunto de figuras corresponde a la formulación de Roxborough & Phillips, para la cual se han representado los datos agrupados también según la clasificación de materiales en función de la $RCSeq[TG]$ (que, al contrario de los otros casos, no entra directamente en la formulación).

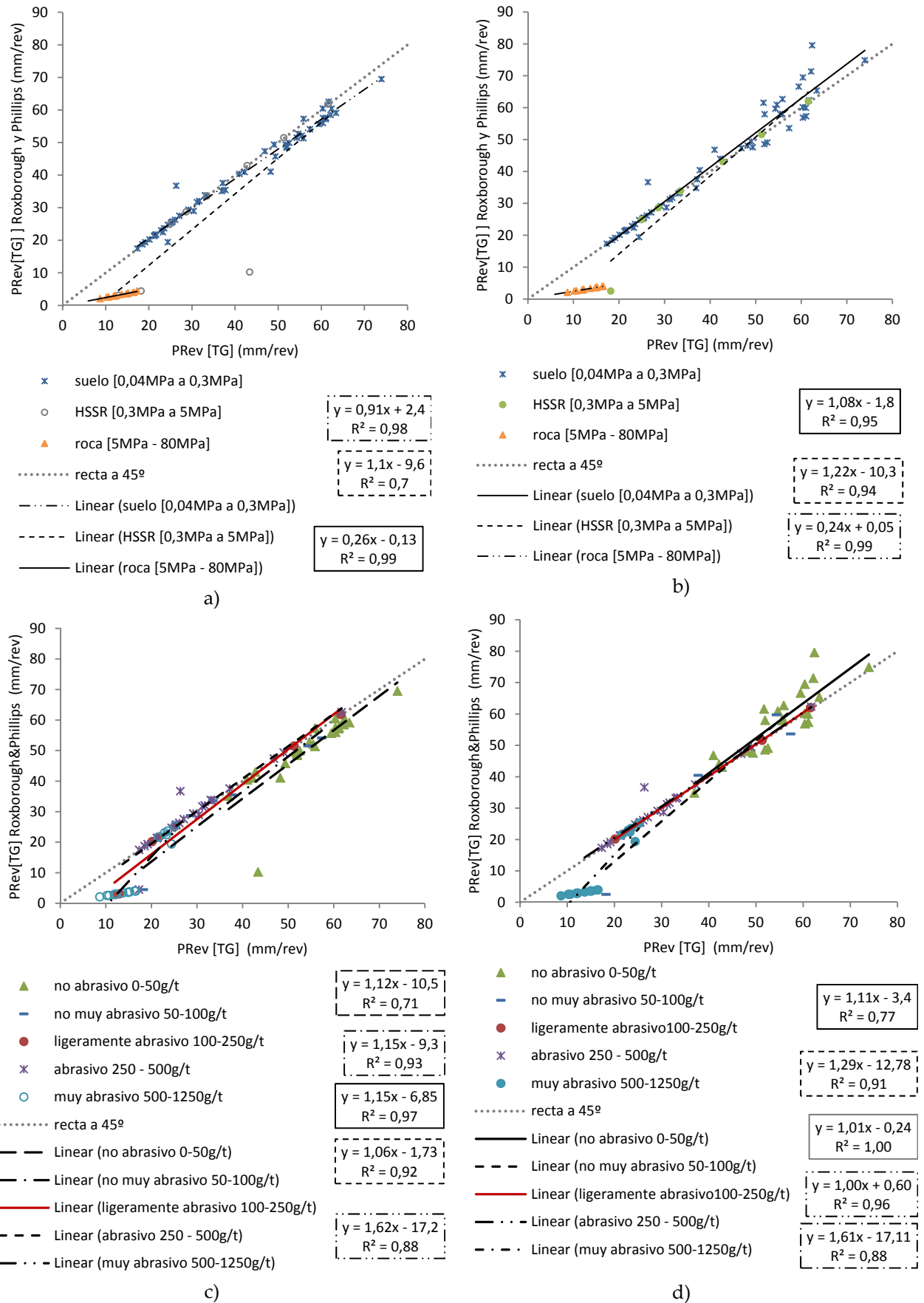


Figura 9.23: $PRev[TG]$ registrados vs., modelo de Roxborough & Phillips agrupados según $RCSeq[TG]$, a) con Ebruto b) y con Eneto. Y según $Abreq[TG]$ c) con Ebruto, d) con Eneto.

La formulación de Roxborough & Phillips se ajusta considerablemente bien a los valores de P_{Rev} registrados en TG que las dos formulaciones anteriores, tanto si los datos se agrupan según $RCSeq[TG]$ como si se los agrupa según $Abreq[TG]$. En todos los casos la pendiente de la recta mejora cuando se trabaja con $Eneto$. Dada la buena relación observada se tabulan a continuación los valores de $RCSeq[TG]$ y $Abreq[TG]$ para los que se han obtenido valores de R^2 relevantes según esta formulación:

Tabla 9.6: Coeficientes de correlación lineal de $P_{Rev}[TG]$ para distintos valores de $RCSeq[TG]$ y $Abreq[TG]$ en el modelo de Roxborough & Phillips.

$RCSeq[TG]$ (MPa)	R^2		$Abreq[TG]$ (g/t)	R^2	
	Ebruto	Eneto		Ebruto	Eneto
0,02-0,3	0,98	0,95	0-50	0,71	0,77
0,3-5	0,70	0,94	50-100	0,93	0,91
5-80	0,99	0,99	100-250	0,97	0,99
			250-500	0,92	0,96
			500-1250	0,88	0,88

Mediante los valores presentados en la tabla se pone en evidencia la aptitud de la tramificación geotécnica propuesta en el capítulo 8 para evaluar propiedades geotécnicas cuando se presentan frentes mixtos o secciones heterogéneas con formaciones rocosas y suelos para trabajar con modelos de predicción. Por otra parte se reafirma la validez de la formulación de Roxborough y Phillips en este tipo de escenario geotécnico que dista mucho de las rocas duras y con máquinas que conjugan discos y picas como herramientas de corte.

9.5 Resumen

En este capítulo se han tratado diversos temas agrupados en tres grandes aspectos. El primero de ellos presenta los datos de producción de los proyectos analizados y a partir de los registros se obtiene por una parte, el coeficiente de utilización y por otra el reparto de tiempos en cada UP. Estos resultados permiten reflexionar a cerca de las recomendaciones existentes en la literatura y los resultados logrados en otros proyectos. De esta manera se advierte la escases de recomendaciones en materia de factor de utilización y reparto de tiempos en ciclos de trabajo cuando se excava con máquina EPB en frentes mixtos y suelos, frente a la abundante información que hay para el caso de las excavaciones en rocas. Simultáneamente, los datos de otros proyectos permiten llevar a cabo una discusión a cerca de cuáles serían los valores mas típicos u orientativos de estos parámetros de rendimiento para los escenarios geológicos que aquí se estudian.

El segundo aspecto tratado en este capítulo propone una manera de estimar las diversas componentes del Empuje y Par motor y en especial, aquella que se ocupa en cortar el terreno mediante las herramientas de corte. Dado que el problema se plantea para una máquina EPB se ha tenido en especial valoración la componente que corresponde al sostenimiento del frente y al trabajo de la cámara de tierras cuando ejerce presión en el frente. El pensamiento deductivo que se expone puede servir como una manera sencilla de hacer retroanálisis en proyectos en curso a efectos de evaluar las demandas de empuje y par motor frente a las previsiones de proyecto.

El tercer aspecto expone la aplicación de algunos modelos de predicción de rendimientos disponibles en la literatura a los casos reales de nuestro estudio. La exposición avanza desde las

predicciones más sencillas a las más complejas y en este ejercicio se hallan varias limitaciones en tales formulaciones cuando se aplican a frentes mixtos de suelos y rocas blandas. Esto lleva a buscar soluciones que permitan adaptar estas formulaciones como ha sido por ejemplo, utilizar el empuje neto y no el total para estimar avances y penetraciones. Otro buen ejemplo ha sido la calibración de algunas formulaciones y el hallazgo de que las constantes presentadas por los respectivos autores de tales formulaciones son, en realidad variables proporcionales a propiedades geotécnicas, en este caso a la resistencia a la compresión simple.

En conclusión, en el ejercicio de adoptar o considerar recomendaciones internacionales efectuadas para el caso de excavaciones subterráneas con máquinas tuneladoras cuando se tiene por un lado que en el medio a perforar no predomina la roca dura sino un suelo heterogéneo y mezclado con rocas blandas, y por otro lado, que las TBM son del tipo EPB apropiada para suelos se observa que varias de esas recomendaciones no son aplicables para estos casos. En particular, se echa de menos:

- i. El estudio de una relación óptima s/p cuando el diseño de la rueda de corte implica un trabajo conjunto de varias categorías de herramientas como son discos+picas y picas de distinto tipo.
- ii. El estudio de un rango de valores de “factor de Utilización U ” de referencia en EPB que será distinto al actual rango de valores de referencia U propuesto para las TBM que trabajan sobre roca dura y que también será diferente a otros factores de utilización que se debieran también establecer correspondientes a escudos Mixto, Hidroescudo, y demás tipos de máquinas por cuanto puede entenderse al factor U como una propiedad del tipo de maquinaria que se emplee.
- iii. Asociado al Factor U , el estudio de una distribución temporal que tenga en cuenta las actividades que se realizan con cada tipo de máquina, en el caso de las EPB que considere la colocación de revestimiento o montaje de dovelas y el grado de dificultad que conlleva el cambio de herramientas en condiciones hiperbáricas.

Un tema central abordado en este capítulo lo constituye la estimación de la componente de Empuje y Par motor que realmente llega a la herramienta de corte y a partir de los cuales se ha podido estimar las fuerzas de corte a considerar en cada herramienta. Este análisis ha permitido cuantificar al menos porcentualmente la proporción de dichas cantidades respecto de los valores totales de E y PM. Estas proporciones son complejas de evaluar cuando se trata de máquinas del tipo EPB o hidroescudos.

De la aplicación de las fórmulas empíricas se desprende que no todos los procedimientos descritos en la literatura son de aplicación en cualquier tipo de roca o suelo sino que es muy importante que el tipo de roca o suelo a excavar tenga unas características similares a los materiales usados en la base de datos de referencia.

Es importante conocer la categoría de herramienta de corte del proyecto en relación con la categoría que emplea la formulación que se pretenda aplicar a dicho proyecto, ambas deben ser iguales.

Por otra parte se ha de considerar la etapa en la que se encuentra el desarrollo del proyecto, ya que algunas fórmulas son apropiadas para una fase preliminar en la que se necesita sólo una idea global y general de los rendimientos de la excavación y, en cambio, otras son apropiadas para etapas más avanzadas. En otros casos puede ser necesario recurrir a métodos que permiten hacer un retro análisis y contrastar los valores predichos con valores reales para detectar posibles problemas y corregir a tiempo.

10

Análisis conjunto de las tramificaciones geotécnica y de mantenimiento

10.1 Introducción

Las propiedades geotécnicas del terreno excavado son, en principio, atributos o propiedades de la tramificación geotécnica, mientras que los consumos se consideran, también en principio, atributos o propiedades de la tramificación por mantenimiento de la rueda de corte.

En este capítulo se relacionan ambas tramificaciones a fin de asignar atributos geotécnicos (como es la abrasividad o la resistencia a la compresión simple) a los *TRDC*. Se presta especial atención a los factores de impacto en *TRDC* para analizar la repercusión que pueda tener el carácter heterogéneo y cambiante de la sección de excavación sobre el mantenimiento y el desgaste.

Los parámetros de operación se evalúan para cada tramo de ambas tramificaciones. De esta manera se puede observar sus fluctuaciones tanto frente a los cambios geotécnicos (TG) como frente a los cambios en las herramientas de corte (*TRDC*).

Del análisis conjunto de las tramificaciones y sus respectivos atributos incluidos los parámetros de operación se propone finalmente una formulación que posibilita definir rangos de valores para parámetros de rendimiento como es la penetración *PRev* de una excavación mecanizada en suelos y rocas blandas cuando éstos se presentan en condiciones heterogéneas y en ocasiones mezclados con rocas.

10.2 Litologías y parámetros de operación

10.2.1 Perfiles de operación y cambios litológicos

Relacionamos en esta sección los perfiles de valores de operación promediados por dovela con las características de cada tramo geotécnico [*TG*] hallado a lo largo del trazado. Los resultados numéricos para cada *TG* se presentan tabulados en los Apéndices.

Para obtener una primera impresión cualitativa de la relación entre parámetros de operación y naturaleza geotécnica de los terrenos atravesados se representan a continuación los perfiles de Empuje, Par y Velocidad neta de avance para cada *UP*, indicando sobre los mismos las Unidades Geotécnicas que aparecen en cada tramo. En los casos de sección mixta, cuando no se indica la proporción de la sección que ocupa cada unidad, es porque ocupan partes iguales.

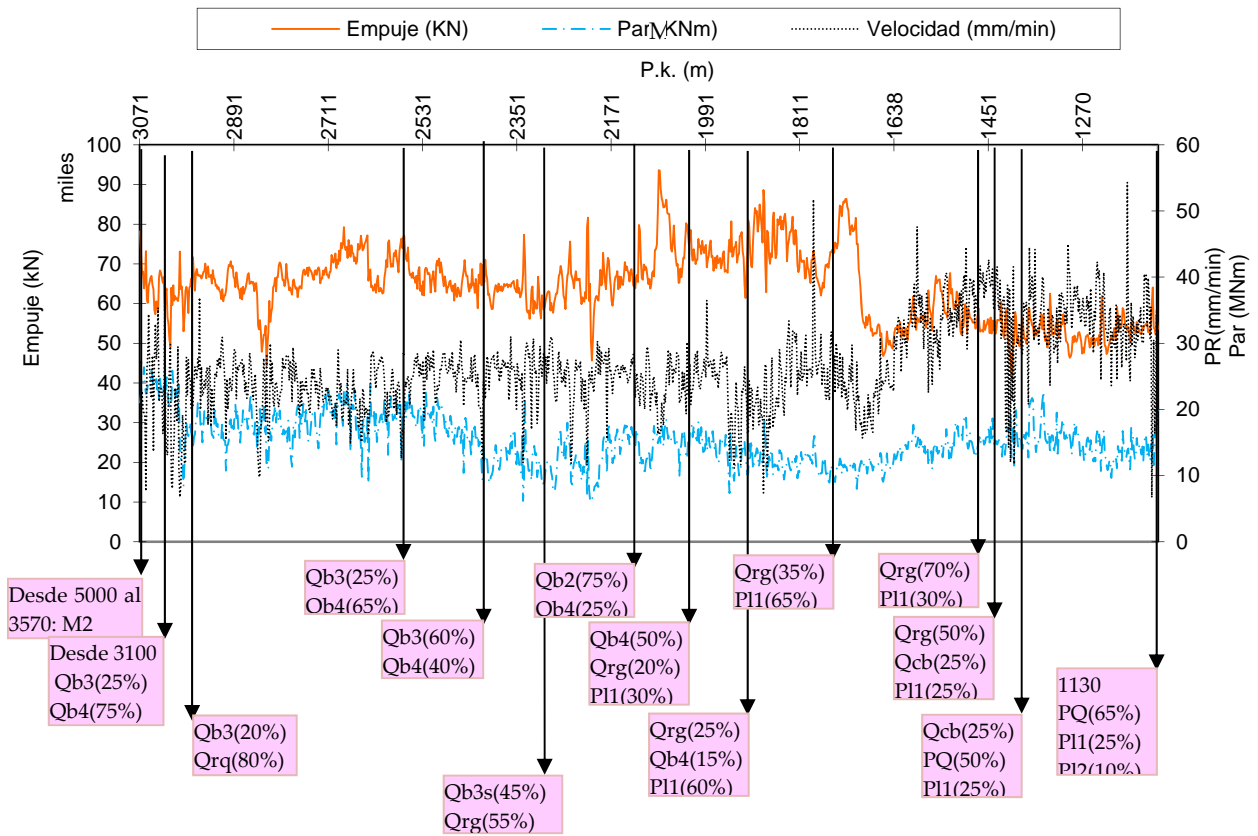


Figura 10.2: E, PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de UP2.

En el perfil de UP2, a partir del pk 2580 aproximadamente se detecta un notable descenso del Par Motor mientras que E y PR se mantienen, este comportamiento se asocia con una disminución del porcentaje de Qb4 material con predominio gravas y materiales granulares, con tramos de gravas muy gruesas y bloques, aunque con grado de cementación muy bajo.

A partir del pk 1900 se detecta un claro descenso del valor de E coincidente con un aumento de la velocidad de penetración y un ligero aumento del Par Motor. Estos cambios se asocian al predominio creciente de los estratos pliocenos de rocas muy blandas ($RCS = 0,4\text{MPa}$) y con menor tamaño de grano.

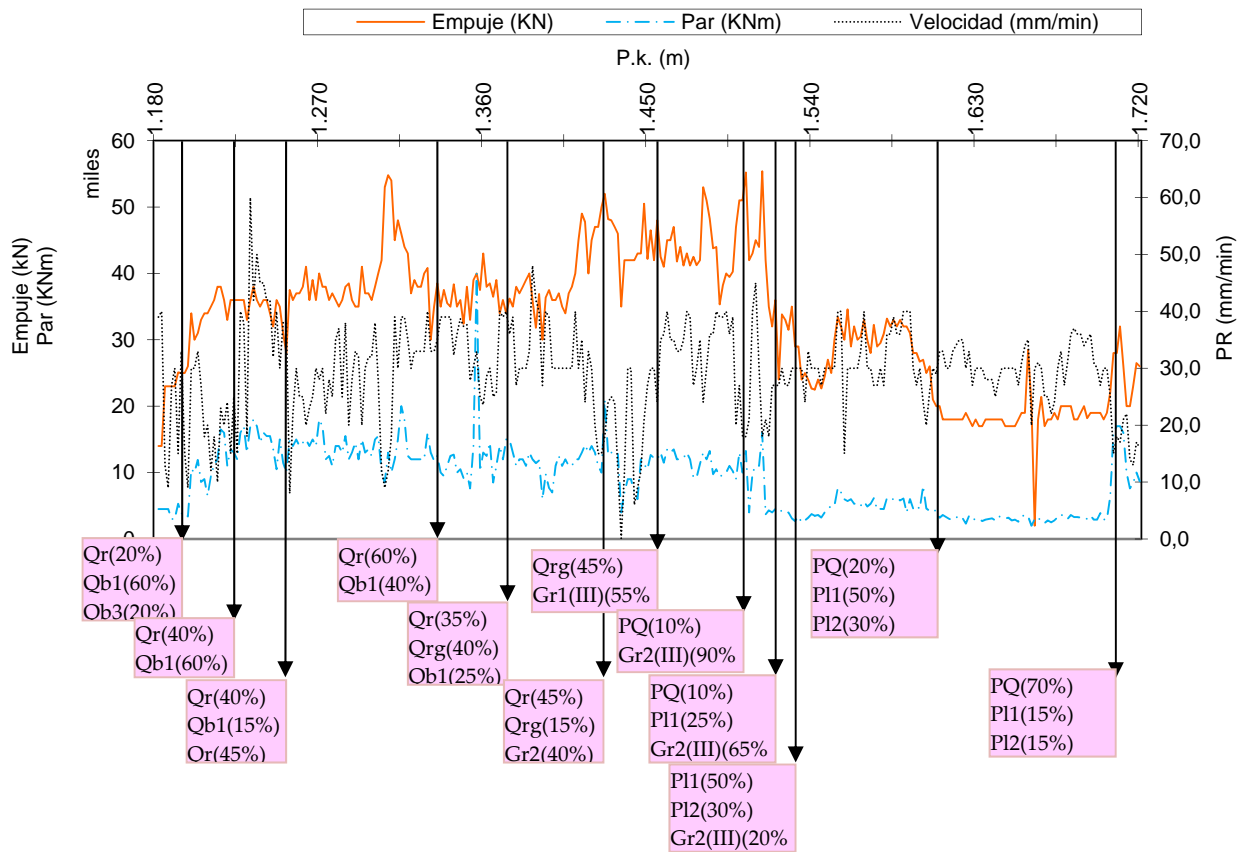


Figura 10.3: E, PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de UP3.

En la UP3 los valores más bajos de penetración se dan allí donde atraviesa el cuaternario PQ (gravas del “pretricciclo”) y las granodioritas en su estado de meteorización III, los dos materiales más resistentes y abrasivos de todo el recorrido. Esto se observa del pk1430 al pk1450 aprox., donde se observa, además, que los valores de E y Par Motor se mantienen altos en general. De igual manera a partir del pk 1600 se observa una clara disminución de PR, coincidente con el predominio de PQ (70%) en la sección mixta.

La penetración mayor se alcanza a la altura del pk 1220 a 1240 aproximadamente y coincide con la presencia de materiales poco resistentes como son Qr (finos de riera) y Qb1 (gravas de erosión fluvial por el río Besos). Por su parte, el paso a materiales pliocenos finos, a partir del pk 1530, se marca con bajadas de empuje y Par Motor para valores mantenidos de PR.

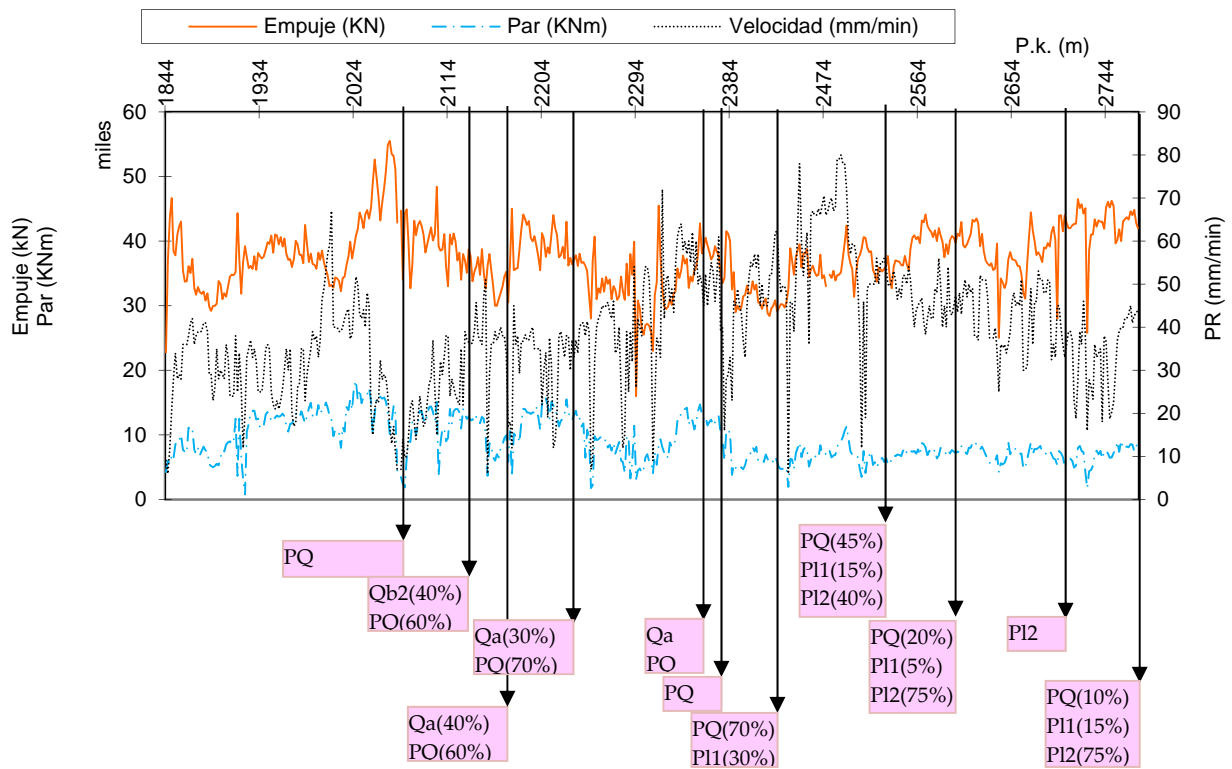


Figura 10.4: E, PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de UP4.

En la UP4 la TBM inicia su operación en la UG PQ (“pretríciclo”) uno de los suelos más resistentes y abrasivos que debió atravesar, con penetración relativamente baja y valores relativamente altos de E y PM respecto de los que tendrá después en su recorrido. Algo parecido vuelve a pasar cuando PQ aparece más tarde acompañada de Qb2 y Qa.

Los valores de E y PM se reducen progresivamente a partir del pk 2380 aproximadamente, dónde el material PQ disminuye paulatinamente su presencia en la sección de perforación para dar paso a los pliocenos. En estos pliocenos se alcanzan los mayores valores de PR y menores valores de E y PM de la perforación

10 Análisis conjunto de las tramificaciones geotécnica y de mantenimiento

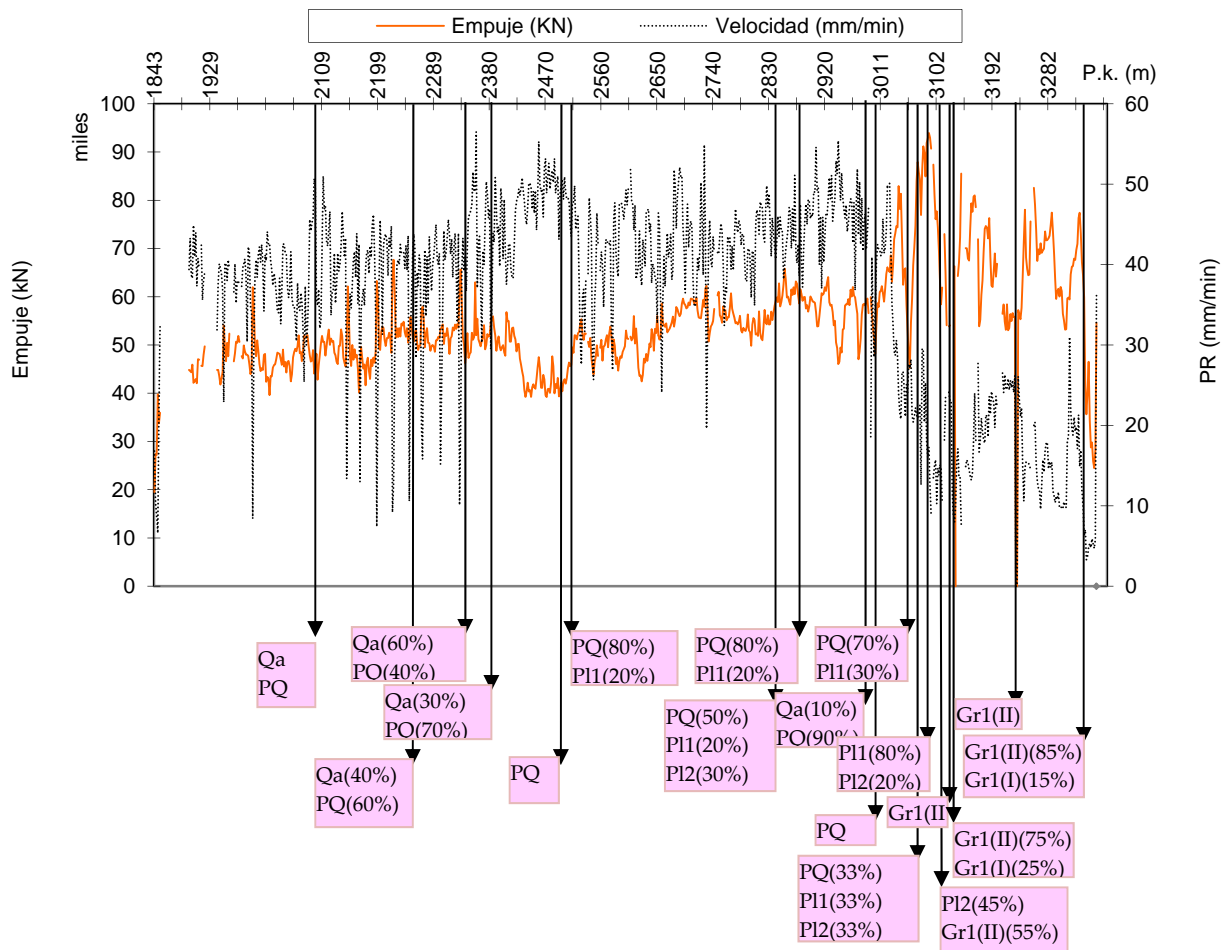


Figura 10.5: E, PM y AR vs Unidades Geológicas en TG de UP5.

La gráfica de UP5 no presenta valores de Par Motor debido a que no se cuenta con los registros del parámetro. Los primeros metros presentan una continua alternancia en las proporciones de los dos materiales PQ (gravas) y Qa ("triciclo"), con parámetros de operación bastante constantes. Más adelante cerca del pk 2510 aproximadamente, la sección de perforación comienza a contener materiales pliocenos y en la zona central de la gráfica se observa un tramo en que la sección es mixta con 3 tipos de materiales distintos entre los pk 2510 y 2820 con predominio de los pliocenos. Sin embargo, se observa que, paradójicamente, en esa zona los valores de velocidad de avance neto son más bajos mientras que era de esperar un aumento de la velocidad de penetración. Esta respuesta sugiere que la influencia de un frente mixto con tres materiales coexistiendo no es indiferente para la operación de la máquina.

Entre los pk 2950 y 3150 la heterogeneidad aumenta y aparecen materiales más competentes (granodioritas) que debieron excavarse a partir del pk 3070. La velocidad de penetración disminuye hasta encontrar su valor más bajo en la progresiva cercana a la 3120 cuando se excavó una sección mixta compuesta de Gr1(II)(75%) Gr1(I)(25%). En paralelo el Empuje aumenta su valor y se mantiene en valores altos final de la perforación

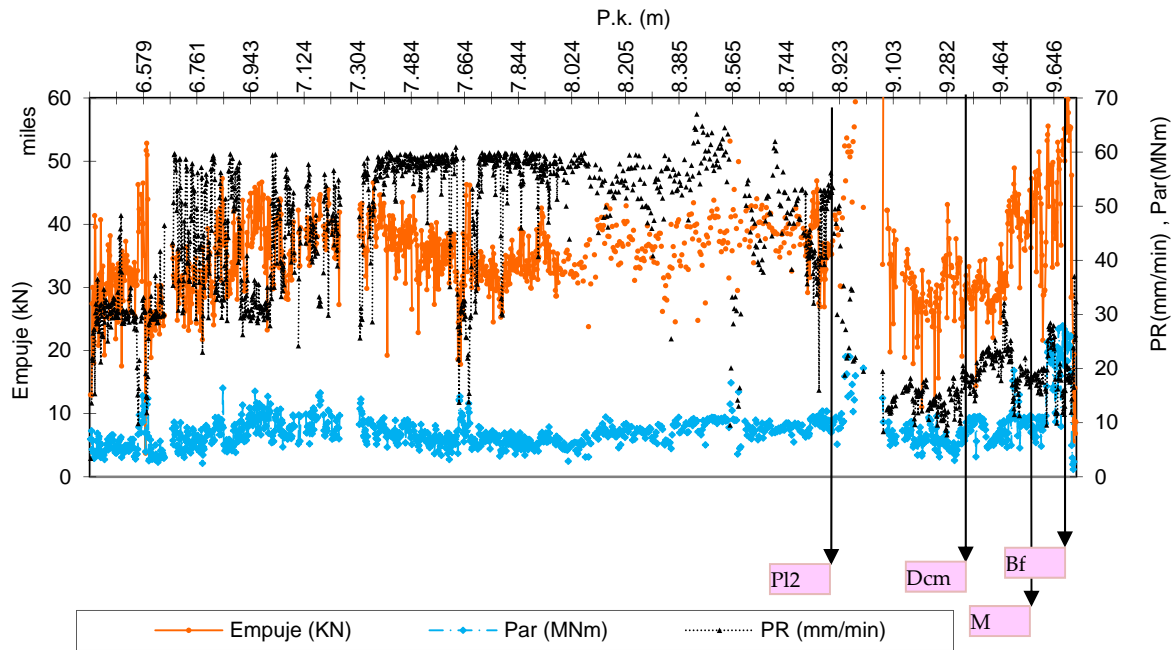


Figura 10.6: E, PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de UP6.

Durante la mayor parte de su recorrido *UP6* atraviesa materiales pliocenos blandos (*P12*). A pesar de esta uniformidad los parámetros de operación aparecen inicialmente muy volátiles para, posteriormente, estabilizarse (p.e. la velocidad en torno a los 6 cm/min).

Al entrar en litologías paleozoicas, la EPB intercepta *Dcm*, unidad con los materiales muy entremezclados, pizarras y cornubianitas blandas del Silúrico Carbonífero por un lado, y rocas más calcáreas y dolomías del Devónico por otro. Esta situación hace variar de manera pronunciada los parámetros de operación y se traduce en un descenso brusco de *PR* y fuerte oscilación de *E* y *PM*. En el Mioceno posterior, *PR* aumenta mientras *E* se mantiene. Finalmente la TBM interceptó Brecha de Falla *Bf*, en realidad un dique de granodioritas en avanzado grado de meteorización *Gr2(IV y V)* y allí los parámetros de operación se desestabilizan nuevamente destacándose un aumento significativo en el valor del Par Motor.

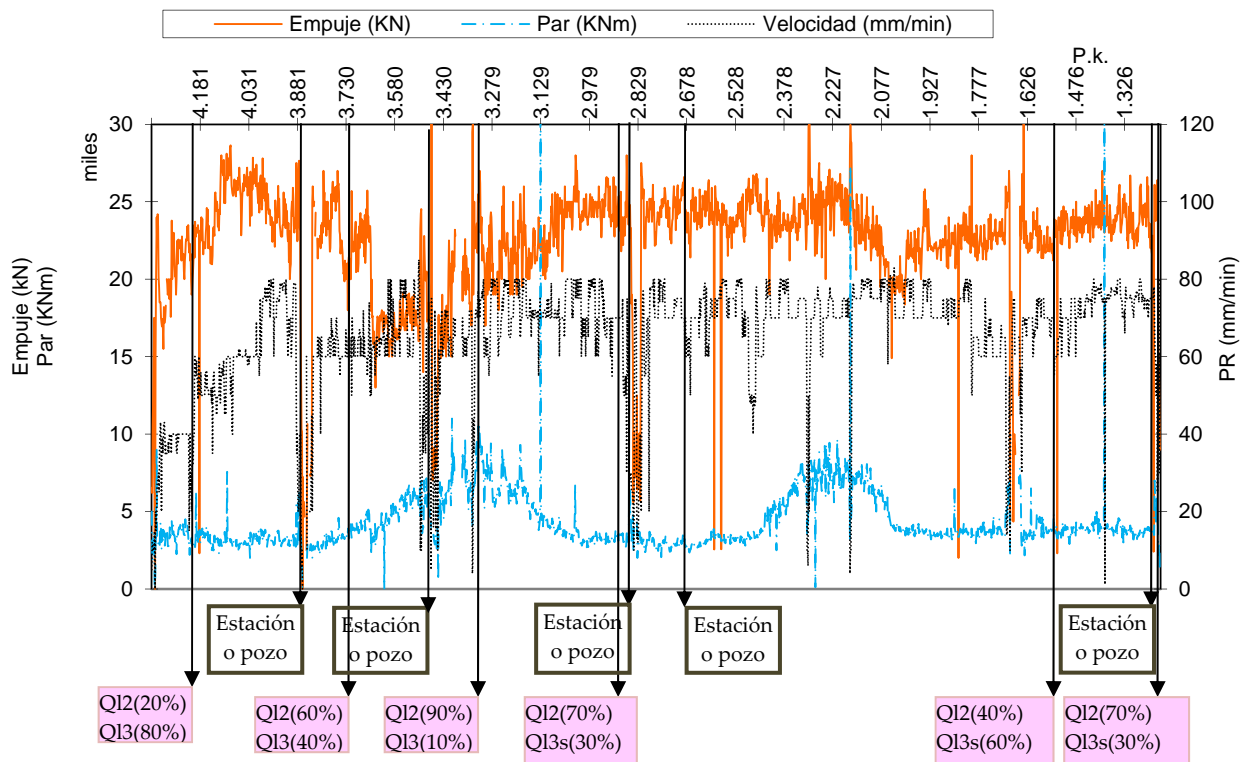


Figura 10.7: E, PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de UP7.

Esta UP es extensa, sin embargo las unidades geotécnicas atravesadas no cambian en todo el trazado, variando solo la proporción en que se encuentran dentro de las secciones mixtas. Los parámetros de operación son bastante estables y los picos puntuales observados no tienen relación clara con la geología atravesada sino con las paradas de la máquina. Son curiosos los picos y valles que describe la curva del Par Motor. Sin embargo, no se encuentra relación entre estas oscilaciones y la geología que se atravesó.

Tanto en UP7 como en UP8 y UP9 las estaciones fueron diseñadas secantes a la traza del túnel (véase descripción en capítulo 6 sección 6.2.1a). De modo que las máquinas EPB interceptaron en todos los casos los recintos de estación, lugar escogido para hacer mantenimiento de la rueda de corte además de hacerlo en pozos y mediante intervenciones hiperbáricas.

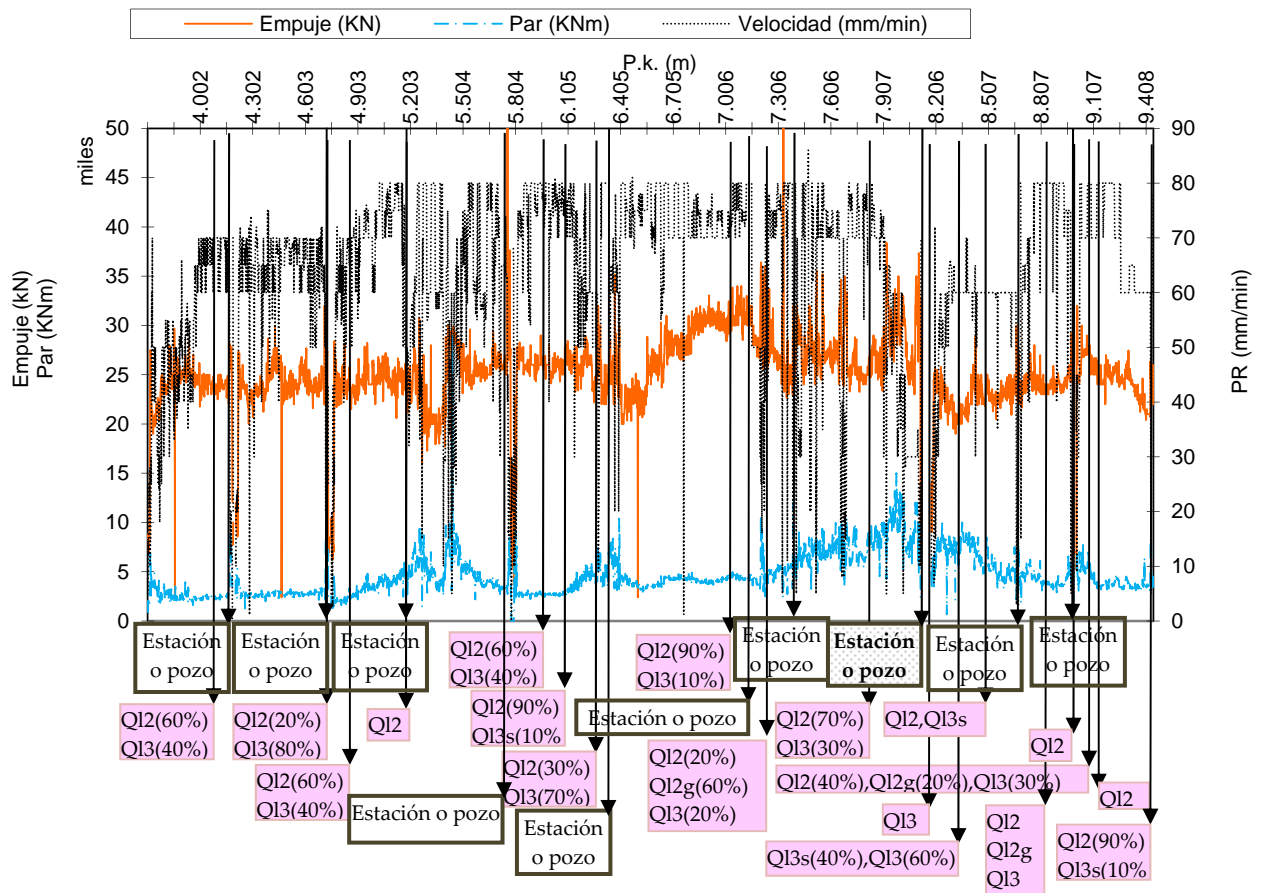


Figura 10. 8: E, PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de UP9.

Los valores de PR en UP9 son altos, alcanzando los 80mm/min entre los pk 5000 y 7900 con poco esfuerzo de la máquina, es decir, con valores bajos de E y PM. Los materiales que se atravesaron fueron, en general muy similares, con muy poco contraste entre ellos desde el punto de vista de la abrasividad y la resistencia a la compresión simple. En general todos pertenecen al grupo de materiales cuaternarios con distintas proporciones de limos y de materiales granulares con un tamaño máximo del árido tan bajo que no presenta ninguna complicación a la perforación con EPB. Las caídas bruscas de velocidad de penetración coinciden con las paradas de la máquina al atravesar las estaciones.

Por ejemplo, antes de llegar al pk 8000 se advierte una paulatina caída de la velocidad de avance en la máquina a medida que se aproxima a la estación en la que hizo una parada entre los pk8100 y pk 8190 aproximadamente, se trata de la estación "Eixample Nord" (identificada en la figura con negrita y trama de puntos). En la siguiente figura se muestra una ampliación de la gráfica 10.8 en el tramo de la estación de Eixample Nord.

10 Análisis conjunto de las tramificaciones geotécnica y de mantenimiento

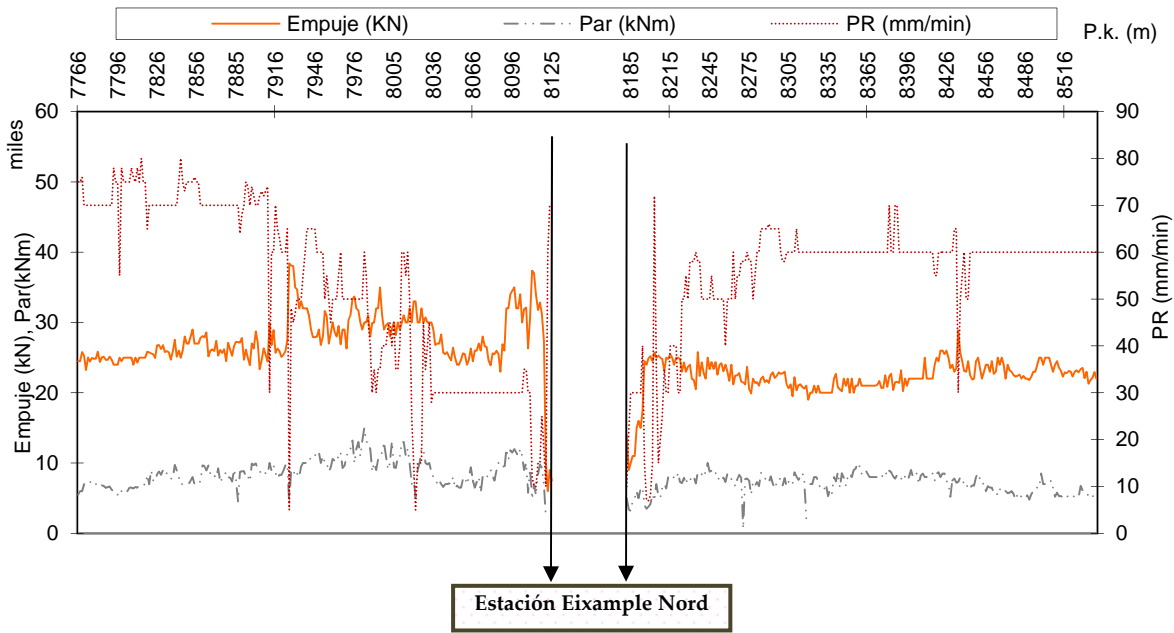


Figura 10.9: E, PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de UP9.

La máquina llega con mucho desgaste lo que se advierte porque se cambiaron casi todas las herramientas de la rueda y en particular todos los rastreles, luego la máquina reanuda su trabajo con velocidades bajas respecto de los valores medios con los que venía excavando durante unos 100 metros aproximadamente (entre pk 8180 y 8280) a partir de lo cual recupera nuevamente su velocidad de avance media (de 64mm/min).

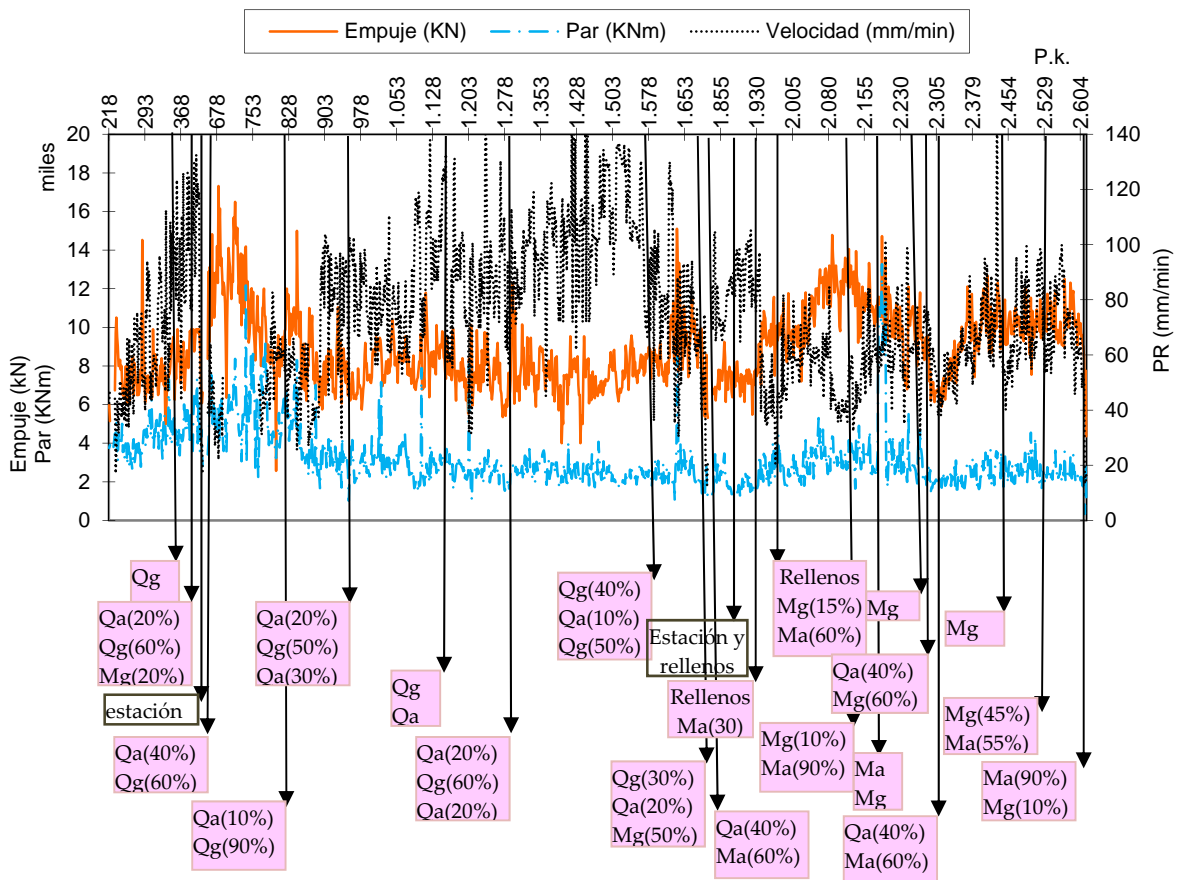


Figura 10.10: E, PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de EI.

La máquina comenzó a perforar en material cuaternario con oscilaciones bruscas y un gradiente positivo del empuje lo que provoca un aumento también muy rápido de la velocidad de penetración. Tras el caído de la primera estación se observa un cambio con un descenso del empuje y con bajos avances. Después ambas variables se estabilizan y se consigue mantenerlas en un rango constante a la vez que se registran buenos valores de avance neto mientras perfora material cuaternario. El tramo en mioceno se evidencia tras el paso del intercambiador donde la máquina no trabajó sino que fue arrastrada. En material mioceno, los parámetros de operación se ven más inestables. Se observa una caída repentina de E y PR en las cercanías del pk 1160 que se corresponden con un cambio de material granular de mioceno con un 60% de ocupación respecto del diámetro de la máquina a un material cuaternario y mioceno arcilloso.

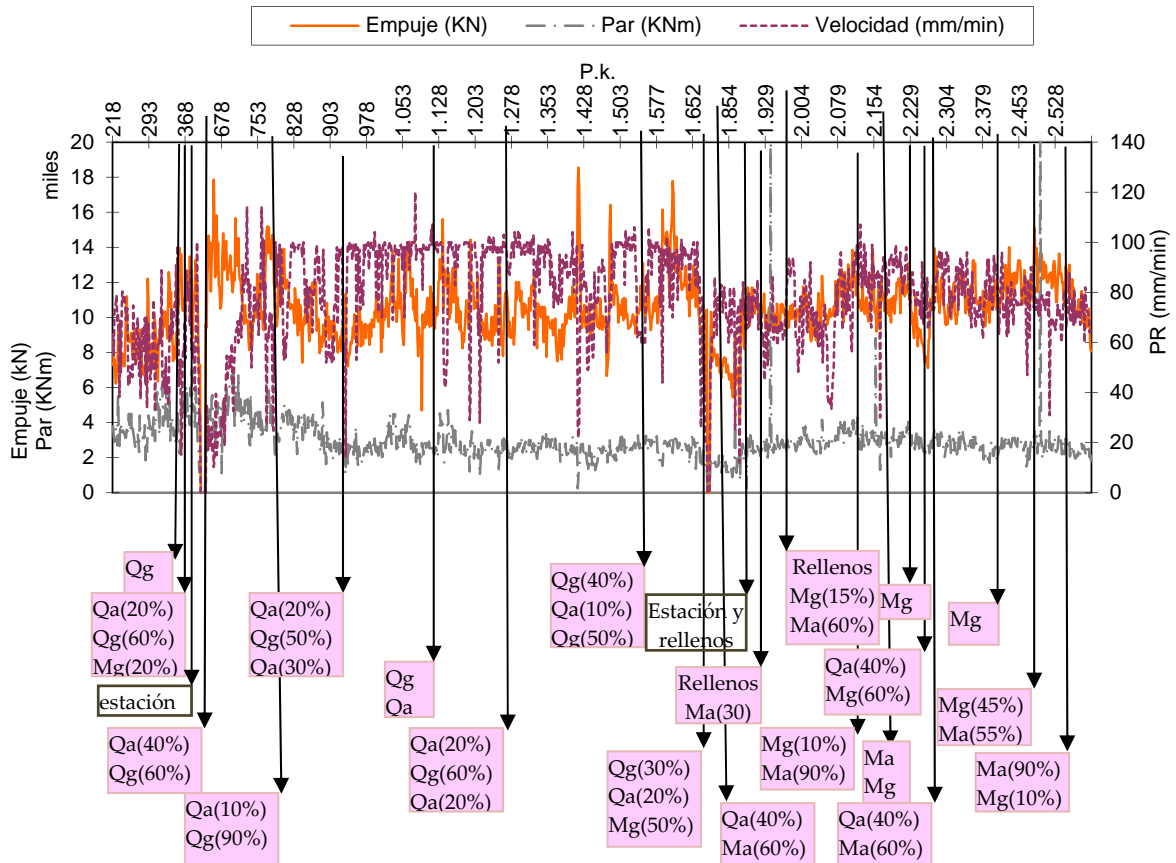


Figura 10.11: E , PM y PR vs Unidades Geológicas en TG de EII.

En EII el material geológico es conocido y la experiencia previa con EI se refleja en la mayor suavidad de las curvas de los parámetros de operación frente a una situación geotécnica idéntica a la del primer tubo (EI). No solamente se trabaja con valores más moderados de operación sino que no se somete a la máquina a variaciones bruscas de los mismos.

10.2.2 Correlaciones entre valores representativos

Para cada TG se dispone de valores representativos de abrasividad, resistencia a la compresión simple (Abr , RCS) y Factores de impacto (FI_{Abr} y FI_{RCS}), así como de valores medios de los 4 parámetros básicos de operación: empuje, par motor, velocidad de rotación de la rueda de corte y avance neto (E , PM , $VRDC$ y PR) y de los dos parámetros derivados:

penetración y energía específica ($PREv$, SE). En esta sección se explora el grado de correlación que hay entre unos y otros. Merced a que se dispone de las estimaciones de $Eneto$ (luego de haber sido calculadas mediante la propuesta presentada en el capítulo 9 sección 9.3), se hace uso aquí de ambos valores de empuje (bruto y neto). Los factores de impacto se emplean aquí multiplicando a las respectivas propiedades (Abr , RCS) para penalizarlas por efecto de la heterogeneidad transversal. La siguiente es una matriz de correlación entre dichas variables:

Tabla 10.1a: Matriz de Correlación entre propiedades de Operación y Geotécnicas en TG. Todos los frentes.

parámetros	$Abreq$ [TG]	función	$AbrxFI_{Abr}$ [TG]	función	$RCSeq$ [TG]	función	$RCSxFI_{RCS}$ [TG]	función
$Ebruto$ [TG]	0,02	Exp.	0,12	Polinóm.	0,02	Lineal	0,003	Pot.
$Eneto$ [TG]	0,62	Pot	0,76	Pot	0,21	Pot	0,21	Pot
PM [TG]	0,13	Lineal	0,19	Lineal	0,01	Exp.	0,02	Pot.
Mc [TG]	0,43	Pot	0,45	Pot	0,1	Lineal	0,1	Lineal
$VRDC$ [TG]	0,5	Polinóm.	0,37	Lineal	0,6	Log.	0,62	Log.
PR [TG]	0,27	Exp.	0,33	Exp.	0,3	Pot.	0,31	Pot.
$PREv$ [TG]	0,63	Exp.	0,63	Exp.	0,76	Pot.	0,76	Pot.
SE [TG]	0,34	Exp.	0,38	Exp.	0,22	Pot.	0,22	Pot.

A partir de la tabla se observa:

- Una clara mejora en las correlaciones con las propiedades geotécnicas cuando se emplea el empuje neto frente al empuje bruto, lo que reafirma la importancia de haber podido estimar la parte de empuje que corresponde al corte de las herramientas respecto del resto de fuerzas que componen al empuje total o bruto.
- De igual manera que con el empuje sucede con el par motor que, si se considera la componente Momento por corte Mc , las correlaciones son evidentemente mejor logradas que si se trabaja con el PM total que registra la máquina.
- Una mejora generalizada de las correlaciones cuando se penaliza a las propiedades geotécnicas Abr y RCS con el factor de impacto debido a la heterogeneidad transversal.

Sin embargo esta mejora no es muy clara debido a que participan también las secciones homogéneas con $FI=1$ y son mayoría en el conjunto TG.

Se muestra en la siguiente tabla las correlaciones de la tabla anterior solo para frentes transversalmente heterogéneos, a fin de evaluar el efecto de la penalización por FI de manera clara sin interferencia de las secciones homogéneas. Además, se ha eliminado los casos de $Ebruto$ y PM .

Tabla 10.1b: Matriz de Correlación entre propiedades de Operación y Geotécnicas en TG. Frentes mixtos

parámetros	$Abreq$ [TG]	función	$AbrxFI_{Abr}$ [TG]	función	$RCSeq$ [TG]	función	$RCSxFI_{RCS}$ [TG]	función
$Eneto$ [TG]	0,68	Pot	0,78	Pot	0,3	Pot	0,3	Pot
Mc [TG]	0,72	Lineal	0,73	Lineal	0,03	Exp.	0,03	Pot.
$VRDC$ [TG]	0,07	log.	0,03	Log	0,33	Log.	0,33	Log.
PR [TG]	0,3	Exp.	0,37	Exp.	0,11	Pot.	0,28	Pot.
$PREv$ [TG]	0,5	Exp.	0,54	Exp.	0,44	Pot.	0,44	Pot.
SE [TG]	0,45	Exp.	0,5	Exp.	0,13	Pot.	0,13	Pot.

En la tabla 10.1b se aprecia las mejoras conseguidas en los análisis de correlación cuando se incluye el efecto de la heterogeneidad transversal de los frentes mixtos mediante FI . Sin

embargo el factor de impacto parece ser más influyente para la abrasividad que para la resistencia a la compresión simple.

Según estos valores de Coeficiente de correlación parece lógico analizar en detalle la correlación entre $Eneto[TG]$ y $Abreq[TG]$ penalizada por FI y, por otra parte, $PRev[TG]$ frente a ambas propiedades geotécnicas penalizadas.

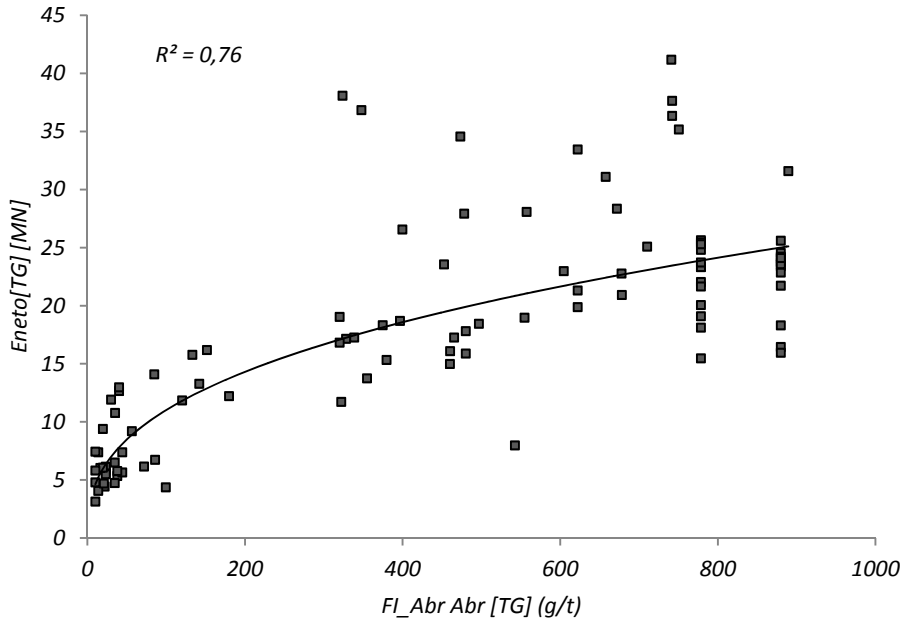


Figura 10.12: E neto[TG] respecto de FI_Abr x Abr[TG].

En la gráfica de $Eneto$ vs $FI_AbrAbr[TG]$ se observa una tendencia por parte del empuje a aumentar con el aumento de la abrasividad con una dispersión creciente a medida que es mayor la abrasividad. La figura 10.13 ilustra la variación de $PRev$ frente a $Abreq[TG]$ y $RCSeq[TG]$ afectadas por sus FI respectivos, la última grafica se representa en escala semi logarítmica.

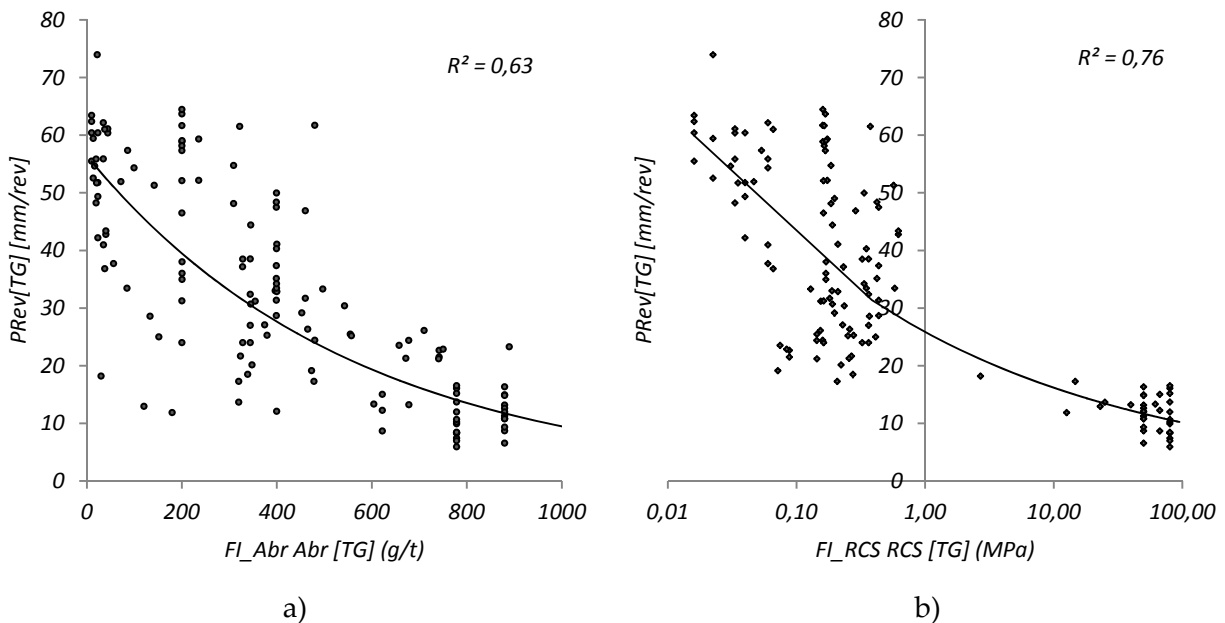


Figura 10.13: $PRev[TG]$ versus a) $FI_AbrAbr[TG]$, b) $FI_RCSRCS[TG]$.

Las correlaciones de $PRev$ con ambas propiedades geotécnicas definidas en TG alcanzan un grado aceptable $R^2= 0,63$ y $0,76$ mediante funciones exponencial y potencial para ambas propiedades penalizadas $Abr[TG]$ y $RCS[TG]$ respectivamente.

10.2.3 Influencia litológica en la relación entre penetración y empuje

Una de las propuestas claves del método NTNU (Bruland, 1998) es la relación entre Empuje por herramienta normalizado F_n , (en la notación de Bruland, M_B) y velocidad de penetración, $PRev$ (en la notación de Bruland, i_0). El factor de normalización del empuje es el llamado empuje crítico (F_{nc} o, en la notación de Bruland, M_1). Tal como se ha definido en el capítulo 3, el F_{nc} es aquel valor de Empuje para el cual $PRev$ es igual a 1mm/rev y b es un coeficiente de ajuste obtenido a partir de la base de datos de campo de más de 250km de túneles en roca. A partir del análisis empírico Bruland propuso relaciones de tipo potencial, como las que ilustra la figura.

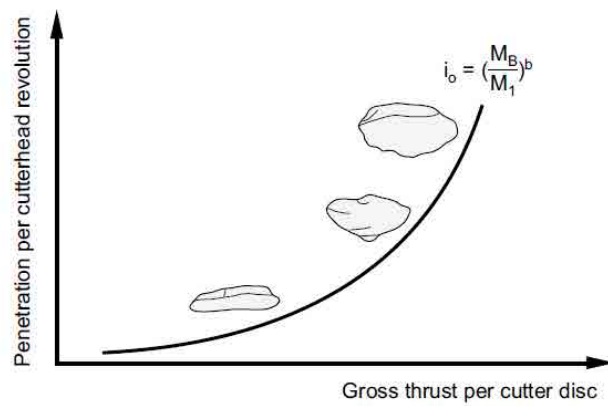


Figura 10.14: $PRev$ vs F_n . (Bruland, 1998)

(Frenzel y otros, 2008), generalizan la expresión anterior, sugiriendo que las relaciones potenciales propuestas por Bruland serían distintas para distintas litologías, con exponentes b decrecientes con la resistencia de la roca (evaluada mediante su RCS). Esto da lugar al gráfico de la figura 10.15, en el que, además, los autores incluyeron tres límites operativos de la máquina, que son el tamaño mismo de la herramienta que penetra (en su caso, discos), la propia capacidad de empuje de la máquina y la limitación que se podría hallar al dotar a la máquina de un par motor disponible insuficiente (véase ec. 3.53 en el cap. 3 sección 3.5.3).

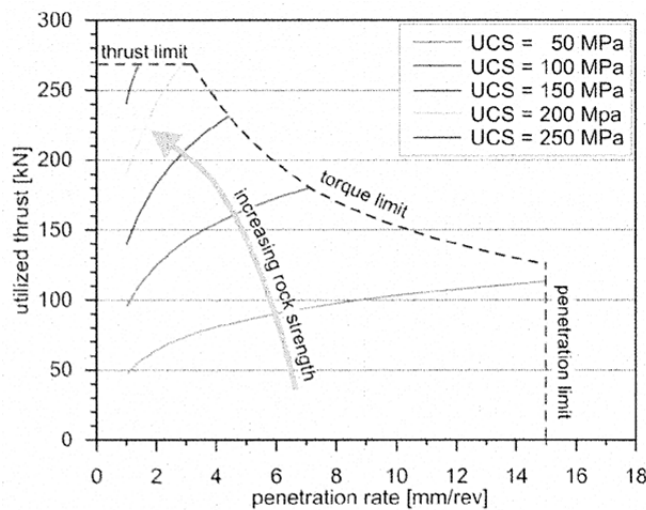


Figura 10.15: Límites para $PRev$. (Frenzel y otros, 2008).

Este tipo de análisis se ha repetido aquí usando los datos recogidos en las obras objeto de estudio. Utilizamos para ello la tramificación geotécnica TG. Se obtiene así un conjunto de valores promedios $PRev[TG]$ a partir de los valores por dovelas. En el caso del empuje por herramienta $F_n[TG]$, se trabaja con el empuje bruto y neto y se consideran todas las herramientas (discos, picas y rastreles) según cada diseño de rueda de corte.

En los trabajos previos arriba citados, referidos a túneles en rocas, la categoría de herramienta de corte que se ha considerado es el disco de corte. En nuestro caso se propone un análisis cuando se trabaja con picas además de discos y en diseños combinados de ambas categorías de herramientas.

La siguiente figura muestra la relación entre las variables de empuje por herramienta neto y bruto frente a la penetración para el conjunto en TG.

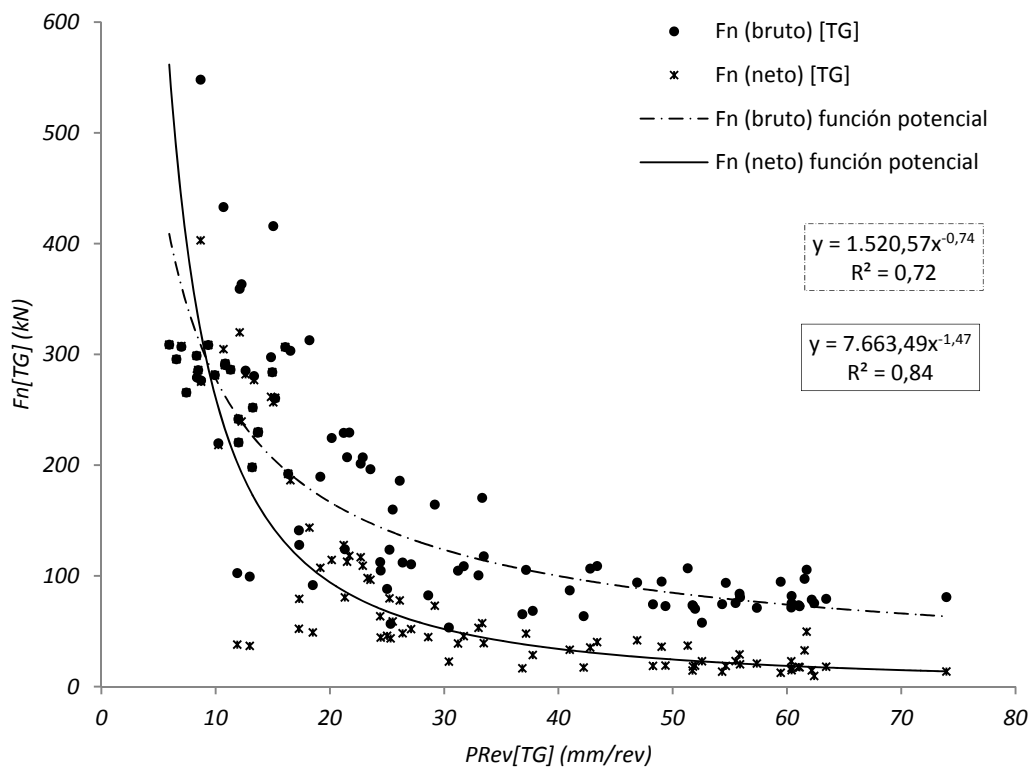


Figura 10.16: Relación de $PRev[TG]$ vs $F_n[TG]$.

En la gráfica se evidencia una relación potencial entre el empuje por herramienta $F_n[TG]$ y $PRev[TG]$ con un coeficiente de correlación más alto si se emplea el empuje neto ($R^2=0,84$) que si se emplea el empuje bruto ($R^2=0,72$). Con estas curvas se expresa que los valores altos de empuje se relacionan con valores bajos de penetración y viceversa lo que aparentemente es un sin sentido. Sin embargo, si a esta relación se le asocia las propiedades geotécnicas de los materiales a los que pertenece cada punto se verá (en la siguiente figura) como los empujes van a menos para mayores penetraciones porque los materiales excavados van de más a menos resistentes o van de más a menos abrasivos, lo que se ve claramente a continuación.

Un análisis más detallado se obtiene separando los datos de acuerdo con su rango de resistencia. Se agrupan los pares de valores $PRev, F_n$ en TG en función de rangos de valores de $RCSeq[TG]$ penalizada por FI_{RCS} . El criterio adoptado para definir los rangos de valores de $RCS[TG]$ viene dado según la distribución de frecuencia que ofrece la población de estos datos,

es decir, se ha considerado el número de datos para cada valor de $RCS[TG]$ con el fin de hacer grupos de peso semejante. Los rangos son los siguientes:

Tabla 10.2: Rangos de etiquetas de $RCSeq[TG]$.

$RCSeq[TG]$ (MPa)
< 0,04
0,05-0,2
0,2 - 0,4
0,4 - 1
1-15
25-65
80

Los saltos de valores de RCS desde un rango a otro se deben a que se ha trabajado con los datos disponibles. La gráfica resultante se presenta en la figura 10.17.

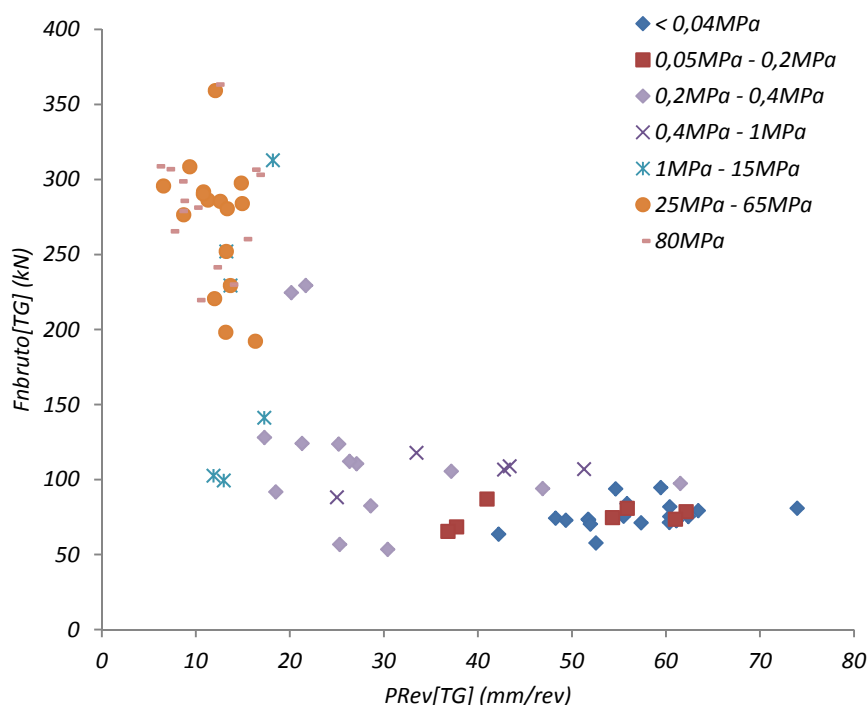


Figura 10.17: Relación de $PRev[TG]$ vs F_n bruto $[TG]$, para distintos valores de FI_RCS $RCSeq[TG]$.

Mediante esta gráfica se explica cómo para los suelos con RCS muy baja (entre 0,05MPa a 0,2MPa) se consiguen altos valores de penetración ($>$ de 40mm/rev) con menor demanda de empuje que para los suelos más duros y así gradualmente hasta llegar a valores de RCS de rocas blandas (25 a 80MPa) donde las penetraciones son notoriamente bajas ($<$ 20mm/rev) y con mayor demanda de empuje (de 200 a 300kN). Se ha obviado representar la gráfica con los valores de F_n neto por ser ambas muy semejantes pudiéndose llegar a la misma reflexión con cualquiera de ellas.

De manera similar ocurre si se analizan los datos para la abrasividad penalizada.

En este caso la agrupación de datos se ha llevado a cabo considerando la escala de valores $LCPC$ de abrasividad. Los rangos de valores de abrasividad corresponden a la clasificación cualitativa descrita en el capítulo 5 y que se cita a continuación.

Tabla 10.3: Clasificación cualitativa de Abrasividad según ensayo LCPC

LCPC [g/t]	Clasificación cualitativa
0-50	No abrasivo
50-100	No muy abrasivo
100-250	Ligeramente abrasivo
250-500	Abrasivo
500-1250	Muy abrasivo
1250-2000	Extremadamente abrasivo

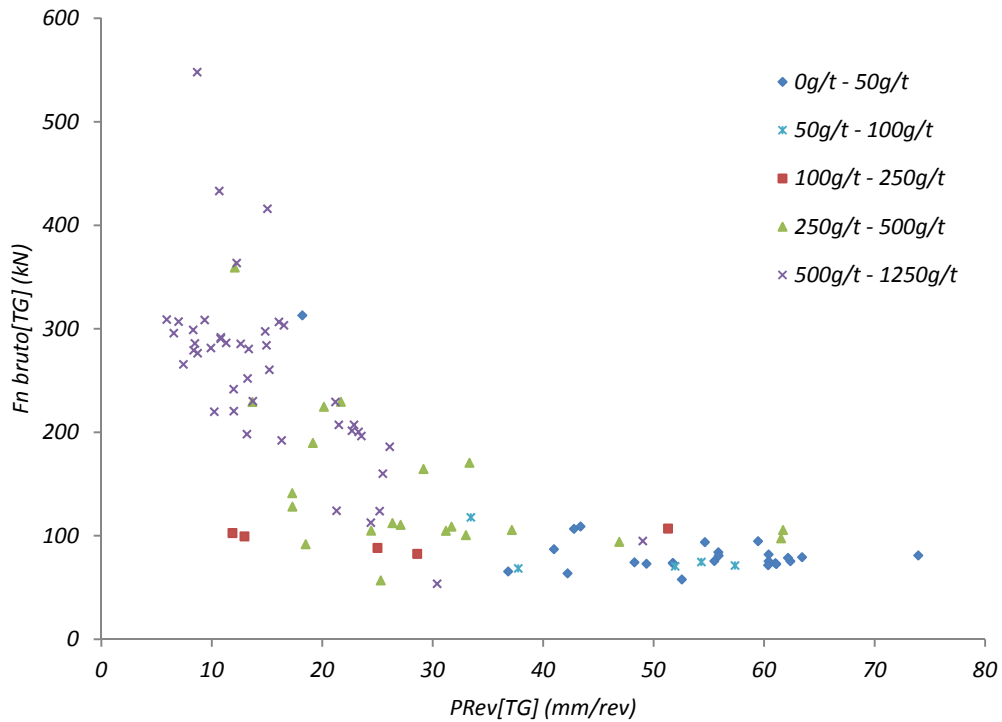


Figura 10.18: Relación de PRev[TG] vs Fn bruto[TG], para distintos valores de FI_AbrAbreq[TG].

Los materiales menos abrasivos se excavaron con mayores penetraciones y menor requerimiento de empuje y a medida que se volvieron más abrasivos la penetración fue menguando y aumentó el empuje.

Si ahora, empleamos el mismo tipo de regresión potencial de Bruland, con lo que se puede identificar el valor del Empuje crítico por herramienta bruto Fnc a partir de los parámetros de regresión a y b de una ecuación potencial como:

$$PRev = a(Fn)^b \tag{10.1}$$

cuando Fn es Fnc , $PRev=1$, luego

$$1 = a(Fnc)^b \tag{10.2}$$

Y de allí que

$$Fnc = \frac{1}{a^{1/b}} \tag{10.3}$$

En la tabla 10.4 se recogen los intervalos de resistencia que definen cada conjunto de regresión, los parámetros que resultan de la regresión, el valor de R^2 y el valor deducido del empuje crítico. Se adjuntan también como referencia algunos de los valores propuestos por el

modelo de Bruland para rocas macizas, si bien no se dispone del valor de RCS de la roca a la que atribuye tales ajustes. (Bruland, 2000).

Tabla 10.4: Empuje crítico por herramienta Fnc bruto estimado para rangos de etiquetas de $RCSeq$ en TG.

	$RCSeq[TG]$ (MPa)	a	Fnc (kN)	b	R^2
	< 0,04	7,45	0,01394275	0,47	0,2
	0,05-0,2	0,0041	12,1646116	2,2	0,71
	0,2 - 0,4	268		-0,46	
	0,4 - 1	7,79	0,0033382	0,36	0,4
	1 -15	4,14	0,0034	0,25	0,51
	25-65	3,73	0,00251955	0,22	0,02
	80	12,66	6,863E-217	0,0051	7E-0,5
(Bruland, 2000)		0,006	14,6	1,87	
		0,016	38,9	1,13	
		1,05E-13	109	6,37	
		2,7E-09	172	3,83	
		2,8E-15	211	6,26	

Se observa que para las etiquetas de $RCSeq[TG]$ (0,2MPa - 0,4MPa) no se ha conseguido una correlación. Probablemente, esto tenga que ver con que en estos rangos predominaron las $RCSeq[TG]$ de los frentes cuaternarios en los túneles de EI y EII (ver cap 8 figura 8.27a) donde los parámetros de operación (entre ellos el propio $E[TG]$) resultaron muy inestables (ver descripción en figura 10.10).

Otro aspecto es que en general, la variabilidad de los valores de correlación es muy amplia lo que era de esperar luego de trabajar con medidas probabilísticas en todas las variables involucradas en este análisis.

Es llamativo el valor más alto de correlación ($R^2=0,71$) alcanzado que se corresponde con los datos para etiquetas de $RCS = 0,05$ MPa. Este conjunto es el que lideraba en número de datos coleccionados representando él sólo, casi un 16% de la frecuencia acumulada en el histograma de frecuencias para los datos de $RCSeq[TG]$ (véase capítulo 8 fig.8.13).

En la figura 10.19 se dibujan las curvas de regresión que resultan de graficar las variables $PRev[TG]$ y Fn bruto[TG] en el estilo que marca (Frenzel y otros 2008) (con los ejes invertidos respecto de las curvas de Bruland) y se ha añadido a cada conjunto de puntos el punto que corresponde a $PRev=1$ y $Fn=Fnc$. En la misma gráfica se han reproducido tres de las curvas que publicaron (Frenzel y otros, 2008) para rocas con valores de RCS de 50MPa, 100MPa y 150MPa. El modelo propuesto en esta figura es válido en frentes heterogéneos compuestos por rocas blandas y suelos para lo que se hace uso de las propiedades geotécnicas definidas en la tramificación TG.

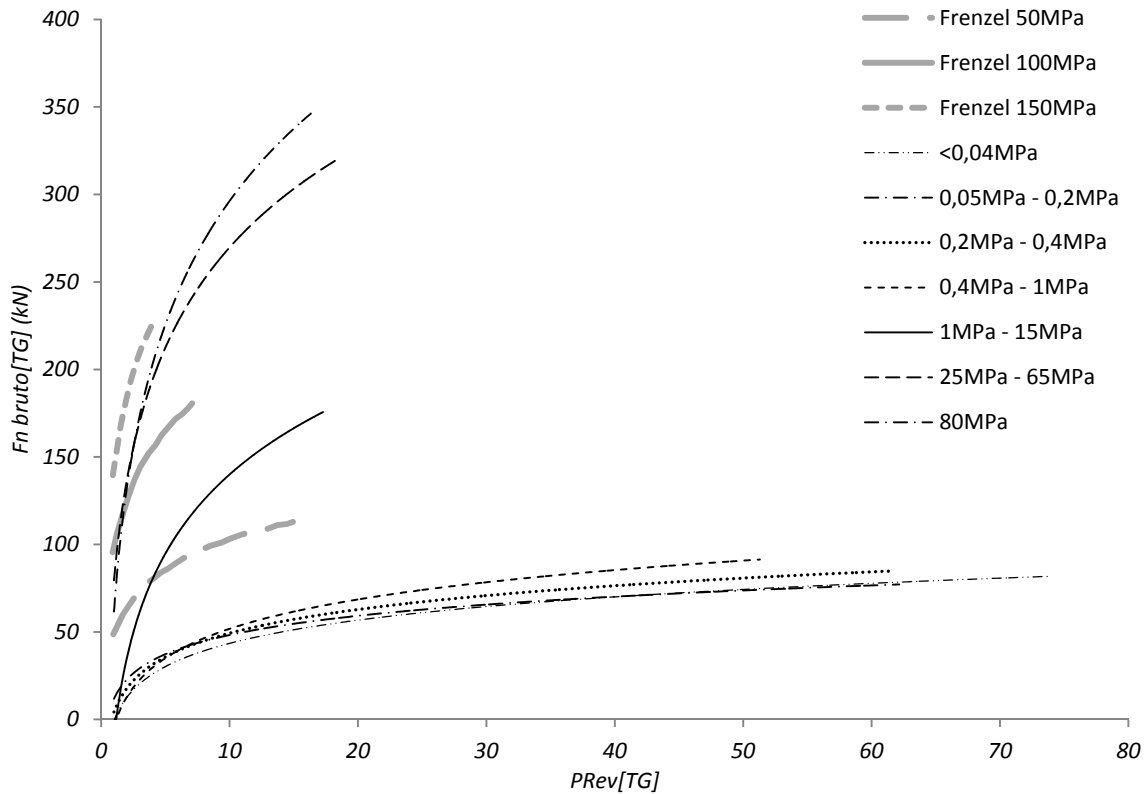


Figura 10.19: PRev[TG] vs Fn bruto[TG] para conjunto de RCSeq[TG].

Se advierte la caída de los valores de resistencia $RCSeq[TG]$ a medida que se avanza en el eje de abscisas con aumento de los valores de $PRev[TG]$. Dichos valores de resistencia van desde 80MPa 0,02MPa que es un rango propio de rocas blandas a suelos.

En la siguiente tabla se lista las funciones de ajuste obtenidas a partir de la figura 10.19 y el valor alcanzado de R^2 .

Tabla 10.5: Correlación F_n bruto vs $PRev$ para rangos de $RCSeq$ en TG.

$RCSeq[TG]$ (MPa)	función	R^2	Número de datos
< 0,04	$19,2\ln(x)-0,66$	0,83	17
0,05-0,2	$15,8\ln(x)+12$	0,98	6
0,2-0,4	$20\ln(x)+4,2$	0,4	17
0,4-1	$24\ln(x)-3,9$	0,63	10
1-15	$65\ln(x)-10$	0,51	4
25-65	$82,6\ln(x)+80$	0,4	20
80	$102\ln(x)+62$	0,34	13

A pesar del bajo nivel de correlación ($R^2=0,34$) obtenido para los datos correspondientes a $RCSeq[TG] = 80MPa$, se observa su coherencia con las familias de curvas que presentarían (Frenzel y otros, 2008), para rangos de resistencias de 50 a 150MPa (y en túneles con frentes homogéneos, excavados con máquinas TBM Topos).

Ambas curvas correspondientes a 80MPa y 50MPa provienen de los datos de $UP1$ con la máquina trabajando en modo abierto (con escudo abierto, sin presión en el frente) por lo que sus valores de F_n bruto y F_n neto son coincidentes.

El resto de curvas obtenidas para suelos y con máquinas EPB cerradas se ven como una continuación a la familia de curvas que diera Frenzel pero, en este caso, cuando el problema se extiende a los suelos y los frentes mixtos.

La distribución de esta familia de curvas sugiere unificar los registros desde el punto de vista de la clasificación del terreno en función de la RCS que se presentó y utilizó en el capítulo 8 (véase Cap. 8 sección 8.3.5). Según esta clasificación se unifican las curvas en suelos tal como se muestra a continuación.

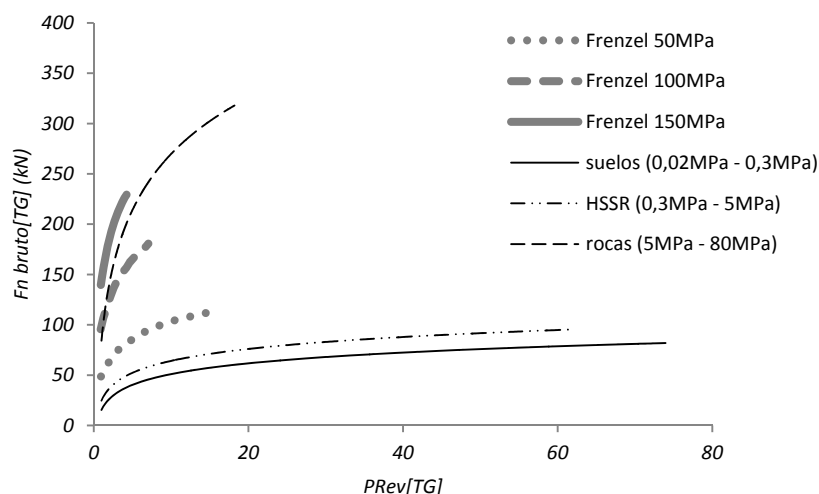


Figura 10.20: PRev[TG] vs Fn bruto[TG] según la clasificación por RCSeq[TG].

Y para lo cual la tabla 10.5 se sintetiza en la siguiente tabla 10.6:

Tabla 10.6: Correlación *Fn bruto* vs *PRev* para rangos de *RCSeq* en TG.

<i>RCSeq</i> [TG] (MPa)	función	R^2	Número de datos
Suelos (0,02MPa a 0,3MPa)	$15,43n(x)+15,5$	0,34	30
HSSR (0,3MPa – 5MPa)	$17,12\ln(x)+24,7$	0,1	23
Rocas (5MPa – 80MPa)	$80,5\ln(x)+84,3$	0,25	34

En suelos los valores de penetración *PRev* superan los 15mm/rev que diera (Frenzel y otros, 2008) y se mueven en rangos que llegan, en nuestros casos a los 75mm/rev.

En cuanto al empuje por herramienta *Fn*, nuestros valores llegan como mucho a los 140kN de *Fn neto* (320kN *Fn bruto*) para máquinas EPB con combinación de categorías de herramientas en sus RDC frente a los 267kN que propone Frenzel (Frenzel y otros, 2008) para discos en roca como límite máximo.

Es interesante notar que con *Fn neto* no es posible obtener la gráfica de la figura 10.19. Esto se debe al tipo de máquina tuneladora y su funcionamiento. Para que las máquinas EPB consigan penetrar y avanzar en el terreno no solo se necesita el empuje por herramienta sino que el frente de excavación sea estable y para ello es fundamental la componente de empuje debida al sostenimiento del frente. A medida que el suelo es menos resistente se producirán mayores penetraciones con menor demanda de empuje por herramienta y mayor demanda de empuje por sostenimiento del frente de excavación, esta idea ya fue deducida de la figura 9.3 (véase cap. 9 sección 9.3). De allí la importancia de trabajar en el modelo propuesto en la figura 10.19 y tabla 10.5 con empuje total.

De manera similar al análisis presentado aquí para RCS, se muestra a continuación la familia de curvas de *Fn bruto*[TG] versus *PRev*[TG] en función de la Abrasividad *FI Abr Abreq*[TG]:

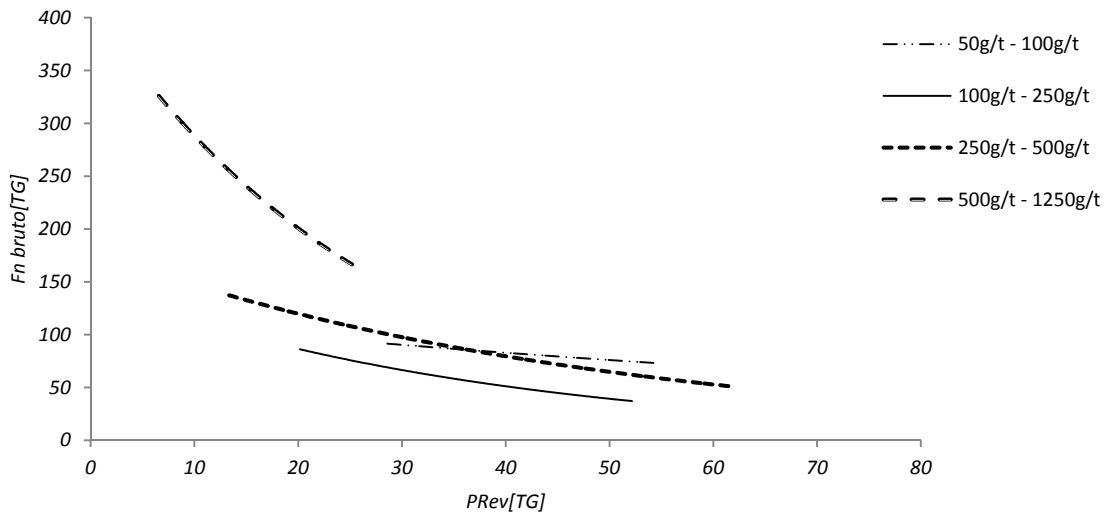


Figura 10.21: PRev[TG] vs Fn bruto[TG] para conjunto de FI AbrAbreq[TG].

Como se ve, para materiales de abrasividad elevada el empuje por herramienta neto y la penetración no parecen tener una relación adecuada. Esto podría deberse al hecho de que valores altos de abrasividad pueden pertenecer a suelos granulares poco resistentes y simultáneamente a rocas resistentes. Todo esto sugiere que la abrasividad no tiene mucho que ver con la relación entre empuje y penetración, como, por otra parte, parece lógico.

10.3 Propiedades geotécnicas en tramos de mantenimiento (TRDC)

Las tramificaciones TRDC y TG se vinculan entre sí a partir de la asignación de propiedades geotécnicas a los TRDC. Dado que estas tramificaciones no son coincidentes es necesario, en general, subdividir los TG teniendo en cuenta los puntos inicial y final de cada TRDC. Gráficamente esto se representa en el siguiente esquema:

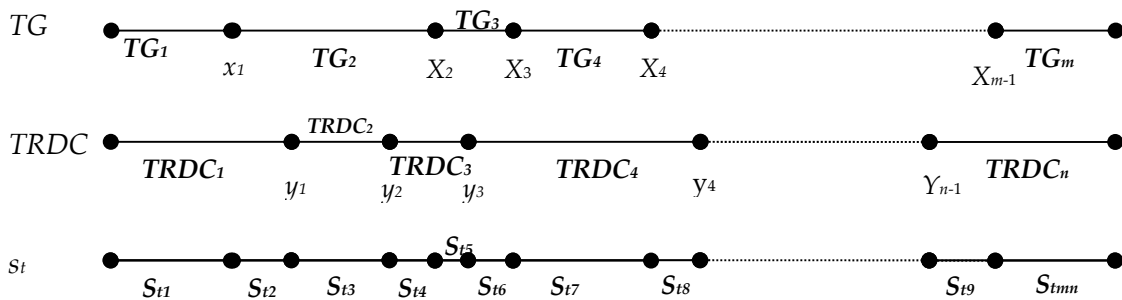


Figura 10.22: Esquema general de tramificación de TG y TRDC para cada UP.

Luego

$$TG = \{x_1, \dots, x_m\}$$

$$TRDC = \{y_1, \dots, y_n\}$$

El conjunto de subtramos geotécnicos resultante s_t vendrá definido en cada UP como:

$$s_t = TG \cup TRDC \quad (10.4)$$

$$s_t = \{s_{t1}, s_{t2}, \dots, s_{tmm}\}$$

Así, las propiedades geotécnicas definidas en *TG* en el capítulo 8 sección 8.3.4 se pueden determinar para *TRDC* como la media ponderada (la ponderación viene dada por la proporción de longitud de *TG* que incluya cada *TRDC* y viene dada por el conjunto s_t representado en el esquema de la figura 10.22) de $Abreq[TG]$ para los TG_i contenidos en un $TRDC_k$.

En esta sección los parámetros geotécnicos asignados a los *TRDC* se relacionan con los consumos de herramientas. Además del valor medio de abrasividad definido para *TG*, se ha propuesto considerar en la tramificación *TRDC* un valor de abrasividad máxima en *TRDC* definido como el valor máximo de Abrasividad de todos los materiales presentes en las TG_i contenidas en un $TRDC_k$.

$$Abrmax[TRDCk] = Abrmax[TGi] \quad (10.5)$$

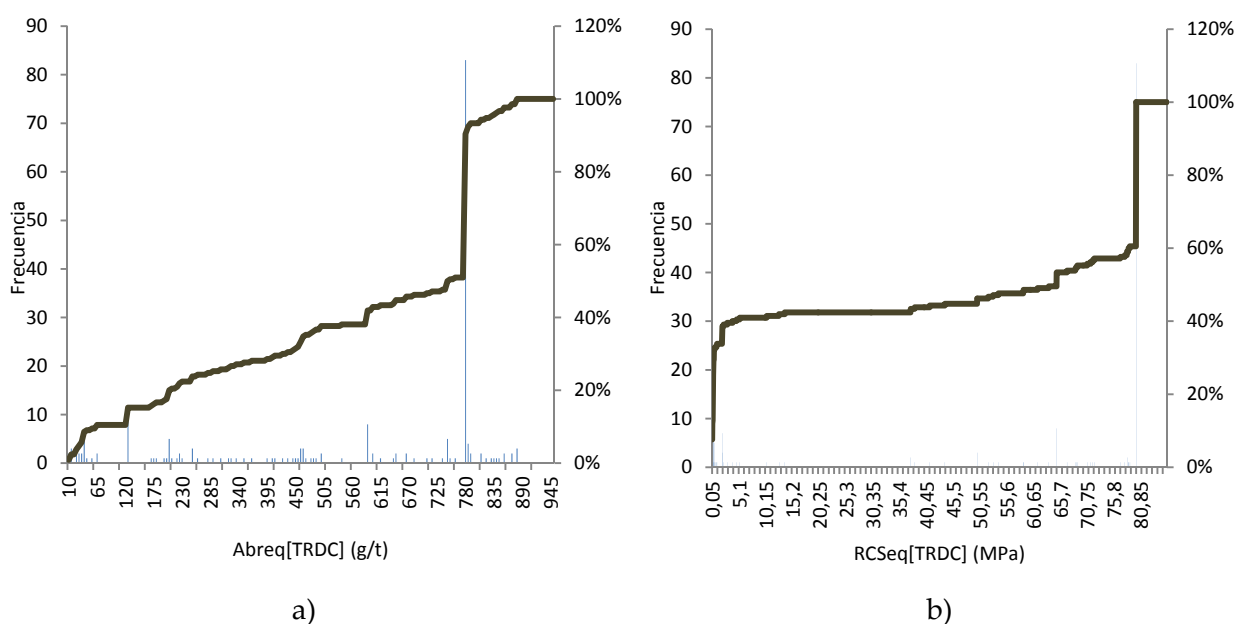
10.3.1 Estadísticos de propiedades geotécnicas en TRDC

En la siguiente tabla se presentan de forma agregada para todas las UP los estadísticos principales de las propiedades geotécnicas asignadas a los *TRDC*.

Tabla 10.7: Estadísticos agregados de propiedades geotécnicas asignadas a *TRDC*.

	Ud	media	max	min	DS	CV
$Abreq[TRDC]$	g/t	558	880	10	285	0,51
$RCSeq[TRDC]$	MPa	43,4	80	0,02	37,3	0,86
$FI_Abreq[TRDC]$	-	1,06	2,34	1	0,17	0,16
$FI_RCSeq[TRDC]$	-	1,04	2,09	1	0,11	0,1
$Abrmax[TRDC]$	g/t	637	920	35	277	0,43

Estos resultados pueden compararse con los estadísticos semejantes obtenidos para los *TG* (véase la tabla 8.5). Los resultados indican que el valor medio en *TRDC* es mayor en este caso para abrasividad y resistencia a la compresión simple pero no para los factores de impacto respecto de *TG*. Además, en todos los casos también se observa que el coeficiente de variación se reduce. Los siguientes son los histogramas de las cuatro propiedades geotécnicas en *TRDC*.



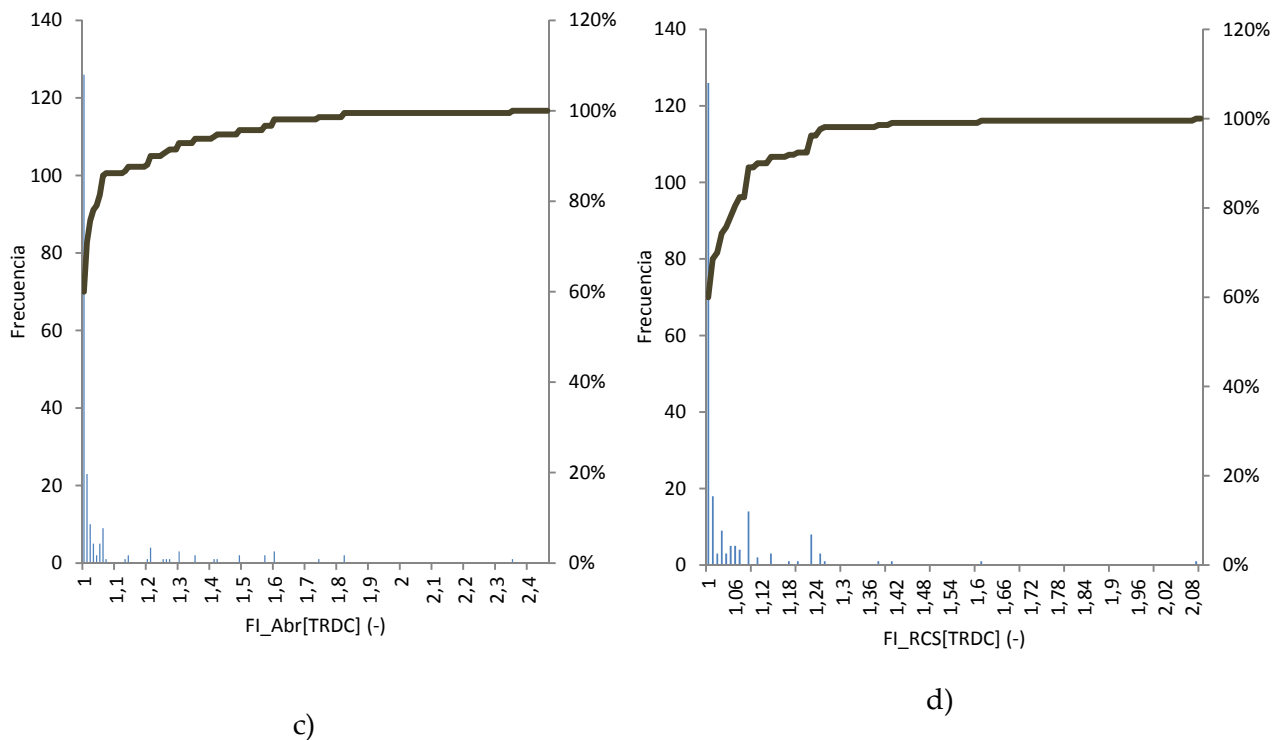


Figura 10.23: Histograma de a) Abreq, b) RCSeq, c) FI_Abr y d) FI_RCS en TRDC.

En los histogramas se advierte que:

- La mayor frecuencia de abrasividad corresponde al valor 780g/t que representa un 39,52% del valor acumulado de frecuencias y que, a su vez, se encuentra presente en su gran mayoría en secciones homogéneas según se distinguen éstas como predominantes en el histograma de $FI_Abr[TRDC]$ con una mayoría del 60%.
- El valor más frecuente en $RCSeq[TRDC]$ es 80MPa que representa el 39,52% (igual que $Abreq[TRDC]$) de la frecuencia acumulada. Ambos histogramas tienen como característica estos valores puntuales de mayor frecuencia y que se explica por la mayor cantidad de TRDC en UP1 donde estos valores lideran las frecuencias. Fuera de esos sucesos puntuales, en el histograma de $Abreq[TRDC]$ se advierte una tendencia uniforme de la curva de frecuencia acumulada al tiempo que en $RCSeq[TRDC]$ hay un claro predominio de los valores bajos desde 0,02MPa a 1,95MPa.
- Ambos histogramas de FI tienen su mayor frecuencia en su valor mínimo unitario y esto se debe también al hecho de un mayor número de TRDC correspondientes a UP1 que tienen la mayoría de sus TG homogéneas (véase tabla 8.6).

10.3.2 Relación entre $Abreq[TRDC]$ versus $L[TRDC]$.

La siguiente figura 10.24, donde se distingue en gama de grises la escala de abrasividad de LCPC, relaciona $L[TRDC]$ con los valores de abrasividad asignados a los TRDC tanto en forma $Abreq[TRDC]$ como de $Abrmax[TRDC]$.

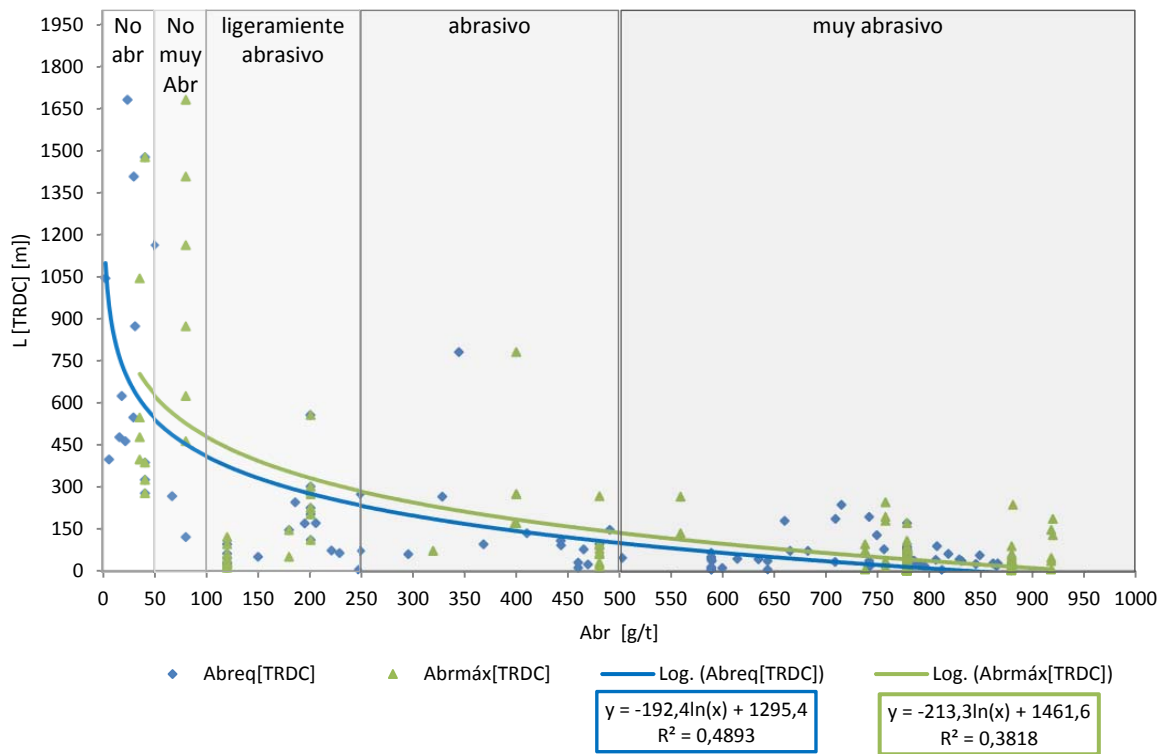


Figura 10.24: Relación entre L[TRDC] y Abrasividad en TRDC.

La gráfica 10.24 sugiere una relación logarítmica, en la que a mayor abrasividad más cortos serán los $L[TRDC]$ y mayor será la frecuencia de las paradas de la máquina para hacer recambios. La correlación es, no obstante, baja. Se obtiene ajuste algo mejor usando la abrasividad $Abreq[TRDC]$. Se observa que longitudes de 1000m de trabajo continuado de la máquina sólo se han conseguido para terrenos ligeramente abrasivos. Podría decirse que para abrasividad medias en adelante las longitudes de los TRDC no superan los 500 m.

10.4 Consumo de herramientas, litología y operación

10.4.1 Litología y consumo de herramientas

Las figuras 10.25 a 10.34 representan la variación de $Abreq[TG]$ y $RCSeq[TG]$ a lo largo de la traza de cada UP frente a los consumos relativos de herramientas CRH registrados en cada TRDC. Se recuerda que dada la definición de esta variable (sección 8.4.4) cuanto mayor sea su valor el número de metros lineales recorridos por una herramienta será menor.

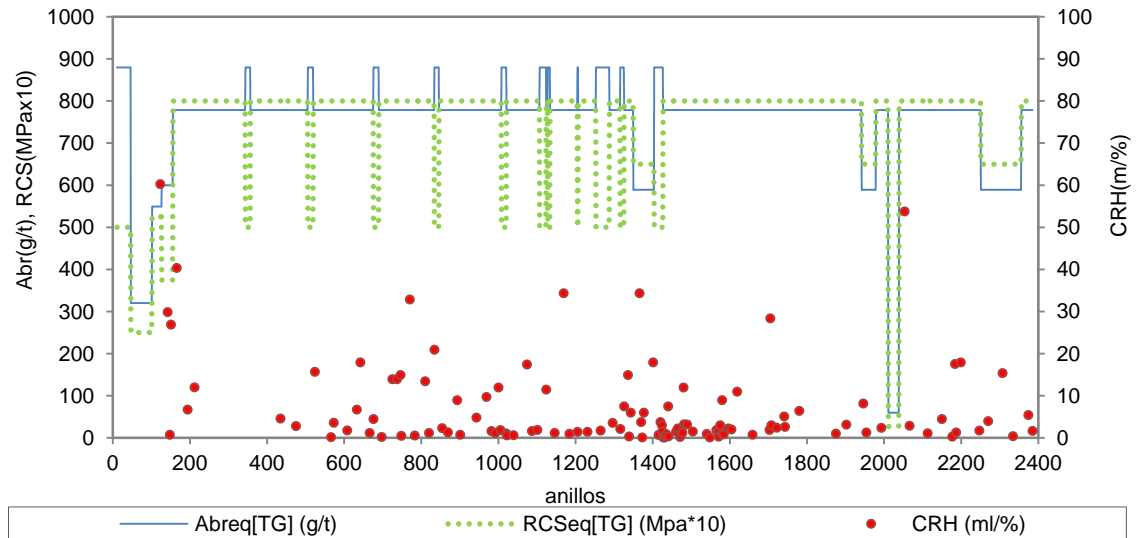


Figura 10.25: Abreq[TG], RCSeq[TG] y CRH en UP1

En la gráfica de *UP1*, los valores mínimos de consumo relativo (que significa el mayor valor *CRH*) se dan hacia los anillos 120 y 2050, siguiendo a tramos de abrasividad relativamente baja y *RCS* menores de 30MPa (cornubianitas y secciones mixtas con cornubianitas y granitos en el primer caso; material de brecha de falla y mioceno en el segundo). La otra caída de abrasividad y *RCS*, hacia el anillo 1300, se debe a materiales tipo *Gr2(III, IV)* y tiene un reflejo menos marcado en los valores de consumo relativo.

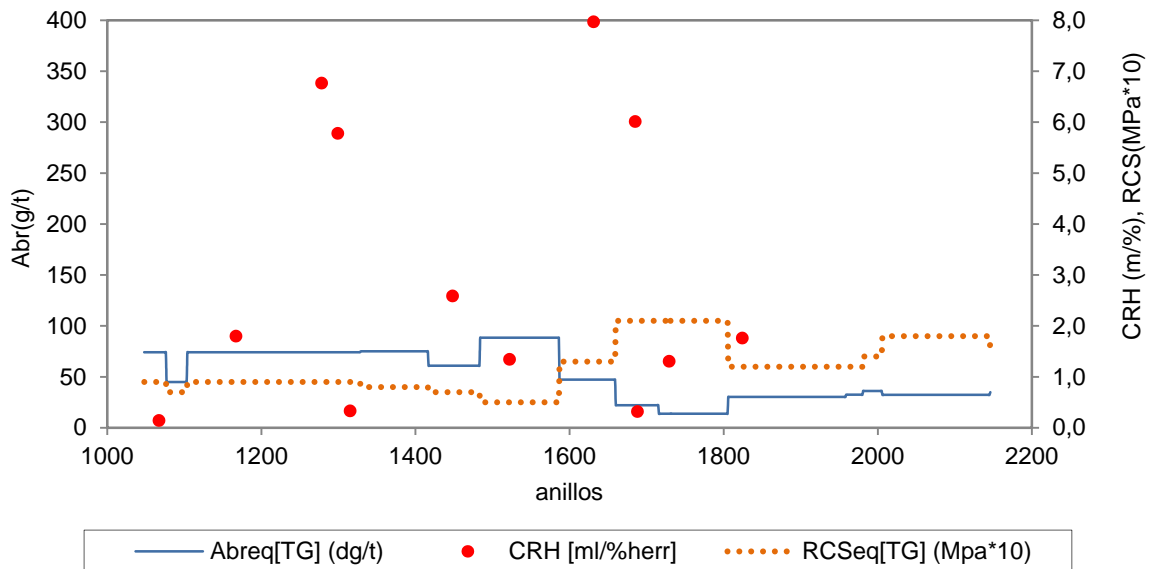


Figura 10.26: Abreq[TG], RCSeq[TG] y CRH en UP2

En *UP2* la gráfica evidencia una primera situación de valores muy abrasivos (obsérvese que la escala está en dg/t y no en g/t) que se mantienen relativamente constantes desde el anillo 1000 hasta el anillo 1480 aproximadamente. Durante ese tramo se excavaron granodioritas y granitos para dar paso a secciones mixtas con materiales cuaternarios muy abrasivos como *Qb2*, pero que tienen valores de *RCSeq* equiparables a los suelos (0,09MPa) también relativamente constante. Posteriormente la abrasividad del material mixto pasa de valores muy abrasivos a valores no muy abrasivos, aproximadamente entre los anillo 1490 y 1800 en coincidencia con la excavación en materiales cuaternarios del tipo *Qb2-4* y *Qr/Qrg*, que dieron origen a secciones

muy heterogéneas longitudinal y transversalmente. Estas fluctuaciones se reflejan también, aunque de manera más suave, en la *RCSeq* que llega a valores de 0,2MPa. Finalmente se observa una última situación con valores de abrasividad sensiblemente más bajos que la media y valores de resistencia ligeramente menores (0,12 a 0,18MPa) que corresponden a frentes mixtos con mayor presencia de los estratos pliocenos.

Dentro de este panorama general se destacan tres situaciones de bajo índice de consumo que se corresponden con haber atravesado materiales con abrasividad media a alta (anillos 1067, 1315 y 1688), la primera situación corresponde a un cambio general de todas las herramientas de corte en tan solo 14 metros recorridos desde la última parada, en el siguiente punto de bajo índice de consumo relativo se recambian casi todas las herramientas nuevamente es decir el 100% de discos y rastreles y el 83% de picas después de excavar casi 30m y el último episodio se trata de un recambio de menos del 50% de las herramientas pero apenas se habían excavado 5m desde el último recambio. Por otra parte, en la última parte del trazado, cuando la abrasividad es menor, no se registran episodios de consumo. En general, en lo que hace a la *RCSeq* sus valores son bajos y no parecen incidir mucho en el índice de consumo.

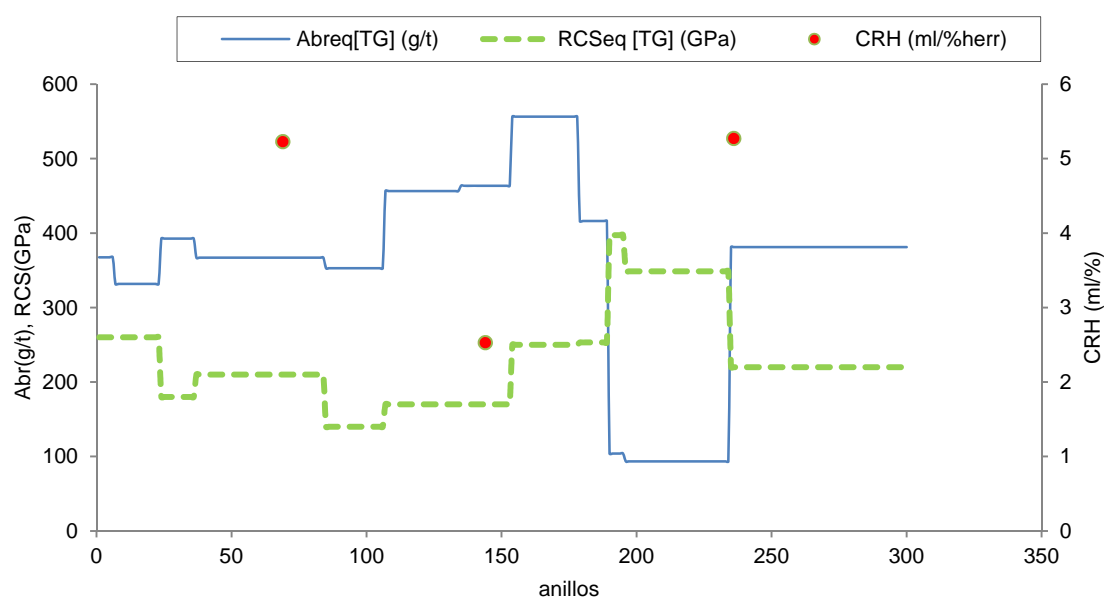


Figura 10.27: Abreq[TG], RCSeq[TG] y CRH en UP3

Frente a tan solo 3 *TRDC* que presenta la *UP3*, se observa un aumento de la abrasividad desde el inicio de la *UP* con predominio de material cuaternario del tipo *PQ/Qrg* hasta aproximadamente el anillo 150, donde abundaron materiales graníticos (*Gr1/Gr2*). Previo a interceptar estos materiales más abrasivos se detecta un cambio de herramientas. La intensidad de mantenimiento es mayor en *TRDC 2* que se caracteriza por el encuentro de granodioritas cuando se venía excavando en ambiente cuaternario. La actividad de la roca en *TRDC* hace aumentar notablemente el consumo de los discos que en el *TRDC* anterior había sido la categoría de herramientas menos desgastada. A efectos del consumo, los suaves valores de *RCSeq[TG]* no parecen influir. Al final desciende la abrasividad, cuando se intercepta un material del tipo *PL1/PL2* con *RCSeq[TG]* cercanas a 0,4MPa. Tras el último recambio de herramientas se pasa a excavar nuevamente en materiales *PQ*. Si bien las abrasividades en *TG* no superaron los valores de abrasividad media (según la escala LCPC), tampoco se recambian la totalidad de las herramientas de corte en ninguno de los tres episodios de mantenimiento de la rueda.

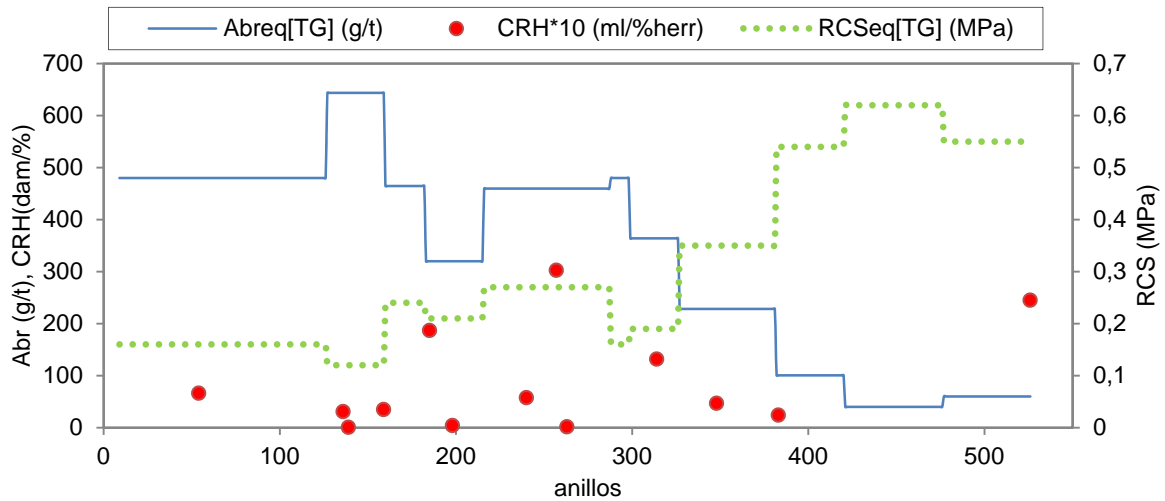


Figura 10.28: Abreq[TG], RCSeq[TG] y CRH en UP4

Los TG ofrecen valores muy dispares en sus propiedades geotécnicas. La abrasividad va disminuyendo escalonadamente desde valores muy abrasivos a valores no muy abrasivos al paso por materiales como son *Qb2* y *PQ*. El mayor valor de abrasividad observada se corresponde con el valor más bajo de índice de consumo relativo (en anillo 263), se trata de la tercera intervención en la que tuvo lugar el recambio de todas las herramientas de la rueda. El segundo índice de consumos relativos más bajo (anillo 198) consistió en un recambio importante de las picas (de un 86%) seguido de un 65% de los rastreles y un 10% de discos. El cambio brusco de la abrasividad en el anillo 382 se asocia a la penetración en materiales pliocenos.

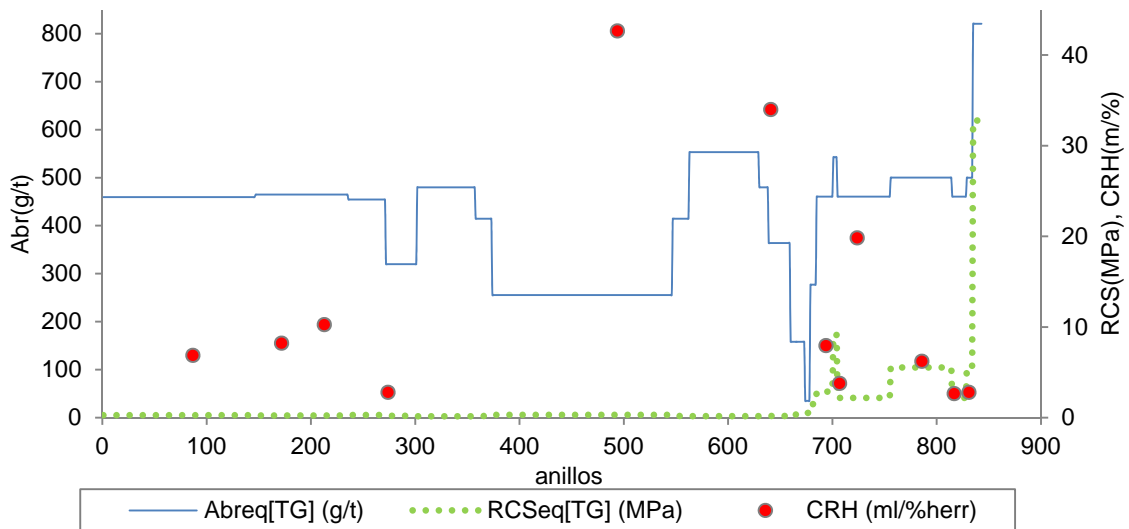


Figura 10.29: Abreq[TG] vs RCSeq[TG] vs CRH en UP5

En *UP5* el menor valor de *CRH* se detecta una vez más coincidiendo con cambios violentos y alternos de abrasividad en las cercanías del anillo 700 y se salda con el recambio de la totalidad de los rastreles. En ese régimen más estable del tramo final (perforado en granito y granodiorita) se cambiaron mayores porcentajes de discos.

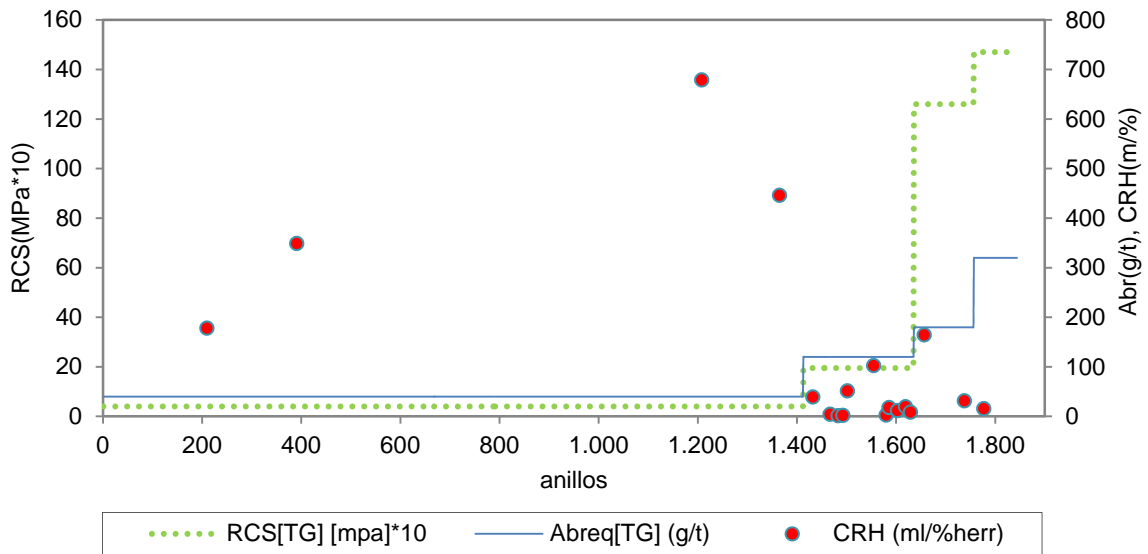


Figura 10.30: Abreq[TG], RCSeq[TG] y CRH en UP6

Tras un tramo homogéneo, el material perforado aumenta su abrasividad a partir del anillo 1410, aproximadamente, dónde se cambia de material plioceno a una mezcla de materiales paleozoicos (cornubianitas, caliza y pizarras). Los índices de consumo CRH acusan también este cambio del material con una caída relevante, sobre todo en el segundo TG asociado a una geología muy heterogénea de origen paleozoico interceptada entre los materiales pliocenos y los miocenos que se hallarían después. No puede afirmarse que los menores índices de consumo en TG2 reflejen altos valores de abrasividad (se observa que los valores de abrasividad se sitúan en ligeramente abrasivos) sino que la característica fundamental en este TG es la presencia de frentes heterogéneos, inestables y blandos donde se encontraron bolos decimétricos erráticos de calizas, pizarras o cornubianitas. En TRDC 16 (anillo 1650 aprox.) la máquina encuentra material mioceno lo que repercute en los consumos con índices que aumentan tenuemente en TRDC 16 y 17, finalmente en el último TRDC (el TRDC 18) el índice de consumo relativo disminuye con la intercepción de granodioritas.

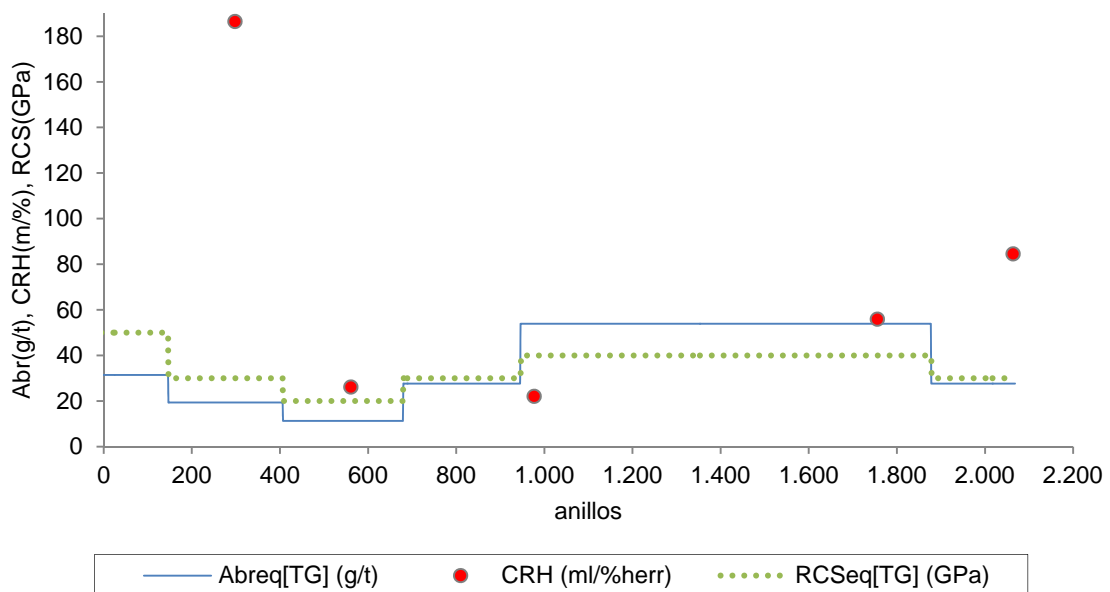


Figura 10.31: Abreq[TG], RCSeq[TG] y CRH en UP7

Se observa en esta gráfica que el consumo es muy pequeño, comparado con el resto de UP. También lo son los rangos de valores de abrasividad que resultan como mucho no muy abrasivos en la escala de abrasividad LCPC.

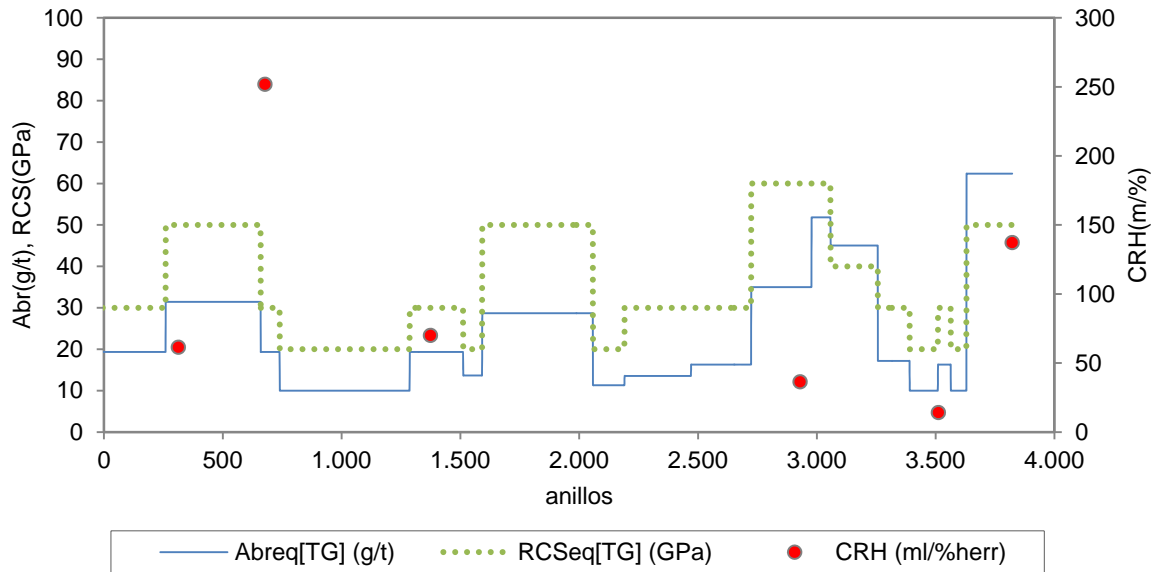


Figura 10.32: Abreq[GT], RCSeq[GT] y CRH en UP9

En UP9 la abrasividad en TG se queda en valores de no abrasivo según la escala LCPC y por tanto al igual que en UP7 no parece que sea muy influyente en las variaciones de empuje y penetración. Se observan TG correspondientes a secciones homogéneas de material QI2 (material que dio valores casi nulos de abrasividad en los ensayos LCPC).

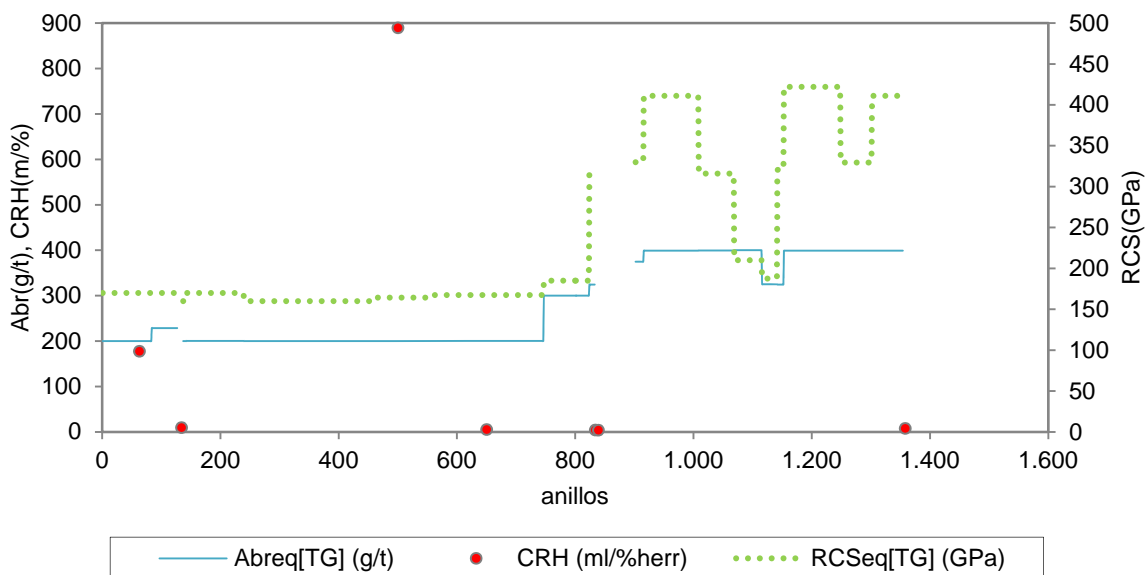


Figura 10.33: Abreq[GT], RCSeq[GT] y CRH en EI

El se caracteriza por dos situaciones geotécnicas muy diferentes, la curva de la figura 10.33 muestra esta característica a través de la variación de la abrasividad de las secciones mixtas atravesadas en primera etapa por materiales cuaternarios y luego del tramo a cielo abierto de la estación intercambiador y los rellenos entre los anillos 830 y 920, una segunda etapa de

materiales miocenos. Esta segunda etapa ofrece valores de RCS y abrasividad más dispersos que no parecen influir en los índices de consumo registrados.

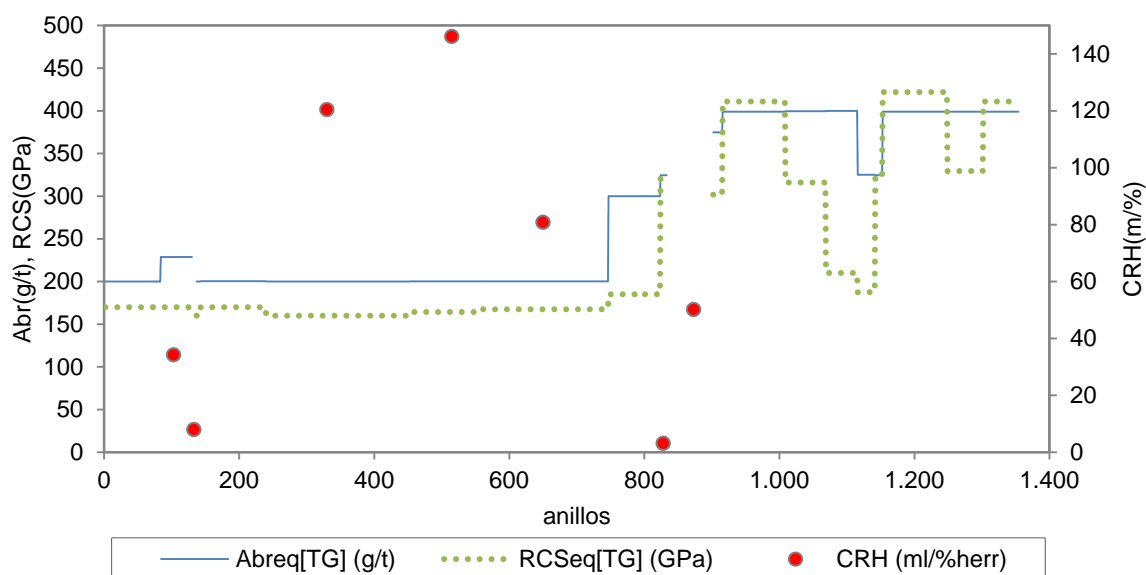


Figura 10.34: Abreq[TG], RCS[TG] y CRH en EII

El segundo tubo del proyecto de Terrassa, *EII*, atravesó una geología idéntica a la de *EI*. El punto de cambio entre materiales cuaternarios y miocenos tiene lugar en el anillo 750 luego del cual se registra el *CRH* más alto (en el anillo 828). En el último tramo (entre anillos 850 y hasta finalizar la UP) no se tuvieron datos de los registros de consumo.

10.4.2 Correlación entre propiedades geotécnicas y consumos relativos

Las propiedades geotécnicas se correlacionan con los consumos relativos según la siguiente matriz. Se ha escogido trabajar con los consumos relativos de herramientas *CRH* debido a que los mismos están bien definidos en *TRDC* y porque permite establecer comparaciones de consumos entre herramientas de máquinas con distintos diseños de rueda de corte.

Tablas 10.8: Matriz de Correlación entre *CRH* y propiedades geotécnicas en *TRDC*.

Categoría de herramientas	<i>Abreq[TRDC]</i>		<i>AbrxFI_Abr[TRDC]</i>		<i>RCSeg[TRDC]</i>		<i>RCSxFI_RCS[TRDC]</i>	
D	0,27	Log.	0,26	Log.	0,15	Log.	0,17	Pot.
P	0,39	Pot.	0,4	Pot.	0,013	Pot.	0,01	Pot.
R	0,07	Exp.	0,04	Pot.	0,01	Pot.	0,01	Pot.
PC	0,11	Log.	0,12	Log.	0,07	Log.	0,02	Pot.
PR	0,35	Pot.	0,37	Pot.	-		0,16	Pot.
H	0,29	Pot.	0,3	Pot.	0,17	Pot.	0,17	Pot.

(-) indica que no hay datos suficientes para hacer una correlación

La matriz con valores agregados presentada en la tabla 10.8 no parece indicar que exista relación bien determinada entre las variables geotécnicas promediadas en *TRDC* y los *CRH*. La consideración de la variabilidad en sección transversal por medio del factor de impacto no modifica esta conclusión.

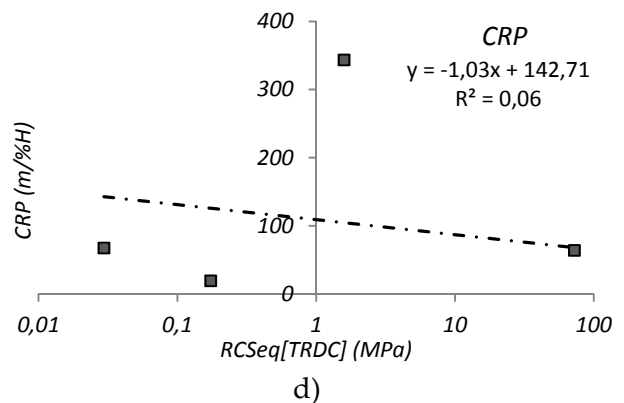
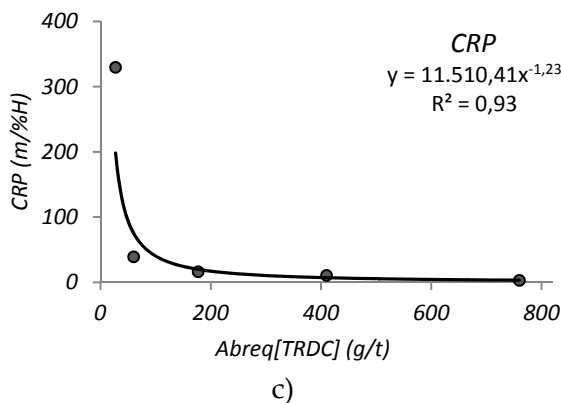
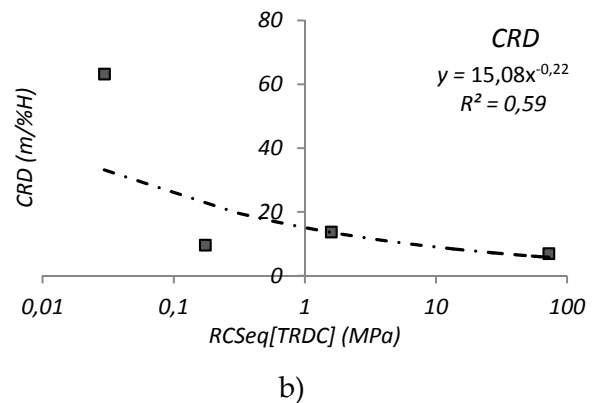
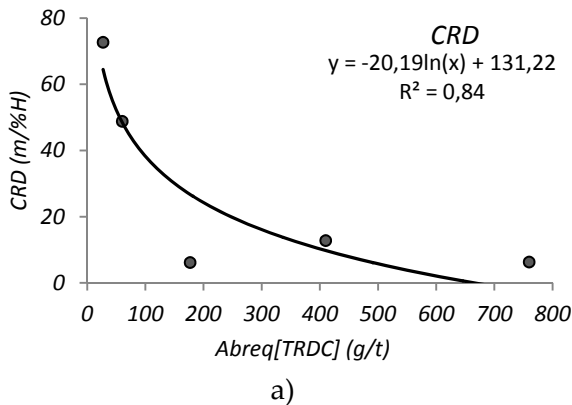
Sin embargo, si se promedian los datos geotécnicos en *TRDC*, de acuerdo a la escala de valores que dictan las recomendaciones, como son la escala de Abrasividad del ensayo *LCPC*, la escala de clasificación de suelos y rocas en función de *RCS* empleada en el capítulo 8 (véase sección 8.3.5 -Geological Society of London, 1977) se obtiene la siguiente tabla de correlación, la que se complementa con las siguientes gráficas donde se muestran las líneas de tendencia para cada categoría de herramientas y para herramientas en general:

Tabla 10.9: Matriz de Correlación valores medios de propiedades geotécnicas en *TRDC* vs *CRH*

Categoría de herramientas	<i>Abreq</i> [<i>TRDC</i>]		<i>RCSeq</i> [<i>TRDC</i>]	
D	0,84	Log	0,6	Potencial
P	0,93	Potencial	0,06	Lineal
R	0,01	Exponencial	0,02	Lineal
PC	-			
PR	-			
H	0,80	Potencial	0,94	exponencial

(-) indica que no hay datos suficientes para hacer una correlación

Se recuerda aquí la notación definida para el índice de consumo relativo *CR* para cada categoría de herramienta (véase cap. 8 sección 8.4.8): *CRD* para discos, *CRP* para picas, *CRR* para rastreles, *CRPC* para picas cónicas, *CRPR* para picas radiales.



10 Análisis conjunto de las tramificaciones geotécnica y de mantenimiento

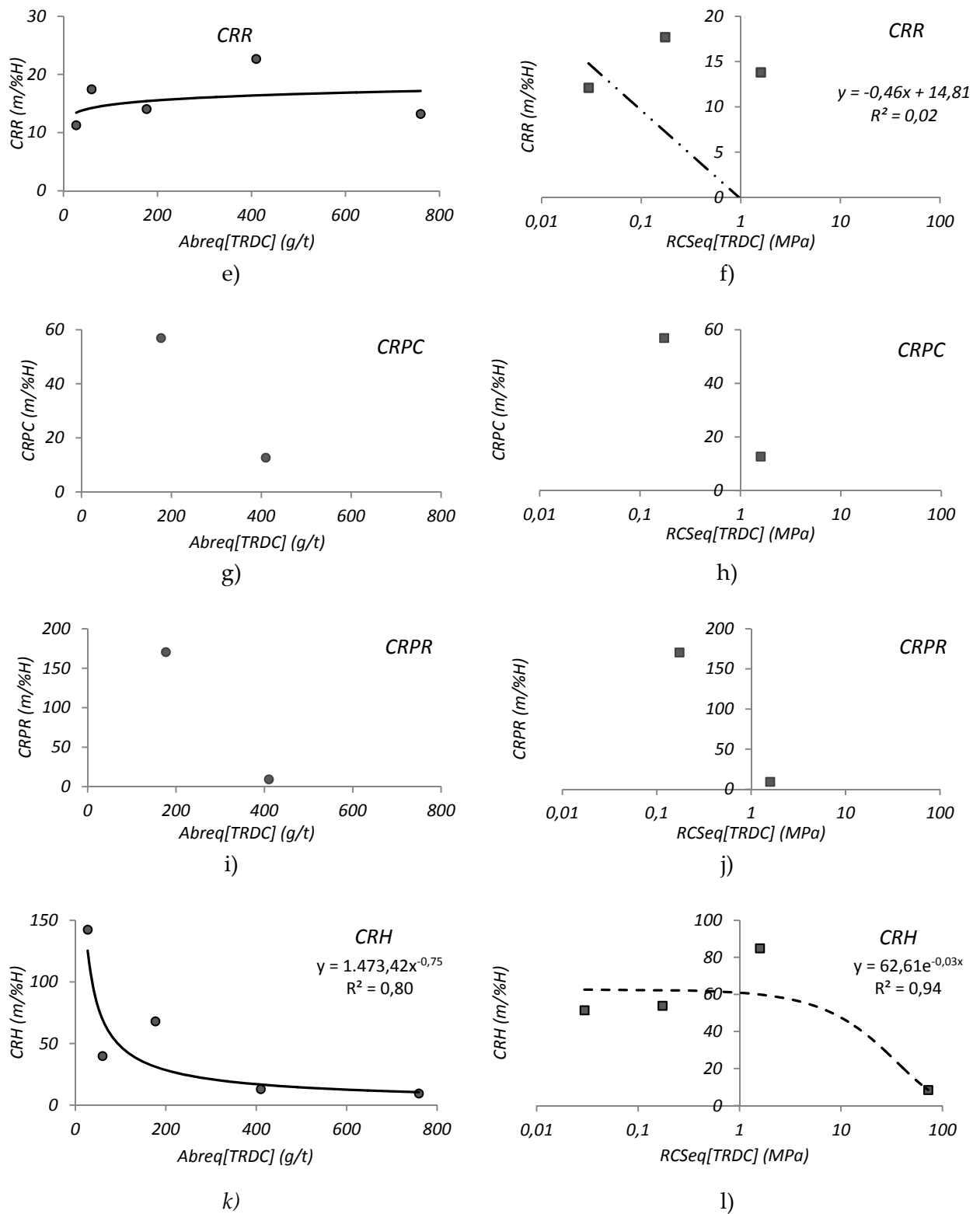


Figura 10.35: Relación en TRDC de CRH frente a Abreq y RCSeq, para cada categoría de herramienta.

Las correlaciones entre propiedades geotécnicas y consumos relativos *CRH* trabajadas según estos criterios son mucho mejores que las expuestas al comienzo de la sección 10.4.2 en la tabla 10.8. A partir de las figuras 10.35 se puede ver una relación afín del índice de consumo *CRP* frente a Abrasividad y del *CRD* frente a RCS.

En lo que respecta a los rastreles, no se ha observado buena correlación de su consumo frente a las propiedades geotécnicas a este nivel general, sin embargo, en la UP que mayor consumo relativo de rastreles *CRR* hubo (véase tabla 8.32) que fue *UP3* ($CRR = 2,24\text{m}/\%\text{h}$) y con baja dispersión ($CV = 0,4$), es donde mejor se correlacionan con propiedades geotécnicas. A su vez, esta UP fue la más representativa de secciones heterogéneas transversalmente con predominio de 3 materiales en cada frente mixto y, por lo tanto, en la que tuvo buen protagonismo el *FI*, después de *UP2* pero con menor dispersión que *UP2* ($CV_{FI_Abr} / RCS = 0,2 / 0,05$) (véase sección 8.3).

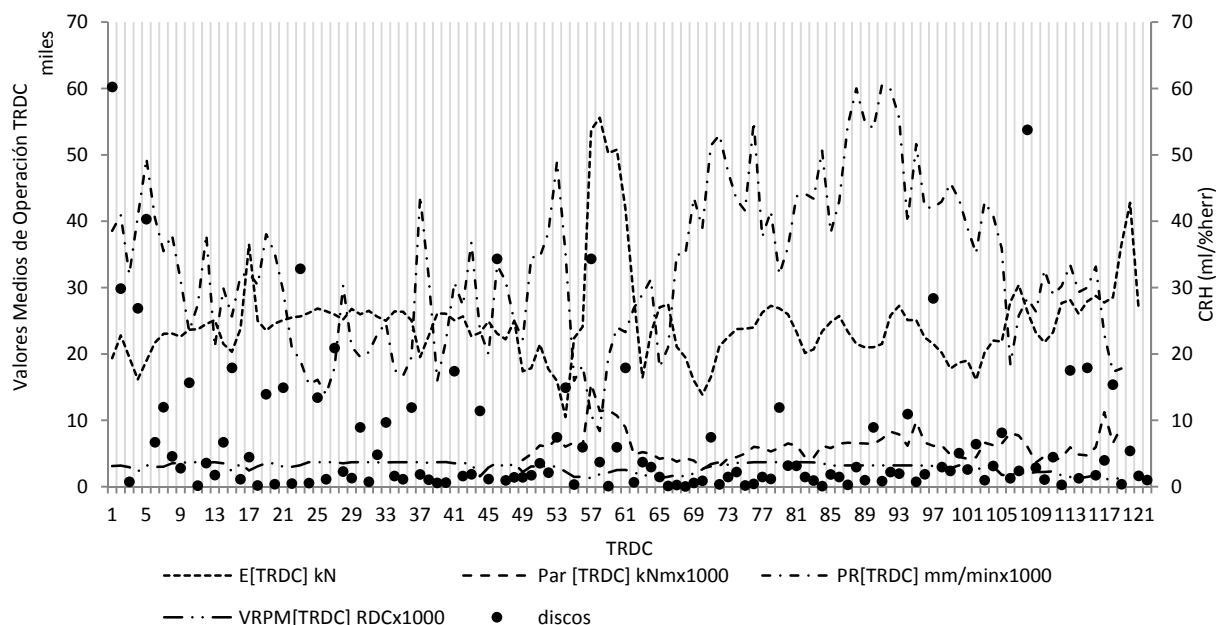
En definitiva, se puede admitir que la dispersión en los datos de cualquiera de las propiedades geotécnicas asignadas a los *TRDC* no favorece la nitidez de las correlaciones frente a los consumos. Además, los factores de impacto sólo son influyentes en los consumos si los materiales más abrasivos o los más resistentes no se encuentran en *TG* homogéneos para los que los *FI* (respectivamente de *Abr* y *RCS*) son mínimos (igual a 1).

10.4.3 Perfiles de operación y consumo de herramientas

En general, la variación de los parámetros de operación medios en cada *TRDC* no presenta una relación clara con la intensidad del mantenimiento en las UP analizadas. A modo de ejemplo se muestra los valores de operación registrados únicamente en los tramos de mantenimiento de la *UP1*.

Sin embargo, estudiamos más adelante de esta sección los casos de *UP7* y *UP9* porque en ellas se avistaron ciertas particularidades que se comentan a continuación. Para ello se presenta en forma gráfica el valor medio en sus tramos de los parámetros de operación más relevantes, así como una medida de la variabilidad de los mismos (el coeficiente de variación). El número de orden de cada *TRDC* se representa en el eje de las abscisas mientras que en el eje de ordenadas secundario se representa el índice de consumo *CRH* (recuérdese que valores mayores de este índice representan menores consumos).

El siguiente es el ejemplo de *UP1*:



10 Análisis conjunto de las tramificaciones geotécnica y de mantenimiento

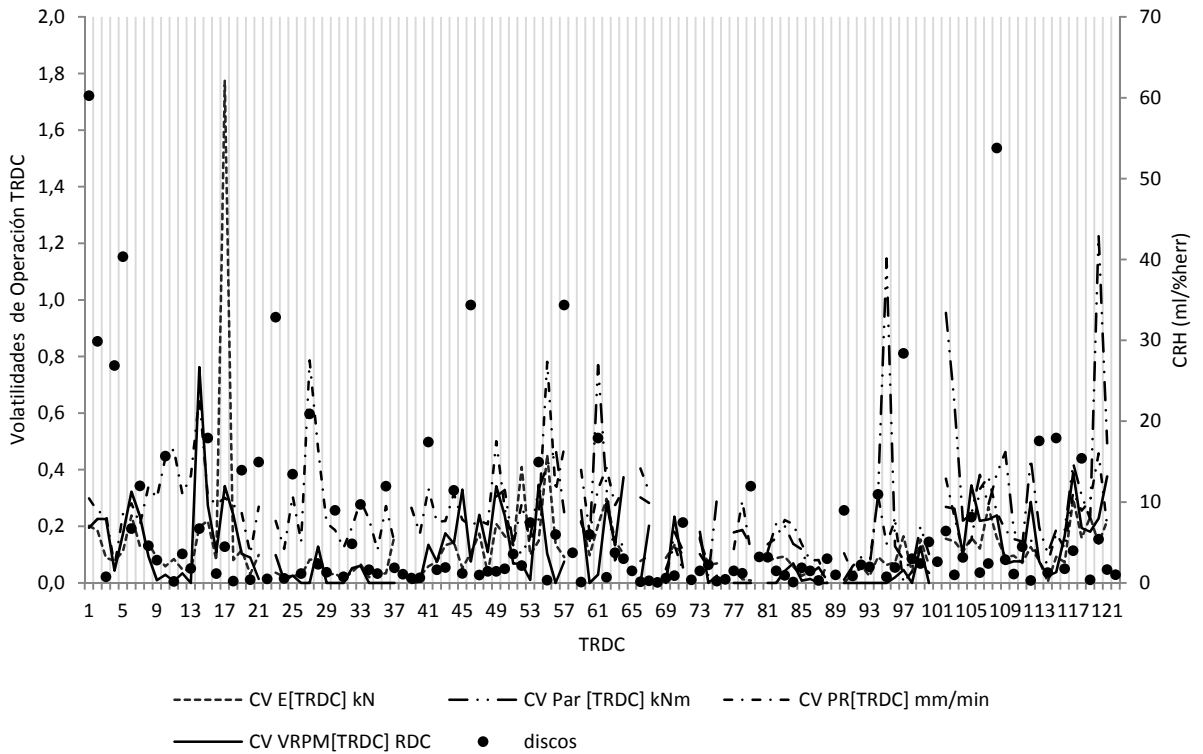


Figura 10.36: Evolución de parámetros de operación en TRDC para UP1

En UP1 los valores de consumo no presentan relación clara con el curso de las variables de operación excepto en los TRDC 59 y 68 donde coinciden muy bajos índices de consumos CRH cercanos a cambios bruscos de empuje y avance neto. En esta UP dominan los índices de consumos bajos pero también muy frecuentes. En conjunto, como ya se advirtiera en la sección 8.4.4, la intensidad de consumo es alta.

En UP7 el gráfico de evolución de la operación frente a los consumos relativos es el siguiente:

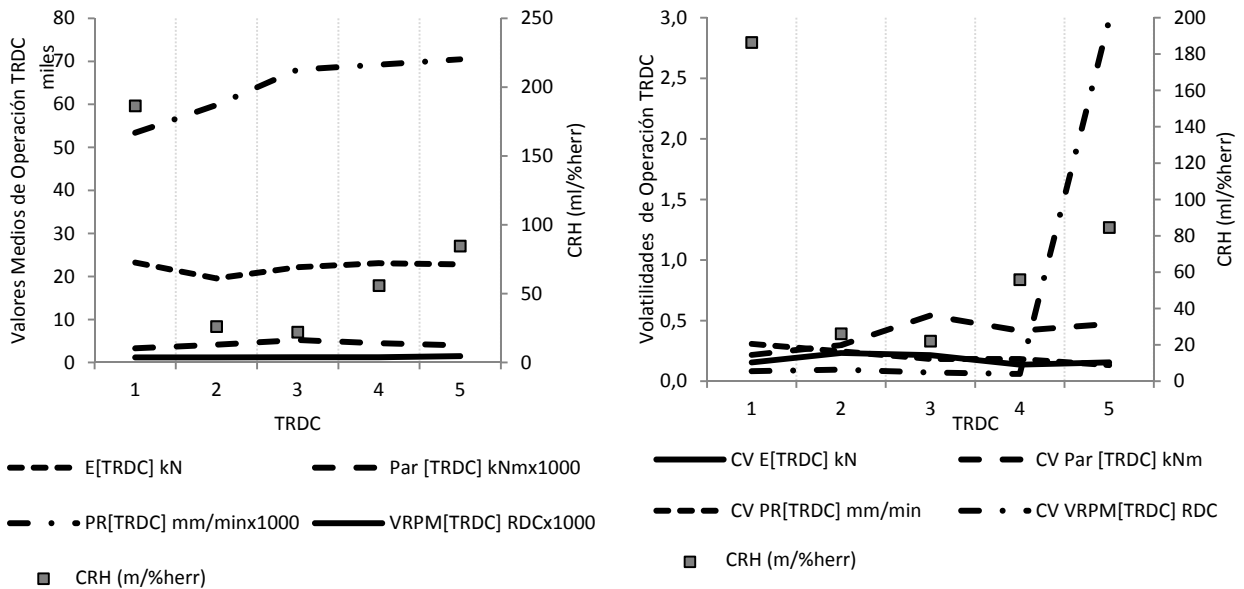


Figura 10.37: Evolución de parámetros de operación en TRDC para UP7

En UP7 se consiguieron muy buenos valores de PR con poco esfuerzo E, y bajos consumos de herramientas (representados por altos valores del índice CRH), tal como indican las curvas en

TRDC. Sin embargo se tuvo especial cuidado en recambiar rastreles, cuyos consumos son los únicos elevados.

Frente a esta última observación se encuentran tres posibles explicaciones:

- La primera interpreta un trabajo preponderante de los rastreles respecto del resto de las herramientas y por lo tanto un alto consumo de los mismos, debido a la gran cantidad de material a extraer que es excavado con gran velocidad (recordemos que *PR* es alta con valores que rondan los 60mm/min) y el material excavado es blando (*Q12/Q13*). Esto sugiere que los rastreles son importantes a la hora de evacuar material a fin de no afectar la velocidad *PR* de avance.
- Una segunda explicación puede hallarse si se considera que los materiales excavados son muy blandos y poco abrasivos con lo que cualquier consumo elevado de las herramientas puede deberse a un criterio de desgaste arbitrario, en este caso, ha resultado en recambios innecesario de los rastreles.
- La tercer posible interpretación es que los rastreles trabajaron más de lo previsto por el diseño de la máquina, según lo cual probablemente con más rastreles iniciales, tal vez el reparto de trabajo entre ellos habría resultado en menor consumo, de lo que se deduciría que el diseño de la rueda tenía insuficientes rastreles.

La curva de volatilidades indica valores muy homogéneos de las variables. Únicamente en la variable *VRPM* se registra un salto importante del valor que se acusa en la curva entre los *TRDC4* y *TRDC5*. Según el conjunto de datos registrados, este salto refleja un incidente aislado situado en el pk 1380, durante la instalación del anillo 1950 aproximadamente, que no coincide con una parada de la máquina ni un cambio de la geología, de repente *PR* que venía dando registros en 75mm/min cae a 1mm/min, como si se tratara de una parada de la máquina, sin embargo *E* y *PM* acusan valores habituales a los que venían registrando hasta entonces, y las *VRPM* saltan de registros en 1,20 a 75rpm como si la máquina en funcionamiento hubiera dejado de tener contacto con el frente de excavación en pleno funcionamiento y al ver que inmediatamente pasado ese valor todos los valores continúan sus registros habituales muy probablemente esto ocurrió en un frente autoestable.

Se ha representado en la siguiente figura el índice de consumo relativo de herramientas frente a la energía específica evaluada por anillos de dovela para UP7.

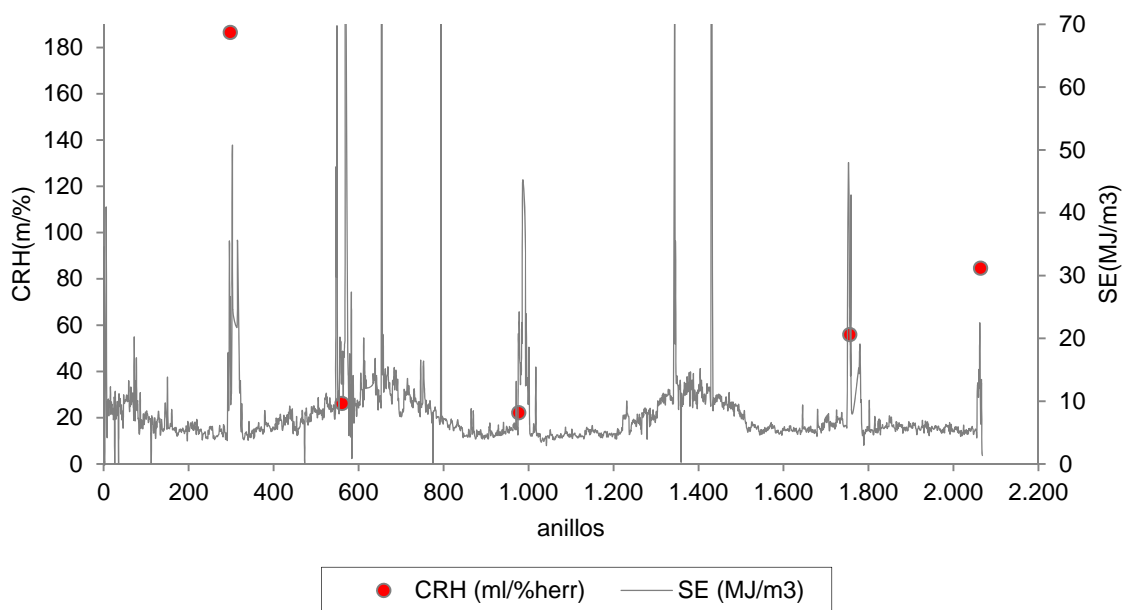


Figura 10.38: Evolución de parámetros de operación en TRDC para UP7

En esta figura se avista una relación entre los picos de *SE* y los puntos de parada por recambio de las herramientas que se comentaron ya en el capítulo 8. Se ha observado que todos los recambios de herramientas estaban precedidos de un aumento ligero de *SE*, lo que significa una pérdida de eficiencia en la excavación, de modo que podría interpretarse que la pérdida de eficiencia en la excavación fuese como una señal del desgaste en las herramientas de la RDC para los técnicos que pilotaron esta máquina. Por otra parte, obviamente los picos de *SE* más pronunciados e inmediatamente anteriores y posteriores al punto de recambio de herramientas tienen su origen en el registro de la inminente parada/arranque de la máquina.

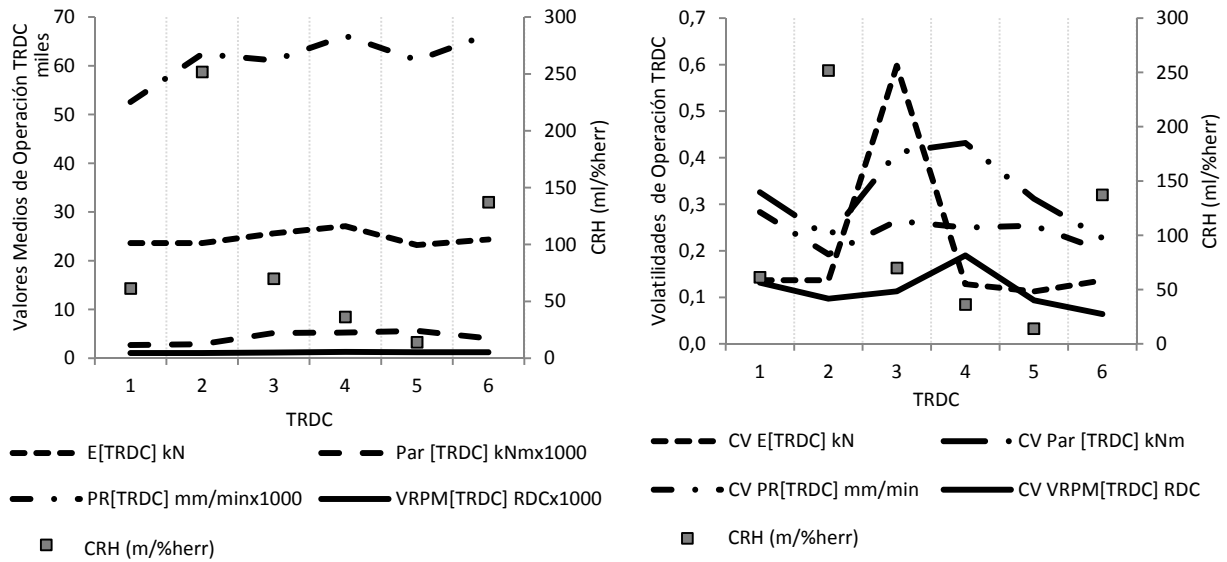


Figura 10.39: Evolución de parámetros de operación en TRDC para UP9

En materiales semejantes se repite el fenómeno observado en *UP7*, es decir, para altos valores de *PR* se dan altos consumos de rastreles. En cuanto a las volatilidades, *E* sufre dispersión importante en sus valores, en relación a las demás variables que presentan dispersiones menos pronunciadas. Una vez más, cada registro de recambio de herramientas coincide con aumentos leves previos de *SE*.

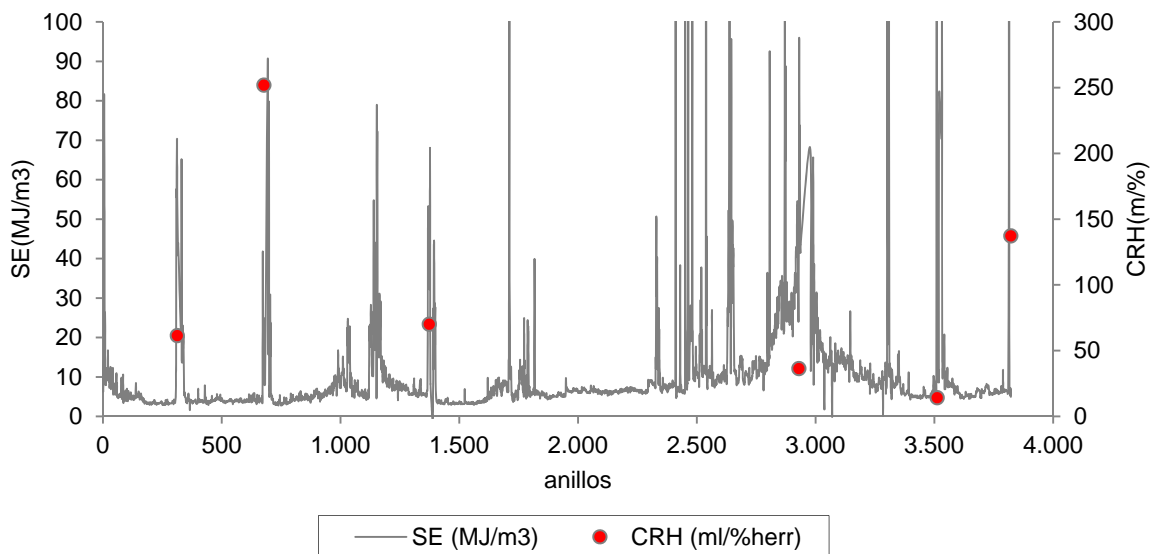


Figura 10.40: Evolución de parámetros de operación en TRDC para UP9

Este fenómeno se ha observado únicamente para suelos blandos y no abrasivos como son los casos de *UP7* y *9*, en los que se han registrado episodios de desgaste no severo pero por lo visto suficiente como para hacer caer la eficiencia de la excavación.

10.4.4 Relación entre parámetros de operación y geotécnicos en tramos de mantenimiento

A diferencia de la sección 10.2.3 en la que los parámetros de operación se analizan en la tramificación *TG* y por lo tanto se relacionan directamente con las propiedades geotécnicas definidas en *TG*, en esta sección se propone un planteamiento similar pero desde una perspectiva en *TRDC*.

Y dado que la tramificación *TRDC* por mantenimiento de la rueda de corte está directamente relacionada con el desgaste de las herramientas y por lo tanto con la abrasividad del medio que se excava, el enfoque se acentúa en la abrasividad en *TRDC* como la propiedad geotécnica a relacionar con los parámetros de operación a diferencia de la sección anterior (10.2.3) en la que la propiedad geotécnica destacada fue la resistencia a la compresión simple en *TG*.

En un primer análisis se propone representar la relación entre la abrasividad en sus dos valoraciones (*Abreq[TRDC]* y *FI_AbrAbr[TRDC]*) y la penetración media observada en cada *TRDC*. Después se representa la relación de los empujes bruto y neto por herramienta *Fn bruto/neto [TRDC]* versus los valores de *Abreq[TRDC]*.

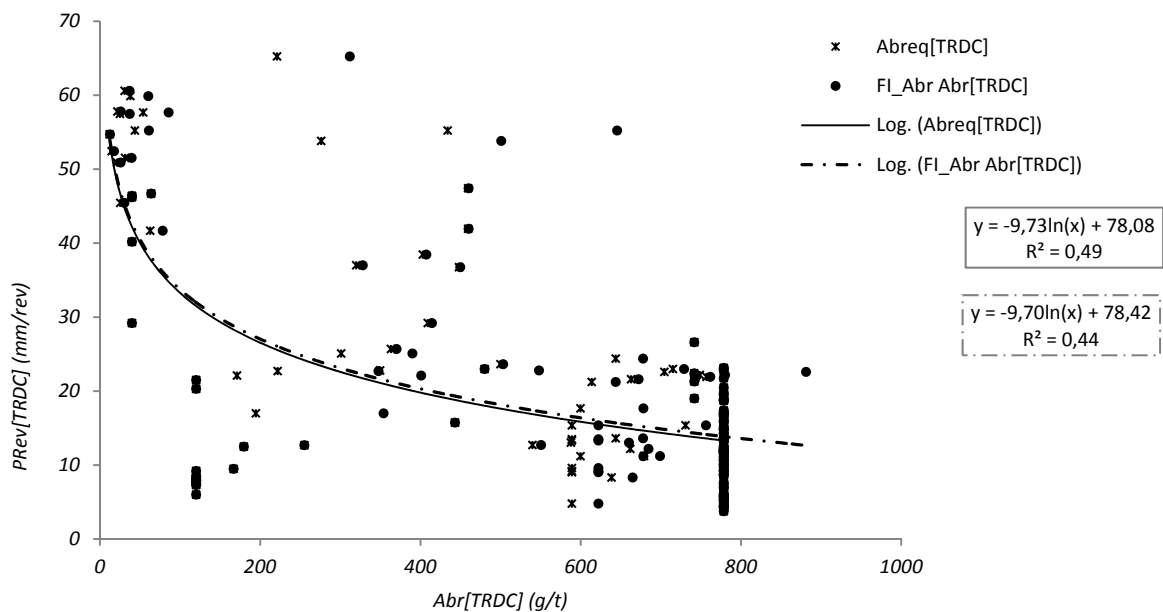


Figura 10.41: Relación entre *PRev[TRDC]* vs *Abreq[TRDC]* y *FI_AbrAbr[TRDC]*.

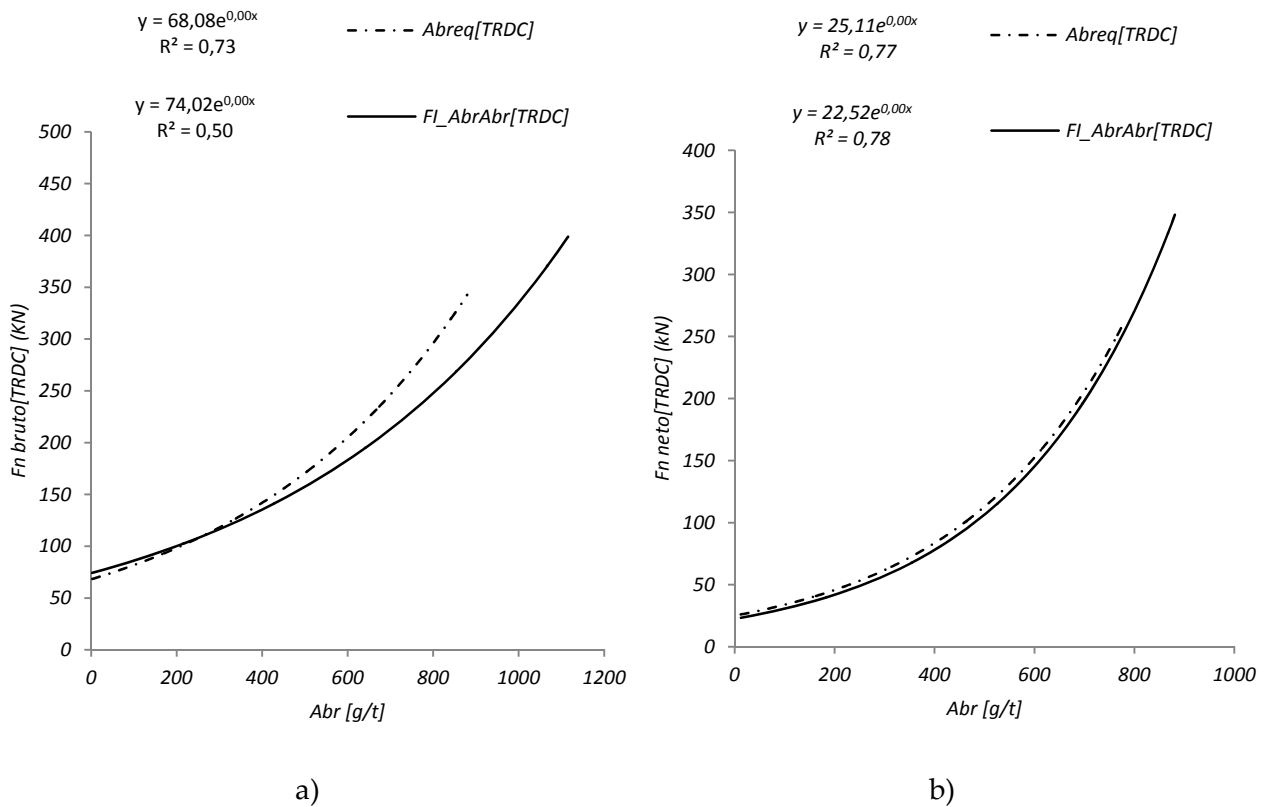


Figura 10.42: Relación entre Abreq[TRDC] y FI_AbrAbr[TRDC] vs a) Fn bruto[TRDC], b) Fn neto[TRDC]

En la figura 10.41 se observa una cierta correlación apenas mejorada cuando se emplea la abrasividad penalizada frente a la penetración; sin embargo, aunque la dispersión es notable, se puede advertir que el rango de los valores de penetración se reduce y su valor medio disminuye al aumentar la abrasividad del tramo. Lo contrario ocurre con el empuje bruto /neto por herramienta en TRDC, como se ve en la figura 10.42 en la que se representan los cuatro casos que se dan de combinar empuje bruto y neto frente a abrasividad equivalente y penalizada. De todos ellos la mejor correlación se halla entre empuje por herramienta neto *Fn neto* y abrasividad penalizada por factor de impacto *FI_AbrAbr*, con función de tipo exponencial.

En un siguiente análisis más complejo se representa la relación entre el empuje por herramienta y la penetración *Prev[TRDC]* agrupando los valores por rangos de abrasividad penalizada por el factor de impacto del tramo correspondiente. Dichos rangos concuerdan con la escala cualitativa de abrasividad del ensayo LCPC. En vista de las dos gráficas anteriores (10.41 y 10.42), se escoge trabajar con *Fn neto[TRDC]*.

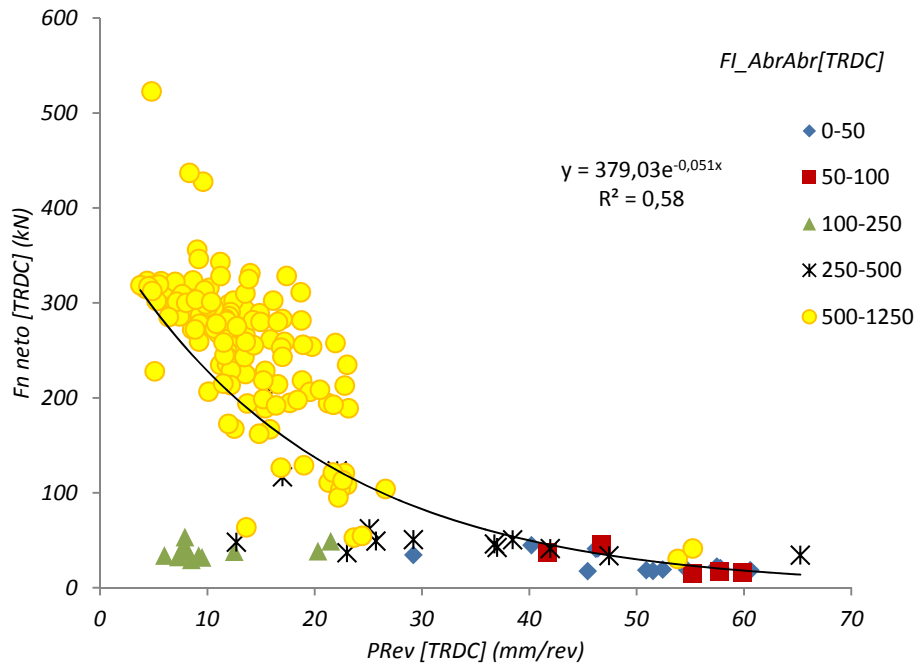


Figura 10.43: Relación entre F_n neto[TRDC] vs P_{Rev} [TRDC] según FI_{AbrAbr} [TRDC].

La correlación obtenida entre F_n vs P_{Rev} en función de la escala de abrasividades es baja si bien es aceptable $R^2=0,6$ y es de tipo exponencial. Podría interpretarse que se refleja la mala relación hallada entre abrasividad y penetración mostrada en la figura 10.41.

A efectos de visualizar mejor la relación F_n vs P_{Rev} para cada rango de abrasividad en máquinas que portan conjuntamente distintas categorías de herramientas se han suprimido en la figura siguiente los datos de *UP1* ya que sólo contiene discos. Lo que se observa es la nube de puntos F_n vs P_{Rev} distinguiendo los rangos de abrasividad que atravesaron las distintas máquinas que contenían discos, picas y rastreles trabajando en conjunto en su RDC ó en el caso de los proyectos *EI* y *EII* diversas clases de picas. Dado que no se tiene datos de empuje neto para estos dos últimos proyectos (*EI* y *EII*) se trabaja en términos de F_n bruto, en consecuencia y dada la mejor correlación mostrada en la figura 10.42 se escoge la abrasividad equivalente para continuar el análisis.

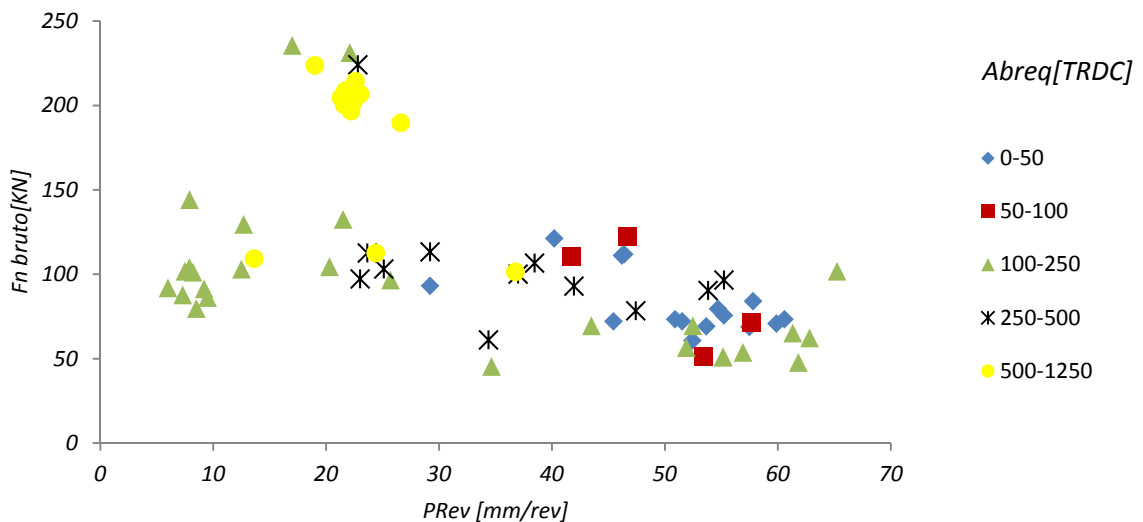


Figura 10.44: Relación entre F_n bruto[TRDC] vs P_{Rev} [TRDC] vs $Abreq$ [TRDC], para *UP2* a *UP9* y *EI*, *EII*.

A la vista de las gráficas anteriores se observa lo siguiente:

- Para materiales “no abrasivos” con valores de abrasividad entre 0 y 50g/t la penetración $P_{Rev}[TRDC]$ alcanza valores altos que rondan los 60mm/rev para valores muy bajos de F_n que no sobrepasan los 100kN.
- Para materiales “no muy abrasivos”, con valores que van de 50 a 100g/t los valores de $P_{Rev}[TRDC]$ alcanzados son ligeramente menores a los anteriores y se logran con valores de F_n mayores también.
- Para materiales “ligeramente abrasivos” con abrasividad entre 100 y 250g/t, se detecta una cierta dispersión abarcando valores de penetración de 5 a 70mm/rev. Su influencia mayoritaria es el tramo de EI en material cuaternario ($Abr = 200g/t$) durante el cual, los parámetros de operación fueron muy inestables. Para los $TRDC$ con estos materiales se han conseguido bajos valores de $P_{Rev}[TRDC]$, del orden de 10mm/rev mientras los valores de F_n bruto $[TRDC]$ se mantuvieron rondando los 100kN, esta situación da la idea de que aun pudiendo aumentar el empuje para mejorar la penetración, no se hizo¹. En síntesis, es de destacar la influencia que puede tener en la gestión de una obra, la presencia de materiales mezclados y secciones heterogéneas de muy difícil caracterización geotécnica.
- Para materiales “abrasivos” con rango de valores entre 250 y 500g/t, se aplicaron empujes brutos de más de 220 kN/herr en algún caso para penetrar tan solo 22mm/rev. Luego los valores de P_{Rev} son bastante dispersos frente a valores de F_n bruto $[TRDC]$ que ronda los 100kN/herr.
- Para materiales muy abrasivos con rango de valores entre 500 y 1250g/t se observan penetraciones en un rango amplio que va desde 13mm/rev a 40mm/rev en todos los casos los valores de F_n bruto rondan los 200kN/herr.

En definitiva hay una clara tendencia de la penetración a disminuir con el aumento de la abrasividad a iguales valores de empuje por herramienta.

La demanda de empuje es mayor para mantener la penetración constante en materiales más abrasivos y del mismo modo en materiales no muy abrasivos pero dónde las secciones son heterogéneas.

La figura 10.45 muestra la relación F_n bruto vs P_{Rev} para valores de abrasividad Ab_{req} en términos de diámetros de los túneles a los que pertenecen los registros, los datos de UP 1 a 6

¹ Por ejemplo, con estos valores se atravesó en $UP6$ una zona de materiales muy heterogéneos en cuanto a su origen, se trata de calizas+pizarras+dolomías+cornubianitas pigalladas, aún más, dentro de la tipología de calizas se hallaron calizas masivas, nodulosas y versicolor. Si bien todos estos materiales no tienen valores altos de Abrasividad como se describe en el capítulo 7, parece ser que al atravesarlos, se trabajó con mucha precaución sin presionar demasiado dado el grado de incertidumbre que se tenía. Este último comentario fue expresado por el equipo de geólogos consultados a pie de obra por la autora de esta tesis, además frente a dicha incertidumbre se llevaron a cabo nuevas campañas geotécnicas complementarias durante la marcha de los trabajos.

proviene de túneles de 11,9m de diámetro, los de *UP 7* y *9* de túneles con diámetro igual a 9,4m y los datos de *EI* y *EII* de túneles con diámetro 6,9m

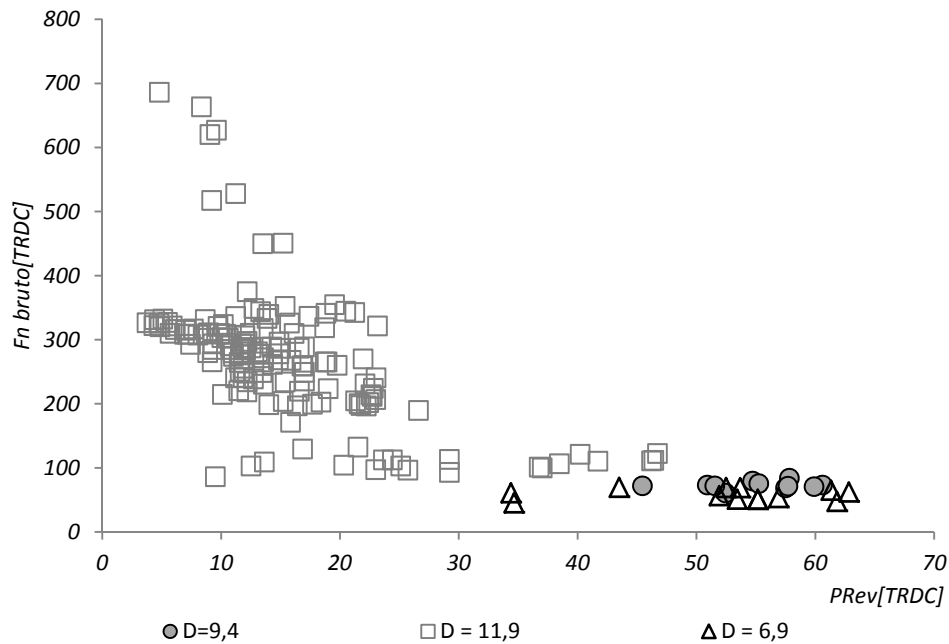


Figura 10.45: Relación entre F_n bruto[TRDC] vs P_{Rev} [TRDC], para distintos diámetros de TBM.

Los datos provenientes de los túneles de menor diámetro (con contorno triangular) corresponden al proyecto de Terrassa cuyo diámetro es menor (6,9m), entre esos puntos se hallan algunos valores de abrasividad entre 100 y 250g/t de abrasividad que son valores de abrasividad ligera para los cuales la penetración alcanza magnitudes considerables frente a los valores de empuje, fenómeno que no ocurre para las tuneladoras de mayor diámetro del proyecto L9 donde frente a valores similares de abrasividad los valores de P_{Rev} son menores para similares valores de F_n .

Los datos provenientes del túnel de diámetro intermedio (con contorno circular) se sitúan en similares valores de penetración que el anterior caso, pero para valores de empuje ligeramente superiores, el resto de datos, más abundantes ocupan la zona de las gráficas de menores penetraciones y empujes más importantes.

La siguiente gráfica 10.46 representa las mismas variables de la figura anterior pero destacando la distribución de los datos según provengan de la máquina que trabajó con discos únicamente, las máquinas que trabajaron con una rueda mixta compuesta por herramientas de corte tipo discos y picas y las máquinas que trabajaron sólo con picas.

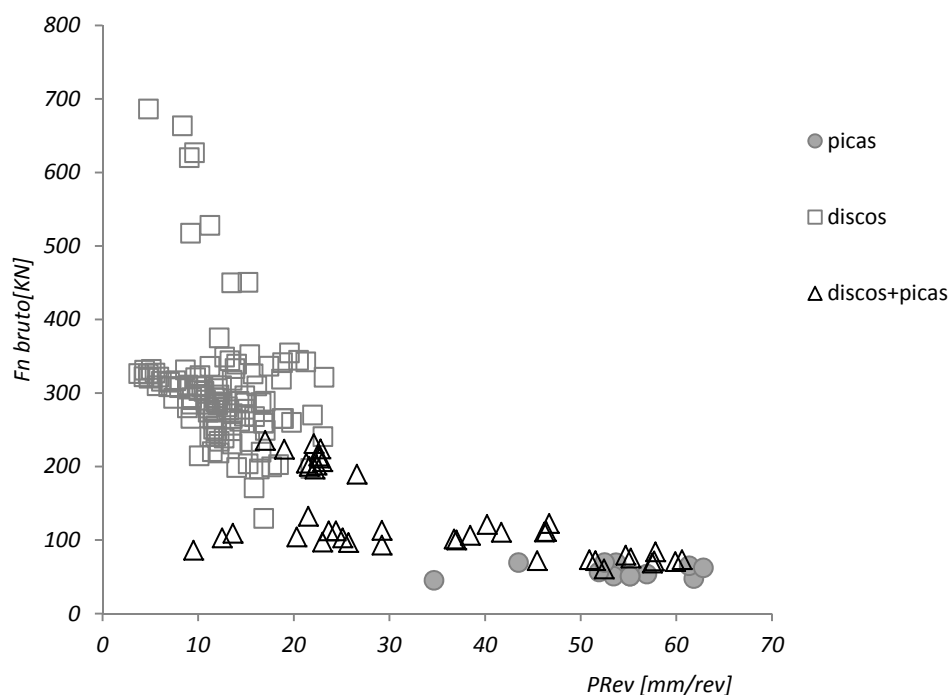


Figura 10.46: Relación entre F_n bruto[TRDC] vs P_{Rev} [TRDC] para distintas categorías de herramientas.

Las máquinas que trabajaron solo con picas también fueron las de menor diámetro de excavación (*EI* y *EII*), por lo que podría decirse que hay un solape de dos efectos que colaboran en alcanzar los altos valores de penetración observados incluso a pesar de atravesar algunos ambientes de abrasividad moderada.

La máquina que trabajó sólo con discos que es *UPI* ya encuentra su limitación en los valores de penetración en la propia geometría de la herramienta que, al tratarse de discos de 17" sólo pueden alcanzar como máximo valores de penetración iguales a la longitud (del orden de los 12 a 15cm) del aro del disco

La zona de transición entre el trabajo de una máquina dotada solo de discos y una dotada solo de picas lo cubren los puntos correspondientes a máquinas dotadas de ambas herramientas que consiguen mayores valores de penetración a medida que el rango de valores de abrasividad es menor.

10.5 Resumen

Las tramificaciones TG y TRDC se proponen como conceptos nuevos y útiles a la hora de trabajar en ambientes heterogéneos o mixtos y en suelos, en este capítulo se trabaja una metodología nueva de análisis adaptada a frentes de excavación heterogéneos.

Una vez que se ha obtenido propiedades geotécnicas representativas de las secciones mixtas que caracterizan los distintos TG, se han relacionado con los parámetros de operación obteniendo correlaciones semejantes a las ya publicadas en la literatura para el caso de excavaciones en rocas.

La posibilidad de pronosticar valores de penetración P_{Rev} en base a los datos geológicos y de diseño de la máquina tuneladora tal como se ha propuesto en la sección 10.2.3 del presente capítulo abre la puerta a un primer paso en el desarrollo de una metodología completa de predicción de rendimientos aplicable a suelos y frentes mixtos de excavación. Es evidente que las predicciones obtenidas con la metodología aquí expuesta no pretenden dar un valor único o

de tipo determinístico de la variable pronosticada sino un rango de valores más probables con escenarios optimistas, medios y pesimistas que servirían como punto de partida y se deberían ir ajustando y calibrando durante el curso de las excavaciones para las que se hayan hecho tales pronósticos.

El desarrollo de una nueva metodología para la estimación de la penetración y por lo tanto de la velocidad de avance de una excavación mecanizada en suelos ha permitido apreciar la importancia de considerar el empuje bruto y no el neto para hacer estimaciones de este tipo cuando las excavaciones se llevan a cabo mediante máquinas del tipo EPB. En definitiva, en la sección 10.2.3 se ve claro que subestimar la componente de empuje por sostenimiento del frente es un error.

En la sección 10.4.3 se ha visto cómo el concepto de energía específica SE , tal como se ha propuesto determinar en el capítulo 8, se propone aquí como una herramienta que permitiría advertir la pérdida paulatina de eficiencia de la excavación debido a fenómenos de desgaste de herramientas de corte siempre que el escenario geotécnico sea suelos semejantes a los interceptados en UP7 y 9.

Otro análisis de interés desarrollado en este capítulo es la influencia que ejercen las propiedades geotécnicas en los consumos de herramientas. Mediante la asignación de propiedades geotécnicas definidas en TG en el capítulo anterior a la tramificación TRDC se ha demostrado que existe repercusión de dichas propiedades en los consumos de herramientas, en este caso se ha trabajado con consumos relativos. Se ha analizado ese nivel de correlación frente a las distintas categorías de herramientas, hallando interpretación en cada caso a dichos niveles.

Vida útil de las herramientas

11.1 Introducción

El tiempo durante el cual una herramienta de corte está en funcionamiento o, en otras palabras, la cantidad de metros que puede recorrer con un nivel de trabajo aceptable resulta ser un parámetro de fundamental importancia a la hora de estimar el coste de mantenimiento de una máquina tuneladora. Bajo el nombre de Vida Útil este parámetro se cuantifica aquí en los proyectos objeto de estudio.

Se da, en primer lugar, una definición estricta de vida útil. Sin embargo, debido a que (a excepción de un caso) en la base de datos no se cuenta con el histórico de recambios de cada herramienta en particular, esta definición estricta no resulta aplicable. Se procede entonces a dar una definición aproximada que permite obtener un valor medio de vida útil, representativo de todas las herramientas para una determinada configuración de rueda de corte. El análisis se hace usando la tramificación de mantenimiento. Los TRDC constituyen entonces el nivel básico al que se realiza el análisis. Las estimaciones de vida útil así obtenidas se relacionan con varios parámetros geotécnicos y, en particular, con la abrasividad y la energía específica.

El capítulo concluye presentando un procedimiento aproximado para estimación de la penetración aplicable para túneles suelo y rocas blandas en condiciones heterogéneas a seguir, que sintetiza las relaciones resultantes de las investigaciones presentadas en esta tesis.

11.2 Recorrido de herramientas

Para determinar cuantos metros ha recorrido cada herramienta de la rueda de corte, se debe considerar la configuración de la rueda de corte. Cada vez que la cabeza de corte gira y da una vuelta, la herramienta habrá recorrido una circunferencia de longitud $2\pi r_i$ siendo "r_i" la distancia de la posición de la herramienta al centro de la cabeza de corte, tal como se esquematiza en la siguiente figura 11.1:

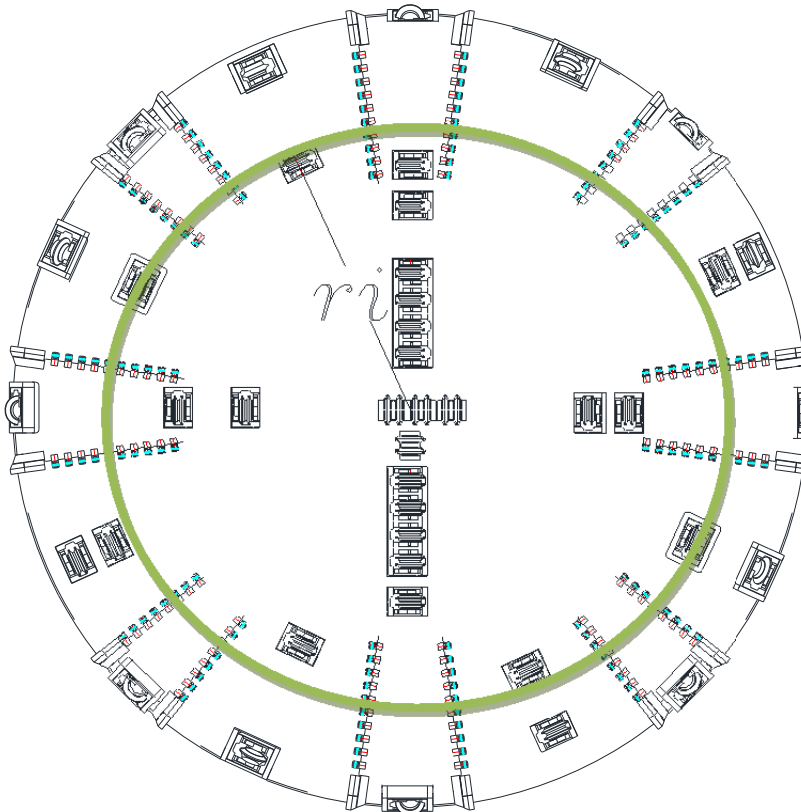


Figura 11.1: Circunferencia que describe la trayectoria de un disco al girar la cabeza de corte.

Evidentemente en cada revolución de la rueda las posiciones periféricas de los útiles de corte son las que recorren mayor longitud y al revés, las posiciones centrales que son las que menos recorren.

11.2.1 Herramienta individual

Si se considera un metro de avance de perforación, la cantidad de veces que la cabeza de corte gira viene dada por $1/P_{rev}$ (m/rev). Una expresión general para los metros recorridos mr por una herramienta cualquiera en posición "i" y una longitud de avance cualquiera "j" en función de P_{rev} por una parte y el valor de r_i es:

$$mr_{[i,j]} = \frac{L_j}{P_{rev_j}} a_i \quad (11.1)$$

Donde $mr_{i,j}$ es la longitud en [m] recorrida por una herramienta en posición "i" en un avance lineal "j", L_j es la longitud de avance lineal de la perforación, (m), P_{rev_j} es el valor medio para la longitud L_j de la velocidad de penetración (m/rev), a_i es la circunferencia descrita para el radio r_i (m).

Dicha expresión vincula la configuración de la cabeza de corte y el avance. A partir de esta expresión se pueden derivar otras cantidades, como el recorrido completo de una posición (independientemente de que se hayan realizado o no sustituciones de herramientas en tal posición) o los metros recorridos en cada TG o TRDC en cada posición o en una posición promedio.

Los datos de operación se han promediado para longitudes de perforación igual a la longitud que ocupa el ancho de una dovela de revestimiento, por lo tanto, el valor mínimo de avance L_j empleado en este trabajo es el ancho de un anillo de dovela de revestimiento L_d . En ese caso, PR_{vj} corresponde al valor promedio de velocidad de penetración en una dovela.

11.2.2 Categoría de herramientas

Lo normal es disponer sólo de información de mantenimiento por categoría de herramientas y no por posición. Se hace así necesario obtener recorridos medios para una cierta categoría de herramientas. Para determinarlos es menester identificar la ubicación de cada herramienta de una cierta categoría en la rueda de corte. Por ejemplo, la siguiente figura 11.2 ilustra la identificación de herramientas en la rueda de corte de la TBM utilizada para la UP1.

Si $a_{(1)}$ es la circunferencia que describe la posición 1 de una herramienta, luego:

$$a_{(1)} = 2\pi r_1$$

y, a su vez, $a_{(2)}$

$$a_{(2)} = 2\pi r_2$$

Y así sucesivamente,

$$a_{(i)} = 2\pi r_i$$

(11.2)

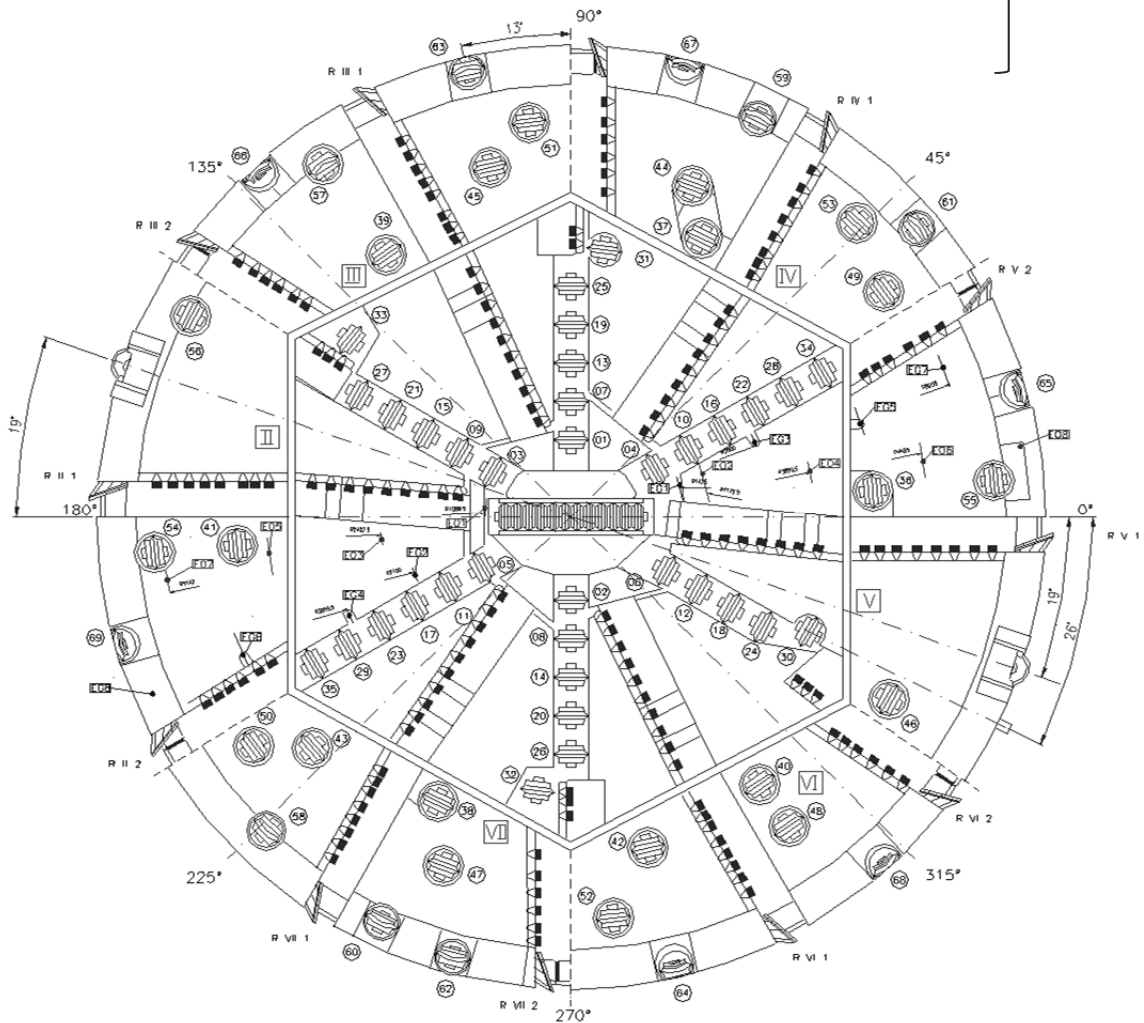


Figura 11.2: Configuración de la rueda de corte de la TBM que perforó UP1, posición de las herramientas numeradas.

En general, la circunferencia que describe una posición promedio de todas las herramientas \bar{H} cuando la rueda gira una vuelta completa viene dada por la siguiente expresión:

$$\bar{H} = \frac{a_{(1)}+a_{(2)}+\dots+a_{(i)}+\dots+a_{(H)}}{H} = \frac{\sum_{i=1}^H a_{(i)}}{H} \dots\dots\dots(11.3)$$

Donde H es el número de herramientas dispuestas en la rueda de corte.

El recorrido de la posición \bar{H} promedio se expresa a partir de la ecuación (11.1) y (11.3) como:

$$mr_{[\bar{H},j]} = \frac{L_j}{PRev_j} \left\{ \frac{a_{(1)}+a_{(2)}+\dots+a_{(h)}}{H} \right\} = \frac{L_j \bar{H}}{PRev_j} \dots\dots\dots(11.4)$$

Esta expresión se puede particularizar para alguna categoría específica de herramientas. P.e., para el caso de discos, la expresión 11.4 queda:

$$mr_{[\bar{D},j]} = \frac{L_j \bar{D}}{PRev_j} \quad (11.5)$$

Para el caso de picas la expresión 11.4 resulta:

$$mr_{[\bar{P},j]} = \frac{L_j \bar{P}}{PRev_j} \quad (11.6)$$

Y para el caso de rastreles:

$$mr_{[\bar{R},j]} = \frac{L_j \bar{R}}{PRev_j} \quad (11.7)$$

11.2.3 Recorridos en tramos de mantenimiento (TRDC)

- Herramienta Individual

El avance de la perforación desde que se apaga la máquina para hacer mantenimiento de la rueda de corte y recambiar algunas herramientas, hasta que vuelva a detenerse la máquina para hacer nuevos recambios da lugar a un tramo de mantenimiento o TRDC (tal como se definiera en el capítulo 8 sección 8.4). En un TRDC cualquiera el avance variará de dovela a dovela; si se han instalado “p” dovelas de revestimiento de igual longitud resulta de aplicar la expresión 11.1:

$$mr_{[i,TRDC]} = mr_{i,1}+\dots+mr_{i,j}+\dots+mr_{i,p} = L_d a_i \sum \left(\frac{1}{PRev_1} + \dots + \frac{1}{PRev_p} \right) = L_d a_i \sum_{j=1}^{j=p} \left(\frac{1}{PRev_j} \right) \quad (11.8)$$

La expresión 11.8 da así el valor del recorrido de una posición de herramienta (i) en un cierto tramo TRDC.

- Categoría de herramienta

Si se aplica la expresión 11.8 a cada posición de herramienta y se promedia se obtiene la siguiente expresión

$$mr_{[\bar{H},TRDC]} = \frac{1}{H} \{mr_{[1,TRDC]} + \dots + mr_{[H,TRDC]}\} = \frac{1}{H} \sum_{i=1}^{i=H} mr_{[i,TRDC]} = L_d \bar{H} \sum_{j=1}^{j=p} \frac{1}{PR_{rev_j}} \quad (11.9)$$

Una vez más, esto se puede particularizar para una categoría determinada de herramientas, por ejemplo para discos

$$mr_{[\bar{D},TRDC]} = \frac{1}{D} \{mr_{[1,TRDC]} + \dots + mr_{[D,TRDC]}\} = \frac{1}{D} \sum_{i=1}^{i=D} mr_{[i,TRDC]} \quad (11.10)$$

con expresiones semejantes para picas o rastreles

De manera similar, el recorrido de una herramienta ubicada en una posición promedio de la rueda cuando se avanza a lo largo de toda una Unidad de Perforación (UP) será:

$$mr_{[\bar{H},UP]} = \frac{1}{H} \sum_{i=1}^{i=H} mr_{[i,UP]} = L_d \bar{H} \sum_{j=1}^{j=p} \frac{1}{PR_{rev_j}} \quad (11.11)$$

En este caso p es el número de dovelas de revestimiento instaladas a lo largo de toda la longitud de UP.

11.2.4 Relación entre recorridos y parámetros de operación (TRDC)

A la vista de las formulaciones planteadas en la sección 11.2.1-3 se advierte que los recorridos mr dependen fundamentalmente de dos variables que son la velocidad de rotación de la rueda VRDC y el avance neto lineal PR. La siguiente figura 11.3 ilustra ambas relaciones agregadas en base a los datos promediados por ancho de dovela y para herramientas en general.

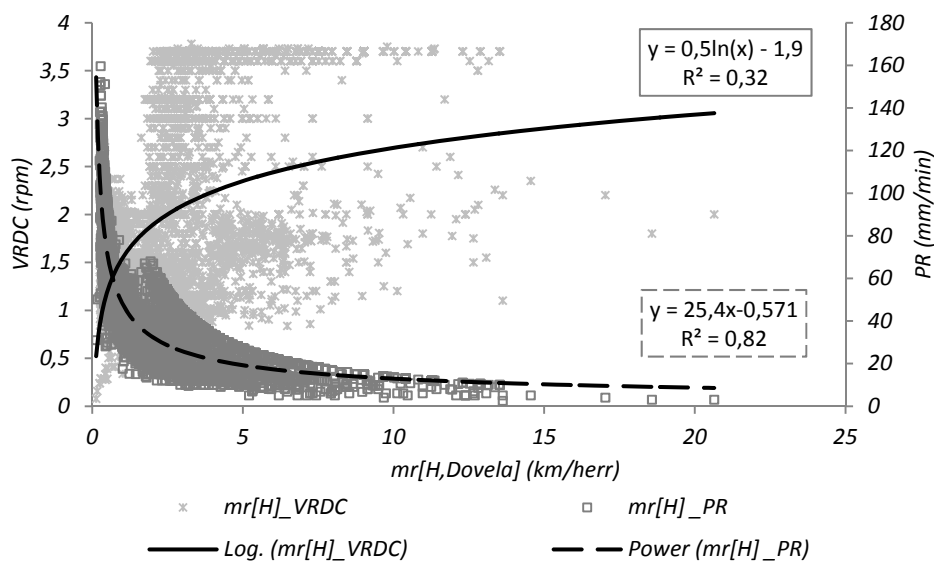


Figura 11.3 Relación entre $mr_{[H,dovela]}$ versus VRDC y PR.

De la observación de la gráfica se aprecia que la relación entre el recorrido de las herramientas y la velocidad de avance neta PR ofrece una mejor correlación frente a la que logra la relación entre el recorrido y la velocidad de rotación de la rueda $VRDC$, cuya dispersión es mucho mayor.

Con el aumento de recorrido para un mismo desplazamiento lineal se pierde velocidad de avance neto, es decir la herramienta tarda más tiempo en hacer un avance lineal por ejemplo igual al ancho de una dovela. La situación óptima en que recorrido de la herramienta y avance lineal neto coinciden se daría solamente si la herramienta se moviera traslacionalmente sin que la rueda girara.

En contraste con lo que ocurre entre velocidad de avance neto lineal y recorrido, la relación entre velocidad de rotación de la rueda y recorrido nos indica que cuanto más gire la rueda mayor será el recorrido de la herramienta. Sin embargo, esta relación alcanza un menor nivel de correlación, entre otras razones porque los datos provienen de ruedas de distinto diámetro.

11.3 Vida útil de herramientas

11.3.1 Definiciones y cálculo

En una cierta posición i de la rueda de corte se sucederán varias herramientas h durante la perforación de un túnel. El tramo de túnel T_{ih} recorrido mientras h está en la posición i se caracteriza por sus dovelas iniciales di y finales df . Nótese que estos tramos T_{ih} no coinciden con los TRDC, pues, en general, en unas paradas habrá recambio de herramienta en la posición i y en otras no. La vida útil de la herramienta h en la posición i se define como su recorrido, expresado en metros, y puede calcularse como

$$VU(i, h) = L_d a_i \sum_{j=di}^{j=df} \frac{1}{PRev_j} \quad (11.12)$$

Donde L_d es la longitud de dovela en el tramo T_{ih} (que se asume constante), a_i es el desplazamiento por revolución de la posición "i" y se ha definido anteriormente, $PRev_j$ es la Velocidad de penetración en (mm/rev) promediada en la dovela j .

Por otra parte, a lo largo de todo el trazado de una UP , en cada posición de herramienta (i) se habrán dado un número r de recambios de herramientas. Se tiene así un conjunto de r vidas útiles, $VU(i, h)$, de herramientas h ocupando la posición i . Así puede definirse una vida útil promedio para cada posición i de la rueda de corte como

$$\overline{VU(i)} = \frac{\sum_{h=1}^{h=r} VU(i, h)}{r} \quad (11.13)$$

Dónde $\overline{VU(i)}$ es la media de la vida útil de las herramientas en la posición i de la rueda de corte, r es el número de recambios de herramientas en una posición i .

Estas definiciones no se pueden aplicar si no se cuenta con todos los datos, es decir con el histórico de cada herramienta utilizada a lo largo de la perforación. En nuestro caso sólo se cuenta con estos datos en la UP1 (véase Cap. 12), por lo tanto se plantea a continuación una

metodología aproximada y simplificada para poder definir la vida útil promedio de las herramientas.

En el caso general la información disponible en cada cambio de herramientas (es decir, para cada TRDC) permite únicamente identificar la proporción de herramientas que se han cambiado, bien tomadas en conjunto, bien discriminadas por categoría (discos, picas...). A estos porcentajes de cambio los denominamos aquí “Consumos” y fueron definidos en el capítulo 8.

La vida útil media equivalente, $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ de las herramientas en un cierto tramo de mantenimiento $TRDC$, se estima utilizando la posición promedio \bar{H} según:

$$VUeq_{[\bar{H},TRDC]} = \frac{mr_{[\bar{H},TRDC]}N_{H0}}{N_H[TRDC]} \quad (11.14)$$

Donde $mr_{[\bar{H},TRDC]}$ es el recorrido de la posición promedio \bar{H} en el tramo $TRDC$, determinado según la expresión 11.9 N_{H0} es la cantidad de posiciones que tiene la rueda de corte y $N_H[TRDC]$ la cantidad de herramientas recambiadas en el $TRDC$.

Análogamente, el valor de vida útil media equivalente correspondiente a toda una UP se puede expresar como:

$$VUeq_{[\bar{H},UP]} = \frac{mr_{[\bar{H},UP]}N_{H0}}{N_H} \quad (11.15)$$

Donde N_H corresponde a la cantidad total de recambios que han tenido lugar durante la excavación de una UP.

Las expresiones generales anteriores se pueden particularizar para las distintas categorías de herramientas: discos, picas, rastreles, etc.

11.3.2 Vida útil equivalente en las distintas Unidades de Perforación

De acuerdo con las definiciones expuestas se han calculado, a partir de los datos disponibles, las vidas útiles equivalentes en cada Unidad de Perforación y para cada categoría de herramientas $VUeq_{[\bar{H},UP]}$. Antes de examinar en detalle los valores así obtenidos se presentan los valores medios obtenidos en la Tabla 11.1 y en la figura 11.4

Tabla 11.1: Estadísticos agregados de $VUeq_{[\bar{H},UP]}$

$VUeq_{[\bar{H},UP]}$	Promedio (km)	desv est (km)	CV
<i>H</i>	964	1333	1,38
<i>D</i>	792	678	0,86
<i>P</i>	1230	1381	1,12
<i>R</i>	567	155	0,27
<i>PC</i>	221	30	0,14
<i>PR</i>	372	9	0,03

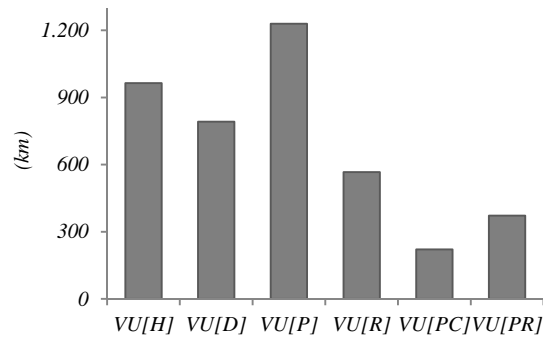


Figura 11.4: Valores promedios agregados de $VUeq_{[\bar{H},UP]}$ en (km)

Se recuerda que en el caso de Terrassa los tipos de herramientas (*PC* y *PR*) son distintos a los presentes en los proyectos de Línea 9 (*D*, *P*, *R*). Los rastreles presentan el menor valor medio de vida útil equivalente en las TBM del proyecto de L9, lo que se podría entender si se tiene en cuenta que, en todos los casos, estas herramientas se disponen en el perímetro de las ruedas de corte y por lo tanto, son minoría respecto del resto de categorías de herramientas, al ser pocas herramientas tuvieron mayor número de cambios. En promedio resulta también que la vida útil de los discos fue sólo 2/3 de la de las picas. Esto ocurre por la gran influencia que ejercen los datos de *UP1* que contiene únicamente discos frente a los datos de otras *UP* que contienen otras categorías de herrameitnas además de discos.

De las herramientas que cortan al terreno, las de menor vida útil resultaron ser las Picas Cónicas del proyecto de Terrassa. En líneas generales se observa que las herramientas del proyecto de Terrassa presentan menor vida útil respecto a las de L9; lo que corrobora la idea de que el mantenimiento realizado pudo ser algo excesivo.

En el proyecto de Linea 9 el *CV* calculado pone de manifiesto que las vidas útiles de las herramientas en general difieren notablemente de unas unidades a otras. Parece también que son las picas las que presentan mayor variabilidad, mientras que los rastreles acusan una $VUeq_{[\bar{H},UP]}$ muy uniforme. Por su parte las dos *UP* del proyecto de Terrassa presentan valores de $VUeq_{[\bar{H},UP]}$ bastante semejantes.

En la figura 11.5 se muestra el valor de la vida útil media equivalente $VUeq$, calculado en cada *UP*. En la siguiente tabla 11.2 se muestran los valores obtenidos para las *UP1*, *UP2*, *UP3*, *UP4*, *UP6*, *UP7* y *UP9*, no siendo posible calcular los valores de vida útil para las *UP5* y *UP8* debido a la falta de datos en estas obras.

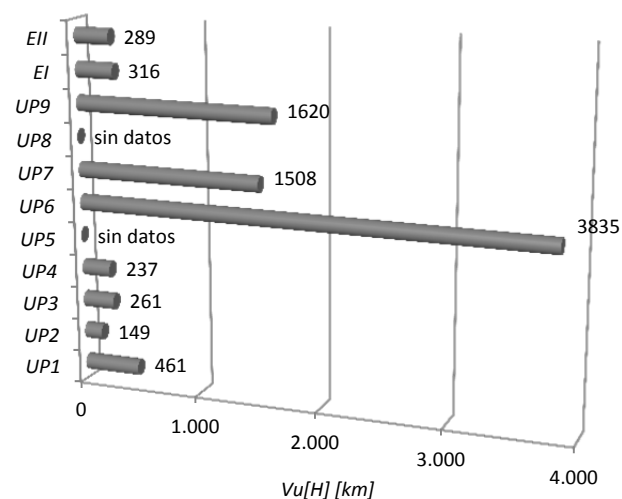


Figura 11.5: $VUeq$ de herramientas para las UP

Tabla 11.2: $VUeq_{[\bar{H},UP]}$ de herramientas promedio en cada UP

$VUeq (km)$	UP1	UP2	UP3	UP4	UP5	UP6	UP7	UP8	UP9	EI	EII
$VUeq_{[\bar{H},UP]}$	461	149	261	237	s/datos	3835	1508	s/datos	1620	316	289
$VUeq_{[\bar{D},UP]}$	461	153	262	212		1498	1185		1775		
$VUeq_{[\bar{F},UP]}$		113	255	166		3670	1592		1583		
$VUeq_{[\bar{R},UP]}$		327	700	514			596		697		
$VUeq_{[\bar{P}C,UP]}$										200	243
$VUeq_{[\bar{P}R,UP]}$										365	379

En la figura 11.5 se destaca una mayor vida útil media equivalente en la UP6; casi del doble que la observada en las UP7 y UP9, a pesar de que son estas dos últimas aquellas en las que los terrenos atravesados (Delta del Llobregat) parecen, a priori, más favorables. Una posible explicación es el hecho de que en la determinación de este valor general para UP6 no se ha incluido el dato de los rastreles (por no disponer de sus registros en obra). Herramientas que en UP7 y UP9 han sido importantes en número de recambios.

Este valor da una idea aproximada de las veces que sería necesario parar una máquina TBM para hacer recambio de herramientas. A menor vida útil por herramienta, serán más las veces que la máquina deba parar para realizar estas tareas. Por tanto, cabe esperar una buena correlación de este valor con los factores de Utilización “U” determinados en el capítulo 9 (véase sección 9.2.2 tabla 9.2). En la figura 11.6 se representan ambos para todas las UP.

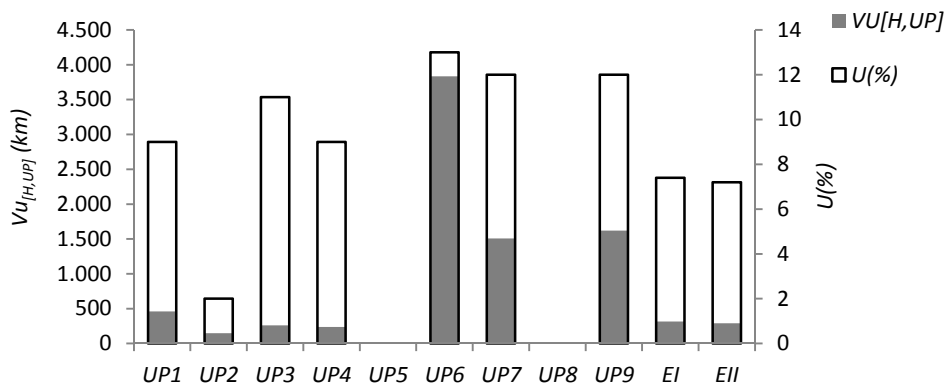


Figura 11.6: $VUeq$ de herramientas frente al factor de utilización para las UP

Se observa, por ejemplo, que el menor valor de vida útil media equivalente es para UP2 y coincide con el menor valor de U, por otro lado, en UP6 se halla el mayor valor de $VUeq$ en coincidencia con el de mayor valor de U. En UP3 en la que se observan valores de U mejores que en UP2 y 4 y, esta relación a mejor se aprecia también en los valores de vida útil de sus herramientas. En esta UP se dispuso de un Procedimiento de Actividad específico para el mantenimiento de la rueda de corte por parte de la contratista. Dicho documento es el primero que se redactó según los antecedentes de obra consultados, por lo tanto, esto puede justificar una supuesta mejora en la gestión de esta actividad que se ve reflejada en el factor de utilización U independientemente de que en cada parada se hayan realizado numerosos recambios.

La figura 11.7 presenta de nuevo esta información, pero ahora desglosándola por categoría de herramienta:

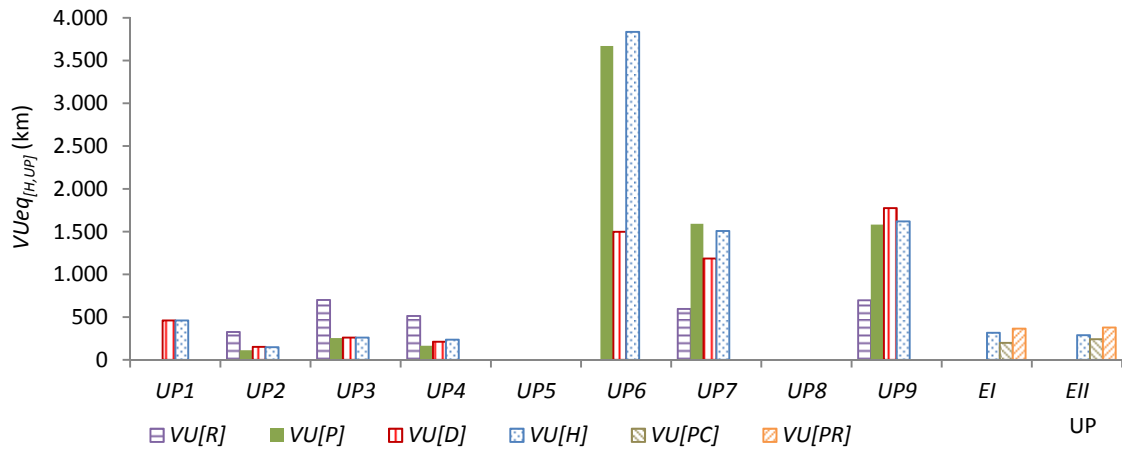


Figura 11.7: $VUeq_{[H,UP]}$ desagregada y por categoría de herramientas

En relación a la geología atravesada se observa en la figura 11.7 una clara concordancia con la vida útil experimentada, dado que las UP2, 3 y 4 que atravesaron terrenos muy heterogéneos y con intercalación y presencia de rocas graníticas y por otra parte, material cuaternario granular grueso, resultaron con unos valores de $VUeq_{[H,UP]}$ notablemente más bajos que las UP6, 7 y 9 en las que predominaron los pliocenos muy poco abrasivos y el material cuaternario limo arcilloso que descansa por encima de los pliocenos.

11.3.3 Vida útil equivalente en los tramos de mantenimiento: visión de conjunto

Para cada UP el valor promedio de vida útil en TRDC de la herramienta promedio se determina como:

$$\overline{VUeq_{[H,TRDC]}} = \frac{1}{N[TRDC]} \sum_{j=1}^{j=N[TRDC]} VUeq_{[H,TRDCj]} \quad (11.16)$$

Siendo $N[TRDC]$ el número de TRDC que contiene cada UP. $VUeq_{[H,TRDCj]}$ es la vida útil en (km) de la herramienta en posición promedio, correspondiente a un TRDCj para una determinada UP.

El valor $\overline{VUeq_{[H,TRDC]}}$ obtenido a partir de la ecuación 11.16 para cada UP es distinto al valor de $VUeq_{[H,UP]}$ obtenido también para cada UP a partir de la ecuación 11.15. Este último siempre será menor al anterior.

En la tabla 11.3 se resumen los estadísticos agregados de $VUeq_{[H,TRDC]}$

Tabla 11.3: Estadísticos agregados de $VUeq_{[H,TRDC]}$.

	H	D	P	R	PC	PR
$\overline{VUeq_{[H,TRDC]}}$ (km)	2539	1383	2826	1832	1148	2450
Máximo	47303	12582	30522	13313	6878	9321
Mínimo	5	5	7	19	10	64
Desv. Est.	6259	2405	6006	3246	1937	3966
C.V.	2,47	1,74	2,13	1,77	1,69	1,62

La figura 11.8 muestra la relación entre el valor $mr_{[H,TRDC]}$ versus $VUeq_{[H,TRDC]}$.

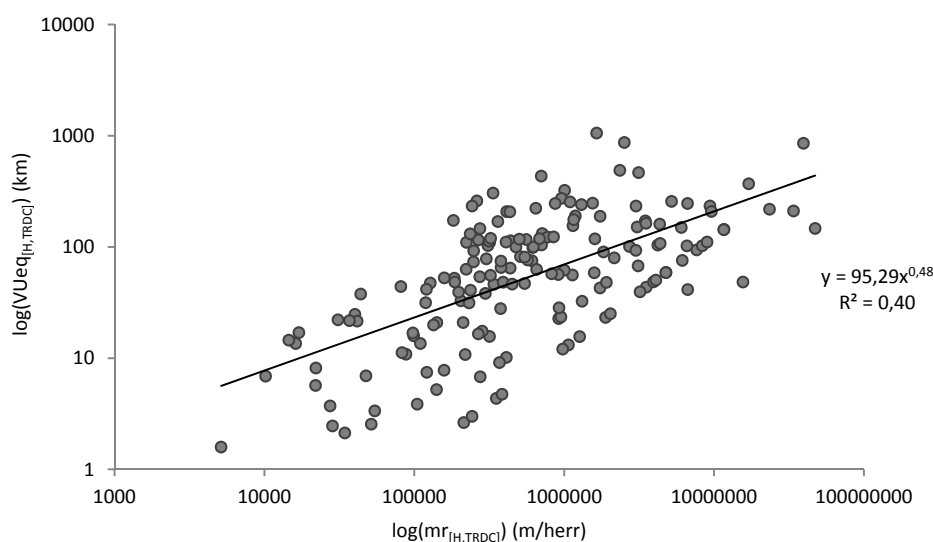


Figura 11.8 Relación entre $mr_{[H,TRDC]}$ vs $VUeq_{[H,TRDC]}$.

La gráfica pone en evidencia la diferencia que existe entre ambos valores. Si el número de recambios realizado en un cierto tramo TRDC fuera simplemente proporcional al recorrido de las herramientas en tal tramo existiría una relación lineal entre estos valores. Tal relación simple no existe, lo que revela que hay otros factores actuando, como las características geotécnicas del tramo y los criterios de mantenimiento.

A continuación se resumen los estadísticos desagregados de $VUeq_{[H,TRDC]}$:

Tabla 11.4: Estadísticos desagregados de $\overline{VUeq_{[H,TRDC]}}$ en (km).

UP	H	máx	mín	cv	D	máx	mín	cv	P	máx	mín	cv	R	máx	mín	cv
1	1150	8339	5	1,48	1150	8339	5	1,48								
2	426	1095	17	0,93	284	413	47	0,49	303	709	36	0,79	2306	9901	22	1,52
3	350	414	275	0,20	467	769	315	0,56	337	447	255	0,29	242	278	196	0,17
4	629	1912	10	0,98	306	476	12	0,52	579	3204	7	1,50	3307	13313	19	1,45
6	13679	47304	198	1,10	2093	9799	133	1,31	9609	30523	166	1,18				
7	2918	9399	808	1,26	2318	7411	652	1,24	2733	8006	771	1,1	659	1307	343	0,69
9	3355	9609	704	0,95	1958	3211	1062	0,57	3885	7162	614	0,68	697	1414	277	0,68

Tabla 11.5: Estadísticos desagregados de $\overline{VUeq_{[H,TRDC]}}$ en (km)

UP	H	máx	mín	cv	PC	máx	mín	cv	PR	máx	mín	cv
EI	4920	26758	99	2,02	2102	96289	36	1,81	1296	3422	89	1,43
EII	2078	5129	40	0,93	1170	4286	15	1,29	6592	13049	135	1,39

A la vista de las tablas se comenta:

- $UP3$ presenta valores de $\overline{VUeq_{[H,TRDC]}}$ muy uniformes en cada una de las categorías de herramientas y se comprueba una vez más un consumo de rastreles importante reflejado por sus valores de $\overline{VUeq_{[R,TRDC]}}$ casi equiparables a los valores obtenidos para discos y picas lo que sugiere que en este caso los rastreles no solo trabajaron en la remoción del material excavado llevándolo desde el frente a la cámara de tierras sino que colaboraron en la acción de excavar, similar a los rastreles o picas radiales dispuestos en las TBM - EPB de EI y EII en el proyecto

de Terrassa, si bien en este caso se trata de piezas de menores dimensiones y localizadas solamente en el perímetro de la rueda.

- *UP1* no dispone de picas y rastreles y sus valores $\overline{VUeq_{[\bar{D},TRDC]}}$ en discos se sitúan en un rango medio respecto del resto de UP y con una alta dispersión.
- *UP6* si bien dispone de rastreles, se desconoce si se recambiaron por lo que no hay estadísticos de su $\overline{VUeq_{[\bar{H},TRDC]}}$. Además presenta la mayor dispersión en sus datos de vida útil de picas.

11.3.4 Vida útil equivalente en los tramos de mantenimiento: detalle

Presentamos a continuación los siguientes diagramas de barras de las figuras 11.9 a 11.26 que muestran por una parte, las fluctuaciones en los recorridos $mr_{[\bar{H},TRDC]}$ de la herramienta equivalente en cada TRDC, y por otra, la evolución de la vida útil equivalente en cada TRDC, en estos últimos se añade al conjunto de gráficas de mr equivalente los datos de las sustituciones de herramientas en cada TRDC. En ambos tipos de gráfico, los TRDC que no presentan barras para una categoría determinada indican que en ellos no se hizo recambio de herramienta de esa categoría en cuestión.

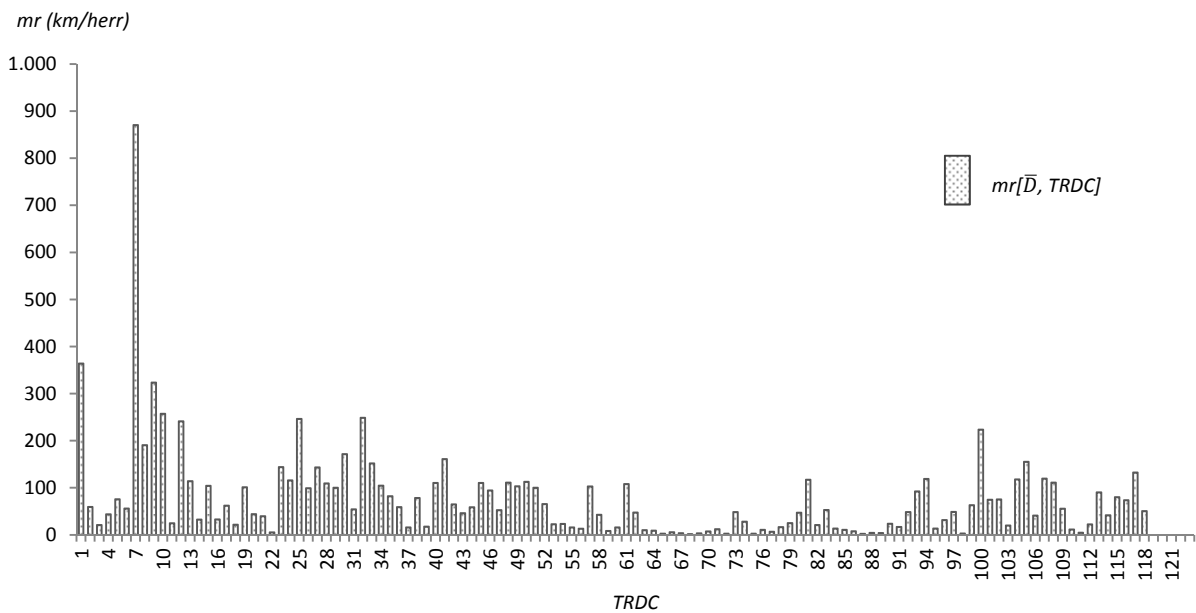


Figura 11.9: $mr_{[\bar{H},TRDC]}$ de UP1

11 Vida útil de las herramientas

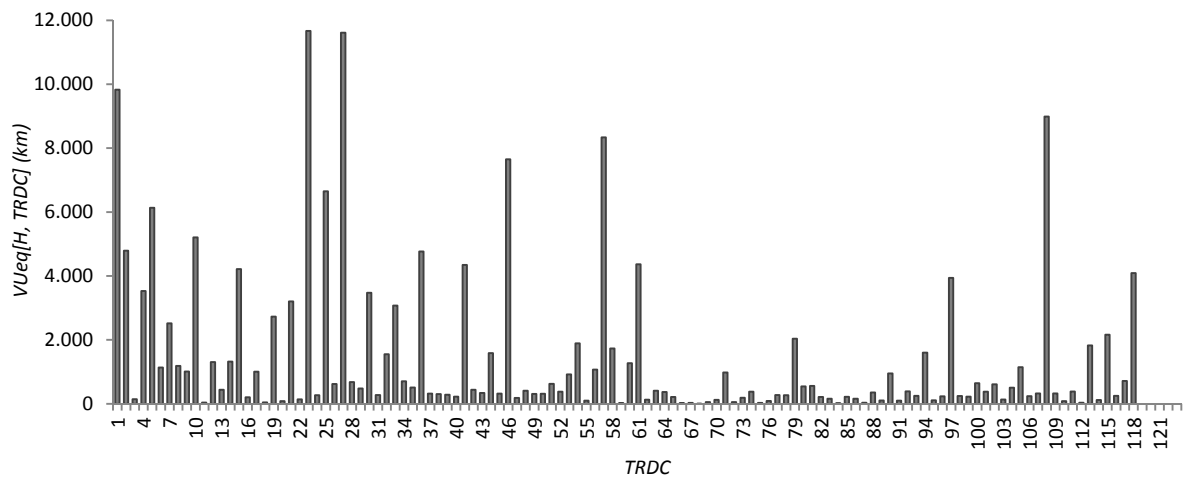


Figura 11.10: $VUeq_{[H, TRDC]}$ de UP1

Se observa un recorrido muy bajo entre los *TRDC* 62 y 80 que puede deberse a la presencia de material de transición, que se registra en las hojas de seguimiento, de *Gr1(II)*, *Gr2(III)* y *Gr2(IV)*, este último es un material muy abrasivo, sin embargo se trata de una roca blanda fácilmente disgregable y con mucho contenido de cuarzo. La máquina estaba únicamente equipada para trabajar en roca, con útiles de corte específicos para el corte de roca como son los discos. En esa zona se experimentaron frecuentes problemas de atasco del material en la cámara y se recurrió al empleo de espumas para poder extraer el material con mas facilidad, modificando su consistencia para hacerlo más plástico. Muy probablemente se experimentaron fenómenos de desgaste secundario debido al tiempo de permanencia del material abrasivo en la rueda de corte, prueba de ello es que por ejemplo en el anillos 1449 se cambiaron por discos nuevos 4 discos centrales que estaban gripados y también 26 discos frontales y periféricos fueron substituidos por piezas nuevas (esto ocurrió el 17/12/2004). Esto explicaría el muy corto recorrido que acusa la figura 11.9. El *TRDC* 8 presenta el mayor valor de recorrido de todos los *TRDC* en *UP1*, se trata de un tramo de 72m lineales de avance de la perforación en la que se trabajó sobre un estrato de roca *Gr1(II)* uniforme en toda la sección y constante en toda la longitud. Probablemente fue una situación óptima para la máquina, en la que el *Gr1(II)* se comportó como roca sin discontinuidades y compacta, pero no “dura”, (*RCS* entre 50 y 80MPa).

En la figura 11.10 se destacan los *TRDC* 23, 27, 108, que no se corresponden ni con picos ni con valles de la gráfica homóloga en *mr*. La característica común que se observa es que están precedidos por un *TRDC* con muy bajo valor de $VUeq_{[H, TRDC]}$ de las herramientas lo que puede indicar que muchas de las herramientas que ya habrían alcanzado un cierto nivel de desgaste en el *TRDC* anterior fueron cambiadas y de cara al *TRDC* en cuestión sólo debieron cambiarse las herramientas que comenzaron a desgastarse y lo hicieron durante el recorrido de *TRDC* en cuestión.

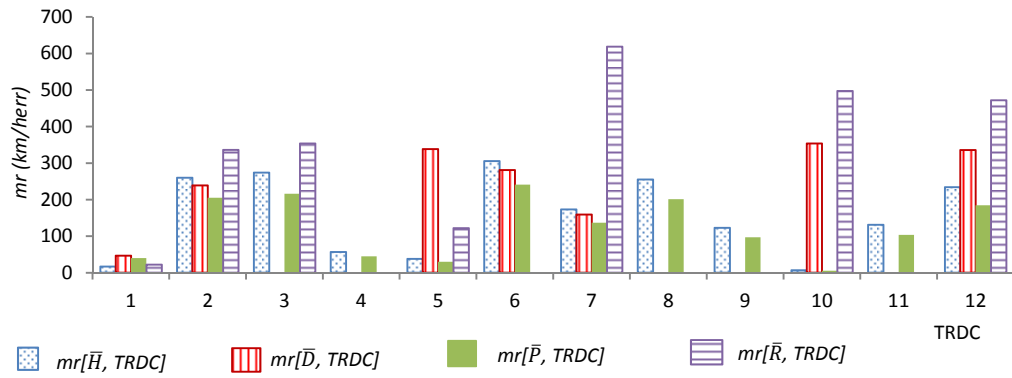


Figura 11.11: $mr_{[\bar{H}, TRDC]}$ de UP2

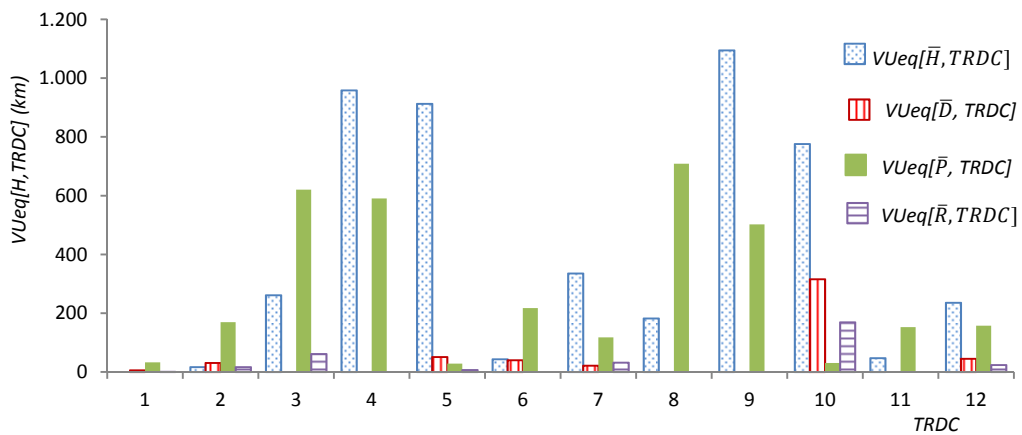


Figura 11.12: $VUeq_{[\bar{H}, TRDC]}$ de UP2

En UP2 la mayoría de las veces los rastreles tienen mayor recorrido que el resto de las herramientas, luego le siguen los discos. Se interpreta que el mayor trabajo recae en las picas, dado que las picas son las herramientas que mayor recambio experimentan, algo coherente si se tiene en cuenta que el terreno perforado fue en su mayoría suelos granulares y rocas muy blandas.

En el TRDC5 el recorrido de los discos es superior al de los rastreles lo que se explica luego de ver que en los dos TRDC anteriores al 5 no se hizo ningún recambio de discos y en TRDC5 se recambió entonces la totalidad de ellos. Probablemente se trate de un efecto producido por el criterio de recambio de herramientas empleado.

En UP2 se advierte los mayores valores de $VUeq_{[\bar{H}, TRDC]}$ de herramientas en TRDC4 y 9 en coincidencia con los recorridos máximos acusados en la gráfica homóloga de mr . En general se destaca la $VUeq_{[\bar{P}, TRDC]}$ predominante respecto del resto de las categorías de herramientas. En TRDC10 se detecta una $VUeq_{[\bar{P}, TRDC]}$ muy baja en coincidencia con un recorrido $mr_{[\bar{P}, TRDC]}$ muy bajo, la conjunción de ambas situaciones se explica porque la longitud de TRDC10 es menor que las anteriores y además ya se habían recambiado picas en TRDC8 y 9, mientras que los discos y los rastreles venían trabajando sin recambio desde TRDC7, por lo tanto al llegar a TRDC10 tanto discos como rastreles acusaban una $VUeq_{[\bar{H}, TRDC]}$ mayor a las picas y también un mayor recorrido mr .

11 Vida útil de las herramientas

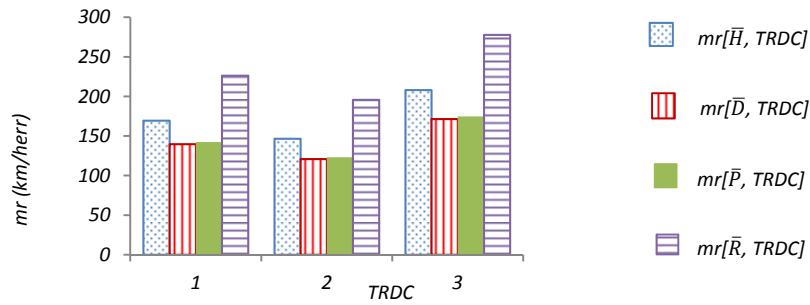


Figura 11.13: $mr_{[\bar{H}, TRDC]}$ de UP3

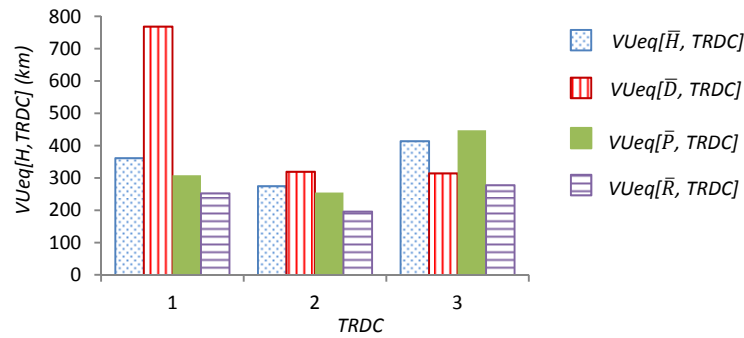


Figura 11.14: $VUeq_{[\bar{H}, TRDC]}$ de UP3

En UP3 se observa que D y P presentan valores semejantes de mr , es decir que la posición media de ambas es casi coincidente (el radio medio de los discos es 3,69m y el de las picas es 3,76m) es decir el diseño de la rueda es tal que asegura que el recorrido medio de ambas categorías de herramientas sea muy parecido. En el último TRDC se aprecia una mejora de mr generalizada en cuanto a las categorías y respecto del resto de las TRDC. Probablemente esto se debe a que, en este último tramo, hay una transición gradual de los materiales excavados pasando de los granitos a los pliocenos que son bastante menos abrasivos con rango de valores que van de 0 a 60g/t.

En UP3 se observa que $VUeq_{[\bar{R}, TRDC]}$ es el menor valor en los 3 TRDC. Por otra parte, en TRDC1 a recorridos muy similares entre las tres categorías de herramientas, el consumo de discos fue menor, se recambió un 18% del total de discos mientras que en picas se recambió el 46% y en rastreles el 90% de los mismos. Por lo tanto, en la gráfica se destaca para este TRDC una $VUeq_{[\bar{D}, TRDC]}$ mayor.

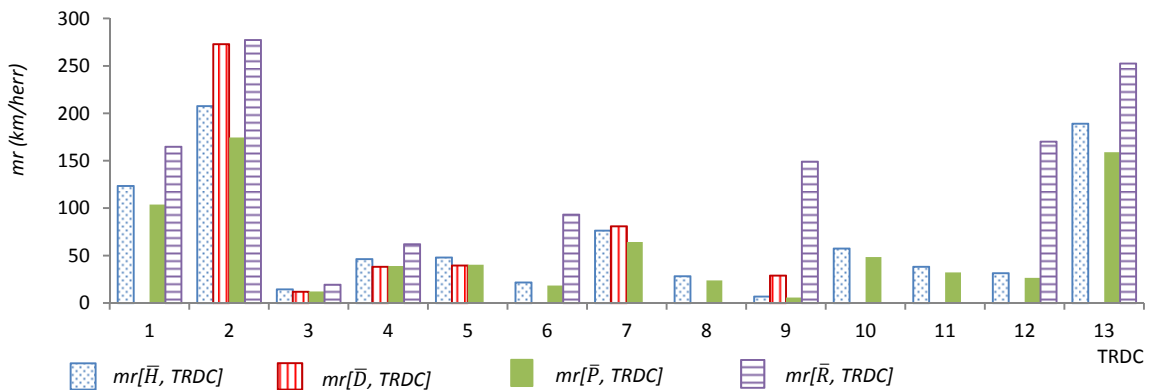


Figura 11.15: $mr_{[\bar{H}, TRDC]}$ de UP4

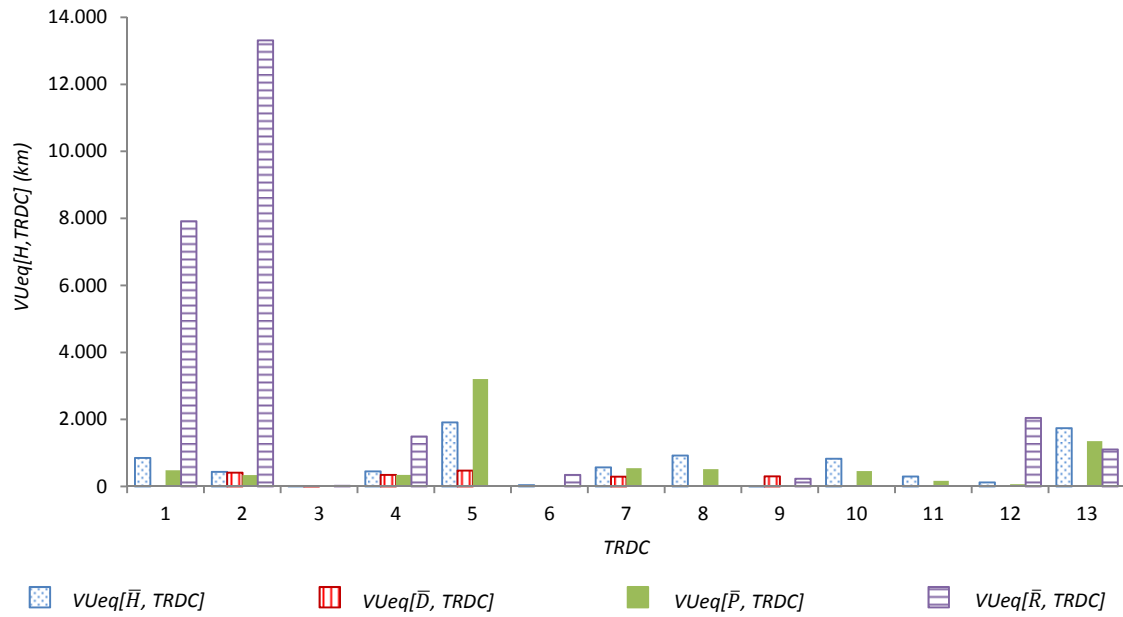


Figura 11.16: $VUeq_{[H, TRDC]}$ de UP4

En UP4 se detecta un cambio radical en la magnitud de los recorridos a partir de TRDC3 en el que se decidió recambiar todas las herramientas de corte que tenía la rueda, lo que coincide con la interceptación de un material geotécnico muy abrasivo con rango de valores de Abr de 900 a 1000g/t. Dicho material se comenzó a perforar 60m antes de la parada de la máquina en TRDC3 y luego de recambiar todas las herramientas se continuó perforándolo a lo largo de 180m en sección heterogénea. Se trata del material fluviodeltaico $Qb2$ perteneciente al cuaternario, con predominio de arenas medias a gruesas y gravilla y es un buen ejemplo de un suelo con fuerte abrasividad.

El alto valor de $VUeq_{[R, TRDC]}$ en los dos primeros TRDC respecto del resto de categoría de herramientas indican que a similares recorridos de herramientas el recambio de rastreles ha sido mínimo (sólo se recambió 1 rastrel por cada TRDC 1 y 2). A partir del TRDC10 y hasta el final del trazado no se recambiaron discos. Se interpreta que esto se debió principalmente a que se interceptó material plioceno, el cual fué gradualmente ocupando todo el frente de excavación.

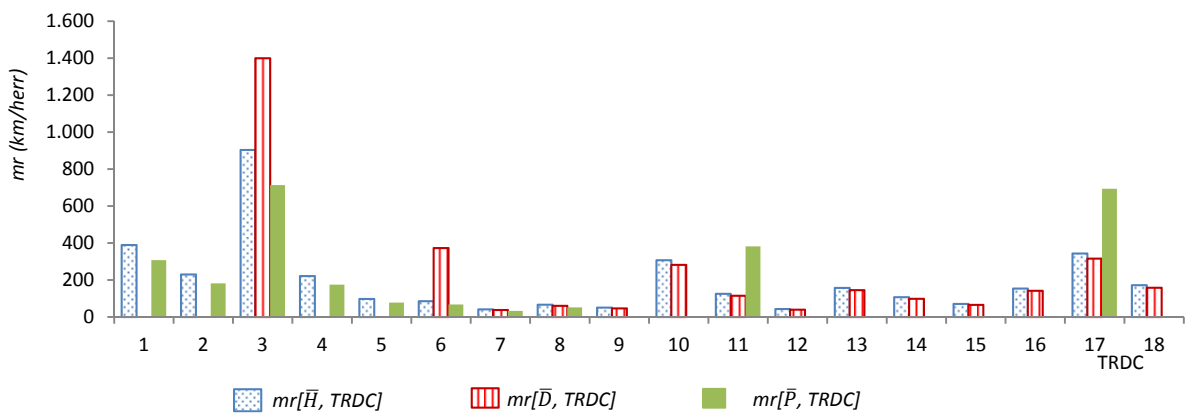
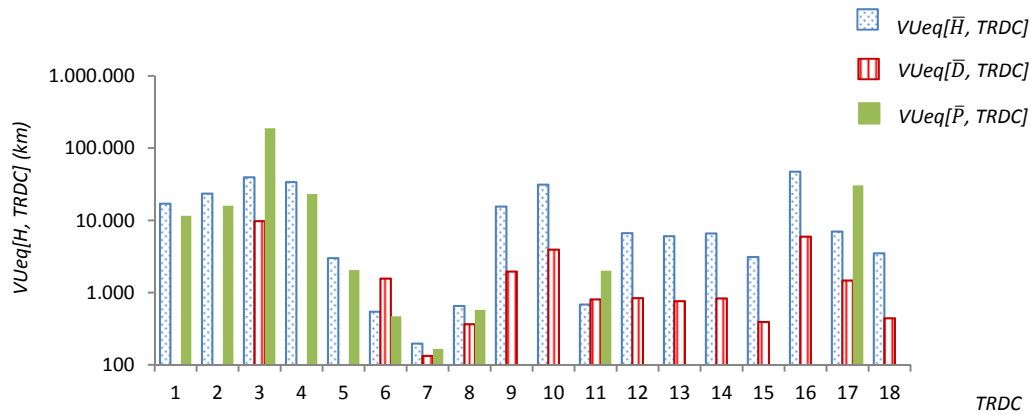


Figura 11.17: $mr_{[H, TRDC]}$ de UP6

Figura 11.18: $VUeq_{[H,TRDC]}$ de UP6

Como ya se ha comentado anteriormente, en *UP6* no se registraron los recambios para los rastreles. Por lo tanto, se ha excluido este valor del análisis para evitar confusiones al tratarse de un dato particular y único.

Se observa en los primeros *TRDC* la ausencia de recambios de discos y en *TRDC3* los *mr* de los discos alcanzan el mayor valor, asociando este dato al dato geotécnico se interpreta un menor trabajo de esta categoría de herramientas frente al estrato de pliocenos que se estaban interceptando y perforando. Además de confirmar el poco o nulo efecto abrasivo de este material en las herramientas en general.

En los *TRDC* del 7 al 14 se interceptan materiales blandos y poco abrasivos pero mezclados de manera muy heterogénea como son las cornubianitas del Ordovícico, las rocas calcáreas nodulosas, versocolor o masivas del Devónico y las pizarras del Silúrico, todas muy fracturadas. Se trata de una zona muy heterogénea en cuanto a sus materiales. Se interpreta que este tipo de secciones con mezcla de materiales de comportamiento muy diverso repercute finalmente en la vida útil de las herramientas y esta idea ayuda a entender mejor los bajos valores de *mr* obtenidos en esta zona.

En el *TRDC 17* se detecta un aumento de *mr* en general y concuerda con una clara sección homogénea de Mioceno con valores no muy abrasivos que rondan los 180g/t.

En *UP6*, el pico de $VUeq_{[P,TRDC]}$ observado en *TRDC3* obedece al recambio de una sola herramienta. El valor más bajo de $VUeq_{[H,TRDC]}$ tiene lugar en *TRDC7* y seguidamente en *TRDC8*, en esos tramos se halló la dificultad geotécnica mayor al salir de perforar en material plioceno para enfrentar un material caótico paleozoico con clastos herráticos de materiales calcáreos, pizarras o cornubianitas. Hasta esos *TRDC* predominan los recambios de picas, en coincidencia con predominio de pliocenos mientras que las rocas paleozoicas se extienden hasta el *TRDC15*, con claro predominio de recambio de discos, le sigue *TRDC16* y *17* en suelo mioceno, donde se destaca un recambio de picas que acusa la larga $VUeq_{[P,TRDC]}$. En el último *TRDC* dominado por roca granítica se marca un cambio de discos que indican una de las medidas más cortas de *VU* de todo el trazado para esta categoría.

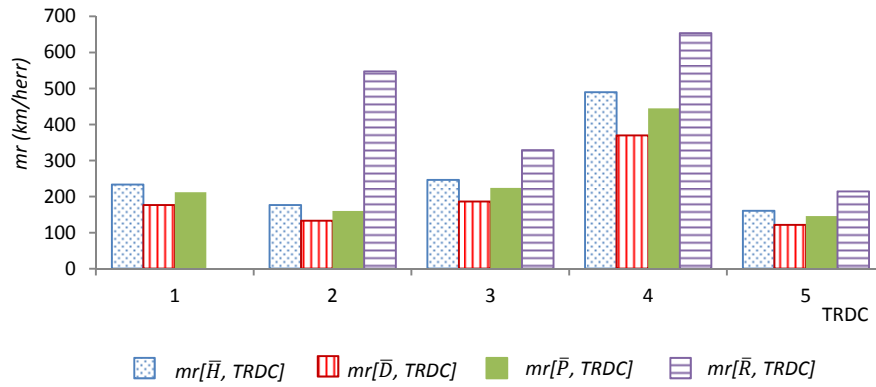


Figura 11.19: $mr_{[\bar{H}, TRDC]}$ de UP7

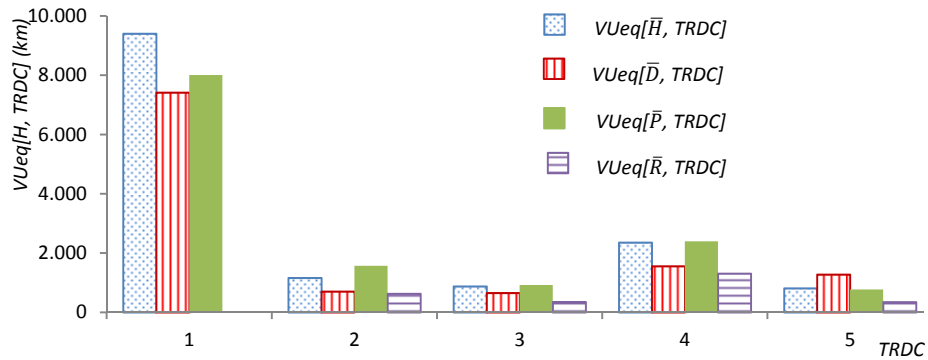


Figura 11.20: $VUeq_{[\bar{H}, TRDC]}$ de UP7

Los mr de las herramientas fueron bastante uniformes en $UP7$ tal como se representa en la figura 11.19 con valores máximos para los rastreles seguidos por las picas en general. También la geología atravesada es muy uniforme con secciones mixtas de estratos de cuaternario no abrasivos.

En $TRDC4$ de recorrido mr mayor en todas las categorías de herramientas se conjuga con el tramo de $VUeq_{[\bar{H}, TRDC]}$ con valores intermedios lo que sugiere que aunque $L[TRDC]$ pueda haber tenido la mayor longitud de toda la UP el número de recambio de herramientas en ese $TRDC$ puede haber sido importante también.

En general, según la gráfica de $VUeq_{[\bar{H}, TRDC]}$ son los rastreles las herramientas más desgastadas y las picas las menos desgastadas.

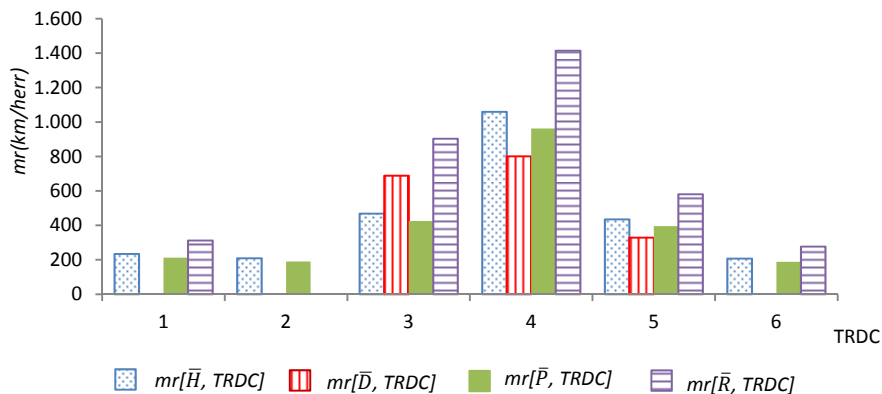


Figura 11.21: $mr_{[\bar{H}, TRDC]}$ de UP9

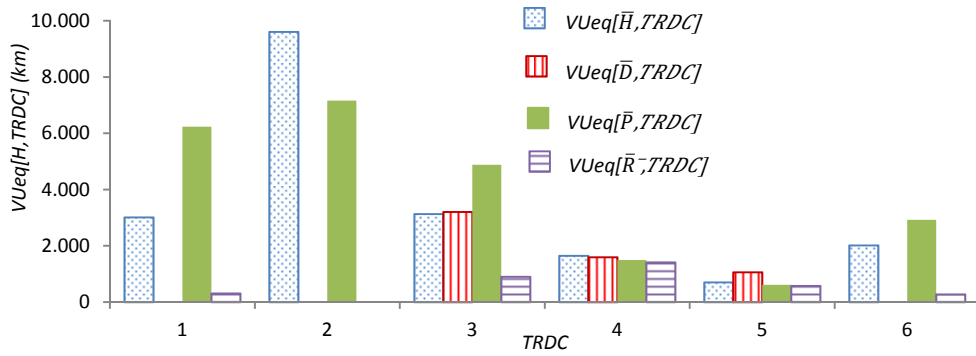


Figura 11.22: $VU_{eq}[\bar{H}, TRDC]$ de UP9

UP9 se desarrolla en material cuaternario con abrasividad desde no abrasivo a no muy abrasivo (según la escala cualitativa de LCPC). En consecuencia, es de esperar un valor mas bajo de picas respecto de las demás categorías de herramientas dado que son las que más trabajan en suelos blandos como son los materiales que se atraviesan en esta UP. Por otra parte, aunque sean bajos, siguen siendo muy altos respecto de otras UP.

En la misma línea de lo observado en UP7, se presenta en UP9 una menor vida útil de rastreles frente a las herramientas con mayor $VU_{eq}[\bar{H}, TRDC]$ que son las picas, las que también presentaron los valores más altos de mr . Los discos apenas han sido recambiados.

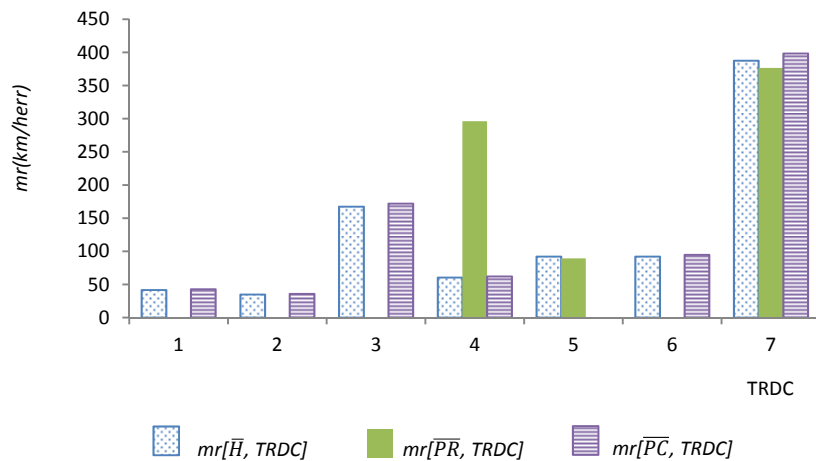


Figura 11.23: $mr[\bar{H}, TRDC]$ de EI

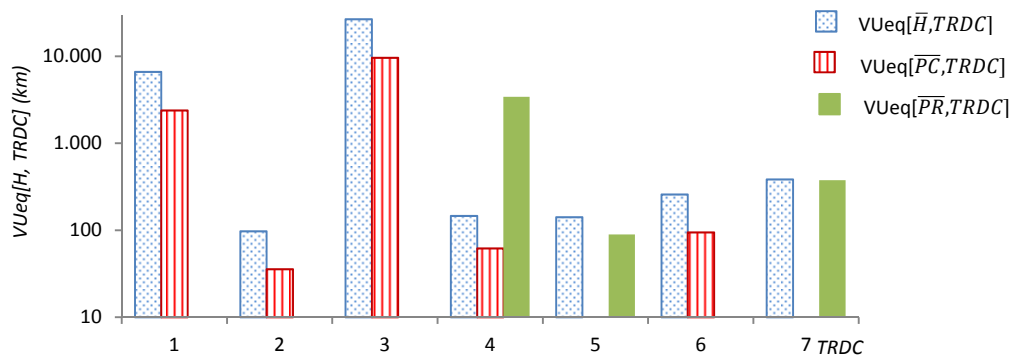


Figura 11.24: $VU_{eq}[\bar{H}, TRDC]$ de EI

Se observa en los primeros 4 *TRDC* una oscilación en el valor de $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ y $VUeq_{[\bar{P},TRDC]}$ muy pronunciada frente a recorridos en general, muy bajos (*mr* bajos). Esto indica que las paradas fueron muy seguidas entre ellas, y en cada una la cantidad de herramientas recambiadas fue o todas o sólo una herramienta. Este comportamiento se traduce en excesivo número de recambio de herramientas, lo que se refleja también en los altos valores de consumos alcanzados en *EI* que situaban a esta *UP* en un ejemplo de actitud muy conservadora, cuya poca vida útil de herramientas no se basa quizás en verdaderos valores de desgaste sino en una postura exageradamente preventiva. Ya en *TRDC* 4 a 7 se mejora los valores de *mr* lo que supondría un mejor aprovechamiento de las herramientas. Valores bajos de *mr* presentes de manera repetitiva en cada *TRDC* dan a pensar en un diseño inadecuado de la *RDC* o un criterio de desgaste inadecuado. En ambos supuestos las consecuencias son una disminución del factor de utilización y una menor eficiencia de la excavación.

Los valores de $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ en *EI* son muy dispares y alternos entre *TRDC* consecutivas. Se advierte una vida útil mayor en las picas cónicas.

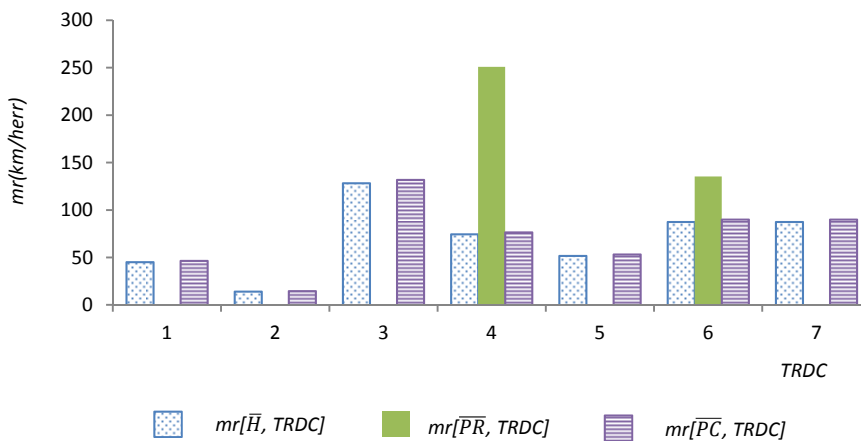


Figura 11.25: $mr_{[\bar{H},TRDC]}$ de EII

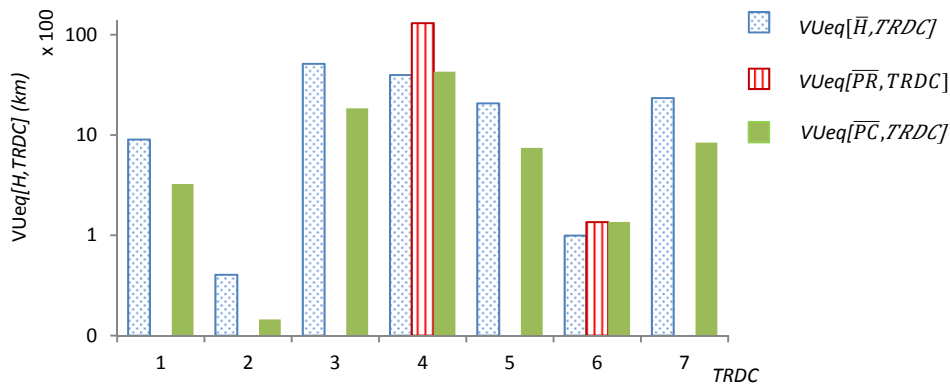


Figura 11.26: $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ de EII

En general, se observa un buen empleo de las picas radiales pocas veces recambiadas y con buenos valores de *mr*.

La alternancia de valores de $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ acusada en *EI* se suaviza apenas en la gráfica de *EII*. A diferencia de *EI* la menor vida útil tiene lugar en las picas radiales excepto en *TRDC* 4 donde su $VUeq_{[\bar{P},TRDC]}$ es máximo.

11.3.5 *Discusión: Valores de referencia de VU en discos*

Una manera de medir cuantitativamente el desgaste de las herramientas de corte es mediante la medida del recorrido de cada herramienta desde que es instalada en la rueda hasta que es substituida, es decir, su vida útil. Tal como se ha descrito en el capítulo 4 valiéndose de que la distancia recorrida en km se relaciona linealmente con el desgaste de las herramientas en mm (DiPonio y otros, 2007) (Frenzel y otros, 2008), (Käsling 2013).

Otros autores aplican directamente esta relación midiendo el desgaste mediante horas de vida útil de las herramientas (Plinninger & Thuro, 2002) (Langmaack, Grothen, & Jakobsen, 2010).

A modo de referencia se cita los valores de vida útil en discos (VUD) relacionados con la Abrasividad que propone el método NTNU, según (DAUSACE, 1997).

Para un disco de 394mm de diámetro la VUD varía entre 200 y 1000km para rocas muy abrasivas, lo que correspondería a valores >500 g/t según la escala de abrasividad de LCPC.

Y un rango de VUD superior a 5000 a 10000km se corresponde con rocas no abrasivas (lo que equivale a valores de abrasividad menores de 500g/t para ensayos de LCPC).

Estos valores son reducidos en un 30% cuando los discos de corte son de 356mm de diámetro e incrementados en un 50 a 65% cuando se trata de discos de 432mm de diámetro (17"). Lo que da valores mínimos entre 300 y 330km/disco y valores máximos de 1500 a 1650km/disco para rocas muy abrasivas. A su vez, resultan valores mínimos entre 7500 y 8250km/herr y valores máximos entre 15000 y 16000km/herr para materiales que no alcanzan el grado de muy abrasivos (véase la tabla 11.6).

En los casos de nuestro análisis los discos son de 17" mayoritariamente, por lo tanto el método NTNU les asignaría una estimación de VU según la siguiente tabla, tal como indican las recomendaciones comentadas:

Tabla 11.6: Valores de VUD propuestos por NTNU en función de la Abrasividad para discos de 17".

VUD 17"[km]	Abr [g/t]
300 – 1500 a 330 - 1650	>500 (muy abrasivos)
7500 – 15000 a 8250 - 16500	<500 (no abrasivos)

Para relacionar estas recomendaciones con lo observado en las obras descritas, se usan sólo datos de los discos de corte.

Se observa que $UP1$ satisface las estimaciones del método noruego con unos valores promedio de $VUeq_{[\bar{D},UP]}$ de 461km para unos valores medios de abrasividad $Abreq_{[TRDC]}$ igual a 765g/t.

El resto de UP presenta valores de $VUeq_{[\bar{H},UP]}$ superiores a las propuestas por el método noruego para los valores de Abrasividad indicados sobre todo para materiales con $Abr \leq 500$ g/t. Se debe tener en cuenta que los valores de Abrasividad en NTNU no contemplan secciones heterogeneas, sino que corresponden a valores de abrasividad de secciones con un único material homogéneo en todo el frente de excavación.

11.4 Análisis de $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ frente a las propiedades geotécnicas evaluadas en TRDC

En este punto se analiza la relación entre valores de Vida Útil de herramientas *en* [TRDC] determinados con el método aproximado frente a las propiedades geotécnicas $Abr[TG]$, $RCS[TG]$, y las derivadas de afectar a ambas propiedades por los $FI_Abr[TG]$ y $FI_RCS[TG]$ respectivamente, definidas todas ahora en el plano de la tramificación TRDC.

Una manera simple de relacionar ambos conjuntos de datos es volcarlos en una gráfica de puntos y ajustar una función de correlación. Esto se desarrolla en la siguiente sección 11.4.1, donde, además se compara el resultado de trabajar con valores de abrasividad $Abreq[TRDC]$ y $Abrmáx[TRDC]$.

11.4.1 Correlaciones entre $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ y $Abr[TRDC]$.

Para relacionar la variación de la vida útil de las herramientas respecto de la abrasividad, se debería precisar primero cuál es el valor de abrasividad en cada TRDC que se debería considerar, debido a que las secciones perforadas son heterogéneas, es decir, son secciones que contienen uno, dos o mas unidades geotécnicas presentes en un mismo frente de excavación, lo que lleva a tener que considerar uno, dos o mas valores de abrasividad asociados a estos materiales. Surge entonces la pregunta de qué valor de abrasividad será mas influyente en el proceso de desgaste de las herramientas? Podría ser la media ponderada de la abrasividad de todos los materiales presentes en una sección que es el caso de $Abreq[TG]$ ó podría ser el valor máximo de abrasividad, es decir el del material más abrasivo, sin embargo, es posible que el material mas abrasivo esté presente dentro de una sección mixta en una proporción baja en relación con otros materiales. Finalmente también podría introducirse el factor de impacto de abrasividad para dar peso a aquellos frentes más heterogéneos que otros.

En primer lugar se analiza en las siguientes figuras 11.27 a 29 la relación agregada entre las tres propuestas de determinación de la abrasividad (la equivalente, la máxima y la afectada por el factor de impacto) y los valores de $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ estimados de las herramientas.

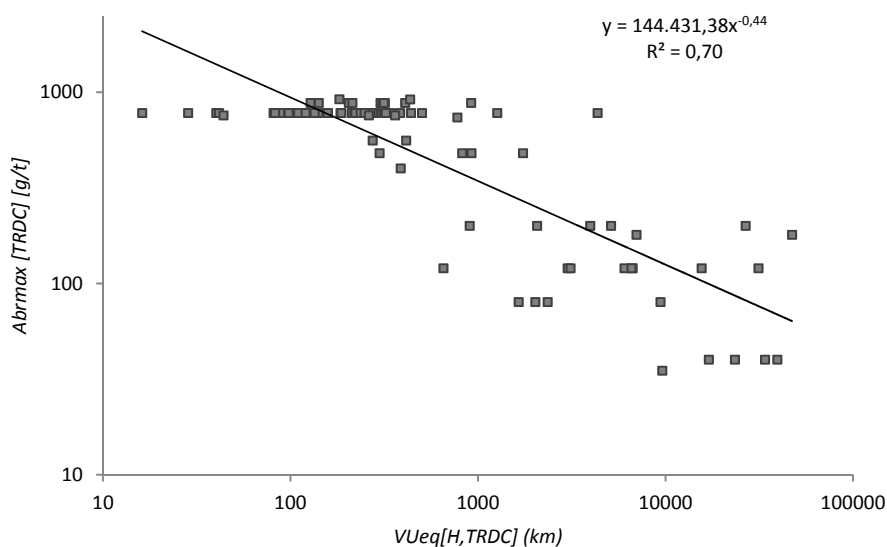


Figura 11.27: $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ vs $Abrmáx[TRDC]$

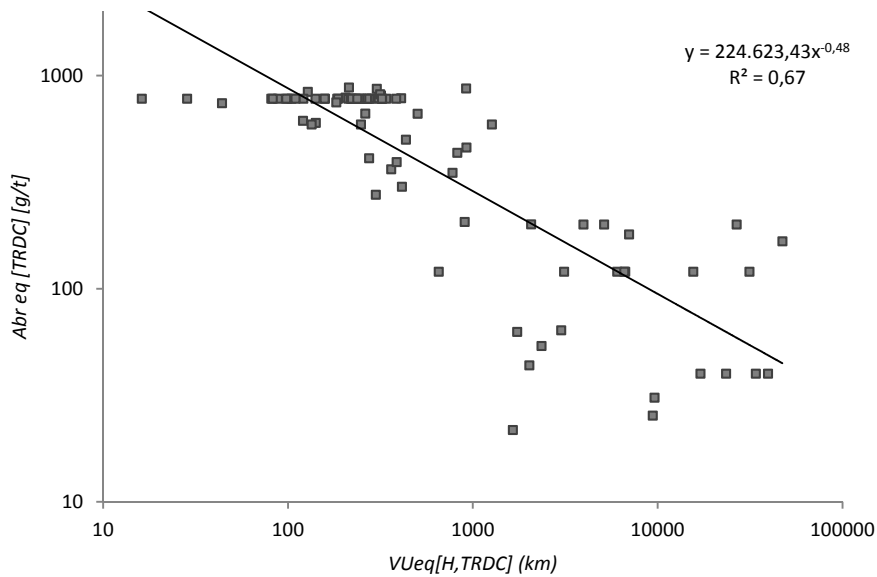


Figura 11.28: $VUeq_{[H,TRDC]}$ vs $Abr eq[TRDC]$.

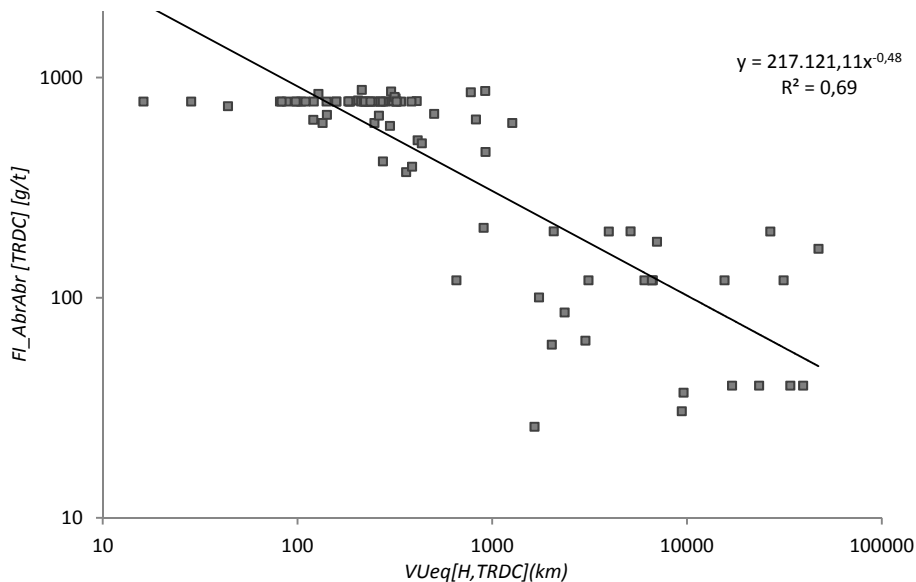


Figura 11.29: $VUeq_{[H,TRDC]}$ vs FI_AbrAbr en TRDC

Las tres curvas de correlación se han obtenido a partir de los datos de 183 tramos. Se observa una correlación de tipo potencial con moderados valores de correlación $R^2 = 0,7/ 0,67/ 0,69$ que se corresponden respectivamente con $Abrmax[TRDC]$, $Abr eq[TRDC]$ y $FI_AbrAbr[TRDC]$, siendo ligeramente mejor la correlación con la abrasividad máxima. La diferencia entre los tres valores de R^2 es mínima.

Además, se ve que la hipótesis dominante sería aquella que establece que a mayor valor de propiedades geotécnicas menor será la Vida útil de las herramientas. Esto se refleja con una disminución de los km alcanzados.

En un nivel de mayor detalle se presenta en las figuras 11.30 a 11.32 la relación entre los valores de $VUeq_{[H,TRDC]}$ discriminado por categorías de herramientas frente a las tres medidas de abrasividad.

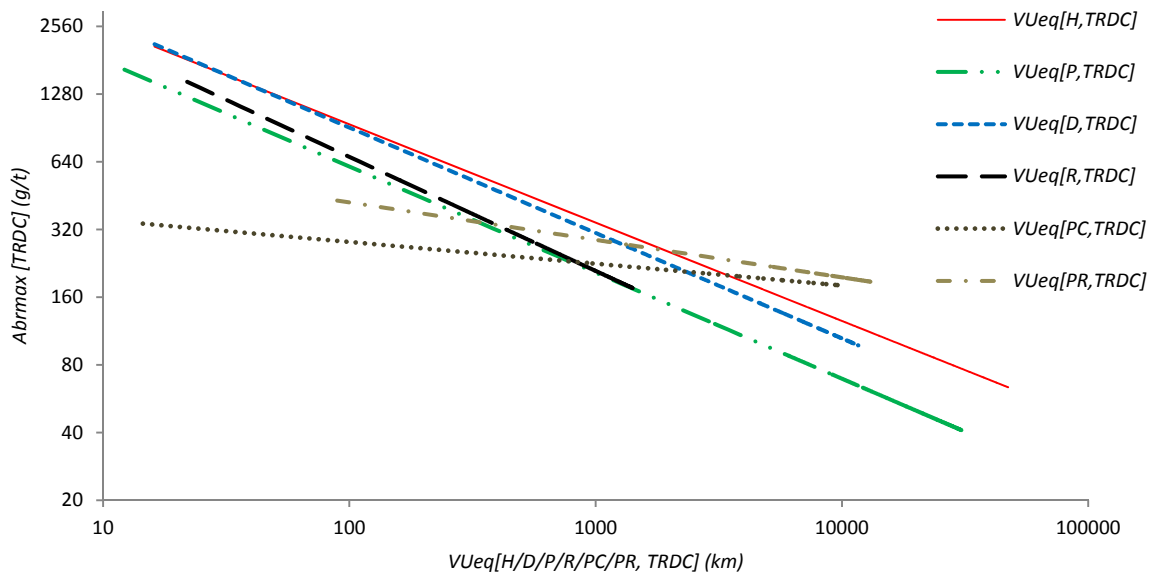


Figura 11.30: $VUeq_{[H, TRDC]}$ vs Abr_{max} .

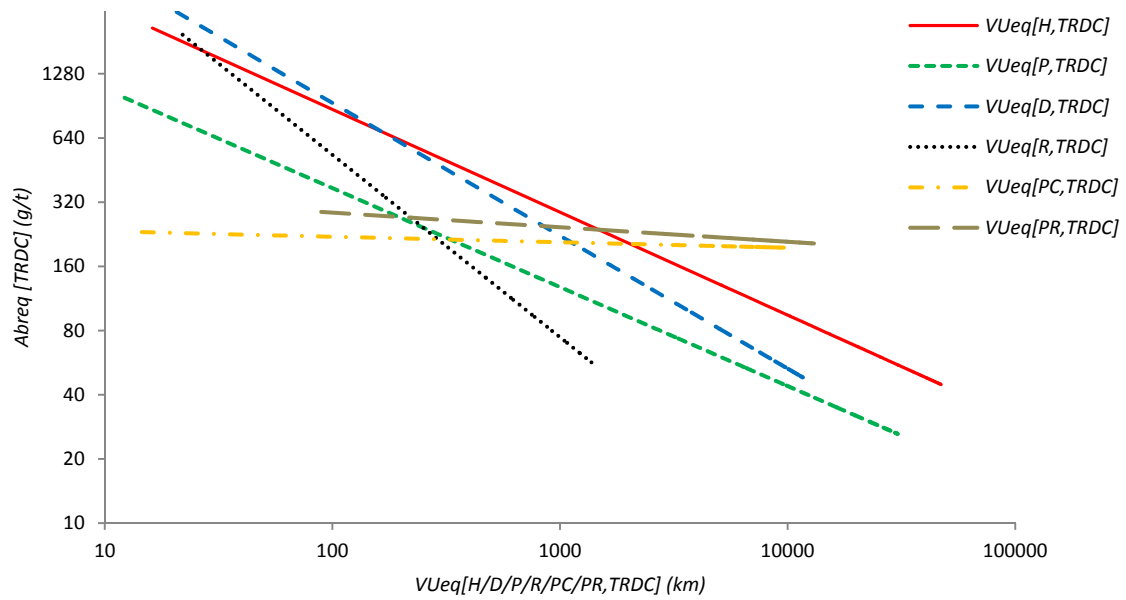


Figura 11.31: $VUeq_{[H, TRDC]}$ vs $Abreq$ [TRDC].

11 Vida útil de las herramientas

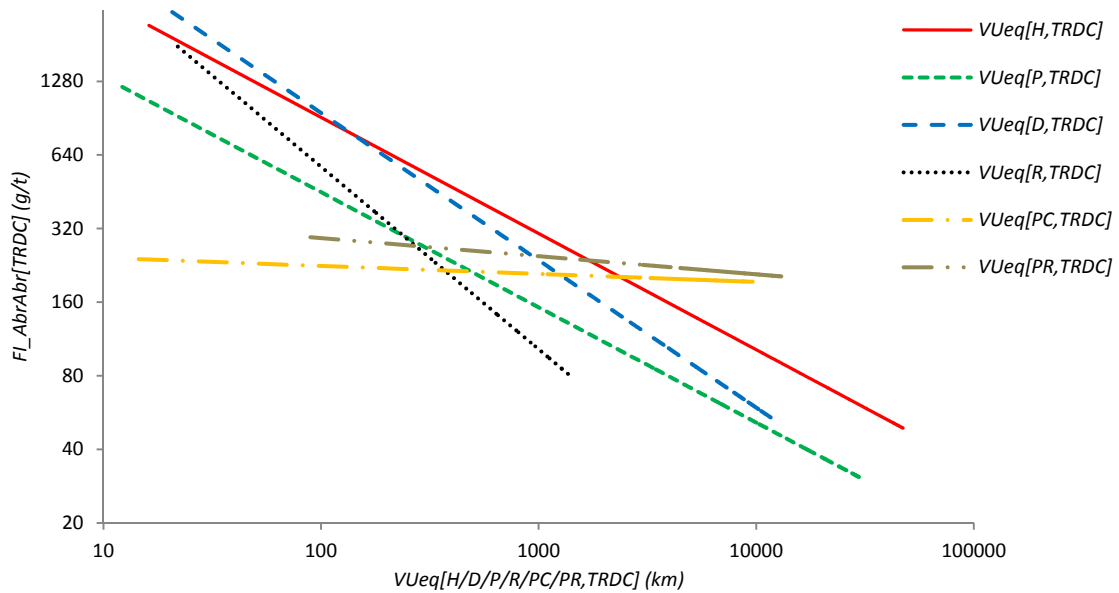


Figura 11.32: $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ vs $FI_AbrAbr [TRDC]$.

A la vista de las gráficas se aprecian diferencias en la categoría de herramientas a la hora de evaluar las mejores correlaciones de vida útil con la abrasividad, los siguientes valores de correlación tabulados sintetizan mejor las citadas diferencias.

Tabla 11.7: Valores de R^2 hallados para $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ por categoría vs los tres modos de estimar $Abr[TRDC]$.

	$Abrmax[TRDC]$		$Abreq[TRDC]$		$FI_AbrAbr[TRDC]$	
	Ec.	R^2	Ec.	R^2	Ec.	R^2
$VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$	$144431x^{-0,44}$	0,7	$224632x^{-0,48}$	0,67	$217121x^{-0,48}$	0,69
$VUeq_{[\bar{D},TRDC]}$	$200610x^{-0,47}$	0,51	$1E+06x^{-0,62}$	0,58	$980804x^{-0,6}$	0,6
$VUeq_{[\bar{P},TRDC]}$	$139323x^{-0,47}$	0,72	$77662x^{-0,46}$	0,67	$102490x^{-0,47}$	0,69
$VUeq_{[\bar{R},TRDC]}$	$231540x^{-0,51}$	0,55	$1E+07x^{-0,86}$	0,79	$3E+06x^{-0,75}$	0,73
$VUeq_{[\bar{PC},TRDC]}$	$858x^{-0,097}$	0,33	$296x^{-0,03}$	0,39	$328x^{-0,03}$	0,49
$VUeq_{[\bar{PR},TRDC]}$	$2872x^{-0,17}$	0,89	$627x^{-0,07}$	0,3	$687x^{-0,07}$	0,33

Los valores alcanzados en la correlación de las variables no son muy altos, entre otras cosas, porque el desgaste no depende sólo de la abrasividad sino que existe una influencia también de otras propiedades geotécnicas, tales como la RCS o los factores de impacto FI y otras que no se han citado en este estudio. Sin embargo, su consulta nos permite comparar con qué medidas de abrasividad se relaciona mejor la vida útil de las herramientas.

La tabla 11.7 confirma las mejores correlaciones de vida útil con la abrasividad máxima en las categorías de H , P y PR , en tanto que para la abrasividad penalizada por el factor se destacan las correlaciones en D y PC . Mientras tanto, para $Abreq$ las mejores correlaciones se corresponden con R . Sin embargo, podría interpretarse también que las diferencias observadas entre las correlaciones de una misma categoría para los tres modos de cuantificar la abrasividad del $TRDC$ no son de gran magnitud excepto para rastreles y picas radiales PR empleadas en EI y EII .

11.4.2 Correlaciones en función de escalas de clasificación de propiedades geotécnicas.

Los datos de $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ se han agrupado y promediado en función del correspondiente valor de propiedad geotécnica frente al que se analizan, en el caso de $Abreq[TRDC]$ según su

escala de clasificación LCPC, en el caso de $RCSeq[TRDC]$ de acuerdo a su escala que distingue entre rocas, suelos duros y rocas blandas (HRRS) y suelos (véase cap. 8 sección 8.3.5). Los factores de impacto FI_{Abr} y FI_{RCS} se han evaluado como un factor de penalización que afecta a ambas propiedades Abr_{eq} y $RCSeq$, respectivamente. Se ha excluido de los promedios los datos correspondientes a picas cónicas y radiales por resultar que todos ellos se ubican dentro de un único rango de Abr . Los valores de correlación alcanzados bajo estos criterios se han tabulado y se ilustran en las siguientes gráficas mediante sus líneas de tendencia que unen puntos de una misma categoría de herramienta.

El resultado se observa en la siguiente tabla y las siguientes gráficas:

Tabla 11.8. Matriz de correlación agregada categorizada, $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ versus Propiedades geotécnicas en TRDC.

Categoría de herramientas	$Abr[TRDC]$		$RCS[TRDC]$		$FI_{Abr}Abr [TRDC]$		$FI_{RCS}RCS[TRDC]$	
D	0,62	Log	0,02	Log	0,66	Log	-	-
P	0,82	Pot	-	-	0,84	Pot	-	-
R	-	-	-	-	-	-	0,004	log
PC	0,4	Pot	0,05	Log	0,5	Pot	0,05	log
PR	0,32	Log	0,2	Log	0,35	Pot	0,2	log
H	0,59	Pot	0,15	Exp	0,60	Pot	0,1	log

(-) indica que no hay correlación

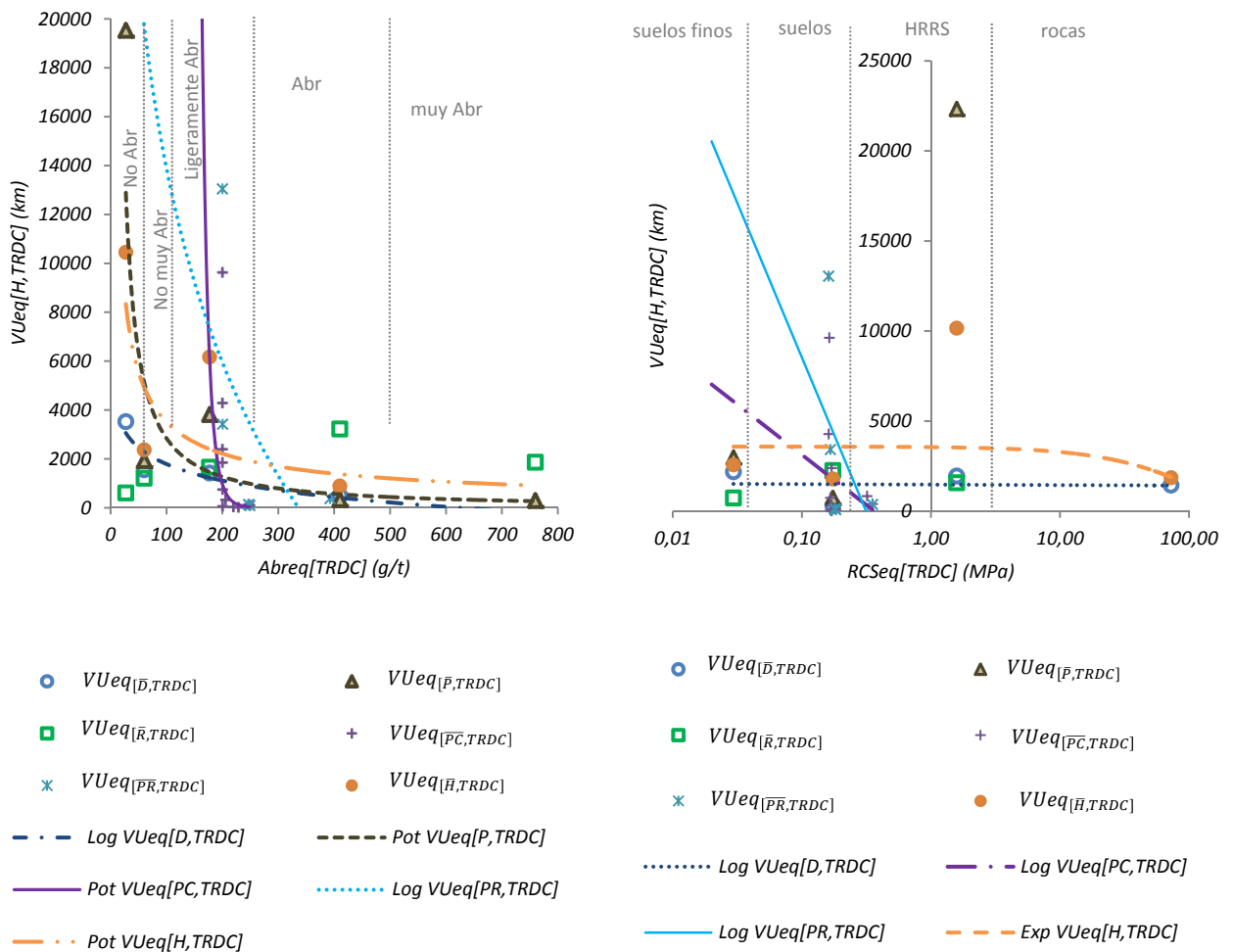
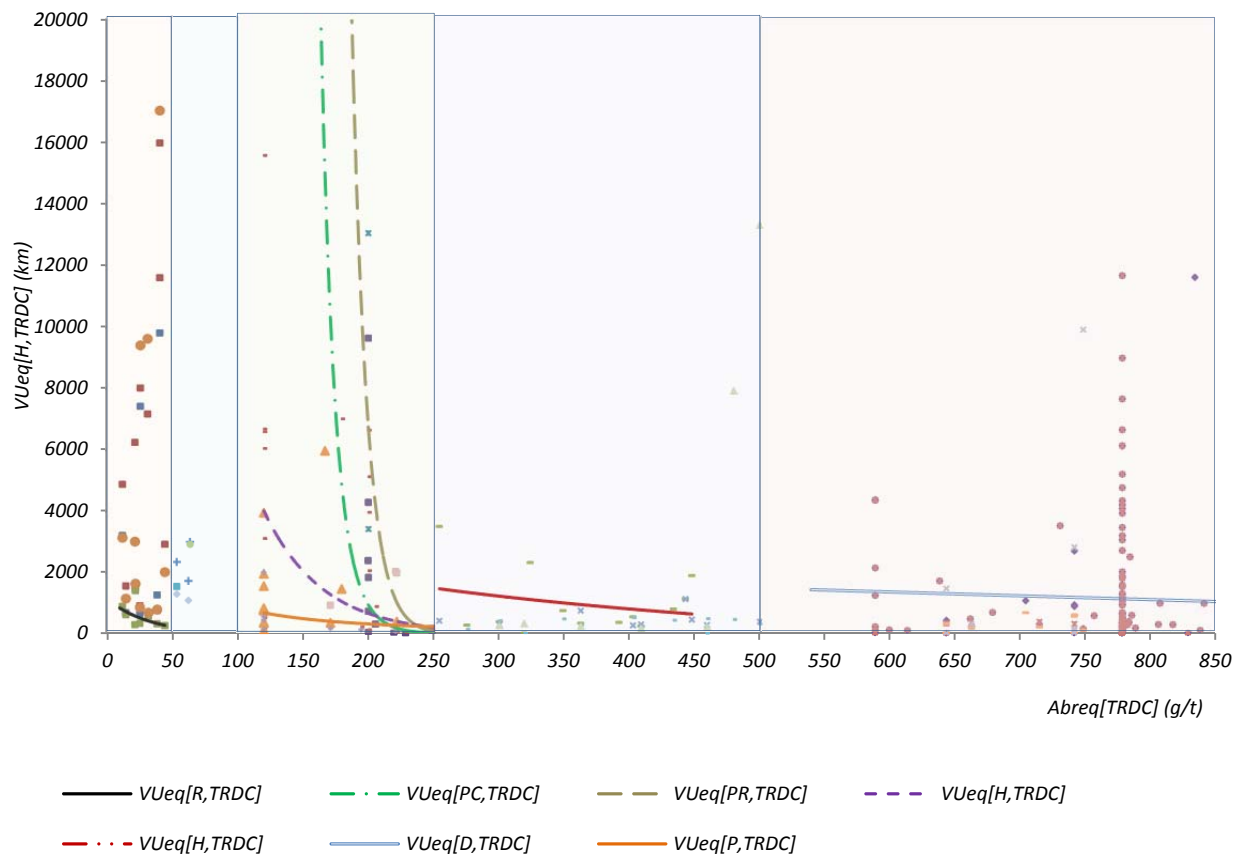


Figura 11.33: $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ vs propiedades geotécnicas a) Abr_{eq} , b) $RCSeq$ en TRDC.

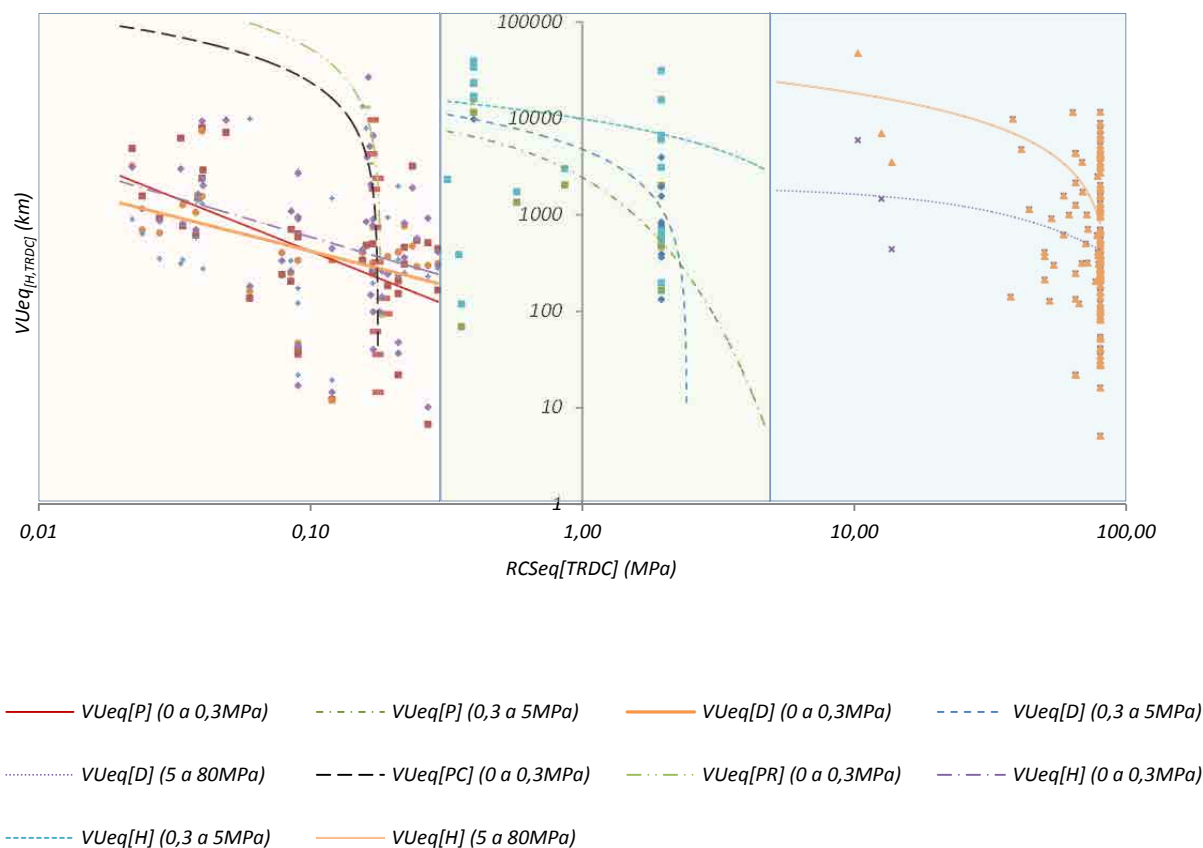
Se han obviado las gráficas de las propiedades afectadas por el factor de impacto por ser muy similares a las mostradas en la figura 11.33. Esto se debe a que la influencia de este factor es muy baja, lo que se advierte en la tabla 11.8 en la que los valores de R^2 para las propiedades geotécnicas y para las mismas pero afectadas por los factores de impacto dan valores casi iguales con diferencias del orden del centésimo y menos.

La correlación entre vida útil y propiedades geotécnicas es más acentuada con respecto a $Abreq[TRDC]$ que no con $RCSeq[TRDC]$ para todas las categorías de herramientas y en particular para las picas. Sin embargo, es curioso si más no, la falta de correlación con los rastreles, lo que nos conduce al siguiente enfoque para abordar las relaciones entre estas variables. Se propone delimitar zonas o rangos de valores de abrasividad correspondientes a rangos de valores de vida útil de las herramientas donde pudiera haber una mejora en la correlación respecto de la obtenida para la totalidad de los valores.

Al hilo de las escalas de clasificación de RCS y Abr , a continuación se presentan las correlaciones obtenidas con los valores de vida útil agrupados por categorías de herramientas. A partir de esta segregación de los datos se pueden hacer tantas líneas de tendencia como valores tome la propiedad geotécnica (en el caso de Abr y RCS) se ha hecho además para cada categoría de herramienta. En las graficas se han dibujado únicamente aquellas con las que se ha logrado un valor de correlación razonable y una línea de tendencia que satisface la hipótesis de caída de la vida útil con el aumento de magnitud de la propiedad geotécnica.



a)



b)

Figura 11.34: $VUeq_{[H,TRDC]}$ vs a) $Abreq[TRDC]$ y b) $RCSeq[TRDC]$ según sus escalas de clasificación

En las gráficas se han representado las curvas de tendencia mejor logradas y puede observarse que para materiales no abrasivos (0 a 50g/t) tales correlaciones se obtienen con los rastreles. Para materiales ligeramente abrasivos (100g/t a 250g/t) se destacan las picas y para materiales muy abrasivos los discos. De alguna manera esto podría indicar cual categoría de herramienta es más apropiada para trabajar con materiales de determinado rango de abrasividades. En el caso de la RCS, el mismo análisis indica que con suelos (0 a 0,3MPa) todas las herramientas contribuyen al trabajo de cortar el terreno, si bien las picas alcanzan un nivel de correlación mayor ($R^2 = 0,75$ para picas radiales (PR) y $R^2 = 0,3$ para P y PC).

Para suelos duros y rocas blandas (HSSR) con RCS (0,3MPa a 5MPa) la mejor correlación se halla para los discos $R^2 = 0,86$. Finalmente en rocas blandas se consigue una línea de tendencia apropiada con discos, si bien su correlación es despreciable.

A partir de este sondeo general surge una serie de matices en el análisis a la hora de definir los rangos de valores para las propiedades geotécnicas en las que se debería considerar dichas correlaciones con la variable $VUeq_{[H,TRDC]}$.

Tal como se muestra en la siguiente tabla 11.9 las correlaciones de la vida útil en TRDC frente a la abrasividad también en TRDC mejoran notablemente respecto de las presentadas en la tabla 11.7 si se considera que:

- Para rastreles sólo se consideran materiales no abrasivos.
- Para discos se descartan los materiales no abrasivos.
- Para picas se descartan algunos puntos que combinan materiales muy abrasivos con RCS muy baja (correspondiente a suelos).

La gráfica de $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ promediados según la escala de abrasividad mejora en su nivel de correlación si se tienen en cuenta para el promedio, los rangos relevantes de valores en la propiedad geotécnica de que se trate, tal y como se observa en la siguiente gráfica que mejora la gráfica 11.33a. Las categorías de rastreles, picas radiales y cónicas contienen datos en un solo rango de valores de Abr por lo tanto se ha trabajado con el conjunto de datos y no se ha trabajado con su valor promedio.

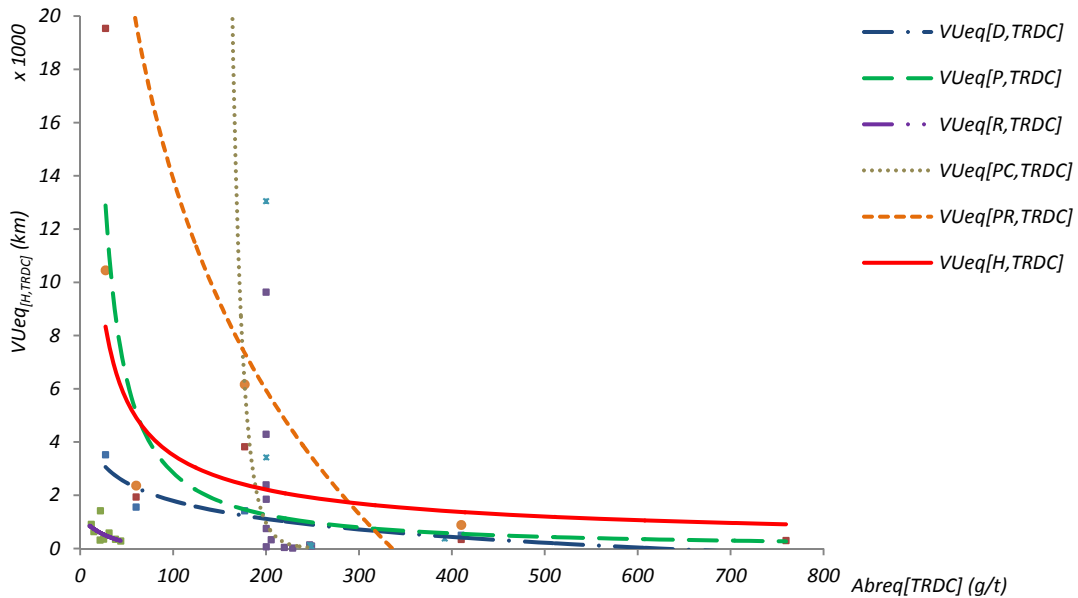


Figura 11.35: valores promedios de $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ según la escala de clasificación de Abr vs $Abreq[TRDC]$ filtrados.

Tabla 11.9: Correlaciones $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ vs $Abr[TRDC]$ según categoría de herramientas

herramientas	R^2 $VUeq$ vs $Abreq[TRDC]$	función	
D	0,84	$-1E+6\ln(x)+6E+6$	Logarítmica
P	0,81	$6E+8x^{-1,163}$	Potencial
R	0,37	$1E+6e^{-0,032x}$	Exponencial
PC	0,4	$9E+40x^{-15,19}$	Potencial
PR	0,32	$-1E+7\ln(x)+7E+7$	Logarítmica
H	0,53	$8E+7x^{-0,67}$	Potencial

Una mejor correlación entre vida útil y abrasividad se ha presentado en la figura 11.35 y tabla 11.9 para la tramificación TRDC gracias a restringir dichas correlaciones a ciertas categorías de abrasividad.

Por otra parte, estos resultados se podrían interpretar como que:

- Carece de sentido intentar determinar el valor de vida útil de picas cincel o rastreles en materiales tales como roca abrasivas o muy abrasivas, puede interpretarse que para valores medios a altos de abrasividad no hay relación entre el desgaste de los rastreles y las abrasividades, esta hipótesis solo tendría cabida cuando esta categoría de herramientas se emplea como lo han hecho estos casos de estudio en el proyecto de L9, es decir asignándoles la función de arrastre del material excavado hacia el interior de la cámara de tierras y no con la función exclusiva de excavar como ocurrió en los proyectos de EI y EII .

- Del mismo modo, es inválido tratar de determinar el valor de vida útil en discos cuando el suelo es no abrasivo.

Ambos escenarios pueden verse como dos extremos opuestos en la gama de posibles empleos de herramientas en diversos tipos de terrenos.

11.5 Análisis de la relación entre la Vida útil de las herramientas y la Energía específica

En la siguiente figura se representa la nube de puntos que resulta de relacionar los valores medios de $VUeq_{[H,UP]}$ versus los valores medios de $SE[UP]$.

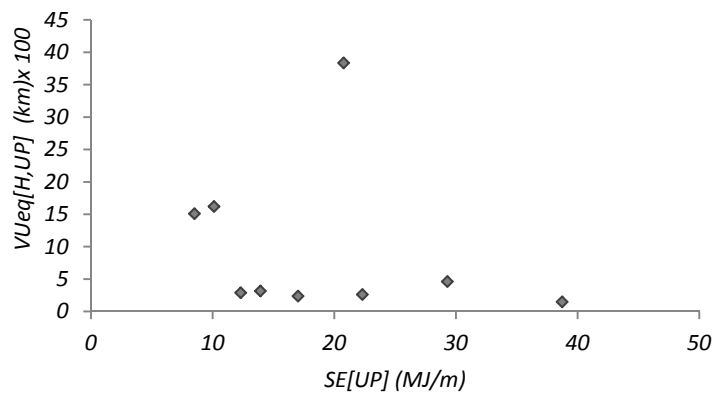


Figura 11.36: $VUeq_{[H,UP]}$ vs $SE[UP]$

Sin llegar a observar una tendencia clara puede admitirse que las unidades dónde las herramientas presentaron mayor vida útil se asocian a los menores valores de energía específica y en consecuencia, podría decirse que se trata de *UPs* más eficientes durante su trabajo de excavación. Para poder diferenciar el efecto del tamaño de la excavación se grafica a continuación la relación entre $SE[UP]$ frente a la distancia al centro promedio de las herramientas en cada *UP*, según procedan de túneles con diámetro 11,9m, 9,4m o 6,9m.

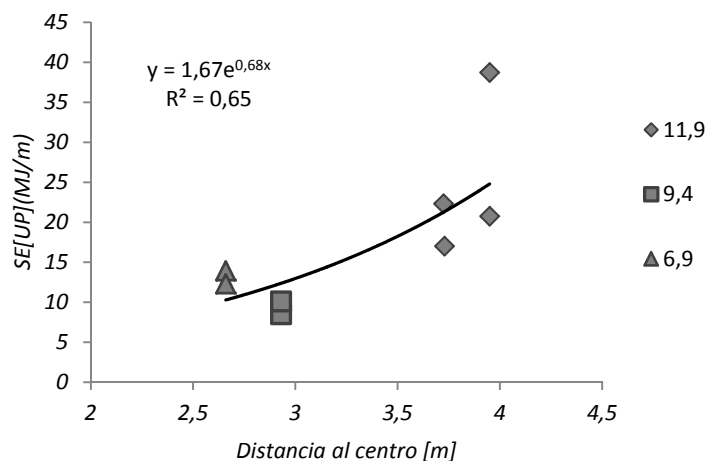


Figura 11.37: $SE[UP]$ vs distancia al centro de las herramientas.

Se observa que los datos de túneles de mayor diámetro ($D=11,9\text{m}$) correspondientes a las *UP1* a *UP6* se sitúan en rangos de *SE* entre 17 y 38MJ/m, mientras que los datos provenientes de túneles con diámetro 9,4m que son los de las *UP 7* y *9* se sitúan en rangos de *SE* menores concretamente entre 8 y 11 MJ/m, finalmente los datos de túneles de 6,9m de diámetro correspondientes a *EI* y *EII* presentan valores de *SE[UP]* entre 12 y 13 MJ/m. En base a estos resultados no podría decirse que haya una influencia evidente de la energía específica con el diámetro de los túneles lo que sugiere la idea de que la excavación de túneles puede ser mas o menos eficiente y para ello priman otros condicionantes (tipo de maquina, operación de la misma, geología) independientemente de las dimensiones del tubo.

11.6 Trazabilidad del método de predicción de avance neto y desgaste propuesto en suelos y terrenos mixtos.

Se plantea ahora dar utilidad a estas relaciones analizadas de manera que pudieran colaborar en la predicción de rendimiento de nuevos proyectos junto a las relaciones presentadas y analizadas en el capítulo 10 en cuanto a valores de penetración.

En síntesis: Para un proyecto cualquiera, una vez conocida la abrasividad en un medio heterogéneo con suelos y secciones mixtas se propone seguir el siguiente diagrama de flujo (figura 11.38) para hacer un pronóstico aproximado del rendimiento de la excavación mediante excavación mecanizada.

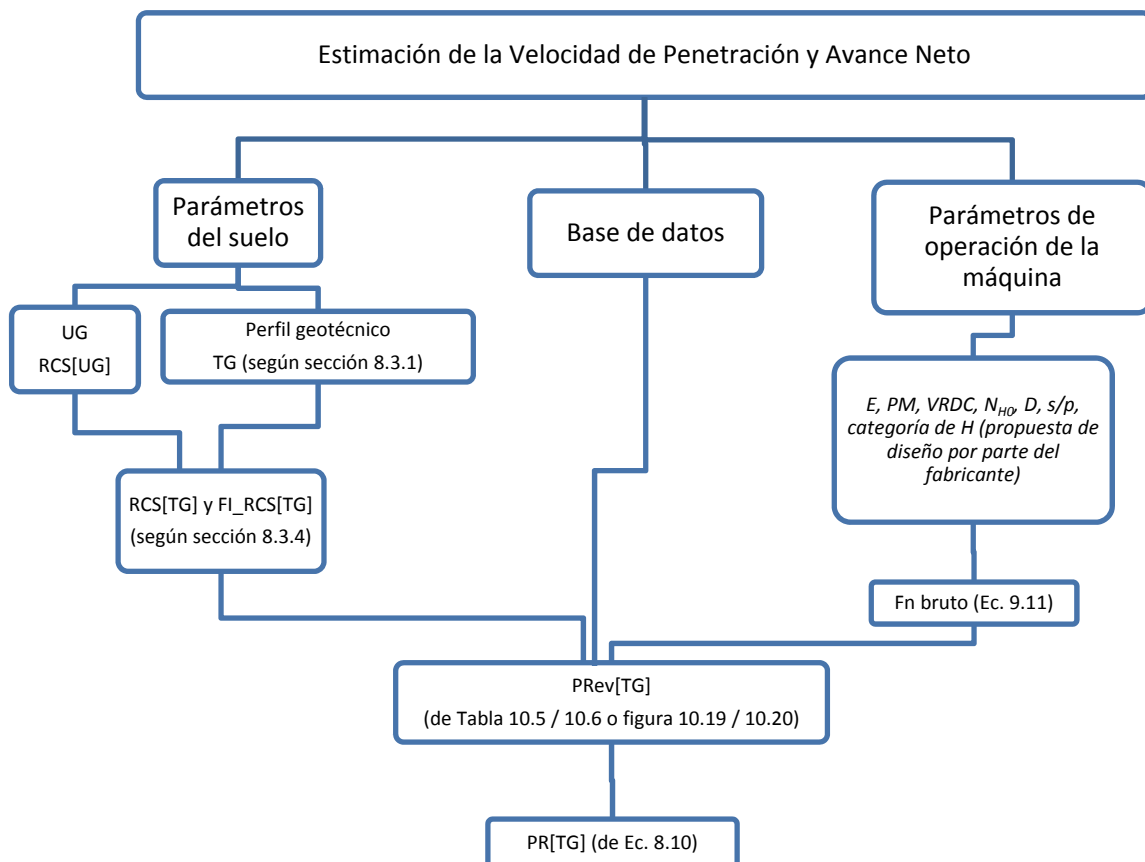


Figura 11.38: Diagrama de Flujo Metodología de predicción de *PRev* en terrenos heterogéneos.

Con la estimación de la velocidad de penetración P_{Rev} y avance neto PR y escogiendo un adecuado valor de Factor de Utilización $U(\%)$ se obtendría una primera estimación del conjunto de valores de velocidad de avance bruto AR para el perfil geotécnico del proyecto que se analice.

Ahora bien, durante el avance de una excavación las herramientas de corte van experimentando desgaste y llegará un momento en que la máquina deberá parar para realizar el mantenimiento y sustitución de herramientas.

En el desarrollo de este trabajo se dispuso del dato de cantidad de herramientas recambiadas, sin embargo, para un nuevo caso de análisis, calcular la vida útil de las herramientas en una fase de análisis previo a efectos de hacer un pronóstico implica partir de una estimación de la cantidad de herramientas a recambiar basada en la experiencia y en una buena base de datos.

Un buen pronóstico de la Vida Útil de las herramientas facilita estimar cada cuantos metros la máquina deberá parar o lo que es lo mismo predecir $L[TRDC]$ y la cantidad de paradas de la misma o $N[TRDC]$, por lo tanto, si se consigue estimar estos datos se podría hacer una previsión de stock de los útiles de corte en obra para hacer los recambios necesarios en tiempo y forma. Todo esto con vistas a optimizar los tiempos de operación de la TBM y disminuir las improvisaciones y tiempos muertos no controlados durante las perforaciones de túneles.

Para estimar el número de paradas de la máquina tuneladora se deberá seguir el siguiente procedimiento complementario al descrito en el diagrama de flujo de la figura 11.38.

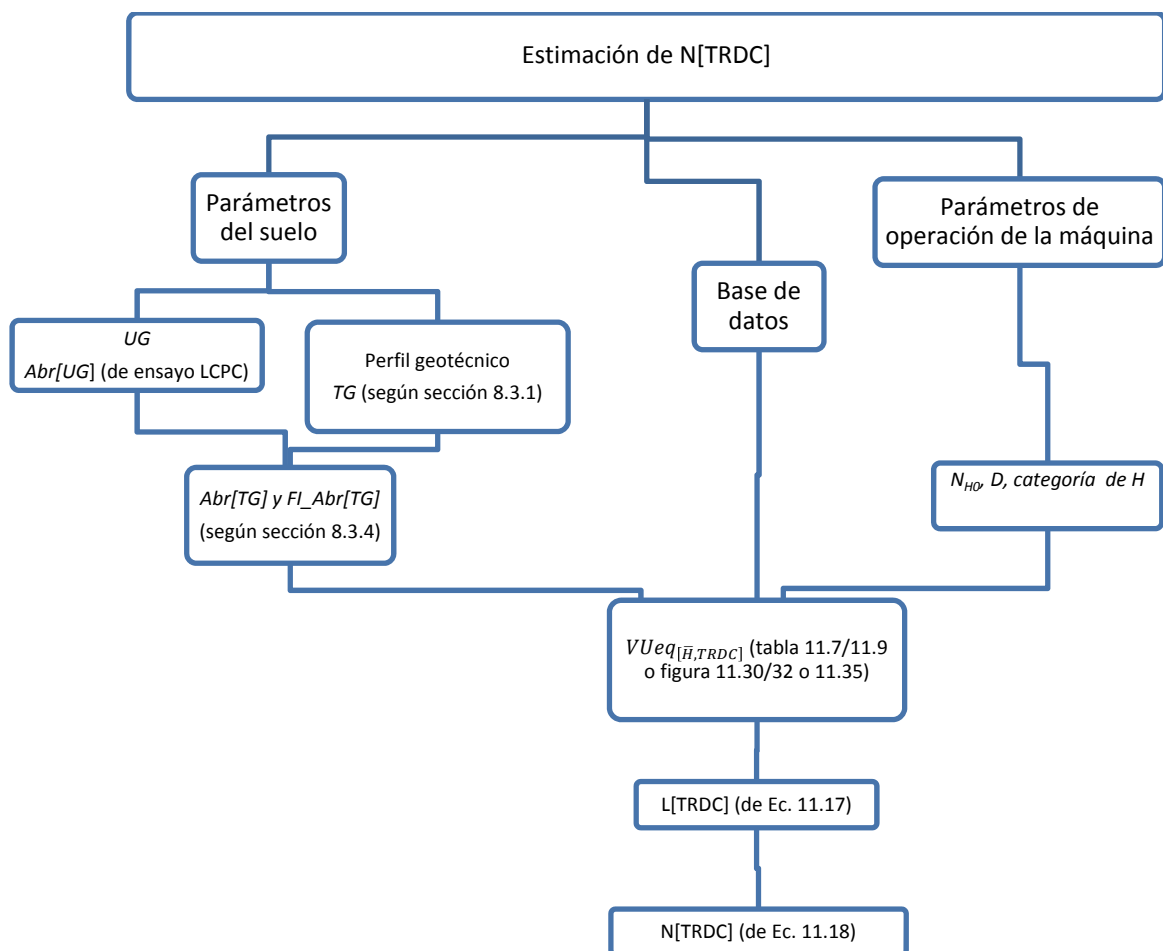


Figura 11.39: Diagrama de Flujo Metodología de predicción de $N[TRDC]$ en terrenos heterogéneos.

A lo largo de un perfil geotécnico completo probablemente habrá $N[TG]$ por lo tanto a cada TG corresponderá un $Abreq[TG]$ y en consecuencia un valor de vida útil $VUeq_{[\bar{H},TG]}$ asociado a cada ambiente abrasivo, según las gráficas 11.30/11.32 (nótese que $TRDC$ es desconocido, de modo que en la gráfica se entra con los datos de $Abreq[TG]$ o con $FI_{AbrAbr}[TG]$ y se obtienen valores de $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ de algunos posibles $TRDC$ aún desconocidos) y que constituirá un conjunto de valores $VUeq_{[\bar{H},TG]}$.

Conocidos los valores de $VUeq_{[\bar{H},TG]}$ a lo largo del perfil geotécnico se corrigen estos valores según los parámetro de operación y la geometría de la máquina (recuérdese que el valor de Empuje por herramienta F_n y el diámetro de la máquina es dato en función del diseño de proyecto), lo que dará lugar a establecer una primera estimación de valores de $L[TRDC]$ de tramificación por cambio de herramientas. Esto es recorrer el camino inverso a lo descrito en este capítulo desde que se realizó la tramificación $TRDC$ hasta que se calculan las vidas útiles en $TRDC$ $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$. De modo general, a partir de las distancias $L[TRDC]$ y la longitud total del perfil en estudio se obtendría la cantidad de paradas que deberá tener la máquina por cambio de herramientas, obviamente en una primera aproximación.

Dado que $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ es una magnitud promedio de la vida util de las herramientas en un $TRDC$ cualquiera y que se ha determinado a partir de un valor de Abrasividad en TG , el valor de $L[TRDC]$ viene determinado, según la ecuación genérica 11.14 por:

$$L[TRDC] = \frac{VUeq_{[\bar{H},TRDC]} PRev[TG] \frac{N_H}{N_{H0}}}{a_i} \quad (11.17)$$

Mientras se excava en un determinado $TG = TG1$ de longitud $L[TG1]$ con una abrasividad $Abr[TG]=Abr[TG1]$ la cantidad de veces $N[TRDC]$ que la máquina TBM ha de parar por mantenimiento de herramientas será:

$$N[TRDC] = \frac{L[TRDC]}{L[TG1]} \quad (11.18)$$

Podría ocurrir que $L[TRDC]$ sea menor, igual o mayor que $L[TG1]$ lo que define tres casos a resolver.

1. En el primer caso, significa que durante la excavación en $TG1$ habrán por lo menos una parada de la máquina debido al desgaste de las herramientas y la cantidad total de paradas será $N[TRDC]$.
2. El segundo caso tiene lugar cuando $L[TRDC] = L[TG1]$ la máquina tuneladora excavará todo el tramo $TG1$ sin parar y deberá hacer una parada por mantenimiento de la RDC antes de entrar en el siguiente tramo geotécnico $TG2$.
3. El tercer caso implica que las herramientas acaban de excavar en ambiente $TG1$ y entran en ambiente $TG2$ con un desgaste tal que aún no necesitan ser cambiadas pero que tampoco se trata de herramientas en estado nuevo.

Para determinar a cuanto equivale en km la vida util $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ remanente que proviene de excavar en $TG1$ al momento de entrar a excavar $TG2$ se propone lo siguiente:

Las herramientas deberían ser cambiadas cuando el desgaste ha alcanzado el límite establecido por los criterios de desgaste fijados previamente.

Luego para cada ambiente abrasivo

$$Abr = \{Abr1, \dots, Abrn\}$$

corresponderá un valor de vida útil

$$VUeq_{[H,Abr]} = \{VUeq_{[H,Abr1]}, \dots, VUeq_{[H,Abrn]}\}$$

al cabo de cada cual el valor del desgaste será el máximo que se puede admitir, es decir, el 100% del desgaste de todas las herramientas. Esto se puede representar mediante la siguiente gráfica.

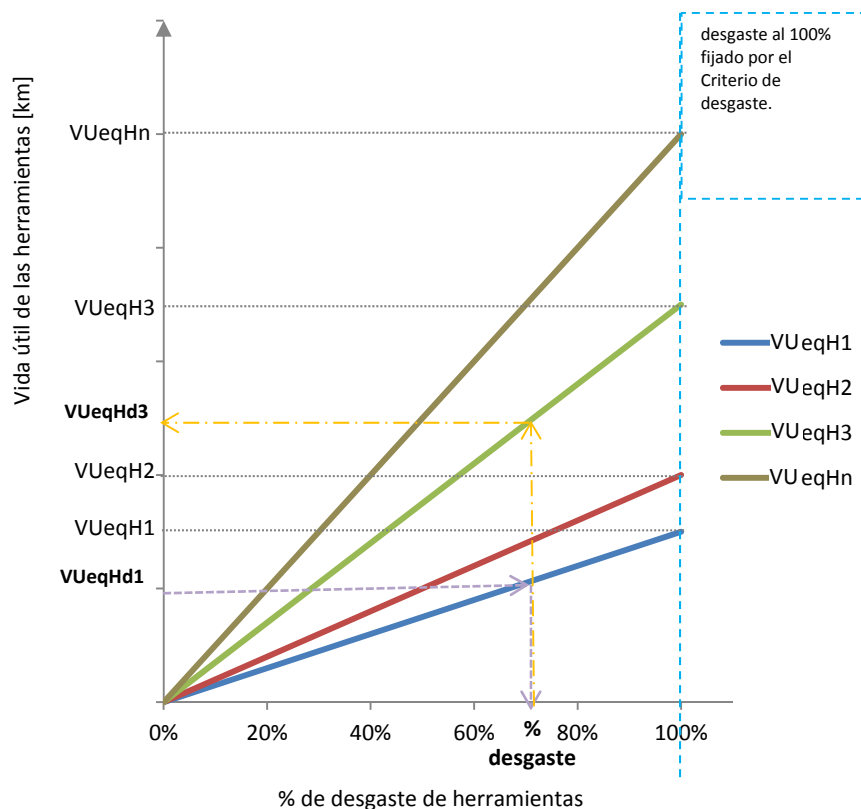


Figura 11.40: Diagrama de equivalencias de vida útil para diversos ambientes abrasivos.

Así que si una herramienta que trabaja en un ambiente abrasivo $Abr1$ y tiene una vida útil $VUeqH1$ (km) alcanza a excavar todo ese ambiente $Abr1$ y pasa a un ambiente, por ejemplo, menos abrasivo $Abr3$ antes de agotar su vida útil, el equivalente a la vida útil “remanente” como vida útil correspondiente al ambiente abrasivo 3 $VUeqHr3$ se determinaría como sigue: se entra en la gráfica con el valor de los metros ya recorridos $VUeqHd1$ (por el eje de las ordenadas) y cortando la curva correspondiente a $VUeqH1$ se determina el porcentaje de desgaste alcanzado por las herramientas (representado en el eje de abscisas) tal como lo indica la flecha de guiones de color lila; luego, una vez conocido el porcentaje de desgaste que ya tiene la herramienta (identificado en el eje de abscisas) se parte desde este mismo valor hasta interceptar la curva correspondiente a $VUeqH3$ correspondiente al nuevo ambiente abrasivo $Abr3$ y se halla el valor equivalente de “ $VUeqHd3$ ” que hubiera provocado el mismo porcentaje de desgaste en las herramientas si desde un inicio se hubiera estado trabajando en ese ambiente (esto se indica con

la línea de punto y raya de color naranja); finalmente, los metros aún disponibles para recorrer $VUeqHr3$ por las herramientas para trabajar en el nuevo ambiente abrasivo $Abr3$ o la “vida útil remanente” se determinan como:

$$VUeqHr3 = VUeqH3 - VUeqHd3 \quad (11.19)$$

Esta equivalencia entre vidas útiles correspondientes a distintas abrasividades es posible gracias al supuesto de linealidad entre el desgaste que experimentan las herramientas y sus vidas útiles y que ya ha sido comentado y explicado previamente esta tesis (véase capítulos 4 y 10 y sección 11.4).

Dado que el análisis es de naturaleza probabilístico, es menester considerar rangos de valores en todas las variables y no un valor único, teniendo presente que el método es aproximado, de este modo, el primer rango de valores resultante podría expresarse en tres escenarios, uno optimista, uno intermedio y uno pesimista. En cualquier caso, luego deberá ajustarse este primer pronóstico durante la puesta en marcha de la obra.

Una vez determinadas las progresivas en las que muy probablemente se deberá programar una parada de la máquina para hacer mantenimiento de las herramientas de corte a lo largo de todo el perfil del proyecto se procedería a integrar estos datos al programa general del proyecto junto al pronóstico de Avance PR resultante del diagrama de flujo de la figura 11.39.

Tanto $PRev[TG]$ como $N[TRDC]$ constituyen un primer pronóstico de rendimiento de una excavación mecanizada en suelos y rocas blandas y permiten estimar en tiempo y cantidad un primer número de herrameintas en acopio. Evidentemente resta por hacer luego un trabajo de integración de estos nuevos datos con el resto de variables que condicionan un proyecto como son los datos que derivan de un análisis de riesgo y que pueden motivar cambios a la hora de decidir el punto exacto de parada de la máquina y la duración de cada parada.

11.6.1 Ejemplo de aplicación

En esta sección se propone ilustrar con un ejemplo la estimación de vida útil de las herramientas de corte.

Dado que las herramientas tienen un elevado coste, la estimación de la cantidad a emplear más apropiada puede significar un ahorro importante de recursos al evitar el uso y recambio improvisado, espontáneo y por tanto en muchos casos innecesario de las mismas.

El ejemplo adoptado es el caso de EI , en el que se supone desconocido el número y lugar de cambio de herramientas y se pretenderá determinar. Para su estimación se ha aprovechado la tramificación en TG ya disponible y se ha trabajado con el avance neto real, también ya registrado. Se ha calculado el conjunto de $VUeq_{[H,TG]}$ para cada $Abreq[TG]$ mediante las ecuaciones de la tabla 11.9 y figura 11.35 luego, se ha determinado $L[TRDC]$ según la ecuación 11.17 para lo cual se ha propuesto el número de herramientas a recambiar en cada parada N_H de tal manera que se garantice el cumplimiento de un cierto criterio de desgaste establecido.

El criterio de desgaste adoptado es de un 20 a 25% del conjunto de herramientas desgastada.

En cada TG se ha actualizado el valor de $VUeq$ mediante la adición de dos términos que son el valor de $VUeq[TG]$ ponderando por la cantidad de herramientas sustituidas en ese TG y el $VUeq_{di}$ por las herramientas desgastadas que continúan desde el TG anterior.

Como resultado se estimaron 3 paradas por mantenimiento, una hiperbárica y dos en ambiente atmosférico, las últimas dentro del recinto de estaciones. En total se estima un

recambio de 283 herramientas que hubiera sido suficiente frente a las 449 herramientas que se recambiaron en realidad.

Si se comparan estos resultados con lo realmente ocurrido en *EI* se pone en evidencia que la aplicación de este método hubiera significado el ahorro de 166 herramientas, 2 intervenciones hiperbáricas y 2 atmosféricas.

La siguiente tabla resume el ahorro conseguido con el método propuesto en esta tesis frente a los registros en *EI*. Los precios unitarios citados en la tabla corresponden a presupuestos del año 2008. (Gonzalo, A., 2008).

Tabla 11.10: Comparación registros versus estimaciones de recambio de herramientas en *EI*.

	registrado			estimación		
	<i>L</i> [H,TRDC] (m)	<i>N</i> [H]	intervención	<i>L</i> [H,TRDC] (m)	<i>N</i> [H]	intervención
	111	1	hiperbárica	1200	63	atmosférica
	335	56	atmosférica	471	60	hiperbárica
	556	1	atmosférica	320	160	atmosférica
	225	65	atmosférica			
	274	104	hiperbárica			
	134	56	hiperbárica			
	781	160	atmosférica			
total	7	449		3	383	

Items	sub items	costos unit (euros)	Registro en <i>EI</i>				Estimado en <i>EI</i>				%
			ud	Hs unit	total hs	total costos	ud	Hs unit.	total hs	total costos	
<i>n</i> [UP]		10000	449			4490000	283			2830000	37
hiperbárico		58059	3	40	120	174178	1	40	40	58059	67
	mano de obra	6316									
	equipos auxiliares	986									
	medios auxiliares	726									
	consumibles	44230									
	SyS	5801									
Atmosf.		6316	4			25263	2			12632	50

En la tabla se avista una reducción del 37% en el número de herramientas substituidas respecto de las realmente empleadas, lo que significa un ahorro importante debido a que este es el ítem más caro.

En cuanto a la reducción de los tiempos de parada de la máquina (del 67%) por causa de las intervenciones hiperbáricas mejora el factor *U*, permite optimizar la programación de la obra y el resultado es una mayor eficiencia. Sin embargo, sobretodo, se traduce en una disminución de actuaciones imprevistas e incertidumbres que ponen en riesgo la seguridad de la obra en curso.

Finalmente, el ahorro del 38% en montos de dinero respecto de lo gastado (50% en cantidad) en las intervenciones en atmosférico contribuye al ahorro económico general en menor medida que los otros dos ítems, sin embargo no son cantidades despreciables cuando se trata de proyectos de obra pública.

11.7 Resumen

En este capítulo se ha propuesto una manera de estimar una vida útil promedio de las herramientas que podría ser asignada a una determinada configuración de rueda de corte a partir de la base de datos sin conocer el histórico particular de cada herramienta recambiada.

Se ha propuesto considerar la abrasividad en *TRDC* según tres modalidades: *Abreq*, *Abr max* y *FI_AbrAbr*. Se ha explorado cómo se relacionan cada una de éstas frente a $VUeq[H,TRDC]$. De lo que se concluye que dichas relaciones presentan diferencias mínimas entre sí y por lo tanto se ha optado por una de las tres modalidades que ha sido *Abreq[TRDC]* para continuar trabajando.

Se ha analizado la relación entre la energía específica en máquinas tuneladoras que contienen picas y discos combinados con la vida útil de las herramientas de corte.

Como conclusiones relevantes puede decirse que:

- El diámetro del túnel es un factor importante que debe ser considerado a la hora de evaluar la vida útil de las herramientas. A mayor diámetro mayor es la sensibilidad de las herramientas de corte frente a la abrasividad.
- Para abrasividades medias es recomendable considerar paradas de la máquina cada 500m en túneles con diámetros entre 7 y 12m siempre que en el terreno predominen una condición heterogénea de los suelos y rocas blandas.
- En líneas generales se comprueba que las *UP* con mayores valores de vida útil de sus herramientas alcanzados coinciden con las *UP* con menores valores de energía específica y por tanto con mejores eficiencias. Prueba de ello es el caso de *EII* en el proyecto de Terrassa respecto de *EI*. Los altos consumos de herramientas en *EI* conllevan una pérdida de eficiencia que se ve reflejada luego en las curvas de energía específica.
- Para el caso de *L9*, se comprobó que la mayor energía específica se había determinado para las picas de *UP2* y justamente es este tipo de herrameinta en *UP2* que ofrece la menor vida útil de todas las herramientas en todas las *UP*. Podría concluirse entonces que cuanto mayor sea la vida útil de las herramientas mayor será la eficiencia de las excavaciones. Tanto la vida útil como la energía específica están intrínsecamente afectadas por la ubicación de la herramienta en la *RDC* y su distancia al centro de la rueda.

La metodología para estimar la vida útil de las herramientas es aproximada y depende de valores promediados, faltará validarla con el desarrollo de alguna metodología de cálculo exacto que sólo podrá llevarse a cabo si se cuenta con todos los datos disponibles. Este trabajo es precisamente lo que se desarrollará en el siguiente capítulo para la *UP1* para lo cual se dispone del histórico de todas las herramientas empleadas durante la ejecución del túnel. Esto permitirá determinar exactamente el valor de vida útil de cada herramienta y para cada posición dentro de la rueda de corte. El valor así calculado podrá compararse con el valor hallado según la metodología aproximada propuesta en este capítulo a fin de evaluar el grado de certeza de los resultados y la validación de dicha metodología.

Por último se presenta una síntesis del procedimiento que se debería llevar a cabo para aplicar esta metodología a un proyecto cualquiera siempre que dicho proyecto se desarrolle en un terreno en condiciones heterogéneas con secciones mixtas de suelos de diversa naturaleza y rocas blandas, para túneles de geometría circular de diámetros comprendidos entre 6 y 12m y

con máquinas de excavación mecanizada integral que contengan discos y picas como herramientas de corte. La trazabilidad a seguir se sintetiza en dos diagramas de flujo que se complementan entre sí. Los resultados obtenidos consisten en rangos de valores de progresivas en las que muy probablemente se deberán efectuar paradas de la máquina para hacer mantenimiento de la rueda de corte debido al desgaste de las herramientas. El método es de aplicación en cualquier momento de la vida de un proyecto de túnel siendo recomendable su aplicación desde la etapa de proyecto básico hasta sus sucesivas calibraciones y ajuste de las predicciones durante el curso de las excavaciones acompañando así toda la etapa de ejecución de la obra.

Validación del método propuesto, el caso de Can Zam.

12.1 *Introducción*

Dado que en la base de datos se cuenta con UP1 como una Unidad de Perforación cuyos datos son muy completos, se hace posible trabajar en ella con mayor profundidad. En consecuencia se presentan, en este capítulo los resultados de análisis realizados sobre los datos de esta unidad sobre los siguientes tres aspectos:

- a) Por un lado se examina la capacidad de distintos métodos disponibles en la literatura para reproducir la penetración observada en un tramo de túnel. Esta tarea abunda en lo tratado en el capítulo 9, dónde la falta de datos impidió aplicar varios métodos que aquí se aplican.
- b) Por otro lado, se describe e ilustra con resultados la metodología experimental para determinar la abrasividad de los materiales y poderlos clasificar. Dicha clasificación se compara con otras clasificaciones obtenidas por otros métodos durante la ejecución de las obras. Esta comparación permitirá conocer las virtudes y limitaciones que posee cada metodología a la hora de ser aplicadas en suelos y rocas blandas.
- c) Por último se determina con la mayor precisión posible la vida útil de herramientas y se compara este valor con el que se obtiene al aplicar la metodología aproximada propuesta y descrita en el capítulo anterior.

12.2 *Descripción del caso con datos completos*

12.2.1 *Proyecto L9 Unidad de perforación I Can Zam – Macropou*

El tramo 4A de L9 tiene una longitud aproximada de 4,5 km y el túnel se extiende entre Bon Pastor y Can Zam, entre el P.K. 1+355 y el P.K. 5+633. La tuneladora entró en el extremo de Can

Zam, el pozo de salida se situó en la estación de Can Peixauet entre el P.K. 1+000 y P.K. 1+355. La obra comenzó en junio de 2003 y el tramo correspondiente entró en servicio el 13 de Diciembre de 2009.

Respecto del resto de las UP, los datos disponibles sobre la UP1 son particularmente mas completos en dos aspectos que se explican a continuación

12.2.2 Calidad del macizo rocoso

La figura 12.1 presenta un perfil esquemático en el que se identifican las unidades geotécnicas más representativas que atraviesa el túnel. Como se puede observar, existe una presencia dominante de la unidad geotécnica *Gr1*, aunque también se atraviesan tramos importantes de *Gr2* y *Bf*. El Mioceno se mantiene sobre la clave del túnel, sin ser interceptado más que en una zona puntual a la altura del PK 2+040 al 1+920.

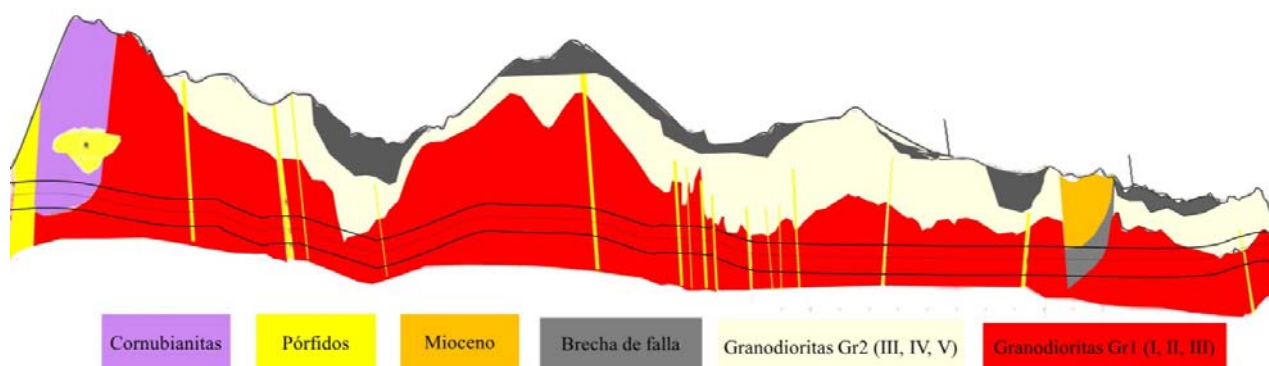


Figura 12.1. Esquema de perfil geotécnico UP1: túnel Can Zam.

Sin embargo esta clasificación geotécnica se ramifica cuando se particulariza la caracterización a escala del metro mediante mapeos del frente¹ en buena parte de esta UP que realizó el equipo de dirección de obra. Así, ellos hallaron que cada UG se podía dividir en subcategorías. Por ejemplo, en el caso de las granodioritas y granitos la subcategorización se muestra en la tabla 12.1:

Tabla 12.1 Subcategorización de *Gr1* y 2 según la DO.

Gr1:	Gr1-2:	Gr 2
Gr I-II debil con fracturas	transición Gr II, III - Gr IV	Gr III
Gr I-II duro con fracturas	transición Gr III - Gr IV	transición Gr II - Gr III
Gr I-II duro con fracturas y diques Pf		transición Gr II - Gr III debil con fracturas
Gr I-II muy duro con fracturas		transición Gr II - Gr III con fracturas
Gr I-II duro muy fracturado		transición Gr II - Gr III con fracturas y diques Pf
Gr I-II sin fracturas		transición Gr II - Gr III con alteración por falla regional

¹ Recuérdese que un mapeo del frente es un documento que contienen toda la información geotécnica e hidrogeológica que un profesional geotécnico pueda obtener a partir de su inspección en el frente de excavación (por ejemplo, presencia o no de agua, aspecto y calidad de esa agua subterránea, caudal y dirección de flujo, familias de discontinuidades, aspecto de las discontinuidades, su dirección respecto de la traza del túnel, unidades geotécnicas presentes en el frente, zonas de transición, grado de meteorización del macizo, etc...). Esta actividad suele llevarse a cabo durante la ejecución de las obras de manera rutinaria siempre que el frente sea accesible.

Gr I-II duro sin fracturas	transición Gr II - Gr III con fract. y alteración por falla regional
Gr I-II muy duro sin fracturas	transición Gr II, III - Gr IV
Gr II en zona de falla recristalizada	transición Gr III - Gr IV

Además del trabajo de mapeo detallado llevado a cabo por la DO, durante la excavación de UP1 tuvo lugar una investigación hidrogeológica pormenorizada durante la obra, con el objetivo de solventar posibles problemas de influjo de agua en el túnel. (Vázquez-Suñé, E. Font-Capó, J. y otros, 2011). Uno de los datos más útiles de cara a modelizar la trasmisividad hidráulica del macizo fue la cantidad y distribución de planos de discontinuidad del mismo. Así, por su parte (Vázquez-Suñé, E. Font-Capó, J. y otros, 2011) realizaron otros mapeos del frente. A partir de las descripciones de sus mapeos y los valores de RQD, (Vázquez-Suñé, E. Font-Capó, J. y otros, 2011) definieron índices de calidad geotécnica del tipo Rock Mass Rating (RMR). En total se cuenta con 68 puntos de registros de mapeos en el frente, valores RQD y RMR, casi todos ellos coincidentes con los tramos de la UP en que la máquina operó en abierto (excepto el tramo comprendido entre los anillos 1330 y 1410 en que la máquina trabajó en modo EPB): Estos datos se presentan ahora sintetizados en tres gráficas. La primera de ellas consiste en el siguiente perfil en el que se sitúa el estado del subsuelo atravesado y la calidad cualitativa del mismo.

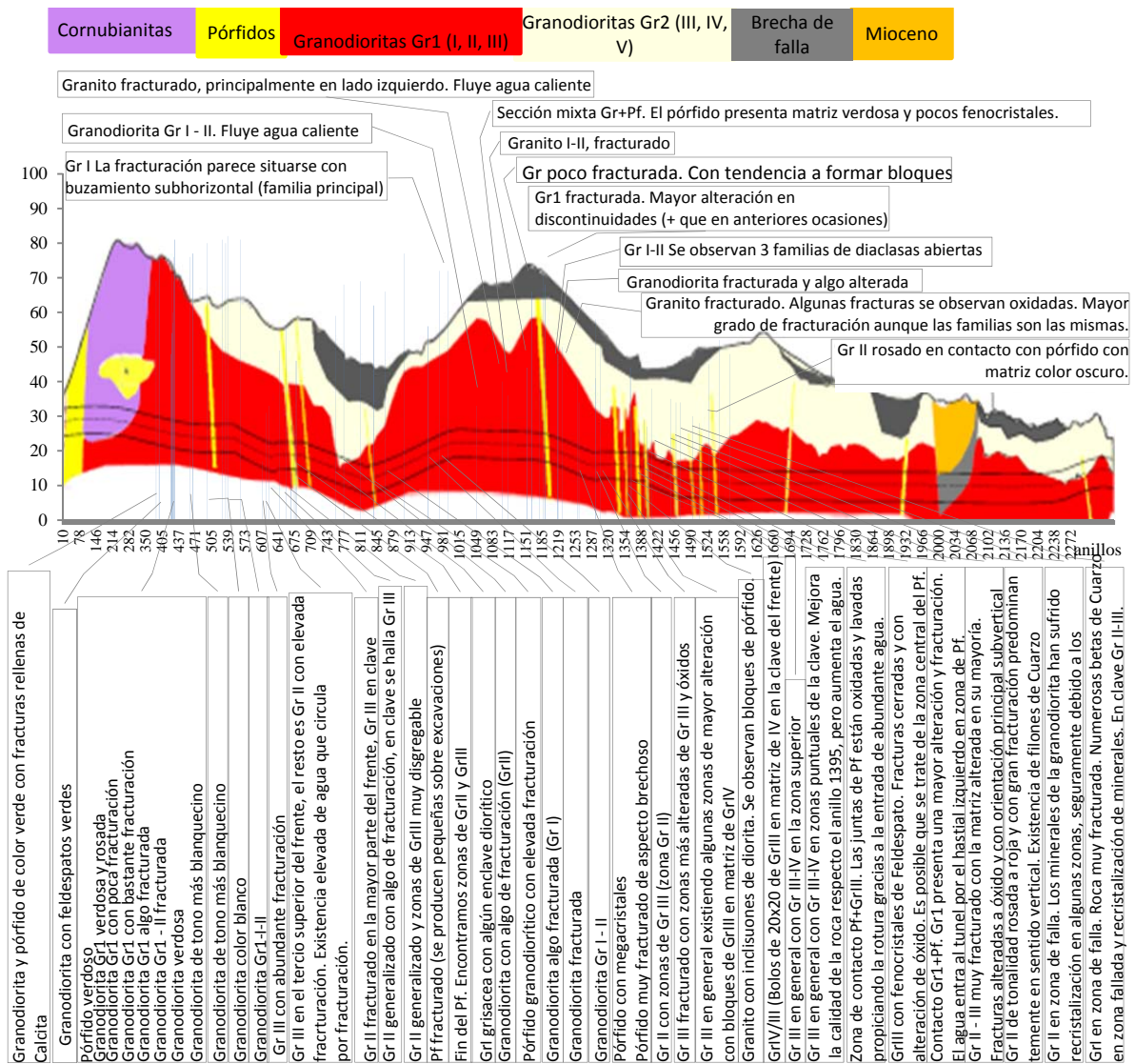


Figura 12.2. Datos provenientes de RMR y mapeos de (Vázquez-Suñé, E. Font-Capó, J. y otros, 2011) en UP1.

Los registros de RQD se obtuvieron por los mismos autores a partir no solo de los sondeos de proyecto sino de aquellos realizados en el marco de nuevas campañas geotécnicas complementarias que tuvieron lugar durante la ejecución de las obras. Estos registros se representan en la siguiente figura, en relación al avance lineal por anillos de revestimiento. En la misma gráfica se ha volcado el resumen de la información relacionada con la infiltración de agua subterránea al túnel.

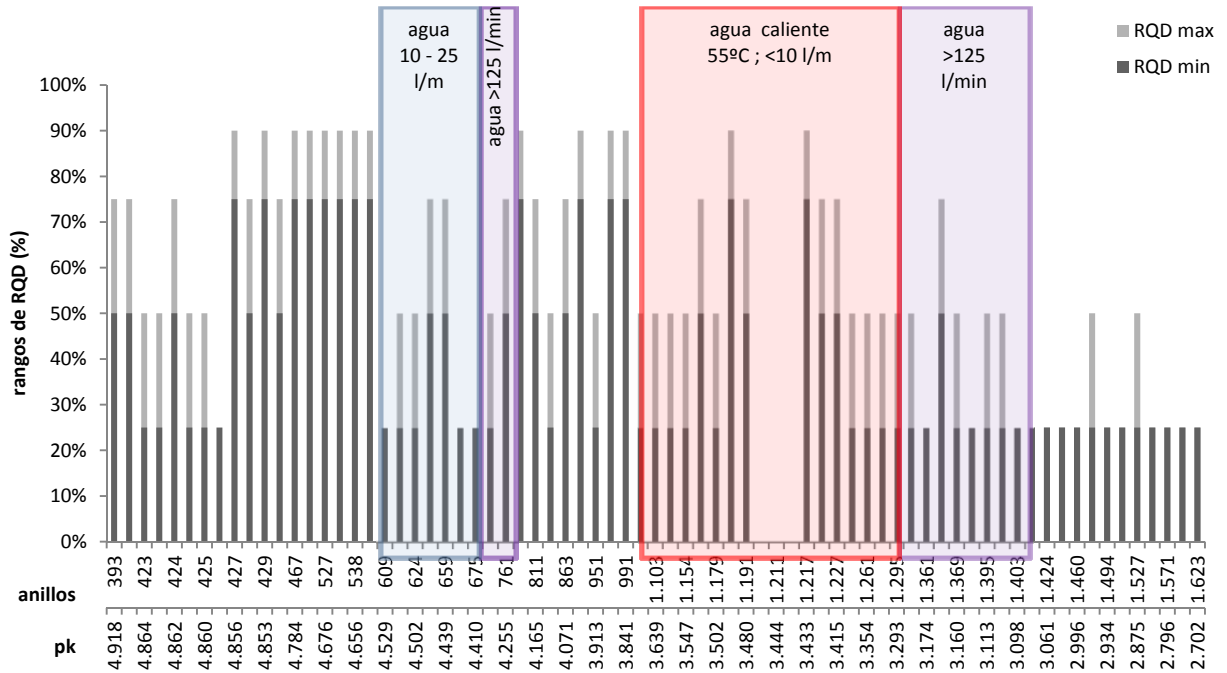


Figura 12.3. Datos RQD y presencia de agua subterránea en UPI.

En la gráfica de RQD se reafirma las zonas de mayor calidad geotécnicas ya destacadas en la gráfica anterior y se identifica más nítidamente las zonas con presencia de agua, en particular, entre los anillos 60 a 770 y 1300 a 1410 aproximadamente, inclusive con agua geotermal entre anillos 1050 a 1295 aproximadamente.

La siguiente figura expresa los datos RMR mediante un diagrama de barras. Se recuerda aquí que la clasificación geomecánica RMR, también conocida como clasificación geomecánica de Bieniawski, fue presentada por Bieniawski en 1973 y modificada sucesivamente, su escala de clasificación se cita en la siguiente tabla según la versión de Bieniawski, 1989 (Hoek, 2007):

Tabla 12.2 Clasificación calidad geotécnica del macizo rocoso RMR.

RMR	Calidad del macizo rocoso
0-20	Muy pobre
21-40	Pobre
41-60	Regular
61-80	Bueno
81-100	Muy bueno

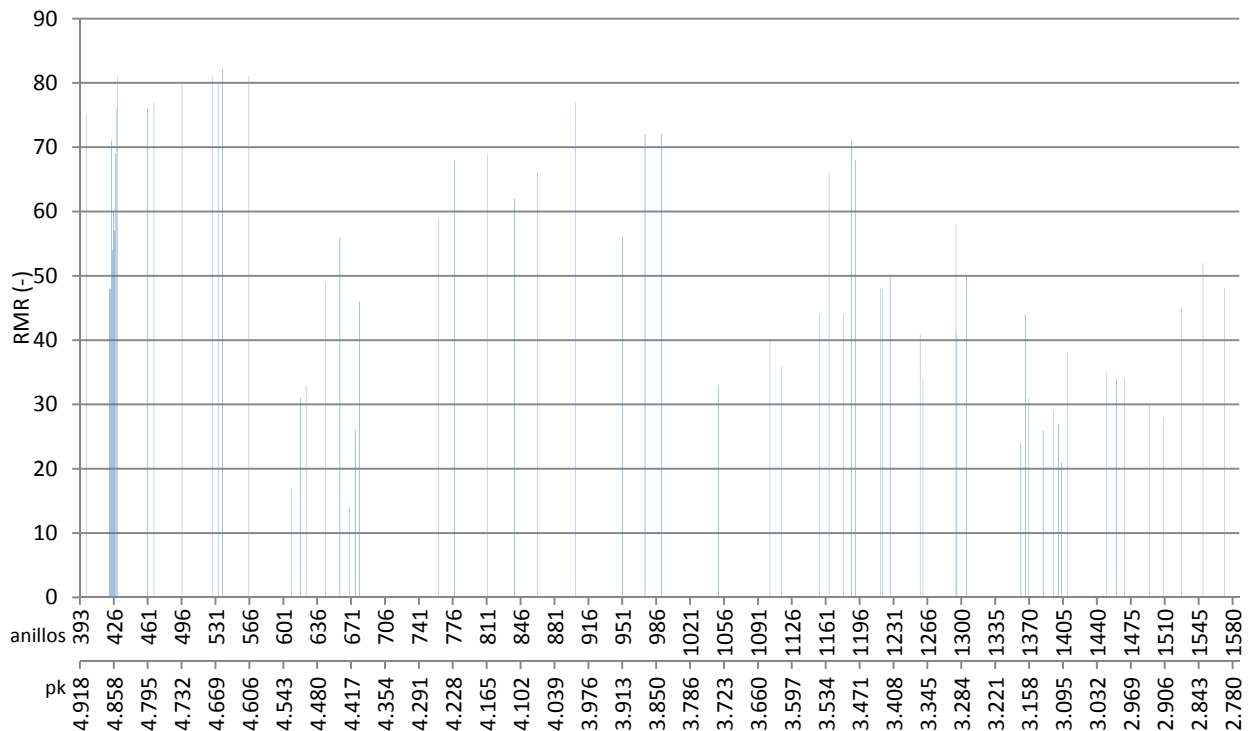


Figura 12.4. Datos RMR en UP1.

Se observa que los mayores índices RMR (entre 80 y 90) se alcanzaron en general en los tramos de Granodioritas Gr1(I-II) y Pórfidos entre anillos 400 a 570. En el anillo 609 se acusa un valor muy bajo de RMR de 17, coincidente con la descripción de abundante presencia de agua, además de elevada fracturación. También en las cercanías del anillo 1388 se nota una caída de los valores RMR (24) que nuevamente tiene que ver con la presencia de agua.

12.2.3 Datos del histórico de cambio de herramientas en UP1

A medida que se llevaba a cabo la obra en UP1 se fue llevando un registro de los cambios de herramienta en cada posición y de los motivos por los que se hacían los recambios de los discos, esto permite ahora analizar cuántas veces se hicieron recambios por desgaste y cuántas veces se cambiaron discos por otros motivos. En la siguiente figura se enseña la Rueda de corte que trabajó en UP1 con todas las posiciones de los discos, identificadas mediante un número que figura al costado de cada una. El color sirve para agrupar los discos según una característica particular que comparten cierto número de discos y que versan sobre la posición o el tamaño de los mismos. Así mismo, en este estudio se han definido 5 zonas concéntricas de la rueda en concordancia con las características comentadas en el capítulo 2 para cualquier rueda de corte (véase cap. 2 sección 2.6.2). Estas zonas permiten agrupar las posiciones de las herramientas en función de su proximidad al centro de la rueda:

Posiciones Centrales, contiene las posiciones desde la A a la L.

Tercio central, contiene las posiciones desde la 1 a la 13.

Tercio Frontal interior, contiene las posiciones desde la 14 a la 37.

Tercio Frontal exterior, contiene las posiciones desde la 38 a la 63.

Tercio Perimetral, contiene las posiciones desde la 64 a la 69.

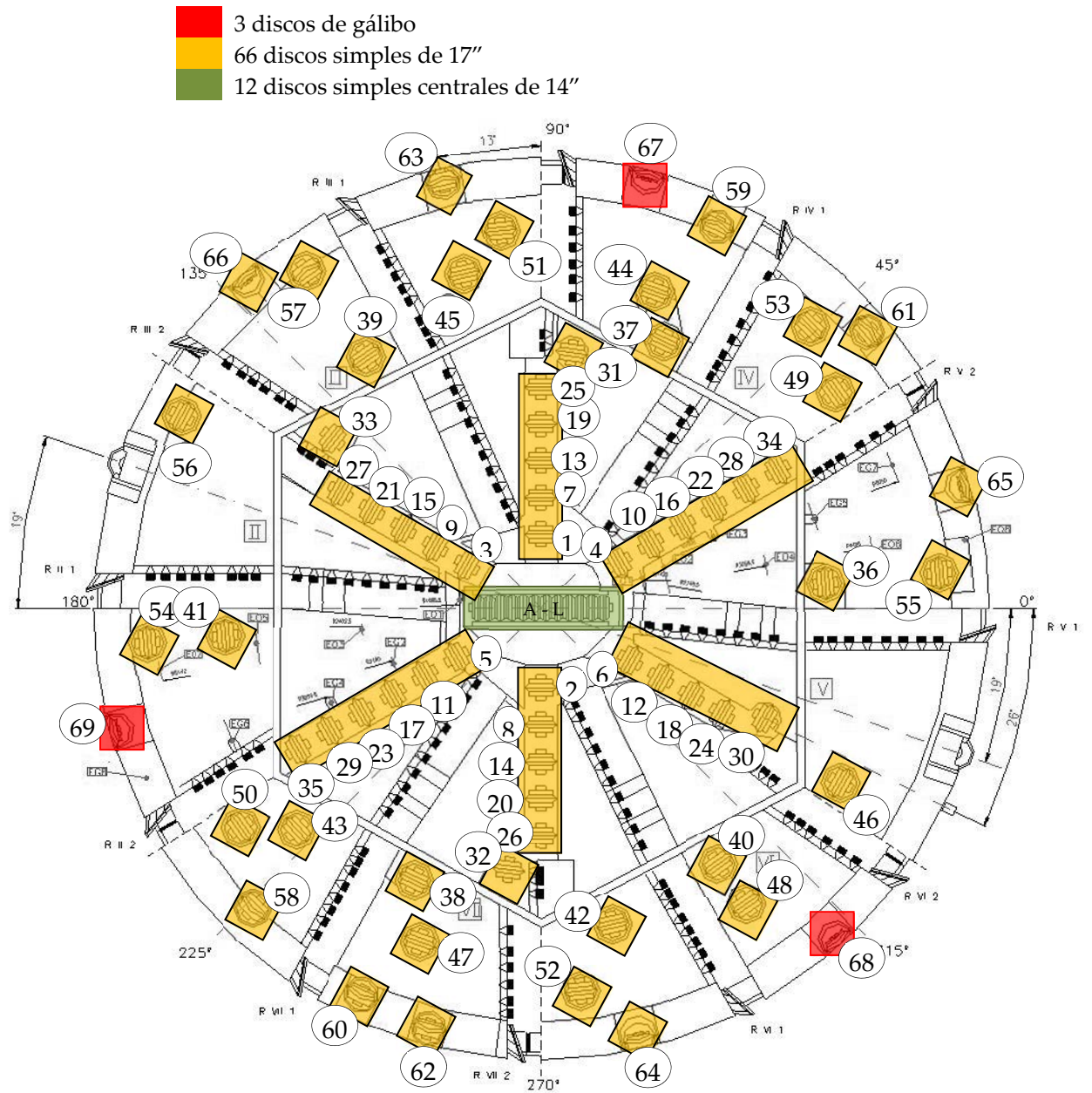


Figura 12.5. Posición de las herramientas en la RCD de UP1.

Cada posición de herramienta dista del centro una distancia distinta que va en aumento con la numeración de la posición y, como se explicó en el capítulo 6 (véase Cap. 6, sección 6.5.1) la distribución de las posiciones de herramienta en la rueda sigue una trayectoria en espiral pudiendo ser una o varias familias de espirales.

En la siguiente figura 12.6 se muestra un número en cada posición que representa la cantidad de recambios que tuvieron lugar en tal posición.

La variación del color en cada posición de herramienta tiene un valor cualitativo. Con él se sugiere un aumento en la intensidad de los recambios con el aumento en la intensidad del color que acompaña el número de recambios, creciente a medida que las posiciones se alejan del centro de la rueda.

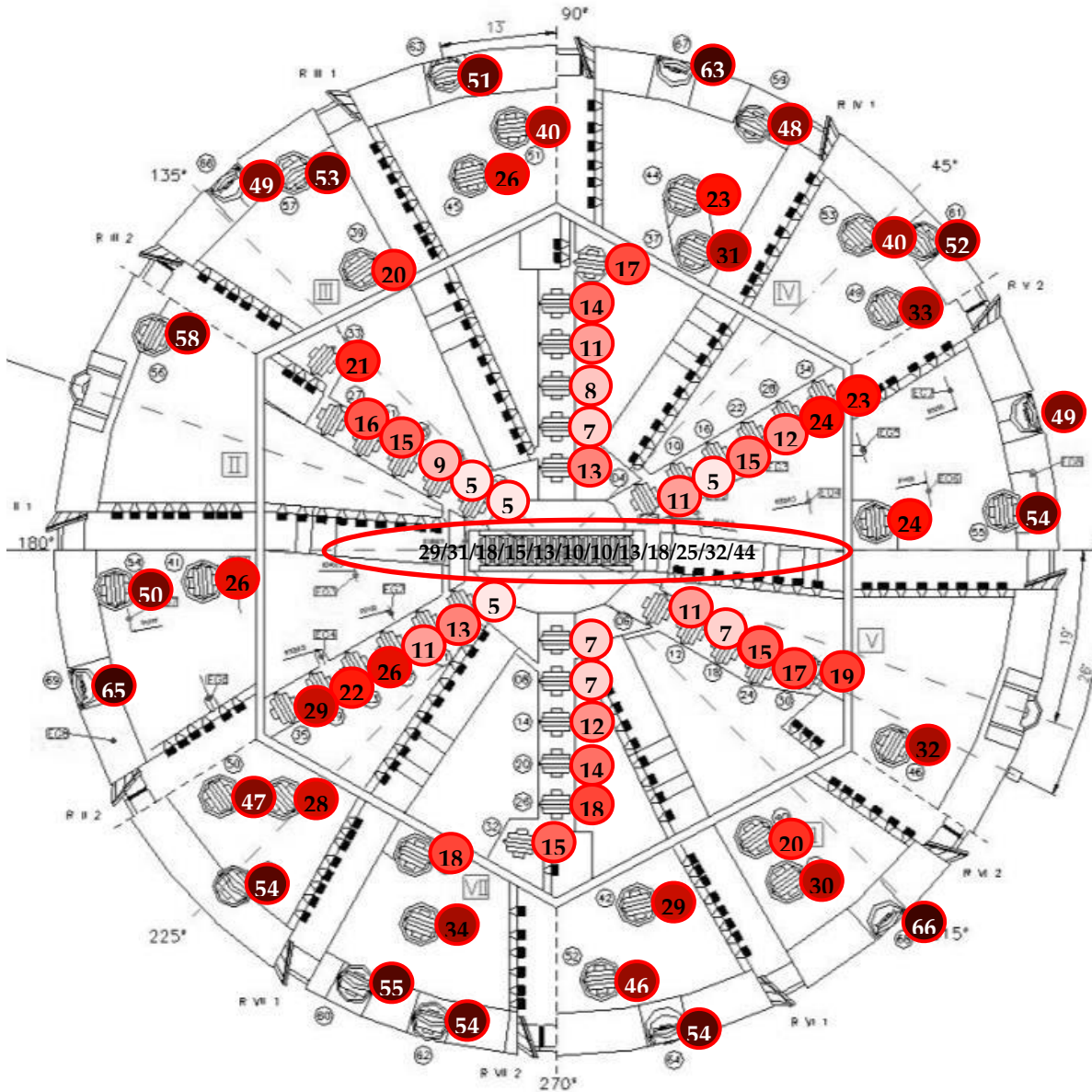


Figura 12.6. Datos de sustituciones de herramientas por posición en la RCD de UPI.

En el siguiente diagrama de barras se ilustra el tipo de daño observado para cada posición de herramienta. En el caso de discos gastados se hace diferencia entre aquellos que fueron reemplazados por discos nuevos y aquellos que fueron reemplazados por discos usados. Además, se muestra el recambio total contabilizado en cada posición.

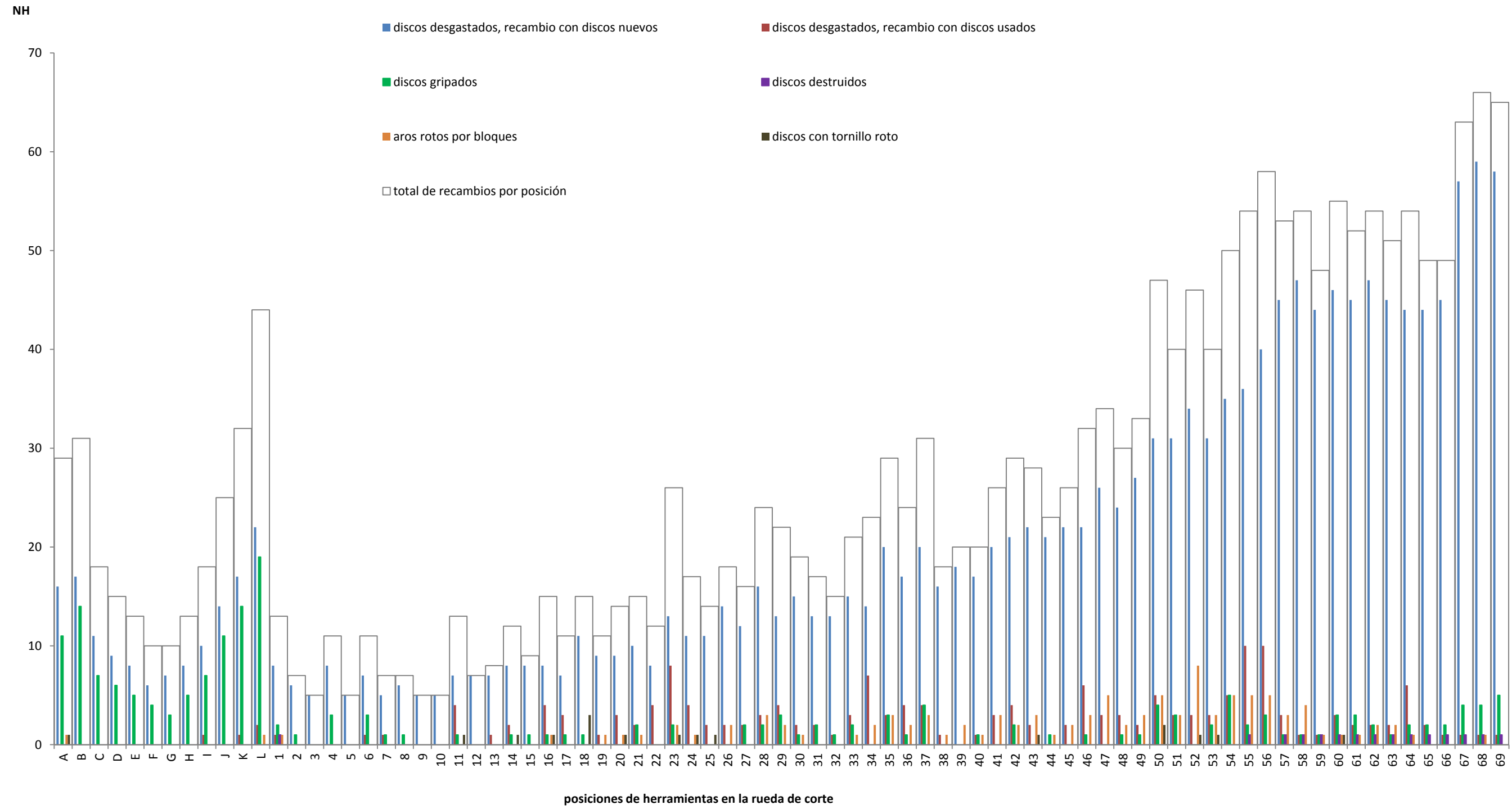


Figura 12.7. Diagrama de barras N_H versus posiciones en la rueda y motivos de la substitución. UP1.

A la vista de la figura puede verse como los problemas de gripado tuvieron lugar de forma predominante en las posiciones centrales (de A a L), es decir de desgaste asimétrico producido por fallos de rodadura en el cojinete de los discos. Este tipo de fallo tiene probablemente más que ver con la configuración estructural de la rueda y no se presta bien al análisis genérico realizado, que asume rodadura libre y desgaste simétrico.

Fenómenos de daño por aros destruidos o aros rotos por bloques tuvieron lugar en mayor medida entre las posiciones 49 a 57, que se ubican en el tercio frontal exterior de las posiciones en la rueda. A su vez, las posiciones menos dañadas fueron las cercanas al centro (1 a 13). En todas las posiciones se detectan problemas de desgaste con mayor relevancia en las perimetrales.

En la tabla 12.3 se agrupa la cantidad de recambios realizados según el tipo de daño que experimentó la herramienta, identificado por el motivo expreso del recambio. De todos los motivos anotados el dominante fué el desgaste.

Tabla 12.3: Tipo de daño y N_H

Símbolo	Clase de daño	N_H	H_N en % respecto del total
G	disco gripado	205	9,5
D	disco gastados	1815	84
D	disco destruido	15	0,7
T	disco con tornillo roto	17	0,8
B	Aro roto por bloques	107	5
total		2159	

Las siguientes imágenes, son un ejemplo del aspecto de discos dañados por desgaste o por otros motivos en UP1.



Disco destruidos



Disco destruido



Disco gripado



Disco desgastado

Figura 12.8: Fotos de discos dañados en Can Zam

La cantidad de herramientas cambiadas en cada posición, muestra que en las posiciones más cercanas al centro de la máquina hay menor consumo mientras que a medida que se aleja de dicho centro y se acerca a la periferia de la máquina el consumo de las herramientas aumenta. Dicha variación se muestra en la figura 12.9.

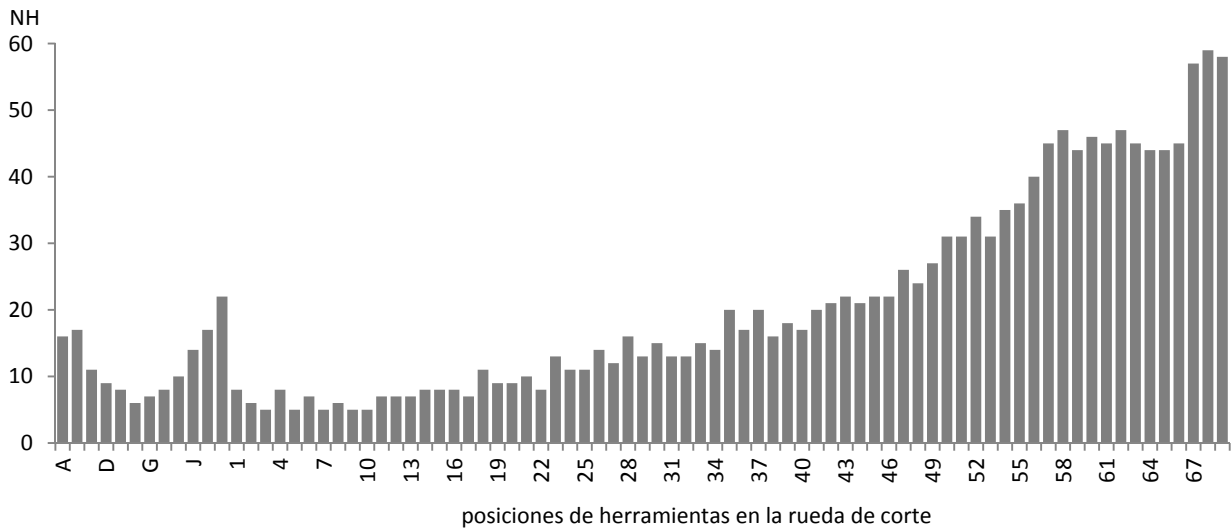


Figura 12.9: NH sin tener en cuenta la distancia al centro de cada herramienta.

En el gráfico no se ha tenido en cuenta la influencia de los metros realmente recorridos por cada herramienta y se puede observar que los consumos son menores cuanto mas cerca se está del centro de la máquina. El número de recambios se hace creciente a medida que las posiciones se van acercando al perímetro de la rueda de corte, hasta llegar a ser extrema en el tercio perimetral de la RDC.

12.3 Análisis de rendimientos

Se describe a continuación la aplicación de varias formulaciones empíricas de predicción de la velocidad de Penetración, al caso de Can Zam o UP1 por haber aquí datos suficientes para poder aplicar dichas formulaciones alternativas a las aplicadas en el capítulo 9. En cada caso se compara la predicción con los valores observados durante la excavación. Se sigue el orden, ya establecido en el capítulo 9, de complejidad creciente en la metodología de predicción, completando de esta manera, la exposición del capítulo 9.

12.3.1 Predicciones incorporando parámetros de la roca intacta

a. Resistencia a la tracción: Farmer y Glossop (1980).

En este apartado se consideran metodologías de predicción de rendimiento todavía relativamente sencillas, pues emplean únicamente parámetros de operación de la máquina y parámetros característicos de la roca maciza. Así, por ejemplo, Farmer y Glossop (1980) propuso:

$$PRev = 624F_n / TR \quad (12.1)$$

Donde $PRev$ se evalúa en (mm/rev), la Fuerza normal F_n en (kN), y la resistencia a la tracción de la roca intacta TR en (kN/m²). Su aplicación en *UP1* se ha podido llevar a cabo gracias a contar con los datos de resistencia a tracción de todas las UG interceptadas.

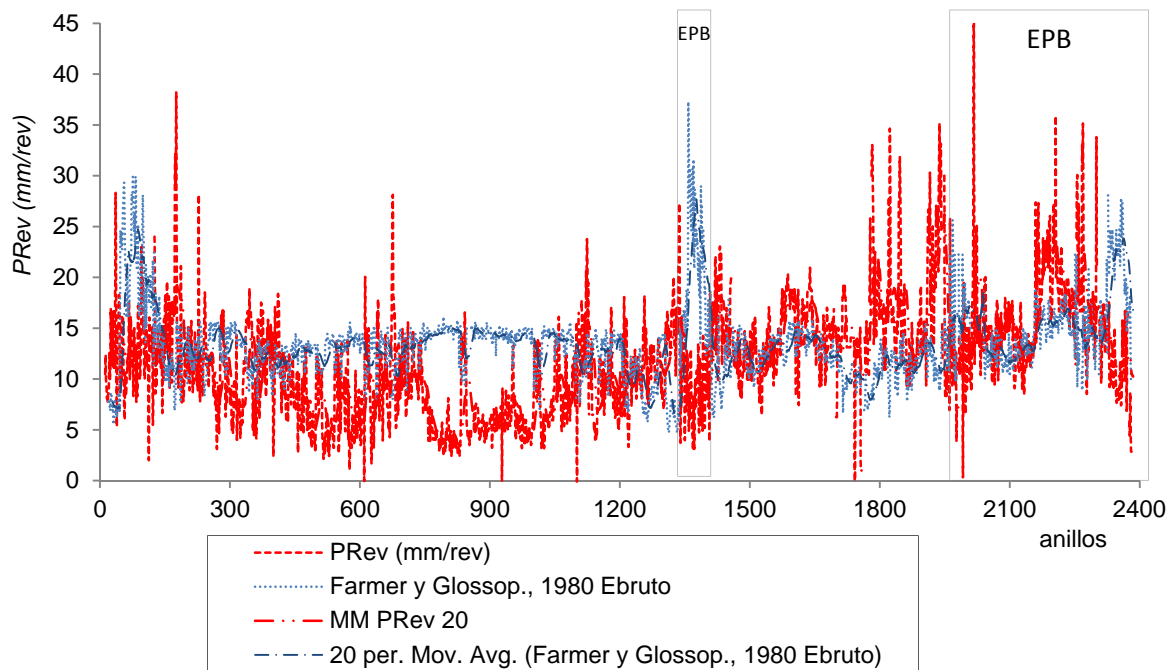


Figura 12.10: Valores de penetración medidos vs., estimados según Farmer y Glossop, (1980) con *Ebruto*.

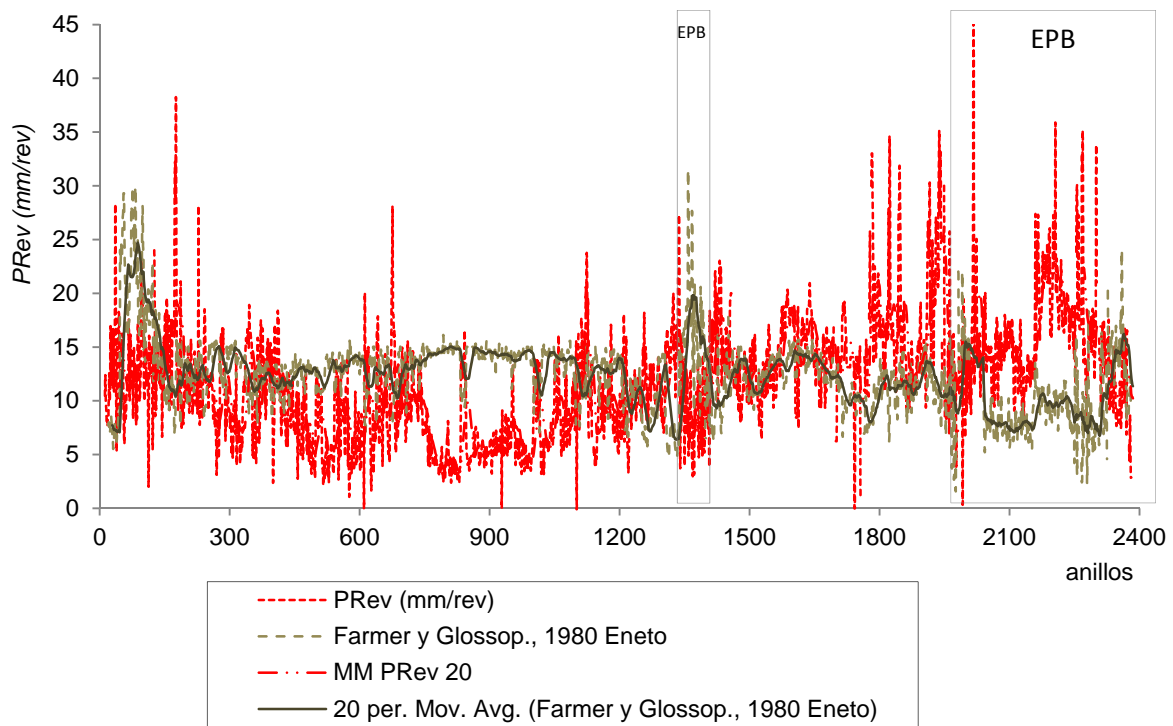


Figura 12.11: Valores de penetración medidos vs., estimados según Farmer y Glossop, (1980) con *Eneto*.

En el caso de Can Zam se perforaron en su mayoría rocas ígneas del paleozoico y rocas metamórficas, por lo que “a priori” no cabría esperar muy buenos resultados. Dado que Farmer y Glossop, (1980) trabajaron en su base de datos mayoritariamente con rocas sedimentarias. Sin embargo, la fórmula aproxima bien las medidas en varios tramos, por ejemplo entre anillos 1500 a 1800, donde se atravesaron granodioritas *Gr1(II)* a *Gr2(III)* débiles y muy fracturadas. En otros tramos la discrepancia es notable, por ejemplo, entre los anillos 733 a 1000, donde se predice una penetración muy superior a la observada. En ese tramo se atravesaron materiales *Gr1(I y II)* duros y muy poco fracturos y algunas zonas de pórfidos *Pf*.

Durante los tramos excavados en modo EPB (recuadrados en la figura) ambas curvas de predicción se separan dado que una se calcula con empuje neto y otra con empuje bruto, la variación entre ambos empujes es notable cuando interviene el empuje por sostenimiento del frente.

El primero de estos casos, ocurre entre anillos 1330 a 1410 aproximadamente y en él, las curvas de pronóstico son muy distantes a los registros, se trata de la zona donde se hallaron bolos de tamaño considerable (20x20cm) y abundante influjo de agua (en algún punto > de 125 l/min). Estos aspectos relativos a la calidad del macizo rocoso no son considerados por la formulación de Farmer y Glossop (1980).

El segundo episodio en modo EPB corresponde al tramo final de las curvas (luego del anillo 1940, aproximadamente) y se observa un mejor ajuste de la formulación de Farmer y Glossop (1980) cuando se trabaja con *Ebruto* respecto de *Eneto*.

También forma parte de este conjunto de formulaciones las teorías de Graham (1976) y Hughes, (1986), ya consideradas en el capítulo 9. A semejanza del análisis desarrollado con aquellas formulaciones se presenta en la siguiente figura el conjunto de valores que adopta la constante de Farmer y Glossop determinado como

$$k'_{F\&G} = \frac{TRPR_{ev}}{Fn} \quad (12.2)$$

La que surge de despejar la constante a partir de la ecuación original 12.1. En la gráfica también se observa el perfil de la resistencia a la tracción $TR_{Req}[TG]$.

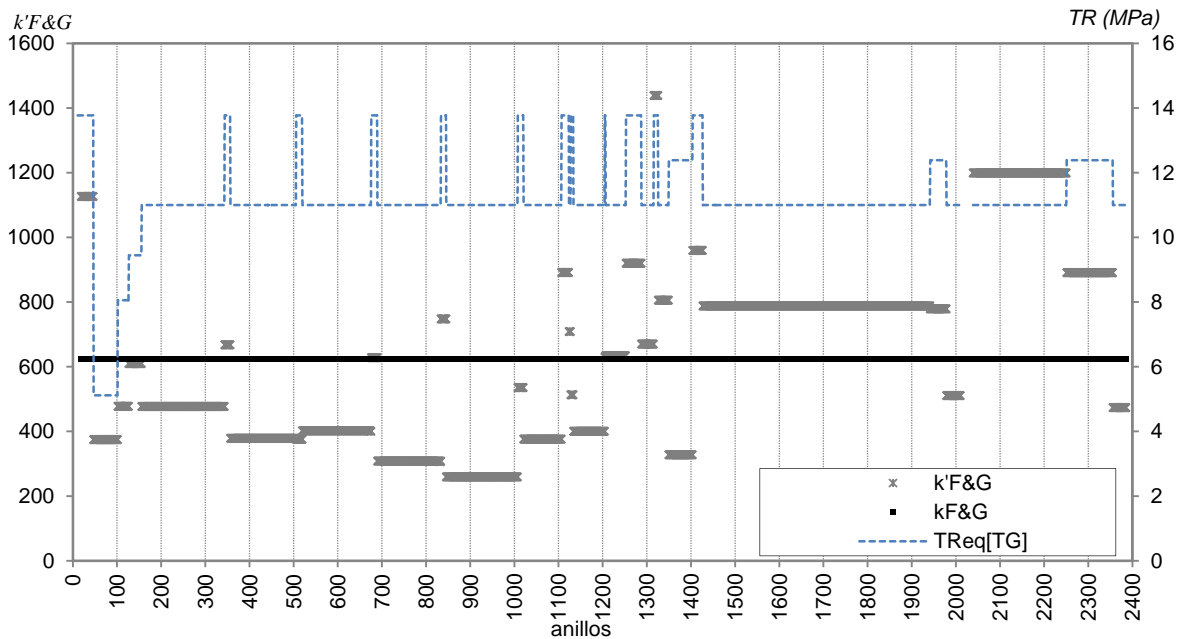


Figura 12.12: Perfiles de Constante de Farmer y Glossop, propuesta por los autores (k) e inferida de los datos (k') para cada TG. Resistencia a Tracción, TR .

Las constantes $k'F&G$ mas cercanas a la que propusieran los autores de 624 se corresponden en la mayoría de los casos con la aparición de pórfidos, apariciones que se marcan con claridad en la curva de TR_{Req} (340 a 360, 680 a 690, 830 a 840, 1010 a 1020). También hay buena coincidencia en secciones mixtas de cornubianitas con pórfidos (entre anillos 130 a 160 aprox.) y en granodioritas $Gr1(I-II)$ muy duras y poco fracturadas (entre anillos 1200 a 1250).

Entre anillos 40 a 100 aproximadamente se observa el valor mas bajo representado de la TR en TG y se corresponde con frentes de cornubianitas (con $TR_{Req}[TG]$ cercanas a 5MPa). Entre anillos 2010 a 2040 no hay valores representados de TR y este tramo se corresponde con la excavación de la brecha de falla y mioceno.

Tanto la fórmula de Farmer y Glossop como la de Graham no tienen en cuenta los parámetros del macizo rocoso y por lo tanto no son capaces de representar las variaciones por presencia o no de discontinuidades, tal como se refleja entre los tramos de 430 a 600 anillos o en cercanías al anillo 900 en donde el material atravesado son granitos tipo I y II sin fracturas y, por lo tanto, la penetración es mucho menor, lo que se ve claramente en los valles que muestra la curva de los registros.

En la figura 12.12 se observan 2 situaciones para un mismo valor de TR : en una de ellas los valores de k' son menores que k y en la otra ocurre al revés. En general ésta evidencia podría relacionarse con la calidad del macizo rocoso, así la primera situación ($k' < k$) coincide con las zonas de mejor calidad del macizo rocoso (ver figura 12.4) entre anillos 300 - 560; 700 - 900 (RMR 60 - 80 aprox.) salvo puntuales excepciones. Los casos con ($k' > k$) se hallan en zonas con abundante presencia de agua (anillos 1200 - 1400) (véase figura 12.3) y baja calidad de Macizo rocoso RMR 23 - 30 (anillos 1300-1400 aproximadamente).

12.3.2 *Predicciones incorporando parámetros del macizo rocoso*

Un grado mayor de complejidad supone la inclusión de parámetros característicos del macizo rocoso en el modelo de predicción.

a. Modelo de Gehring (1995)

Por ejemplo Gehring (1995) propuso la expresión (sección 3.6.2).

$$PR_{ev} = \frac{4F_n}{RCS} (k1.k2 \dots) \quad (12.3)$$

El primer factor de corrección $k1$ está en función de la energía específica de fracturación (W_f) que lo asume relacionado con el desgaste de los discos de corte, se mide en mg/m y se obtiene a partir del índice CAI de abrasividad Cerchar:

$$W_f = 0,74CAI^{1,93} \quad (12.4)$$

Luego $k1$ se determina mediante la siguiente expresión:

$$k1 = 0,475w_f^{-0,56}. \quad (12.5)$$

Dónde $w_f = W_f/RCS$. Para $UP1$ no se ha podido determinar ningún otro factor de corrección de los mencionados en el capítulo 3. Por lo tanto se aplicó la formulación de Gehring afectando solamente del primer factor de corrección que considera la abrasividad mediante CAI . Para definir el valor CAI cuando la sección de excavación fue mixta (compuesta por dos materiales) se estimó un valor medio de CAI calculado de la misma manera que se propuso calcular la $RCSeq[TG]$ y $Abreq[TG]$ en cada TG , según se explicó en detalle en el capítulo 8 (sección 8.3.4).

En lo que respecta al factor de corrección por diámetro de los discos de corte, no se ha considerado necesario aplicar dicho factor debido a que únicamente los discos centrales de la rueda (indicados con el rectángulo verde en la figura 12.13) eran de 14 pulgadas mientras que el resto de los discos eran todos de 17 pulgadas.

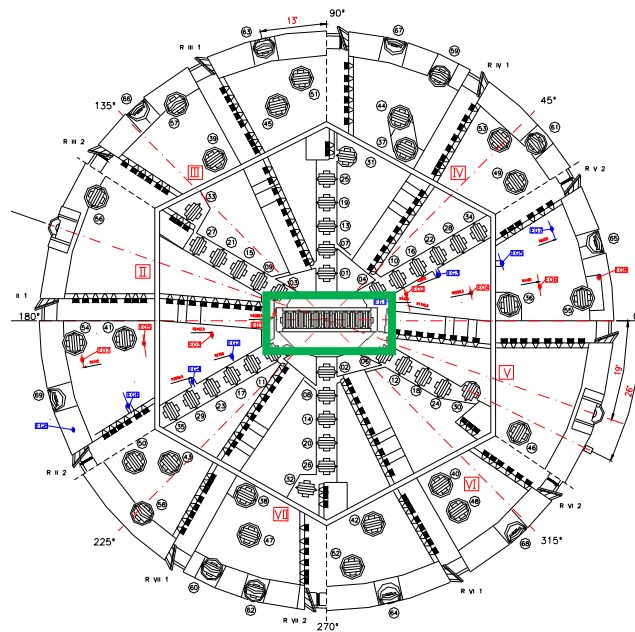


Figura 12.13 Ubicación de los discos centrales de 14 pulgadas en la RDC en UP1.

Las siguientes gráficas muestran las curvas de predicción obtenidas a partir de esta formulación con F_n determinado a partir de *Ebruto* y a partir de *Eneto*, respectivamente, tal como se ha venido trabajando en el capítulo 9.

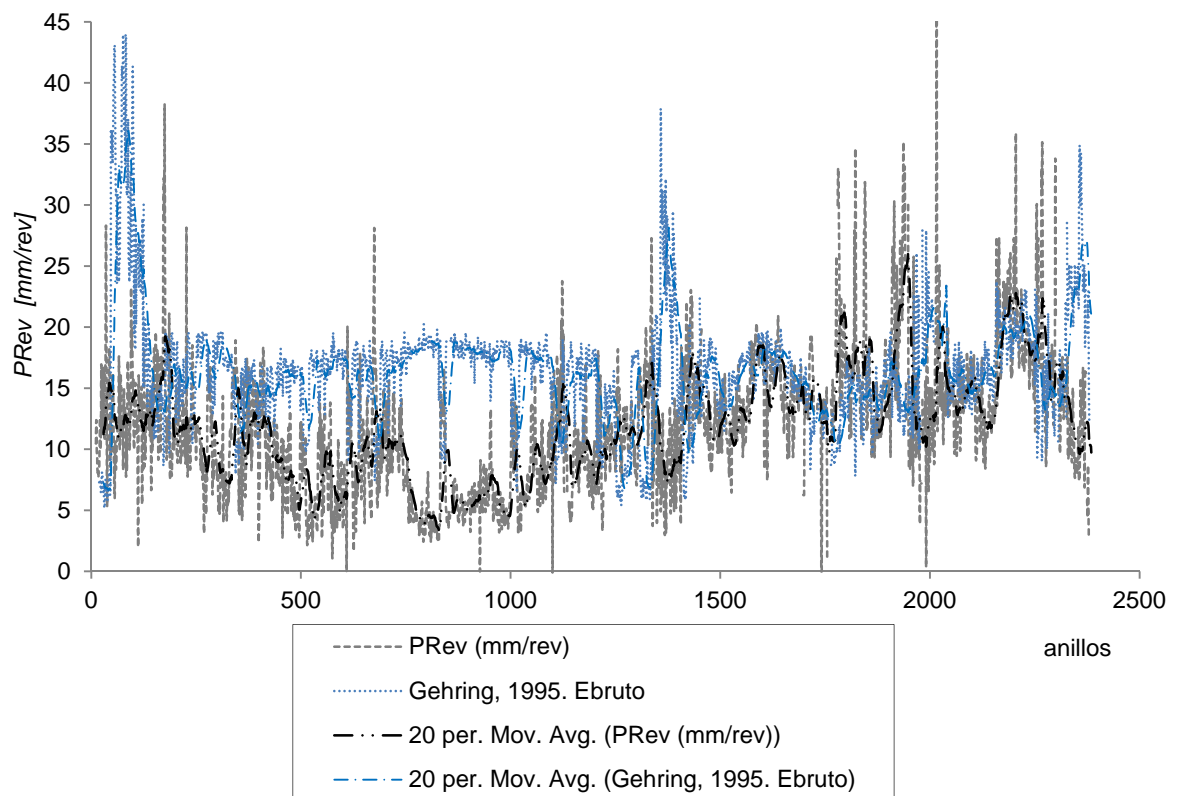


Figura 12.14: Valores de penetración medidos vs., estimados según Gehring, (1995). Con *Ebruto*.

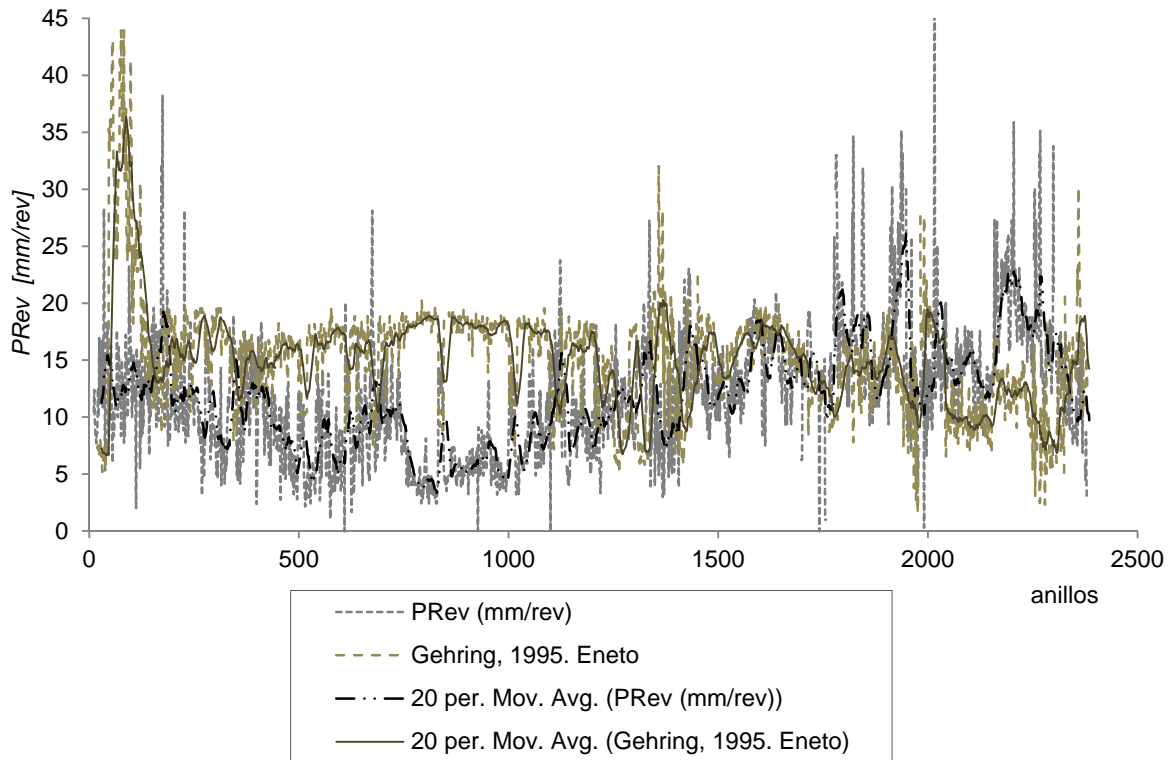


Figura 12.15: Valores de penetración medidos vs., estimados según Gehring, (1995). Con *Eneto*.

Al igual que para el modelo de Farmer y Glossop, la diferencia entre los pronósticos ocurre en cuanto se trabajó en modo EPB debido a que en ese momento existe una diferencia entre *Ebruto* y *Eneto*.

Se observa un muy buen pronóstico entre anillos 150 y 190 aproximadamente que se corresponde con la excavación en cornubianitas (rocas paleozoicas blandas que mezcladas con Granodioritas resultó en un frente mixto con $RCS=25\text{MPa}$). Las mejores predicciones se obtuvieron a partir del anillo 1400 aproximadamente, en adelante.

Sin embargo, en general, tampoco este modelo alcanza a estimar las penetraciones conseguidas en los tramos donde la granodiorita se encontró maciza, sana y sin fracturas. En los tramos en EPB las predicciones con *Ebruto* son mejores que con *Eneto*.

b. Modelo de Casinelli y otros, 1982.

Estos autores hallaron una correlación entre $PRev$, el índice geomecánico Rock Structure Rating (RSR) (Bieniawski, 1989) y la resistencia a la compresión simple (RCS) de la roca intacta:

$$PRev = RCS^{-0,437} + 0,047RSR + 3,15 \quad (12.6)$$

$$RSR = 0,77RMR + 12,4 \quad (12.7)$$

Donde $PRev$ es la penetración en mm/rev y RCS es la resistencia a la compresión simple en MPa.

En la Figura 12.16a se han podido representar muy pocos puntos dado que (como se comentó en la sección 12.2.2) no se obtuvieron valores de RMR sistemáticamente a lo largo de

toda la perforación, sin embargo los datos de (Vázquez-Suñé, E. Font-Capó, J. y otros, 2011) son muy valiosos para el enfoque que aquí se plantea.

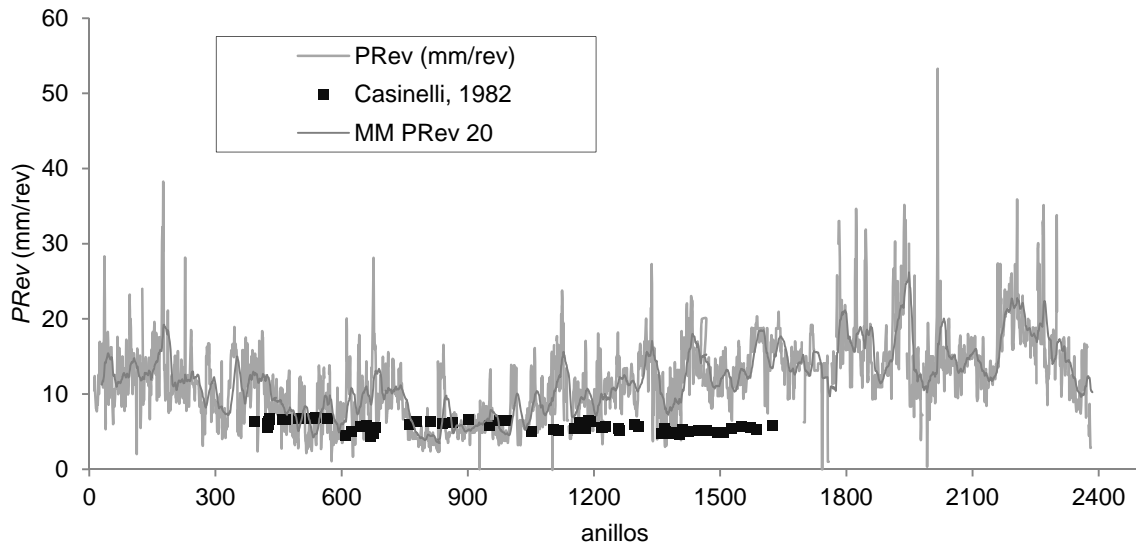


Figura 12.16a: Perfil de penetración vs., estimaciones según Casinelli y otros, (1982).

Se observa en que medida las estimaciones apenas cubren una parte de todo el perfil de registros de $PRev$ y que es precisamente en los puntos donde se determinó el valor RMR (ver sección 12.2.2). Esto hace que la apreciación a escala de todo el perfil no sea la apropiada, por lo que, en la siguiente figura se focaliza la comparación anterior específicamente para los anillos en los que hay estimaciones. Las cuales se compararán, en este caso, frente al valor promedio de los 20 registros cercanos a cada punto de análisis.

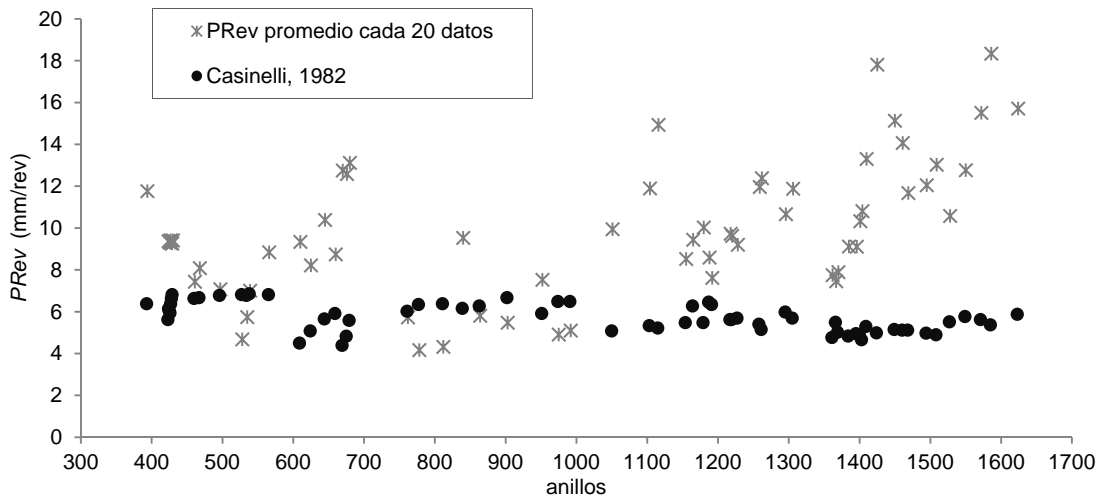


Figura 12.16b: Puntos de perfil de penetración medidos vs., estimados según Casinelli y otros, (1982).

Se observa un pronóstico adecuado entre los anillos 700 a 1000 aproximadamente y es precisamente en coincidencia con el tramo en que la roca granodiorita presentó valores de RMR tipo II de “Roca buena” según la clasificación de RMR. A partir de estos resultados puede decirse que en nuestro caso, el modelo funciona mejor para valores altos de RMR.

Sin embargo, en la siguiente figura 12.17, donde se comparan las estimaciones del modelo versus los registros, se observan diferencias importantes de las estimaciones. En la gráfica se ha

agrupado los conjuntos de datos según la calidad del Macizo Rocoso que resulta de los valores de RMR.

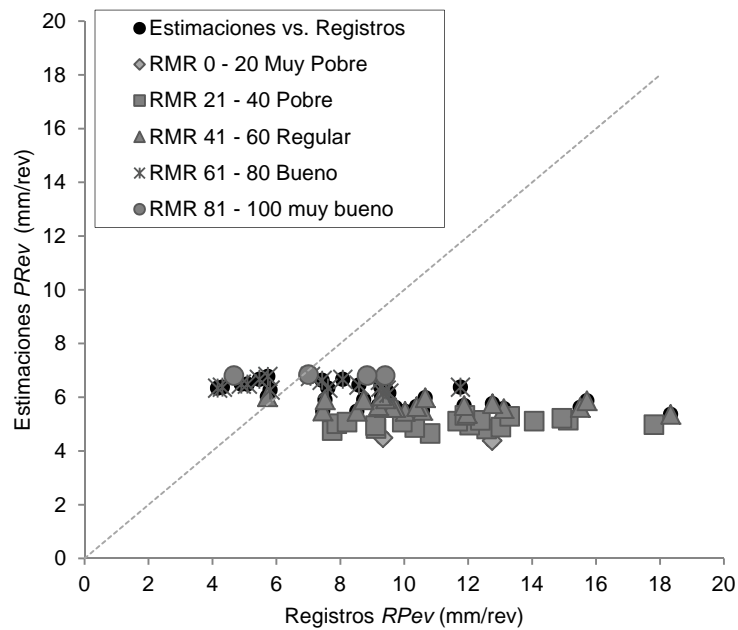


Figura 12.17: Valores de penetración registrados vs., estimados según Casinelli y otros, (1982).

En esta gráfica se ve claramente que las mejores estimaciones se han conseguido solo para los casos de bajas penetraciones (4- 8 mm/rev) que se corresponde con calidades muy buenas y buenas de macizo rocoso. También se observa que la fórmula está fuera de rango y que claramente no es de aplicación a este caso. Para un RMR = 100 (máximo posible) la penetración predicha es, como máximo, de 7,3 mm/rev.

c. Modelo de Eusebio otros, 1991.

Por su parte, Eusebio y otros. (1991) propusieron modificar el modelo anterior para aplicarlo a rocas de estructura muy variable, empleando el esquema de clasificación *GDI* comentado en el capítulo 3 (sección 3.6.2).

Una vez mas se presenta, como se hizo para el modelo de Casinelli, la figura con el perfil total de penetración y las estimaciones puntuales y la figura que presenta solamente los puntos donde hay datos estimados y registrados.

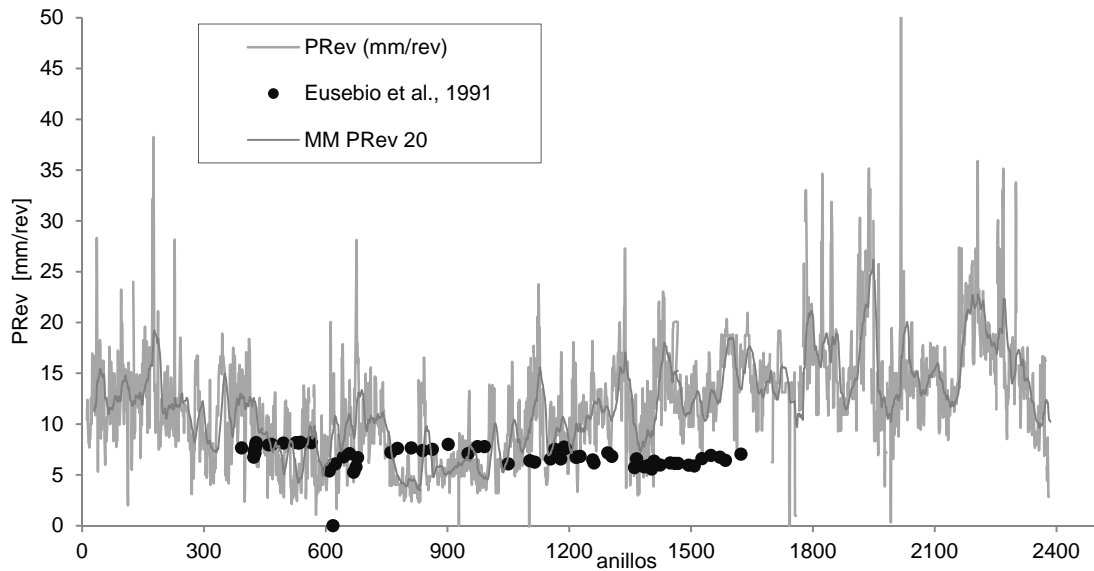


Figura 12.18a: Perfil completo de penetración vs., estimaciones según Eusebio y otros (1991).

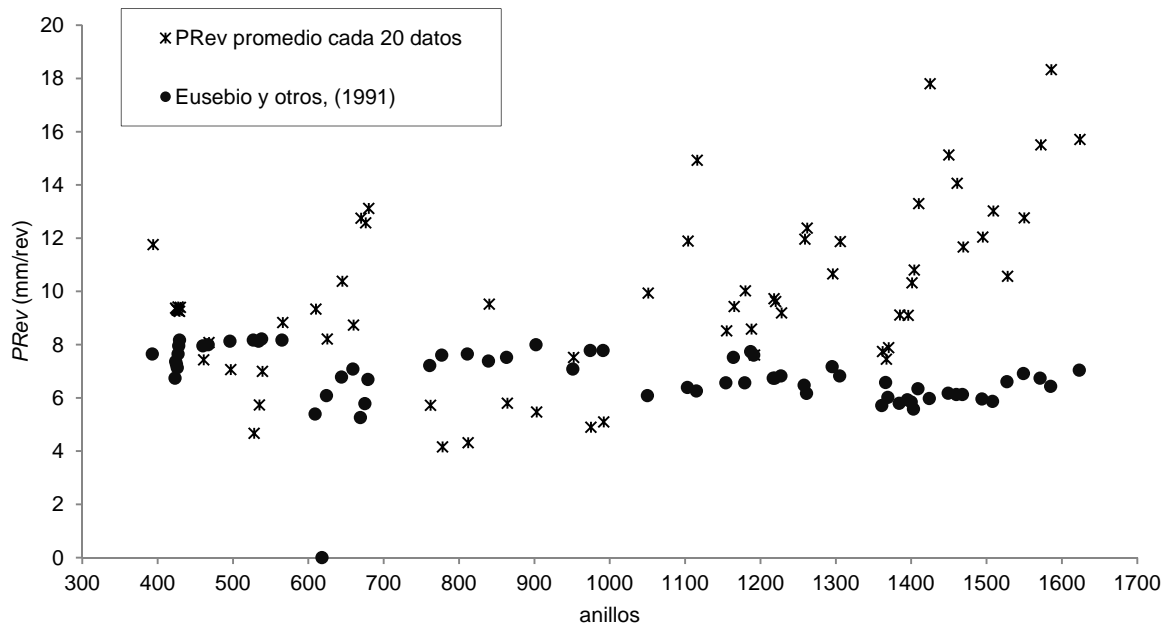


Figura 12.18b: Puntos del perfil de penetración medidos vs., estimados según Eusebio y otros (1991).

No parece (figura 12.18b) que esta corrección mejore mucho la predicción anterior. Cabe señalar que estos dos métodos no tienen en cuenta ningún parámetro de operación de la máquina. Así, al aplicarlo al caso de Can Zam no puede reproducir la variabilidad observada a lo largo del trazado. Por otra parte, la aplicación de este método resulta imposible en suelos o materiales granulares, sin una estructura que permita obtener los índices geomecánicos.

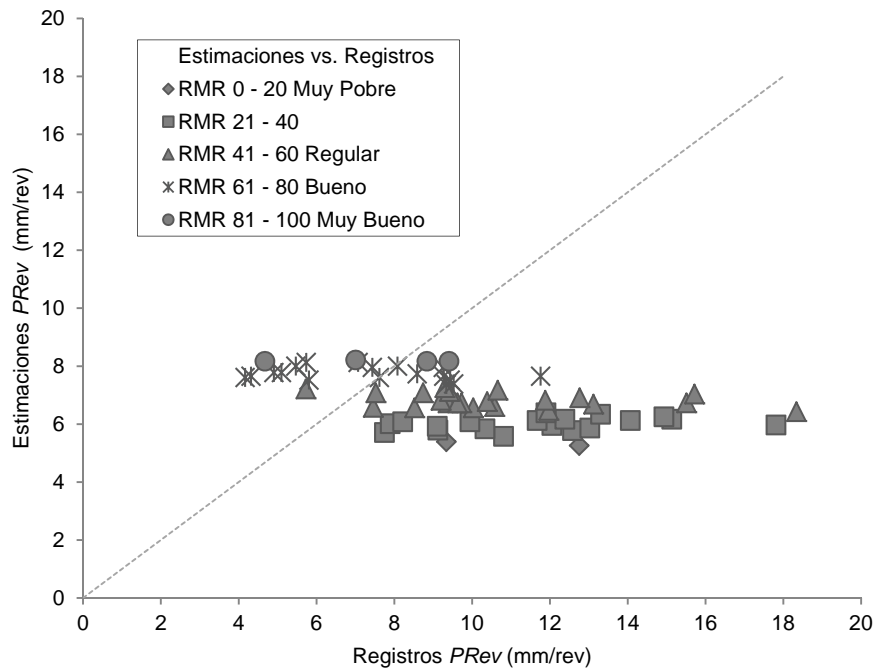


Figura 12.19: Registros de penetración vs., estimaciones según Eusebio y otros (1991).

En este modelo, las estimaciones son mas conservadoras que los registros, esta tendencia se acentua cuanto peor es la calidad del macizo rocoso.

12.4 El método NTNU

12.4.1. Estimaciones de Penetración mediante el método NTNU

El material se caracteriza mediante una serie de ensayos específicos: índices *DRI*, *CLI* y *Abr* (abrasividad). Tal y como se ha descrito en el capítulo 7 estos ensayos pudieron ejecutarse únicamente sobre una unidad geotécnica: el granito *Gr1(III)*. En consecuencia se han realizado predicciones únicamente en los tramos en que se ha perforado *Gr1 (III)* a sección completa.

La expresión general de esta metodología es

$$PR_{ev} = i_0 = \left(\frac{M_{eq}}{M_l} \right)^b \quad (12.8)$$

Que ya fue explicada en detalle en el capítulo 3 sección 3.6.2 y en la que M_l es el empuje crítico, evaluado para una $PR_{ev} = 1\text{mm}$; b es un coeficiente de penetración. Ambos parámetros son empíricos y propuestos por los autores a partir de la base de datos en que se respalda este método.

M_{eq} se calcula según la expresión 3.80 citada nuevamente aquí en la 12.9 como el empuje aplicado en una herramienta de corte M_B modificado por dos factores de corrección que tienen en cuenta el diámetro k_d y la separación entre herramientas k_a :

$$M_{eq}(kN/disco) = M_B k_d k_a \quad (12.9)$$

El factor de corrección k_a se ha adoptado para nuestro caso el valor de 1 debido a que la separación entre discos en nuestro caso corresponde a un valor de 70 (véase capítulo 8 sección 8.5.3). k_d es el factor de corrección por diámetro de disco diferente a 17", en nuestro caso, también se adopta valor 1 por ser discos de 17". Por lo que, para este ejemplo $M_{eq}=M_B$.

Para tener en cuenta la presencia de discontinuidades, en nuestro caso, fue fundamental contar con el trabajo de (Vázquez-Suñé, E. Font-Capó, J. y otros, 2011) a partir de sus datos, y en particular de los valores de RQD y de las descripciones de frente se estimó la separación entre discontinuidades en unos 50 mm en promedio, lo que dio un valor de IV en la escala de clase de fracturación NTH según tabla 12.4.

Tabla 12.4: Clases de Fracturación del Macizo Rocoso

Clase de fracturación (Sp = Diaclasa, St = Fisuras)	Distancia media entre planos de debilidad, a_1 (cm)	Intervalo de distancias entre planos (cm)
0	-	240
0-I	160	120-240
I	80	60-120
I	40	30-60
II	20	15-30
III	10	7,5-15
IV	5	4-7,5

Junta (Sp) son las juntas continuas que pueden ser identificadas en todo el perfil del túnel.

Fisuras (St) son las juntas no continuas.

Macizo rocoso (clase 0)

Por otra parte, el ángulo entre el eje del túnel y los planos de debilidad se cuantifica en el método NTNU mediante:

$$\alpha = \arcsin(\sin \alpha_f \sin(\alpha_t - \alpha_s)) \quad (12.10)$$

Donde α_f es el rumbo de los planos de debilidad; α_t es el buzamiento de los planos de debilidad; α_s es la dirección del eje del túnel. Entre la información geológica disponible no se encuentran estos datos.

Con la clase de fracturación y el ángulo α se obtiene el factor de fracturación k_s , mediante el ábaco de la figura 12.20. Puesto que no se dispone del dato del ángulo de inclinación relativa al eje del túnel, se ha considerado una situación intermedia con un ángulo entre ambas direcciones de 55 grados aproximadamente y en cuyo caso, el factor k_s de corrección toma un valor medio de 4 según la gráfica 12.20.

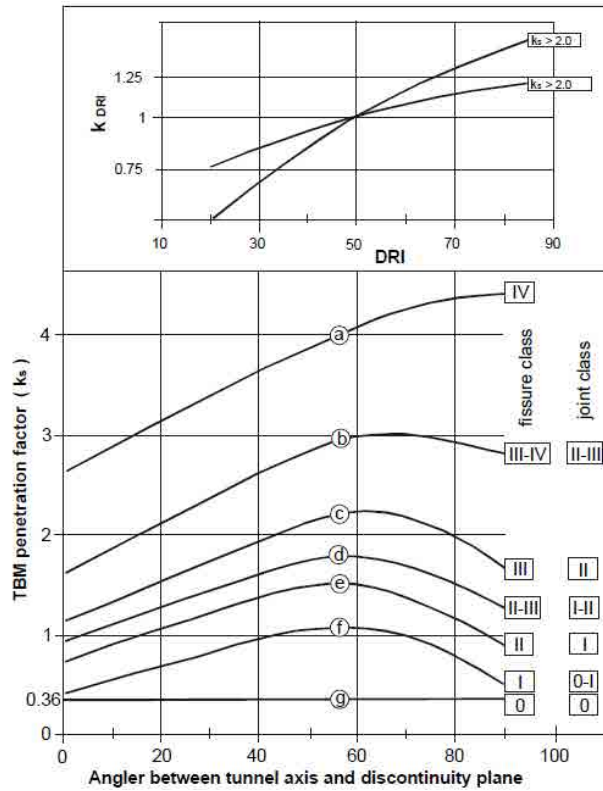


Figura 12.20: Factor de fracturación y Factor de corrección para $DRI < 49$. (Palmström, 1995)

Finalmente el valor de k_{DRI} se estima a partir de DRI mediante la gráfica superior de la figura 12.20. El valor de DRI se obtuvo de los ensayos de laboratorio descritos en el capítulo 7 (véase Cap.7 tabla 7.16) para la unidad geotécnica $Gr1$ (II-III) que resultó de 48 y corroborado con datos previos (Manjon, 2010). El valor de k_{ekv} viene dado por la expresión 3.79 ($k_{ekv} = k_s k_{DRI}$). Si existe más de una familia de discontinuidades el factor k_s pasa a ser total y se denota como k_{s-tot} . En nuestro caso éste último no se ha utilizado, debido a que se ha considerado una sola familia de discontinuidades a falta de mayor precisión en los datos.

Con este número y con el empuje por herramienta corregido M_{eq} se entra en el ábaco siguiente 12.21 (véase capítulo 3, figura 3.31) mediante el cual el modelo determina el valor de la penetración $P_{Rev} = i_o$ (mm/rev).

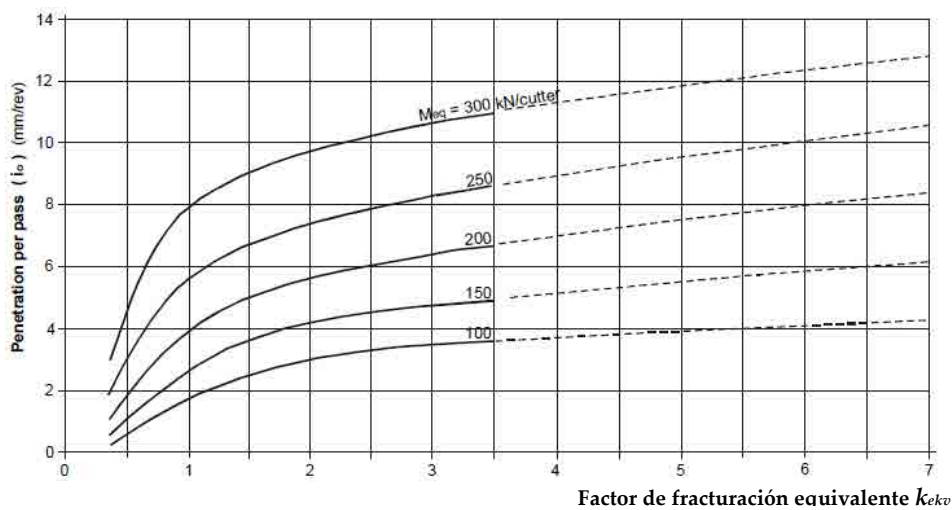


Figura 12.21: Penetración básica $d_c=483\text{mm}$ y $a_c=70$. (Bruland, 1995), (Palmström, 1995).

Con esta gráfica no se ha conseguido una adecuada aproximación de los valores de penetración frente a los registros, probablemente debido a que el k_{ekv} de nuestro caso resulta igual a 4 y para ese valor las curvas de la gráfica están fuera de rango, y se hallan extrapoladas.

Por este motivo, se ha aplicado una versión anterior de este modelo respecto a la de (Bruland, 1995) que corresponde a la publicada por Johannessen (Johannessen, 1986). La gráfica que permite obtener el valor de penetración básica (según el propio autor la denomina) es el siguiente:

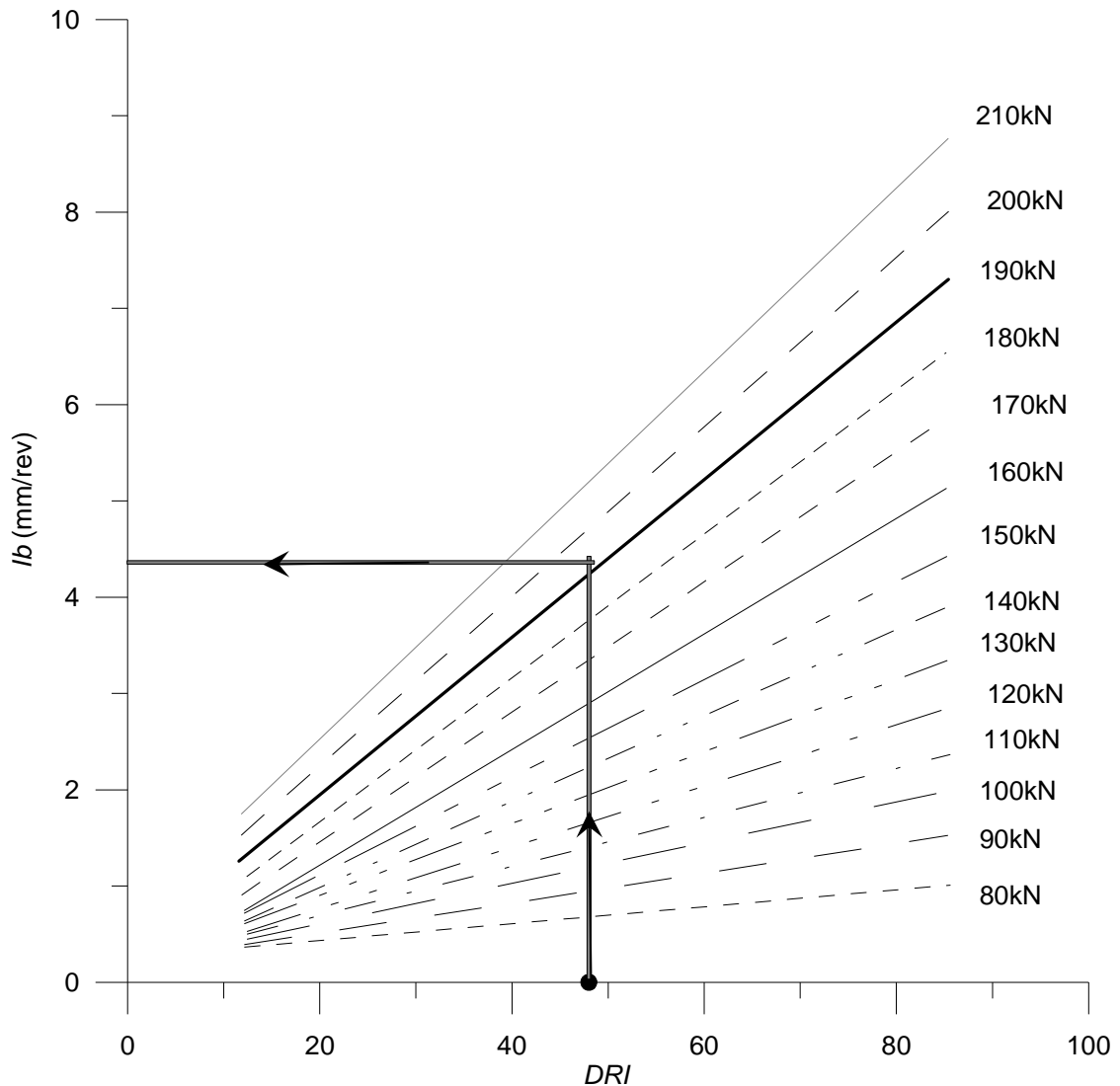


Figura 12.22. Penetración Básica I_b como función de DRI y del empuje por herramienta F_n . (Johannessen, 1986)

En este gráfico se entra con el valor de Empuje por herramienta F_n y el valor RDI y se obtiene la penetración básica I_b . Luego este valor hallado se corrige por k_s .

Por ejemplo para $DRI = 48$ y $F_n = 191\text{kN}$ $PRev$ básica $I_b = 4,4\text{mm/rev}$

Si $k_s=4$ luego $PRev = k_s \cdot I_b = 4 \times 4,4 = 17,60\text{mm/rev}$.

Así se han determinado todos los puntos en los que se pudo conocer DRI mediante ensayo de laboratorio y se conocía RQD y datos de calidad del macizo.

Los valores de penetración resultantes para la unidad geotécnica en que se obtuvo datos de laboratorio se presentan en las siguientes figuras. En la primera de ellas se ve un panorama general en el que se aprecia la cantidad de puntos en los que se pudo hacer la comparación (21 puntos) respecto del total de registro y, en la segunda figura se compara uno a uno los datos frente a las predicciones.

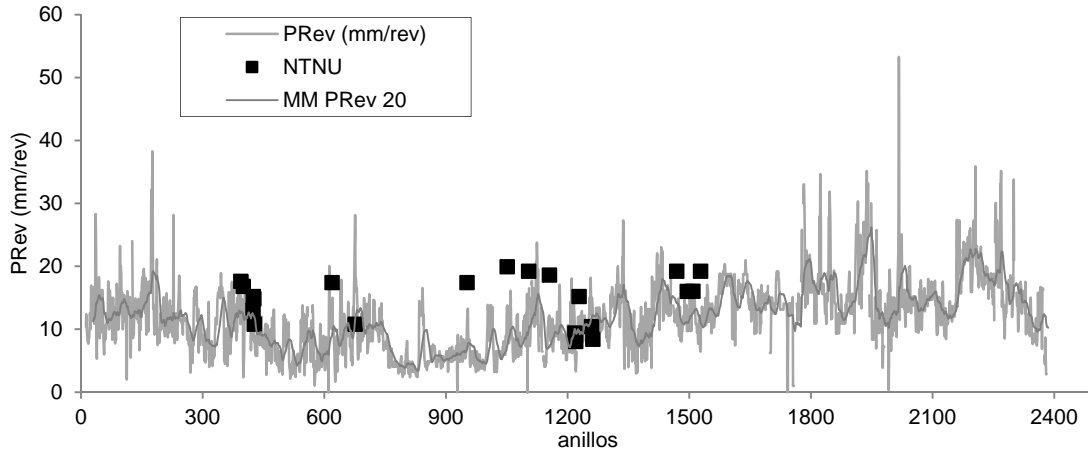


Figura 12.23: Perfil de penetración vs., estimación según el método NTNU.

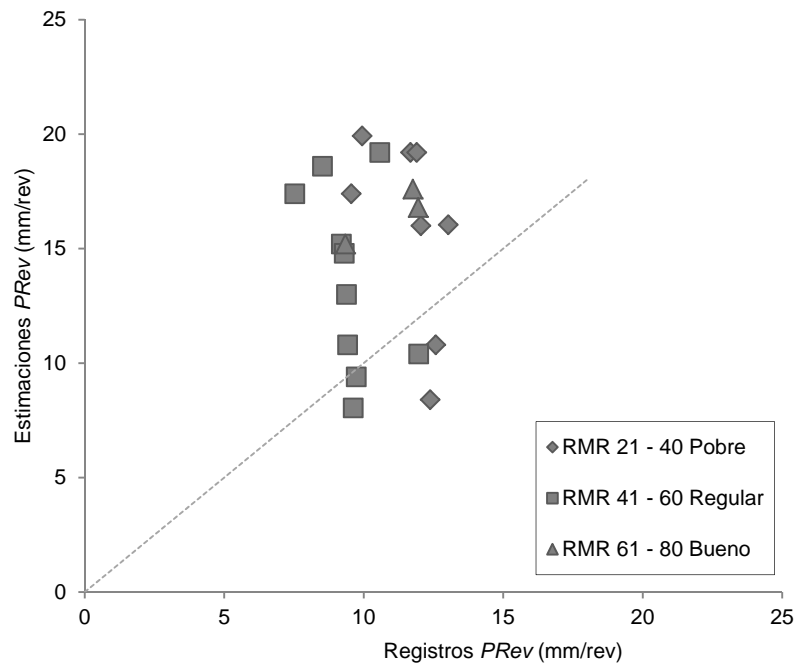


Figura 12.24: Registros de penetración vs., estimaciones según el método NTNU.

La predicción es buena, sobre todo en los anillos 426, 675, 1217, 1219 y 1258. De todos ellos el punto de estimación casi coincidente con el registro fue el punto del anillo 1217 donde el valor de RQD fue el mas alto de los medidos en esta UG (RQD=17%). En cualquier caso queda claro que, en este ejemplo, el rango de aplicación del método es restringido.

Las estimaciones con este método son mejores con una calidad regular a buena del macizo rocoso.

No se ha trabajado con *Eneto* debido a que los datos disponibles de RMR y RQD corresponden al tramo excavado en abierto y por lo tanto la distinción entre empuje neto y bruto no es relevante.

12.4.2. Estimación de la Vida útil de los discos mediante el método NTNU

El valor de Abrasividad determinado en el procedimiento NTNU no interviene en la ecuación que determina la Penetración, sino en la estimación de la vida útil de los discos y los tiempos de parada de la máquina. En el sistema NTNU, el valor de la abrasividad permite determinar la vida útil de los discos en horas (h).

En este caso, y a partir de las curvas expuestas en (Movinkel, 1986) que estiman la vida de las herramientas se ha estimado para el material *Gr1 (II-III)* la vida útil que le correspondería a un disco en función del valor de *CLI* (Cutter Life Index) determinado experimentalmente (véase Cap. 7) y corroborado con datos previos (Manjon, 2010). Para un *CLI* de 15 - 17 se estima unas 110 hs de vida para una herramienta promedio.

En los *TRDC* con *TG* correspondientes a *CLI* 15 se registran valores medios de penetración $PR_{ev}[TRDC]$ y velocidad de la cabeza de corte $VRDC[TRDC]$ de 11,40 (mm/rev) y de 3,09 (rpm), respectivamente. A partir de estos valores se determina $PR[TRDC]$ medido en (mm/min) como el producto de PR_{ev} por $VRDC$.

110 hs equivalen a 6600 min. En ese tiempo el avance lineal neto realizado por una herramienta de corte en la TBM sería:

$$Avance\ neto[m] = \frac{6600[min]PR\left[\frac{mm}{min}\right]}{1000} \quad (12.11)$$

$$6600[min]11,40\left[\frac{mm}{rev}\right]3,1[rpm]/1000 = 233m \quad (12.12)$$

Esto corresponde a un avance neto. Para comparar con los valores de avance bruto medidos en campo se debe afectar éste valor del factor de utilización U que para *UP1*, en promedio resultó de 9% (véase Cap.9 sección 9.2.2). Así, el avance bruto resulta:

$$Avance\ bruto[m] = U[\%]Avance\ neto[m] = 21[m] \quad (12.13)$$

Frente a estos valores, los cambios de herramienta observados en la zona (donde hubo *GrIII*) indican un recambio de herramientas cada 28m, aproximadamente lo que supone un avance lineal de 16 dovelas.

En cuanto al tiempo de vida útil promedio de los discos, su valor expresado en unidades de tiempo (horas), que corresponde a 28m lineales de avance bruto se puede determinar mediante la expresión 12.14:

$$VU[hs] = \frac{28[m]1000[mm]/[m]}{11,40\left[\frac{mm}{rev}\right]3,09[rpm]60[min]/[h]} = 13hs \quad (12.14)$$

La vida útil estimada por el método NTNU teniendo en cuenta el valor de U estimado previamente ($110hs \times U\%$) sería de 10hs.

Teniendo en mente que se está trabajando con valores aproximados, los pronósticos obtenidos a partir del método NTNU para la vida útil de los discos de *UP1* es más que satisfactoria en relación a lo observado.

La comparación también puede establecerse mediante los datos de vida útil. El valor medio de VU estimado en km recorridos por una herramienta equivalente resultan según el modelo NTNU en:

$$VU[km] = 2\pi r[m]VRDC[rpm]6600[min] \quad (12.15)$$

Siendo r el valor promedio de distancia al centro de las herramientas que resulta en este caso de 3,23m.

Luego, el valor promedio de VU para 110hs es:

$$VU[km] = 2\pi 3,23[m]3,09[rpm]6600[min] = 413,89[km] \quad (12.16)$$

Si en vez de determinar la VU de la herramienta equivalente situada en el promedio de las posiciones de todas las herrameintas se determina el valor de VU de una herramienta perimetral de la rueda se obtiene una cota superior de las VU de las distintas herramientas. El valor de VU así pronosticado por el modelo resulta de:

$$VU[km] = 2\pi 5,9[m]3,09[rpm]6600[min] = 756,02[km] \quad (12.17)$$

Mientras tanto, el valor medio de vida útil en TRDC para la posición equivalente es $\overline{mr[\bar{H}, TRDC]}$ resulta en 64,5km. Como se trata de un valor bruto, obtenido a partir de los registros, para poderlo comparar con los valores teóricos que estima el método NTNU se ha de afectar por el factor de utilización U y obtener así su correspondietne valor neto:

$$\overline{mr[\bar{H}, TRDC]}_{neto} = \overline{mr[\bar{H}, TRDC]} / U = 64,5 / 9\% = 716,9km \quad (12.18)$$

Tabla 12.5. Valores medidos y estimados de avance y de vida útil de una herramienta en la posición equivalente.

	Método NTNU	Medición real
Avance bruto [m] en 110hs	21	28
VU[km]	414 – 756	716

De la tabla 12.5 se observa por una parte que los valores de avance, que puede recorrer una herramienta promedio durante su vida útil, estimados por el modelo corresponden a avance neto y deben ser afectados por el factor U para ser comparados con los avances reales registrados. En el ejemplo expuesto los pronósticos alcanzan en un 75% a los valores reales.

Los valores de predicción de VU a partir de CLI según la metodología NTNU han resultado coherentes y satisfactorios al ser aplicados al único material geotécnico -*Gr1 (II-III)*- en el que se pudo determinar el índice CLI y en los tramos en que ese material estaba ocupando el 100% de la sección de excavación.

Más allá, no obstante, de lo acertado o no de esta predicción, lo que resulta evidente es que el rango de aplicación del método es muy reducido en este caso de materiales mixtos. Para poder tratar estos casos son necesarias otras herramientas como, por ejemplo, el ensayo que se describe a continuación.

12.5 Abrasividad en los TG de UP1

El desgaste de las herramientas está directamente ligado a la abrasividad de la roca/suelo (Kaesling, 2013). Por lo tanto la Abrasividad es una propiedad fundamental para evaluar la vida útil de las herramientas y es necesario contar con ensayos confiables que permitan determinar dicha propiedad. Los ensayos que proponen los modelos de predicción actuales apuntan sobre todo a determinar la abrasividad en rocas, por ejemplo, el método Noruego NTNU, sin embargo, para el tipo de materiales que se estudia en este trabajo, un ensayo apropiado fue el de "broyabilité" del LCPC, que se ha descrito en detalle en el capítulo 7.

12.5.1 Aplicación al caso

Con el objetivo de determinar la abrasividad para cada uno de los materiales perforados en el túnel de nuestro estudio se obtuvieron muestras de cada unidad geotécnica atravesada y se ensayaron con el método de LCPC. Los resultados se compararon con datos previos sobre abrasividad obtenidos mediante otros procedimientos habituales, todos ellos descritos en el capítulo 5 de esta tesis (Cerchar, Ischimazek, Contenido Equivalente de Cuarzo, DRI, CLI, RAI, AVS;). En general, cada método tiene su propia escala cuantitativa que no es comparable con otro método, pero a su vez sus resultados pueden ser analizados en una escala cualitativa que nos permite compararlos.

Dado que nuestros frentes de excavación son mixtos se propuso obtener un valor equivalente de abrasividad que fuera representativo de toda la sección mixta y para ello se trabajó con la media ponderada de los valores individuales de abrasividad hallados mediante el ensayo LCPC. La ponderación vino definida por la tramificación TG propuesta y descrita en el capítulo 8 (sección 8.3). Las siguientes son tablas de comparación de la abrasividad resultante $Abreq[TG]$.

Tabla 12.6. Valores cualitativos de abrasividad entre diferentes métodos y el método de LCPC.

Material	Abreq[TG] (g/t)	E. Cualit.	C.E.Q.[%]
Co	320	ab media	52
Gr1(II)(50%)+Co(50%)	549	muy ab	57
Pf(50%)+Co(50%)	599,8	muy ab	56,5
Gr1(III)	778,4	muy ab	62
Gr1(II)(50%)+Gr2(III)(50%)	589	muy ab	62
Bf/Bf(80%)+M(20%)	59,8	no muy ab	

Material	Abr [g/t]	E. Cualit.	CAI	E. Cualit.
Pf	879,7	muy ab	8	fuera de rango
Co	320	ab media	2,8	muy alta
Gr1(II)(50%)+Co(50%)	549	muy ab	3,45	muy alta
Pf(50%)+Co(50%)	599,8	muy ab	5,4	Extrem.Ab.
Gr1(III)	778,4	muy ab	4,1	Extrem. Ab.
Gr1(II)(50%)+Gr2(III)(50%)	589	muy ab	6,05	cuarzo
Bf/Bf(80%)+M(20%)	59,8		no muy ab	

Material	Abr [g/t]	E. Cualit.	DRI	E. Cualit.
Pf	879,7	muy ab	34,5	me
Co	320	ab media	53,4	media
Gr1(II)(50%)+Co(50%)	549	muy ab	50,7	media
Pf(50%)+Co(50%)	599,8	muy ab	43,95	media
Gr1(III)	778,4	muy ab	48	media

Material	Abr [g/t]	E. Cualit.	DRI	E. Cualit.
Gr1(II)(50%)+Gr2(III)(50%)	589	muy ab	23,5	extrem bajo
Bf/Bf(80%)+M(20%)	59,8		no muy ab	

Material	Abr [g/t]	E. Cualit.	CLI	E. Cualit.
Pf	879,7	muy ab		fuera de rango
Co	320	Ab media		fuera de rango
Gr1(II)(50%)+Co(50%)	549	muy ab		fuera de rango
Pf(50%)+Co(50%)	599,8	muy ab		fuera de rango
Gr1(III)	778,4	muy ab	15	alta
Gr1(II)(50%)+Gr2(III)(50%)	589	muy ab		fuera de rango
Bf/Bf(80%)+M(20%)	59,8		no muy ab	

Material	Abr[g/t]	E. Cualit.	I. Schi. [kN/m]	E. Cualit.
Pf	879,7	muy ab	6,76	muy alta
Co	320	ab media	0,26	muy baja
Gr1(II)(50%)+Co(50%)	549	muy ab	2,63	media
Pf(50%)+Co(50%)	599,8	muy ab	3,51	alta
Gr1(III)	778,4	muy ab	5	alta
Gr1(II)(50%)+Gr2(III)(50%)	589	muy ab	5,88	muy alta
Bf/Bf(80%)+M(20%)	59,8		no muy ab	

Material	Abr[g/t]	E. Cualit.	RAI(RCSxCEQ)	E. Cualit.
Pf	879,7	muy ab	30,5	abrasivo
Co	320	ab media	13	baja
Gr1(II)(50%)+Co(50%)	549	muy ab	29,93	baja
Pf(50%)+Co(50%)	599,8	muy ab	21,19	baja
Gr1(III)	778,4	muy ab	49,6	abrasivo
Gr1(II)(50%)+Gr2(III)(50%)	589	muy ab	40,3	abrasivo
Bf/Bf(80%)+M(20%)	59,8		no muy ab	

Allí dónde se pudo establecer comparaciones, se observó que la clasificación cualitativa de abrasividad determinada por el ensayo de *LCPC* son generalmente coherentes con los obtenidos por otros métodos. Por otra parte, se observa la limitación que ofrecen ciertos ensayos en cuanto a que no son aptos para ser aplicados en muestras de rocas blandas y materiales disgregados o granulares. El método *LCPC*, en cambio, es capaz de valorar todos los materiales, incluso permite trabajar sobre muestras de mezclas de suelos, lo mas representativas de las condiciones que se encuentran en la naturaleza, poniendo así de manifiesto su versatilidad.

12.6 Vida útil de las herramientas para la UP1

En la mayoría de los casos de estudio no se dispone del registro histórico de cada disco o útil de corte, por lo cual es imposible determinar la vida útil exacta que experimentaron las herramientas a partir de los datos disponibles. Este hecho ha generado la necesidad de plantear un método aproximado de estimación de vida útil de herramientas de corte, el cual se ha propuesto y desarrollado en el capítulo 11 de esta tesis.

12.6.1 Vida útil exacta en UP

Para validar los resultados obtenidos según el método aproximado se ha determinado la vida útil exacta de las herramientas, una por una, en este caso en el que si se cuenta con datos suficientes para realizar este cálculo. Los valores así obtenidos se han comparado con el valor promedio hallado según la metodología aproximada. De dicha comparación se puede obtener una conclusión sobre la confiabilidad de la metodología propuesta.

Debido a que en el análisis aproximado presentado en el capítulo 11 se considera los fenómenos de desgaste, se ha excluido para este estudio los datos exactos de recambio de herramientas en las que el daño haya sido por otras razones que no fueran estrictamente desgaste (ej. gripado, bloqueo de cojinete, rotura de partes de discos).

A continuación se describe el procedimiento de cálculo de la vida útil exacta de las herramientas de la UP1:

- Se determina, el recorrido de cada herramienta desde que es instalada en la RDC hasta que es cambiada. Este recorrido coincide con la vida útil "sensu stricto" tal y como se expresa en la ecuación 11.12
- se determina el valor promedio de vida útil exacta para una determinada posición en la rueda de corte, promediando el valor de vida útil exacta de todas las herramientas que han ocupado tal posición en la RDC. Formalmente, si $VU(i,h)$ es la vida útil de una herramienta h cualquiera ubicada en la posición i y determinada por la ecuación 11.12, se determina la vida útil de una posición i de herramienta $\overline{VU}_{(i)}$ dentro de la cabeza de corte tal como se expresa en la ecuación 11.13, que repetimos aquí

$$\overline{VU}_{(i)} = \frac{\sum_{h=1}^{h=p} VU(i,h)}{p} \quad (12.19)$$

Esto no es más que el promedio de las $VU(i,h)$ correspondientes a una misma posición i y para todos los recambios p que se hicieron en esa posición.

- Los valores promedio por posición se promedian de nuevo, resultando así el valor medio de VU exacta para toda la RDC, $VU_{[H,UP]}$

$$VU_{[H,UP]} = \frac{\sum_i^{N_{H0}} \overline{VU}_{(i)}}{N_{H0}} \quad (12.20)$$

A continuación se presenta la gráfica de valores medios de $\overline{VU}_{(i)}$ por posición en la RDC.

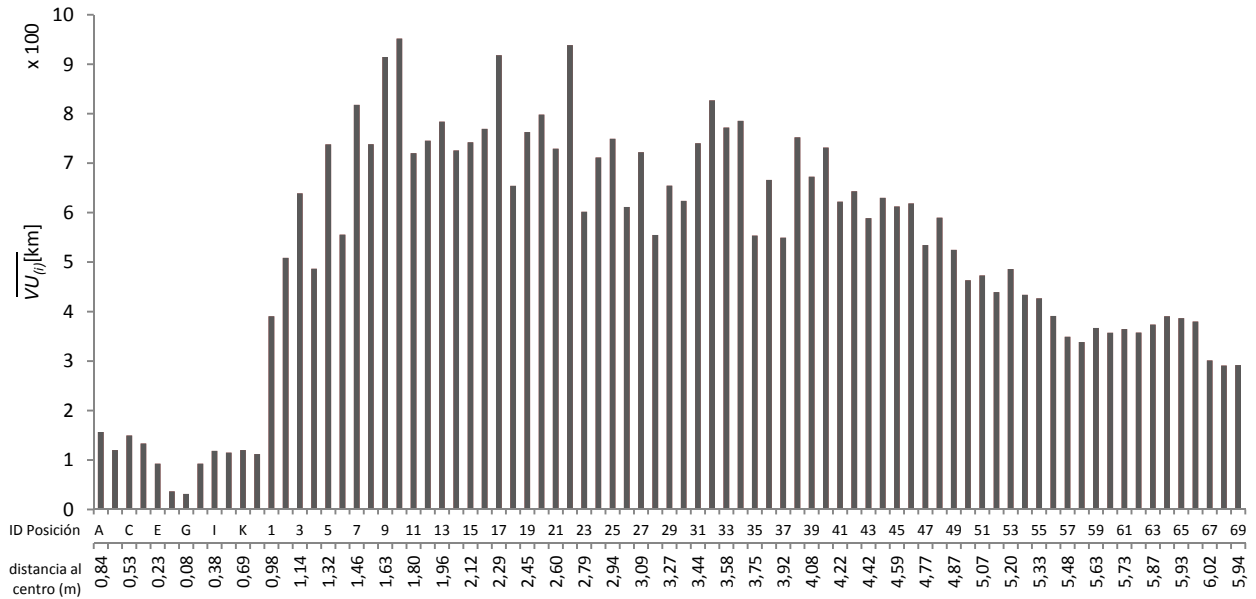


Figura 12.25: $\overline{VU}_{(i)}$ vs posición de las herramientas dentro de la rueda.

En la gráfica se puede observar que hay un grupo de posiciones centrales (las identificadas con letras) donde los valores de $\overline{VU}_{(i)}$ son muy bajos. Esto se debe al corto recorrido que desempeñan estas posiciones al girar la rueda debido a su proximidad al centro de la rueda.

Para el resto de las posiciones los valores de $\overline{VU}_{(i)}$ disminuyen de forma gradual hacia el perímetro de la rueda.

12.6.2 Vida Util exacta en TRDC

La cantidad de herramientas recambiadas en cada TRDC, $N_{[H,TRDC]}$ independientemente de qué posición ocupaban se ve en la siguiente figura.

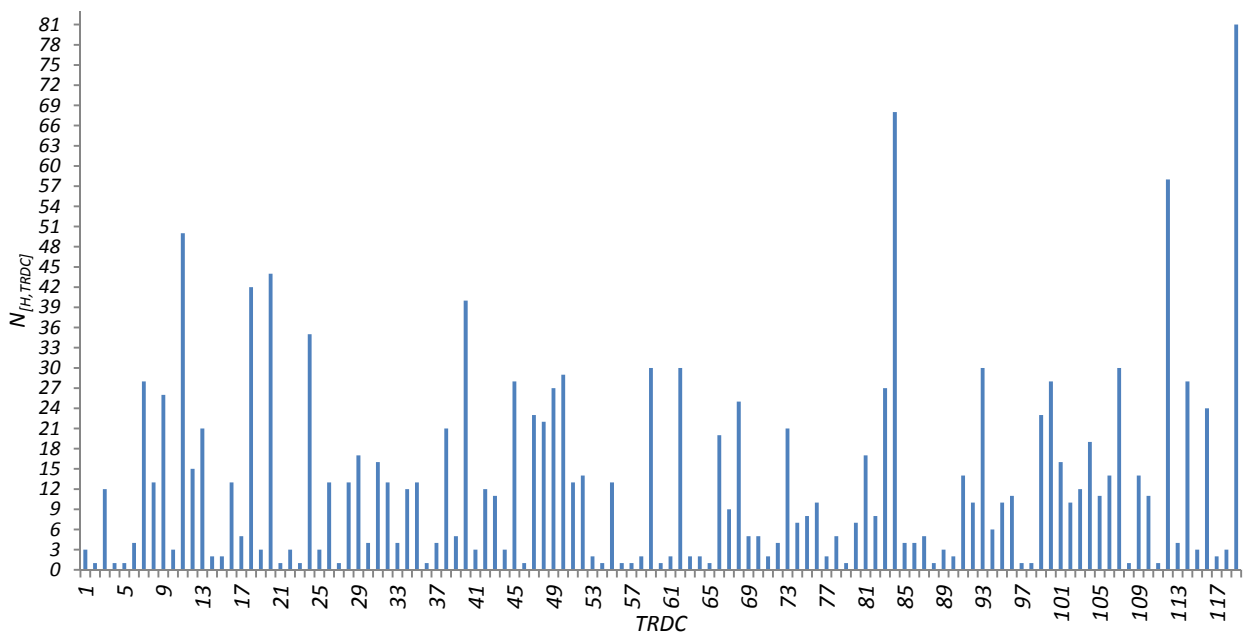


Figura 12.26: $N_{[H,TRDC]}$ vs TRDC.

Se observa que sólo en la última parada se recambiaron todas las herramientas y en cambio predominan los TRDC en los que apenas se recambió una herramienta. Otro momento crítico en el que se recambiaron 68 herramientas fue en el TRDC84 coincidente con el fin de la zona de rocas blandas muy abrasivas que se describieran en la sección 11.3.4. A partir de las figuras 11.9/10 donde ya se advirtiera importantes problemas de desgaste que aquí se confirman con este recambio generalizado.

En la figura 12.27 se representan los valores de VU exacta de cada herramienta recambiada en un cierto momento del avance, en el PK correspondiente a cada operación de mantenimiento (punto de inicio de un TRDC). Nótese que las herramientas no recambiadas en un TRDC no tienen valor de vida útil medido en ese TRDC. En la figura se recuerda el perfil geotécnico con mayor grado de detalle, según los datos analizados en 12.2.2. Para un TRDC cualquiera se puede obtener en este caso un valor de vida útil exacta promedio $VU_{[H,TRDC]}$, como la media de los valores individuales de vida útil exacta de las herramientas recambiadas en dicho TRDC. De esa manera se obtuvo una familia de VU en TRDC. Este conjunto de datos presenta los siguientes estadísticos:

Tabla 12.7: Estadísticos de $VU_{[H,TRDC]}$

Media (km)	341
CV	0,92
Maximo(km)	199
Minimo (km)	339

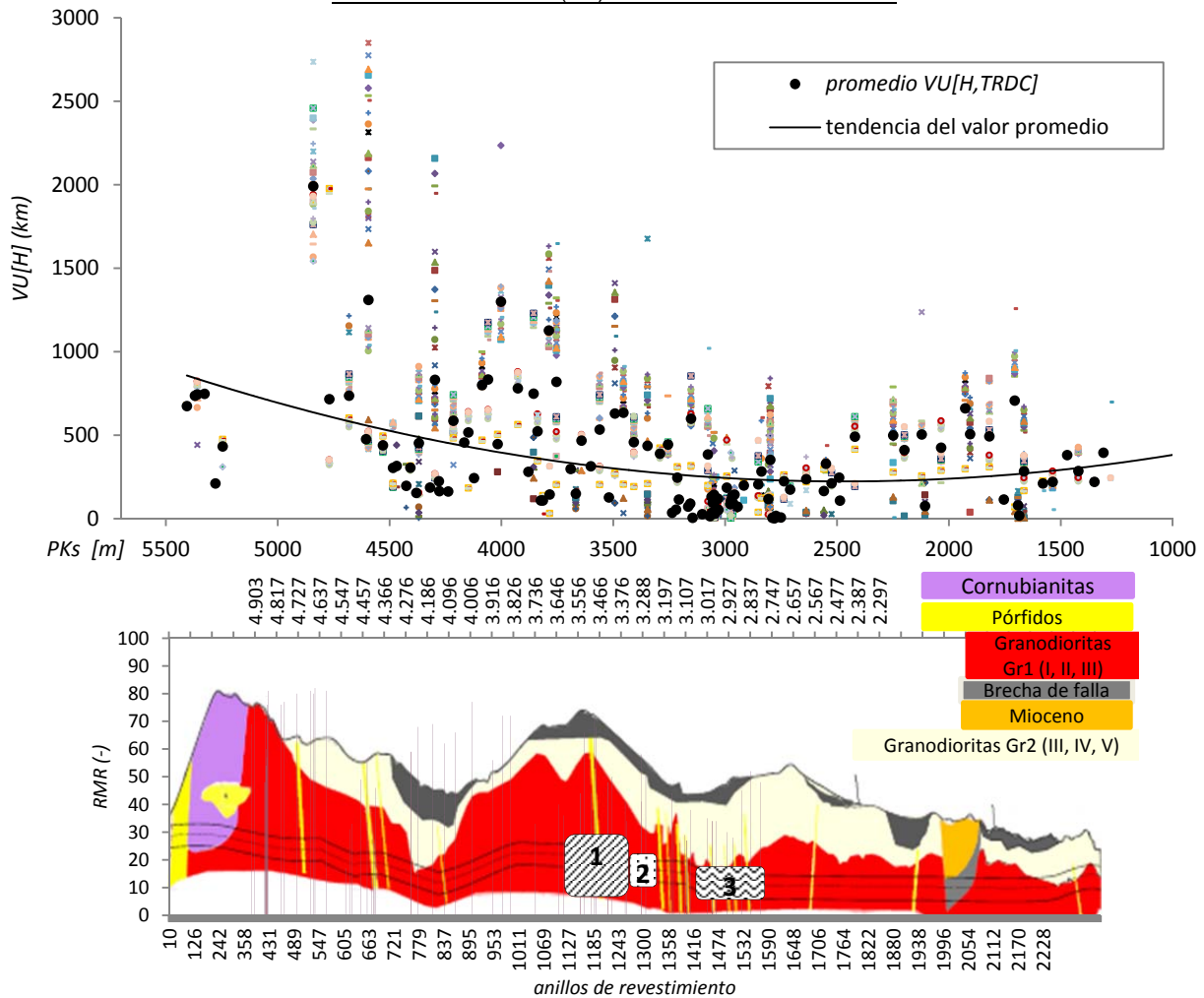


Figura 12.27: $VU_{[H,TRDC]}$ de cada disco de corte, y línea de tendencia en las progresivas de UP1.

En la figura 12.27 se observa una caída de la vida útil de las herramientas que deja un valle en la zona cercana a las progresivas 3000 – 2500 , (Zona sombreada 3) en la que se hallaron varios tramos con bolos y bloques de *Gr1(III)* en la matriz de *Gr2(IV)*, y además se atravesó una zona de aguas termales concretamente (Zona sombreada 1) en el pk 3430 lo que se continuó con una zona corresponde a Granodioritas muy duras grado I y II (Zona sombreada 2).

12.6.3 Resultados

Se recuerda que, según se detalla en el capítulo 11 la vida útil media equivalente, $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ de las herramientas en un cierto tramo de mantenimiento $TRDC$, se estima utilizando la posición promedio \bar{H} según:

$$VUeq_{[\bar{H},TRDC]} = \frac{mr_{[\bar{H},TRDC]}N_{H0}}{N[H,TRDC]} \quad (12.21)$$

Donde $mr_{[\bar{H},TRDC]}$ es el recorrido de la posición promedio \bar{H} en el tramo $TRDC$

Por su parte, vida útil media equivalente correspondiente a toda una UP se puede expresar como (correspondiente a la ecuación 11.15):

$$VUeq_{[\bar{H},UP]} = \frac{mr_{[\bar{H},UP]}N_{H0}}{N[H]} \quad (12.22)$$

Donde $N[H]$ corresponde a la cantidad total de recambios que han tenido lugar durante la excavación de una UP.

El método aproximado consiste en calcular el recorrido de una herramienta equivalente ubicada a una distancia promedio al centro de la rueda, ponderándolo luego por la proporción de herramientas cambiadas, bien en el tramo, bien en la unidad.

La relación del recorrido de la posición equivalente con el de todas las posiciones se ilustra en la siguiente gráfica. En ella aparecen los valores acumulados de $VU_{[i,TRDC]}$ en cada posición y el recorrido acumulado de la herramienta equivalente $mreq_{[\bar{H},TRDC]}$ frente a los PKs de UP1.

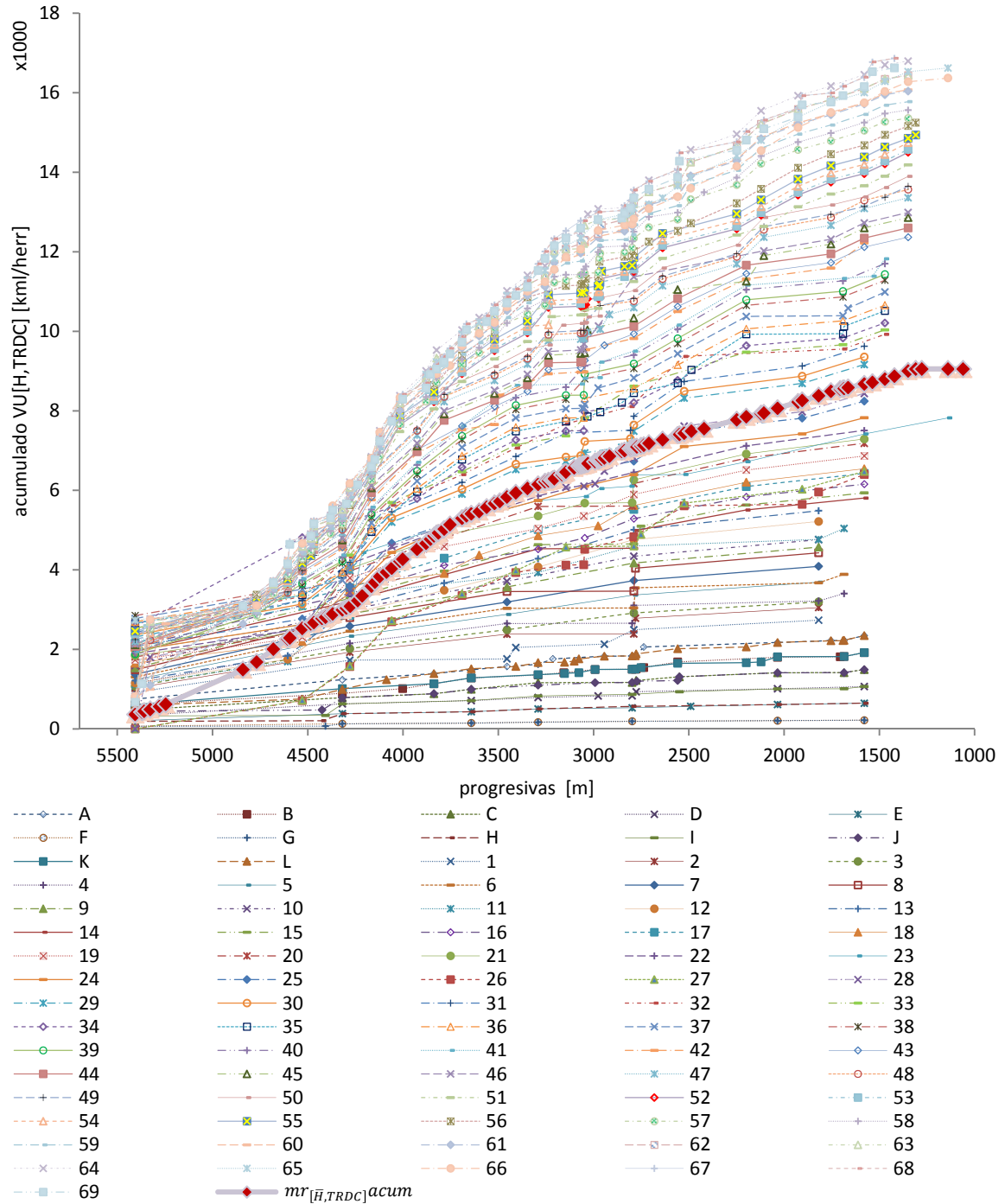


Figura 12.28: $VU_{[H,TRDC]}$ acumulada de cada disco de corte y $mr_{[\bar{u},TRDC]}$ acumulada.

Puede observarse la variación de la pendiente, que es mayor entre los PK 4320 a 4000 y luego en el tramo central desde pk 4000 a pk 3200. Los cambios son más significativos para las curvas que quedan por encima de la curva media, es decir, las correspondientes a los discos más periféricos. La pendiente indica la velocidad con la que varía el recorrido de una herramienta así, las herramientas más cercanas al centro tienen menor pendiente precisamente porque necesitan menos recorrido para conseguir un mismo avance lineal que las herramientas más alejadas. Los puntos en las series identifican los puntos de recambio. Se ve como las herramientas más cercanas al centro de la rueda tienen menos puntos de recambio mientras que, a medida que se observan las curvas de mayor pendiente, también se nota un aumento en la densidad de los puntos de recambio.

a. Comparación a nivel de UP

En la UP1 se han aplicado simultáneamente el método aproximado y el método exacto para determinar la vida útil y el consumo de herramientas. El resultado del análisis, para cada método, se expresa en la tabla 12.8 y son el valor promedio de vida útil de herramientas $VU_{[H,UP]}$, determinado por el método exacto y el valor $VUeq_{[H,UP]}$, determinado por el método aproximado en el capítulo 11 (véase tabla 11.2 y figura 11.5).

Tabla 12.8: Valores medios VU según dos métodos considerados

	Valor exacto $VU_{[H,UP]}$	Valor aproximado $VUeq_{[H,UP]}$
VU [km]	526	461

Según estos resultados se observa una diferencia entre ambos valores de vida útil promedio de herramientas del 12,33% ó, en otras palabras, el método aproximado resulta en el 88% del valor determinado con datos completos.

b. Comparación por tramos TRDC

A efectos de poder comparar en cada TRDC el valor de la vida útil exacta de cada herramienta y el valor de vida útil equivalente también en TRDC, se ilustran en la siguiente figura a lo largo de los PKs.:

- La curva de ajuste del valor promedio de $VU_{[H,TRDC]}$.
- La curva de ajuste de $VUeq_{[H,TRDC]}$.

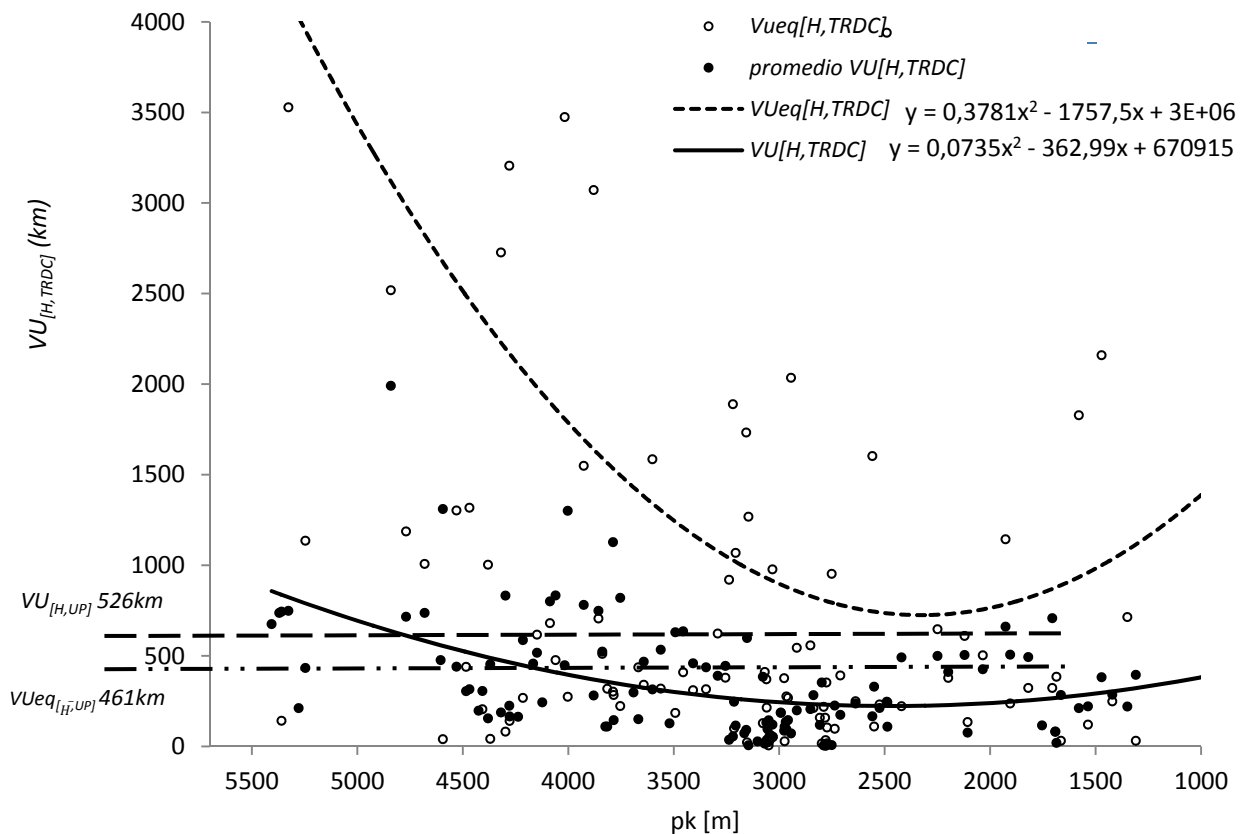


Figura 12.29: $VU_{[H,TRDC]}$ de cada disco de corte, $VUeq_{[H,TRDC]}$ en los PKs de UP1.

A partir de la figura 12.29 pueden hacerse varias observaciones

- 1) La forma de las curvas de ajuste refleja la variabilidad geotécnica del trazado. Como se ha comentado ya en el apartado anterior las vidas útiles decrecen al atravesar las zonas con bolos y aguas termales, hacia el PK 2700
- 2) Los valores de la vida útil equivalente de tramo se mantienen siempre por encima de los valores de vida útil real. Esto se debe a que, en su definición intervienen los recorridos de todas las herramientas, tanto de las que efectivamente se recambiaron en el tramo como de aquellas que no lo fueron.
- 3) Cuando se considera el conjunto del proyecto (UP), en cambio, el valor de vida útil exacta es superior al de vida útil equivalente.

Esta discrepancia entre la comparación a nivel de tramo y a nivel de UP pone de manifiesto que $VUeq_{[\bar{H},UP]}$ corresponde a la vida útil de la herramienta en la posición equivalente para todo el recorrido, y que, como ya se dijo en el apartado 11.3.3, dicho valor no es igual al promedio $\overline{VUeq_{[\bar{H},TRDC]}}$ de los valores de vida útil equivalente en cada tramo TRDC.

De forma más específica, se comparan en la siguiente figura, para cada TRDC, el conjunto de datos promedio de $VU_{[H,TRDC]}$ versus el conjunto de datos $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$. Para ello, los datos se han agrupado en función de dos aspectos: por una parte el número de herramientas cambiado en cada TRDC $N_{[H,TRDC]}$ y por otra, la distancia de las posiciones de las herramientas respecto del centro de la rueda (según el criterio descrito en la sección 12.2.3). Además se ha marcado en línea de puntos gris la recta a 45° como referencia de la aproximación ideal.

El primer caso se presenta en la figura 12.30 Con 4 series que van desde los casos más extremos como es el recambio de una sola herramienta (caso frecuente en UP1, véase Cap. 8 sección 8.4.2) hasta el caso del recambio de la mayoría de herramientas (68 herramientas recambiadas)

12 Validación del método propuesto, el caso de Can Zam

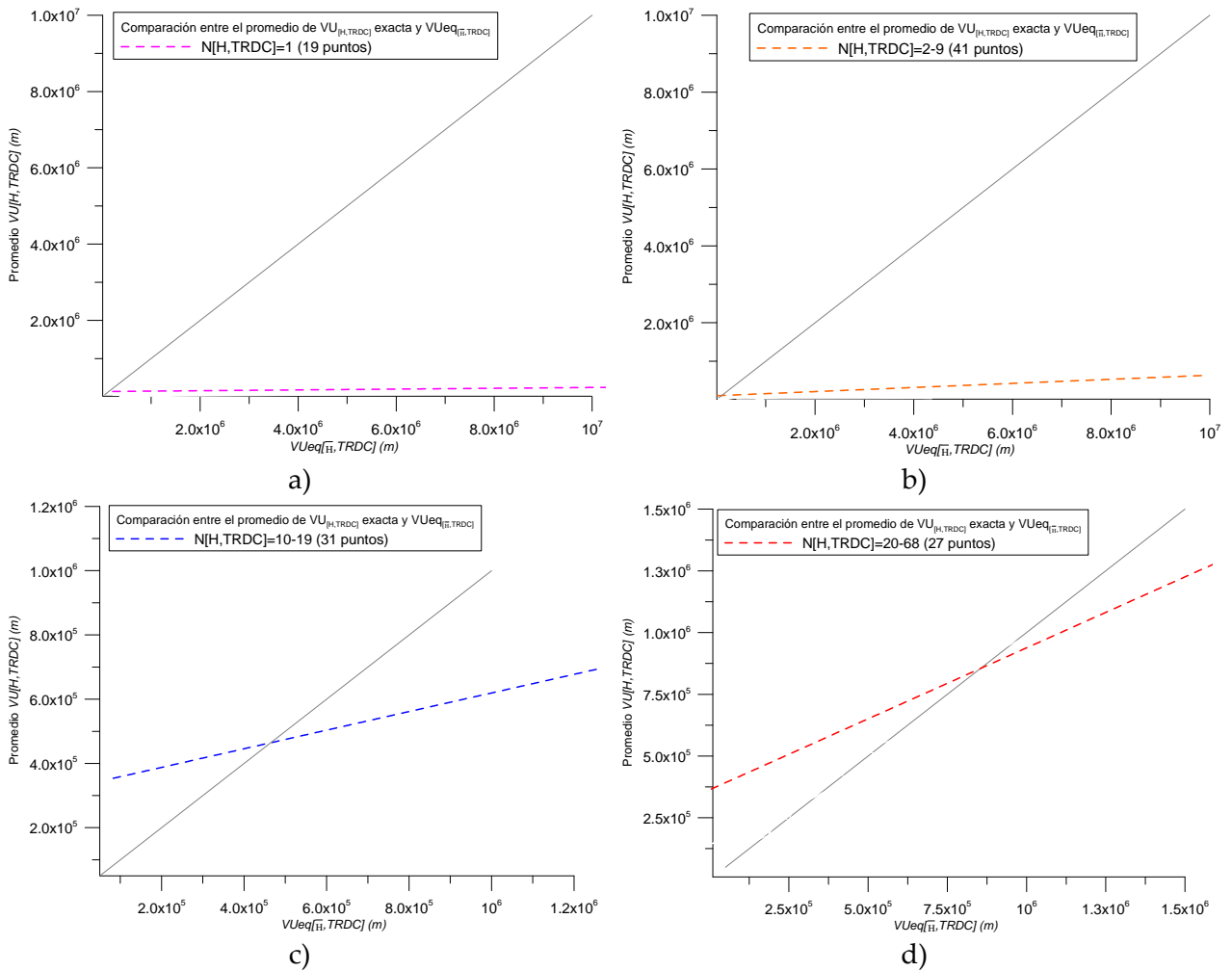


Figura 12.30: promedio de $VU_{[H,TRDC]}$ vs., $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ para $N_{[H,TRDC]} =$ a) 1, b) 2 – 9, c) 10 – 19; d) 20 – 68.

Se observa que el recambio de una sola herramienta refleja la curva mas alejada respecto de la recta a 45º (figura 12.30a), una ligera mejora se presenta en el caso de recambio de 2 a 9 herramientas por cada TRDC (figura 12.30b). Esto se entiende porque mientras en el eje de ordenadas se marca la VU exacta de una sola herramienta en el eje de abscisas la $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ representa al conjunto de todas las herramientas inclusive la recambiada. La situación ideal de coincidencia entre valores de VU_{exacto} y estimaciones con $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ correspondería al caso del recambio de todas las herramientas de la rueda. Por lo tanto, las estimaciones con $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ mejoran en la medida que se efectúan recambios de mayor número de herramientas.

En el segundo análisis se muestra la misma relación entre $VU_{[H,TRDC]}$ y $VUeq_{[\bar{H},TRDC]}$ pero discrepando las series en función de las posiciones recambiadas: que son posiciones centrales, tercio central, tercio frontal (el que a su vez se subdivide en frontal interior y frontal exterior, y tercio perimetral (sección 12.2.3).

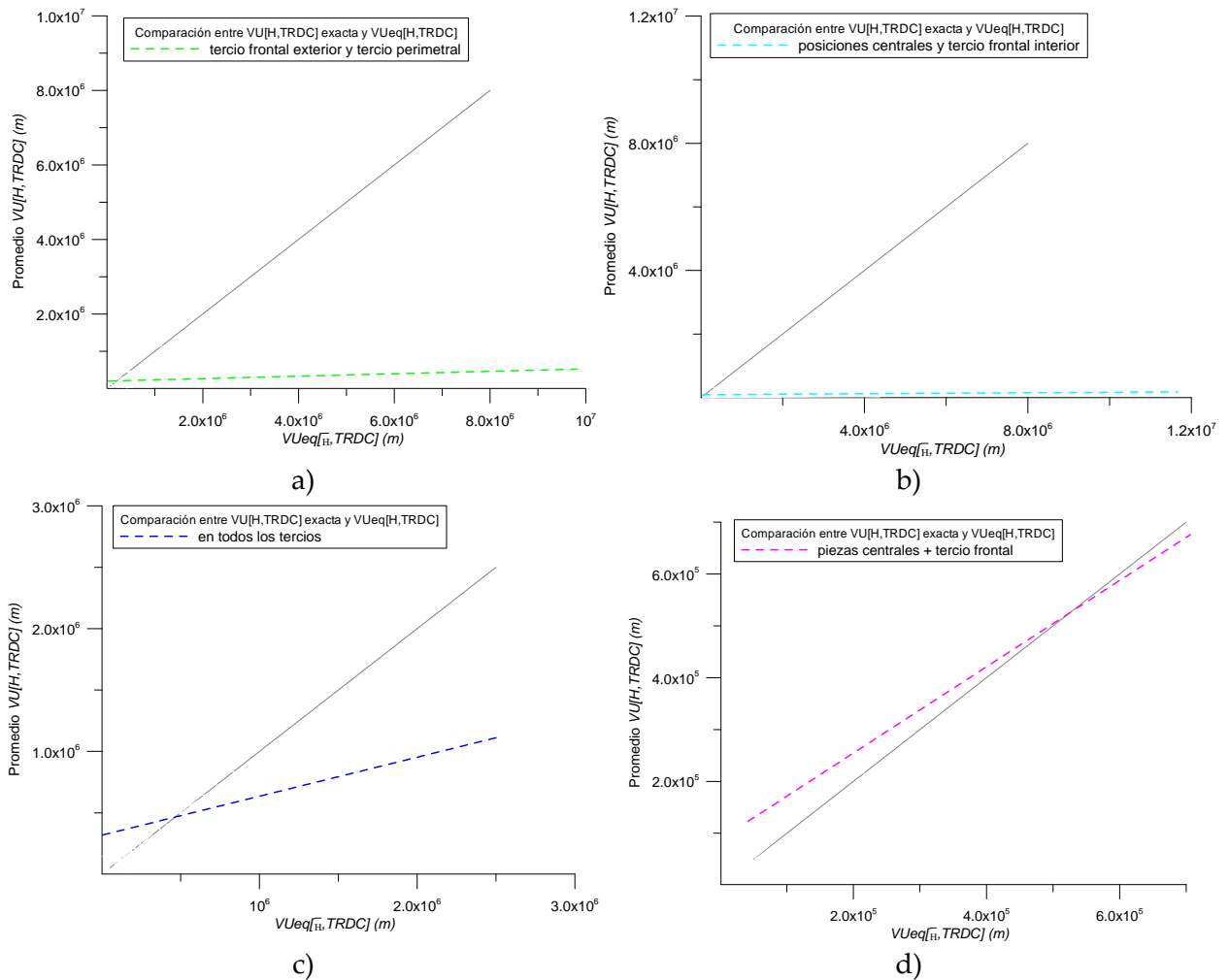


Figura 12.31: promedio de $VU_{[H,TRDC]}$ vs., $VU_{eq[H,TRDC]}$ según la posición de herramientas en la rueda., a) tercio frontal exterior y tercio perimetral, b) piezas centrales y tercio frontal interior, c) en todas las posiciones, d) piezas centrales y tercio frontal.

En este caso, los extremos son cuando sólo se recambian las herramientas de las posiciones mas cercanas al centro (posiciones centrales o frontales interior, figura 12.31 b) o sólo las mas alejadas del centro de la rueda, es decir de los tercios frontal exterior y perimetrales (figura 12.31 a) ambos casos desvían las estimaciones de $VU_{eq[H,TRDC]}$ apartándose de la recta a 45° ideal. Por el contrario, se revela que las mejores estimaciones de VU se logran cuando los recambios se distribuyen por toda la rueda (figura 12.31 c), en especial se destaca el caso de recambios simultáneos en piezas centrales y tercio frontal (en suma de conjunto exterior e interior) (figura 12.31 d).

Carece de sentido la representación global de esta relación porque los puntos de los distintos tramos TRDC resultan de promediar un número de recambios muy distinto en algunos sólo 1 o 2 en otros 80, por otra parte se conjugan TRDC con recambios en posiciones diferentes todo esto hace que la relación entre ambas variables $VU_{[H,TRDC]}$, $VU_{eq[H,TRDC]}$ no se aprecie.

En general, cuanto mayor es el número de recambios en un TRDC menor será el valor de vida útil equivalente promedio en ese TRDC.

En definitiva se observa que hay dos aspectos que repercuten en el valor de vida útil equivalente en cada TRDC frente a los valores exactos y son: el número de recambios de herramientas en cada TRDC y la posición de las herramientas recambiadas respecto del centro de la rueda.

12.7 *Resumen*

En este capítulo se ha desarrollado el análisis de tres aspectos de la tesis sobre la base de los datos completos de *UP1*.

En primer lugar, complementando al capítulo 9 se han presentadas las estimaciones de varias formulaciones existentes en el estado del arte que no pudieron ser aplicadas a todas las *UP* por falta de datos y que en el presente capítulo se han aplicado a *UP1* de manera exclusiva de las cuales se destaca la potencialidad del método noruego NTNU.

En segundo lugar, se ha trabajado con los datos experimentales de abrasividad de cara a expresar abrasividades de secciones mixtas y se ha comparado estos resultados con valores estimados a partir de otros ensayos de abrasividad ya descritos en el capítulo 5.

En tercer lugar, se ha verificado el método aproximado propuesto en el capítulo anterior para estimar la vida útil de las herramientas mediante una vida útil equivalente que constituye un valor promedio de todas las herramientas que se encuentran en una rueda de corte. La verificación se ha llevado a cabo comparando y relacionando los resultados de dicho método aproximado con las determinaciones reales calculadas a partir de mediciones y registros provenientes de *UP1*. Gracias a la disponibilidad de todos los datos de las herramientas para *UP1* se ha logrado determinar el valor de vida útil exacto para cada una de las herramientas empleadas en la perforación de dicha *UP*. Este cálculo ha dado como resultado un valor final real que se ha podido comparar con el valor hallado con la metodología aproximada de estimación de vida útil desarrollada en este trabajo y aplicada a *UP1*. De dicha comparación se ha podido valorar el grado de precisión de la metodología aproximada y por lo tanto su utilidad a la hora de efectuar pronósticos de rendimientos basados en los pronósticos de vida útil de las herramientas y las eventuales paradas de las máquinas tuneladoras para hacer recambio de este tipo de piezas expuestas al daño por desgaste.

Según los resultados obtenidos, se puede considerar a la metodología aproximada como una herramienta capaz de hacer estimaciones y útil a la hora de pronosticar consumos de herramientas a pesar de la gran dispersión de los datos de partida y las interferencias con la multitud de fenómenos que no se han tenido en cuenta, principalmente el factor humano, casi imposible de cuantificar.

*La única enseñanza fundamental que transmite el maestro, es la enseñanza de sí mismo, de su propia alma actuando por razón de presencia viva, sobre sus alumnos.
Amaro González Vega (1926 – 2007) Poeta argentino.*

13

Conclusiones y líneas futuras

13.1 Introducción

Las demoras de una máquina de excavación integral durante su funcionamiento pueden ser planificadas o inesperadas. Estas últimas pueden llegar a ser decisivas a la hora de evaluar el éxito de un Proyecto. Las paradas inesperadas de máquinas tuneladoras debido a mantenimiento de la rueda de corte, son en la actualidad, muy frecuentes, y más en suelos y frentes heterogéneos. Por lo tanto, reducir tanto como sea posible, las sorpresas e incertidumbres supone un desafío vigente. La revisión y recambio de herramientas siempre supone una parada y, dado que es una tarea lenta y difícil, muy influyente en el recuento total de demoras. Lo deseable es poder programar cada parada para lo cual son fundamentales pronósticos confiables tanto del avance neto de las excavaciones como de la vida de servicio de las herramientas. Para esto se debe contar con un criterio de desgaste pre establecido y con una metodología que permita relacionar desgaste de herramientas con parámetros operacionales y geotécnicos

El eje de la tesis fue contribuir a establecer tal metodología, cuando el medio a excavar no es un macizo rocoso, sino en suelo heterogéneo que da origen a frentes de excavación mixtos. Con este propósito se ha investigado sobre las propiedades geotécnicas de los materiales excavados, del modus operandi de las máquinas y las herramientas de corte, de los parámetros de operación registrados, el diseño material y geométrico de las herramientas y la rueda de corte intentando relacionar los datos disponibles con las predicciones y recomendaciones que provee la literatura.

13.2 Resumen

Los principales resultados obtenidos en esta tesis son:

Una descripción pormenorizada del estado del arte en relación con el fenómeno del desgaste de las herramientas de corte durante la interacción con el terreno en el proceso de corte. Lo que abarca desde la descripción de la maquinaria para la excavación mecanizada de túneles, en particular las máquinas EPB, el diseño característico de sus ruedas de corte y las diferentes

categorías de herramientas que disponen, pasando por el material que las constituye (véase capítulo 2).

La revisión de las diversas formulaciones y teorías que determinan cómo se desempeñan las herramientas al cortar distintos tipos de terrenos, el análisis se plantea para una sola herramienta y se amplía al estudio del trabajo conjunto de varias herramientas. Estas formulaciones se asocian luego a la escala de la máquina y sus registros generados durante su explotación. También se revisan las metodologías existentes para pronosticar el rendimiento de las excavaciones en roca, las cuales se han planteado mayoritariamente en rocas (véase capítulo 3).

El estudio de la fenomenología del daño y desgaste de las herramientas, sus causas, los criterios actualmente empleados para determinar el fin de la vida de servicio de una herramienta, las actividades que conlleva el recambio de herramientas, su repercusión en la seguridad y salud de los trabajadores, las estrategias de mantenimiento, sus tendencias y los medios empleados para control e inspección de la rueda de corte actuales y nuevas propuestas son conceptos estudiados en el capítulo 4.

La abrasividad, entendida como la propiedad geotécnica principal causante de desgaste en las herramientas es estudiada en detalle en el capítulo 5, las técnicas disponibles para su evaluación, los distintos métodos en uso para su determinación se describen presentando ventajas e inconvenientes a la hora de aplicarlos cuando los ambientes geotécnicos son predominantemente heterogéneos con presencia de suelos y rocas blandas.

Debido a que este trabajo se desarrolla sobre la base de un gran número de datos recogidos en obra desde diversos proyectos de túneles, en el capítulo 6 se han expuesto los aspectos más relevantes de dichos proyectos incluido tanto el tipo y características de la maquinaria empleada para las excavaciones como el subsuelo mediante el perfil geotécnico y la descripción de las unidades geotécnicas que lo componen en cada caso.

En el curso de esta tesis ha tenido lugar una etapa experimental cuya descripción pormenorizada se presenta en el capítulo 7. Allí se detallan los ensayos de laboratorio que se han llevado a cabo a fin de determinar la abrasividad de los materiales interceptados por las trazas de los túneles en cada proyecto estudiado. Aún más, se establece comparaciones con resultados provenientes de datos de proyecto y sucesivas campañas geotécnicas efectuadas por las partes contratistas durante las excavaciones. De los ensayos realizados se concluye que los valores de abrasividad obtenidos mediante el ensayo LCPC permitieron asignar a cada Unidad Geotécnica un valor cualitativo de su abrasividad conforme a la escala de clasificación que establece este ensayo. La comparación de estos valores frente a otros provenientes de otros tipos de ensayos previos reflejaron una coherencia en los resultados obtenidos respecto de los resultados existentes allí donde se contaba con tales datos previos. Además, el amplio rango de aplicación del ensayo frente a las diferentes granulometrías y compacidades de las muestras en suelos y en rocas, lo convierte en un ensayo idóneo para aplicar al caso de medios heterogéneos con suelos y rocas blandas que se presentan en los frentes mixtos.

En el capítulo 8 se presentan y analizan estadísticamente los datos recolectados de cada proyecto. Todos ellos componen y conforman la gran base de datos. Se presentan conceptos nuevos necesarios para cuantificar características de los frentes heterogéneos. Así se define una tramificación geotécnica que tiene en cuenta la heterogeneidad longitudinal de las secciones mixtas y un conjunto de valores llamados factores de impacto que permiten cuantificar la heterogeneidad transversal de tales secciones. Los datos de recambio de herramientas se ordenan mediante la definición de una tramificación por mantenimiento de la rueda de corte y a su vez, se propone un conjunto de variables para cuantificar varios aspectos del consumo de

herramientas. Se aplica el concepto de energía específica de manera innovadora para máquinas EPB y frentes heterogéneos, logrando resultados equiparables a estudios previos efectuados en rocas. En cuanto al diseño de las ruedas de corte, se han examinado parámetros como separación entre herramientas y relaciones separación / penetración conseguidas en los proyectos en estudio frente a las recomendaciones provenientes de la literatura.

El análisis y la aplicación a los proyectos que fundamentan este estudio de conceptos como factor de utilización de la máquina, reparto de tiempos, avance neto avance bruto y penetración son parte del objeto de estudio del capítulo 9. Se distinguen los tiempos de excavación en operativos y no operativos y se evalúa la proporción de tiempo no operativo debido al mantenimiento de las herramientas de corte. Los resultados obtenidos se comparan con los de otros proyectos cuyos datos son obtenidos de la literatura. En otro orden de análisis se retoman las teorías presentadas en el capítulo 3 para predicción de rendimientos y se someten a evaluación estos pronósticos frente a los registros provenientes de la base de datos creada. No sólo se ponen en evidencia las ventajas y desventajas que resultan de aplicar cada metodología sino que se proponen nuevas calibraciones a fin de conseguir ajustar las formulaciones existentes a los casos de frentes heterogéneos que nos conciernen.

El capítulo 10 se centra en relacionar los diferentes conjuntos de datos que conforman la base de datos. Así se consigue visualizar las dependencias y nivel de correlación entre las distintas variables poniendo el énfasis en la influencia de las propiedades geotécnicas y de operación de la máquina en los avances netos de las excavaciones. Para ello se ha hecho uso de herramientas estadísticas como histogramas, correlaciones, líneas de tendencias y análisis de sensibilidad. Como resultado se muestran relaciones empíricas que podrían servir como referencia a nuevos proyectos con escenarios geotécnicos semejantes.

Un análisis de gran utilidad es el que se ocupa de la vida útil de las herramientas y al que se dedica el capítulo 11. Ante la incertidumbre de la medida exacta de vida útil de cada herramienta se propone un valor aproximado, que se denomina vida útil equivalente y que representa la vida en servicio del conjunto de las herramientas. Los valores de vida útil equivalente así definidos se han relacionado tanto los parámetros de operación como los geotécnicos, obteniendo así una serie de relaciones empíricas que vinculan los tres conjuntos de parámetros. El capítulo concluye con una descripción de los pasos a seguir si se quiere emplear estas relaciones para estimar nuevos valores en proyectos venideros, a modo de referencia.

Finalmente, el capítulo 12 se centra en uno de los proyectos estudiados, con datos más completos. Gracias a esta mayor información, se han podido llevar a cabo estudios para estimación de rendimientos con formulaciones más complejas, determinación de abrasividad para secciones heterogéneas a partir de los valores individuales de cada material constitutivo del frente mixto y cálculo exacto de la vida útil de cada herramienta recambiada. Este último análisis ha servido para comparar los valores equivalentes propuestos en el capítulo 11 con los exactos y obtener conclusiones sobre la bondad de la aproximación propuesta.

13.3 Conclusiones

Un conjunto de análisis se desarrollan en esta tesis para estudiar el problema del desgaste de las herramientas de corte de una máquina tuneladora en frentes heterogéneos compuestos mayoritariamente por suelos y rocas blandas. Como resultado se obtienen las siguientes conclusiones:

Se ha conseguido un conocimiento en profundidad de la abrasividad del suelo y rocas blandas mediante el ensayo de laboratorio LCPC, para lo cual se ha modificado una máquina,

calibrado y puesta a punto para llevar a cabo estos ensayos y se ha desarrollado una trazabilidad de los mismos acorde a la normativa de ensayo vigente. A partir de esto se han obtenido valores de abrasividad unificada representativos de frentes heterogéneos.

Las tramificaciones geotécnicas y por mantenimiento de la rueda han sido conceptos útiles en este estudio, para trabajar con frentes mixtos de excavación. Mediante la tramificación geotécnica se tiene en cuenta la heterogeneidad longitudinal del perfil geológico y para cuantificar la heterogeneidad transversal se ha propuesto un conjunto de factores de impacto y se han considerado como propiedades geotécnicas de los frentes mixtos. Estas propiedades penalizan a otras (por ejemplo: abrasividad o resistencia a la compresión simple) en la medida en que mayor sea el contraste entre sus valores de cada material que componen un mismo frente mixto.

Los valores de energía específica determinados para excavaciones mediante máquina EPB con diferente categoría de herramientas (discos, picas, rastreles, picas radiales) y medios heterogéneos han servido para valorar cuantitativamente la eficiencia de la excavación en los proyectos analizados y detectar la influencia que tiene el desgaste de las herramientas sobre dicha eficiencia.

De la aplicación de métodos de predicción de rendimiento a nuestros casos reales se desprenden las siguientes conclusiones:

No todos los procedimientos descritos en la literatura son de aplicación en cualquier tipo de roca o suelo sino que es muy importante que el tipo de roca o suelo a excavar tenga unas características similares a los materiales usados en la base de datos de referencia.

Es importante que la categoría de herramienta de corte del proyecto sea semejante a aquella que empleó la formulación que se pretenda aplicar a dicho proyecto.

Por otra parte se ha de considerar la etapa en la que se encuentra el desarrollo del proyecto, ya que algunas fórmulas son apropiadas para una fase preliminar en la que se necesita sólo una idea global y general de los rendimientos de la excavación y, en cambio, otras son apropiadas para etapas más avanzadas. En otros casos puede ser necesario recurrir a métodos que permiten hacer un retro análisis y contrastar los valores predichos con valores reales para detectar posibles problemas y corregir a tiempo.

Las formulaciones de Graham (1976) y de Hughes (1986) basadas en la resistencia a la compresión simple no arrojaron resultados aceptables respecto de los registros de la penetración y avance neto. Sin embargo, merced a las calibraciones propuestas en este trabajo se ha conseguido ajustar el rango de valores estimados a los medidos, para materiales tales como suelos y rocas blandas. A pesar de ellos, las estimaciones conseguidas no son apropiadas si se clasifican los materiales según su abrasividad. Únicamente se consiguen resultados moderadamente aceptables para ciertos rangos de valores de RCS.

Tanto la fórmula de Farmer y Glossop (1980) como la de Graham no tienen en cuenta los parámetros del macizo rocoso y por lo tanto no son capaces de representar las variaciones por presencia o no de discontinuidades.

El modelo de Gehring (1995) basa sus estimaciones no solo en función de la RCS sino del índice de abrasividad CAI. El modelo tampoco alcanza a estimar las penetraciones conseguidas en los tramos donde la granodiorita se encontró maciza, sana y sin fracturas. En los tramos en EPB las predicciones con *Ebruto* fueron mejores que con *Eneto*.

La formulación de Roxborough & Phillips (1975), también ha sido calibrada para su aplicación a suelos y rocas blandas. Los valores estimados se ajustan considerablemente bien a los valores de penetración registrados en TG que las dos formulaciones anteriores, tanto si los datos se agrupan según RCS como si se los agrupa según la abrasividad.

El modelo de Thuro y Plininger, (2003) presentó un rango de valores de penetración específica PE y de trabajo de destrucción Wz mayor para la fórmula de predicción respecto de la hallada para nuestros casos reales. En general, el modelo es independiente de las diversas categorías de herramientas y combinación de ellas. Sus limitaciones se han hallado al intentar calcular Wz en suelos dado que no hay ensayos de RCS en suelos como en el caso de las rocas. Por otra parte, en secciones mixtas o heterogéneas en suelos es imposible contar con la curva de RCS del material heterogéneo en su conjunto.

El método de predicción noruego NTNU dio buenos resultados, sobre todo en rocas blandas y fracturadas (RQD=17%, calidad de la roca muy mala). Sin embargo, el rango de aplicación del método es restringido a frentes homogéneos y rocas.

Se presenta una manera de cuantificar el empuje y el par motor que realmente llega a cada herramienta como parte del empuje y el par motor totales registrados por la máquina automáticamente. El resultado permite ver el porcentaje que esas componentes representan respecto de las cantidades totales. La estrategia desarrollada para obtener tales componentes de empuje y de par motor incluye estimar la componente de empuje debida a la presión de soporte en el frente y para el caso del par motor la componente debida a vencer la fricción de rodadura de la cámara de tierras, ambos parámetros derivados de sistema EPB. La metodología se mostró como una herramienta útil para hacer retroanálisis en campo, durante las etapas de construcción.

En esta tesis se estudian relaciones empíricas entre velocidad de avance de la excavación mecanizada y desgaste de las herramientas frente a parámetros geotécnicos y operacionales. El estudio, si bien se inspira en otros métodos desarrollados para rocas, tiene aplicaciones en proyectos en los que la geología se compone en su mayoría de los suelos y rocas blandas y donde predominan los frentes heterogéneos. Las estimaciones que se podrían obtener de penetración a partir de estas relaciones no pretenden ser un valor único sino un rango de valores más probables susceptibles de ser calibrados con el avance de las excavaciones.

En el caso de la vida útil de herramientas, los resultados obtenidos consisten en intervalos de puntos kilométricos en los cuales será más probable necesitar una parada de la máquina para hacer inspección y mantenimiento de los útiles de corte. Todo esto en base a criterios de desgaste preestablecidos para el conjunto de las herramientas.

13.4 Líneas Futuras

Las limitaciones de las relaciones empíricas propuestas en los capítulos 10 y 11 pueden disminuir en la medida que se amplíe la base de datos, lo que permitiría obtener mejor precisión en el ajuste de las mismas. Por otra parte, hay aspectos que no se han podido considerar cuantitativamente en la determinación de vida útil porque no se poseen datos reales que permitan hacer un análisis cuantitativo, sin embargo se mencionan en este apartado de manera cualitativa ya que son relevantes y no sería correcto subestimarlos y son las siguientes:

a) La apertura de la cabeza de corte: Que influye en el tiempo de permanencia del material abrasivo triturado en contacto directo con las herramientas. Para ilustrar este aspecto se cita el caso de la tuneladora empleada en el Metro de Sevilla, dicha máquina fue diseñada por la casa LOVAT para perforar un túnel de 5,3m de diámetro. Se trataba de una TMB capaz de excavar en condiciones mixtas de suelo. (Lovat Inc., 2000) Los problemas de desgaste ocasionados por la presencia de un suelo granular más abrasivo de lo esperado les llevó a replantearse el diseño

de la máquina. Finalmente obtuvieron éxito cambiando dos propiedades de la configuración de la rueda aunque también fortalecieron el diseño de las herramientas. Por una parte, como es evidente añadieron mas herramientas y por otra parte, aumentaron la abertura de la rueda para poder evacuar mas ágilmente el material extraído y disminuir, de esta manera, el tiempo de permanencia del material triturado en la cámara donde se producía el contacto con los discos y se desarrollaba el efecto abrasivo a la estructura de la rueda.

b) El comportamiento estructural de la cabeza de corte: Llevando a cabo un análisis 2D se encuentra similitud con el comportamiento de una viga hiperestática de tres vanos y 4 apoyos como el de la figura 13.1a.

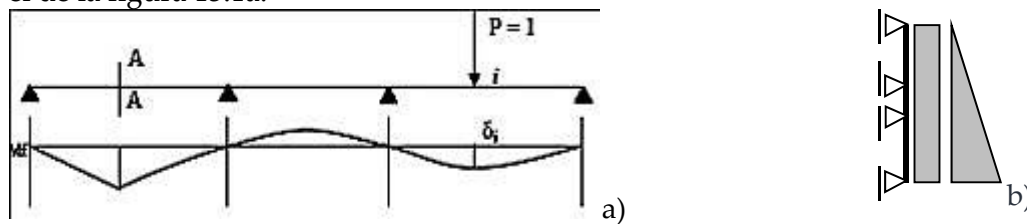


Figura 13.1: a) Viga continua de 3 tramos y 4 apoyos, b) Esquema de distribución de cargas.

En esta figura se advierte que el empuje no se reparte de igual manera en todos los discos de corte, sino que algunos discos transmiten mayor esfuerzo que otros en función de la ubicación de cada uno de ellos con relación a los apoyos. Por otra parte, si tenemos en cuenta que la viga está dispuesta verticalmente advertimos que la carga no es rectangular sino trapezoidal como la de la figura 13.1b. Si además de la forma de la carga tenemos en cuenta que la rueda gira, advertimos que la carga es dinámica con lo cual para hallar el esfuerzo de la rueda en cada uno de sus discos y la deformada de la misma se debería analizar el problema mediante la teoría de líneas de influencia. Según lo expuesto, el problema debería estudiarse como la superposición de dos problemas de estabilidad, por un lado como una viga continua de tres vanos sometida a carga uniforme estática y por otro lado mediante líneas de influencia para carga dinámica triangular sobre una viga continua de tres vanos (Hütte, 1938). Por otra parte, se suman a estos fenómenos la dilatación térmica del acero al variar la temperatura por efecto de disipación de energía y los movimientos diferenciales entre los apoyos de la rueda.

c) El Factor Humano: este aspecto es muy difícil de medir cuantitativamente. No solo depende de la capacitación y experiencia del operario sino también de su estado emocional, anímico y su predisposición para aplicar bien los criterios que debe tener en cuenta a la hora de controlar el desgaste en cada herramienta.

Una vertiente diferente y de vanguardia es el estudio de estos problemas mediante métodos numéricos. Los modelos con técnicas como elementos finitos, diferencias finitas y partículas, desarrollados actualmente son prometedores. Sin embargo, aún necesitan profundizar en temas relacionados con las leyes constitutivas que definen el comportamiento de ambos materiales (widias de las herramientas y geomateriales tales como rocas/suelos) en el momento de la interacción para poder describir correctamente el desgaste de unos en simultaneidad con las excavaciones de los otros. Otro desafío interesante es incorporar los modelos de estimación de la penetración y avance neto que intervienen en las ecuaciones de movimiento y que pueden variar considerablemente en función de la geología que se excava y del diseño de las ruedas de corte, incluido la categoría de herramientas. En el capítulo 3 de esta tesis hay una revisión del estado actual de los modelos numéricos desarrollados hasta nuestros días que sumado a los datos experimentales y la base de datos generada en este trabajo constituyen la base para futuras investigaciones con herramientas numéricas.

Referencias

- Adebayo, B., 2011. Effect of Textural Characteristics of Rock on Bit Wear. *AU J.T.* 14(4), pp. 299-307.
- AFNOR, 1990. *P18 - 579: Granulats - Essai l'abrasivité et de broyabilité*, s.l.: s.n.
- AFNOR, 2000. *NF P 94-430-1. Roches Détermination du pouvoir abrasive d'une roche Partie 1:Essai de rayure avec une pointe.*, s.l.: s.n.
- AFTES, W. G. n. 4., 2000. *New Recommendations on Choosing Mechanized Tunnelling techniques*, París: s.n.
- ANAYA, 2012. www.edistribucion.es. [En línea] Available at: http://www.edistribucion.es/anayaeducacion/8420134/U10/U10_01_EPI_01/P_Friedrich%20Mohs_170.ppt
- Anon., 2008. *Sandvik*. [En línea] Available at: <http://mediabase.sandvik.com/smc/>.[Último acceso: 2009].
- Arne Lislerud, 1997. *Principles of Mechanical Excavation*, Helsinki: POSIVA 97-12.
- ARUP, 2008. *Large Diameter Soft Ground Bored Tunnel Review. Review of current industry soft ground bored tunnel practice*, Seattle: Cascadia Center.
- Asbury, B., Cigla, M. & Balci, C., 2002. Design methodology, testing and evaluation of a continuous miner cutterhead for dust. *SME Annual Meeting 02-136 Phoenix, Arizona.*
- ASM, I., 1990. *Properties and Selection: Nonferrous Alloys and Special-Purpose Materials. Handbook Vol. 2*, s.l.: ASM International Handbook Committee.
- Auding S.A., 2002. *Projecte Constructiu Clau TA-TM 00503.2-MO*, Barcelona: Generalitat de Catalunya. Departament de política territorial i obres públiques. Direcció general de ports i transports.
- Ayesa, Eurogeotecnia & Cicsa, S., 2009. *Projecte constructiu perllongament del FGC a Terrassa infraestructura, superestructura de via y catenaria. Tram: Túnel Terrassa-Rambla/Can Rocca i estacions intercanviadors RENFE i Can Roca. TF-03474.1.R*, Terrassa: GISA SA.
- Babendererde, S., Hoek, E., Marinos, P. & Cardozo, A., 2005. *EPB-TBM Face Support Control in the Metro do Porto Project, Portugal*. Seattle, s.n.
- Balci, C., 2009. Correlation of rock cutting tests with field performance of a TBM in a highly fractured rock formation: A case study in Kozyatagi-Kadikoy metro tunnel, Turkey. *Tunnelling and Underground Space Technology* 24, pp. 423-435.
- Balci, C. & Bilgin, N., 2007. Correlative study of linear small and full-scale rock cutting test to select mechanized excavation machines. *Int. J. Rock Mechanics and Mining Sciences* 44, pp. 468-476.
- Balci, C., Demircin, M., Copur, H. & Tuncdemir, H., 2004. Estimation of optimum specific energy based on rock properties for assessment of roadheader performance. *J. South African Institute of Mining and Metallurgy*, pp. 633-642.
- Balci, C. & Tumac, D., 2012. Investigation into the effects of different rocks on rock cuttability by a V-type disc cutter. *Tunnelling and underground space technology*, pp. 183-193.
- Bao, R., Zhang, L. & Yao, Q., 2011. Estimating the Peak Indentation Force of the Edge Chipping of Rocks Using Single Point-Attack Pick. *Rock Mech. Rock Eng.*, pp. 44:339-347.
- Bao, R., Zhang, L., Yao, Q. & Lunn, J., 2011. Estimating the peak indentation force of the edge chipping of rocks using single point-attack pick. *Rock Mech Rock Eng* 44, pp. 339-347.
- Barla, G., 2000. *Lessons learnt from the excavation of a large diameter TBM tunnel in complex hydrogeological conditions.*. Melbourne, s.n.
- Barla, G. & Pelizza, S., 2000. TBM Tunelling in difficult conditions. Volumen In GeoEn2000, pp. 329-354.
- Barqueros, I., 2009. *Los túneles en Madrid: Escudos y tuneladoras*. [En línea] Available at: <http://ecomovilidad.net/tuneles-madrid-tuneladoras/>.[Último acceso: 2009].
- Bartz, 2009. www.bartz.es. [En línea] Available at: <http://www.bartz.es/es/contenido/?idsec=539>

- Beste, U. & Jacobson, S., 2008. A new view of the deterioration and wear of WC/Co cemented carbide rock drill buttons. *Wear* 264, p. 1129–1141.
- Bieniawski, Z., 2004. *Conferencias del Prof. Bieniawski y otros especialistas sobre el método constructivo de túneles*. s.l., Ingeopres: Actualidad técnica de ingeniería civil, minería, geología y medio ambiente, ISSN 1136-4785, N.º. 131, pp. 36-54.
- Bieniawski, Z., Celada, B., Galera, J. & Tardáguila, I., 2009. Prediction of Cutter Wear Using RME. Proc. ITA World Tunnel Congress, Budapest, Hungary.
- Bilgin, N., 1977. *Investigation into the mechanical cutting characteristics of some medium and high strength rock*. PhD Thesis. University of Newcastle Upon Tyne. England.
- Bilgin, N. & Balci, C., 2005. *Performance Prediction of Mechanical Excavators in Tunnels*. Estambul, ITA/AITES, p. 43.
- Bilgin, N., Balci, C., Tunçdemir, H. & Eskikaya, S., 1999. *The Performance Prediction of a TBM in Difficult Ground Condition*. París, s.n., p. 115–121..
- Bilgin, N., Copur, H. & Balci, C., 2012. Effect of replacing disc cutters with chisel tools on performance of a TBM in difficult ground conditions. *Tunnelling and Underground Space Technology*. Vol. 27, pp. 41-51.
- Bilgin, N., Demircin, N., Copur, H., Balci, C., Tuncdemir, H., Akcin, N., 2006. Dominant rock properties affecting the performance of conical picks and the comparison of some experimental and theoretical results. *Int. J Rock Mech. Min. Sciences* 43, pp. 139-156.
- Bilgin, N. e. a., 2012. Effect of replacing disc cutters with chisel tools on performance of a TBM in difficult ground conditions. *Tunnelling and Underground Space Technology*, pp. 41-51.
- Biosca Gómez de Tejada, F. & Bono, R., 2008. Construcción de la Línea 9 del Metro de Barcelona. *Obras Urbanas*.
- Biosca, F. & Bono, R., 2008. Construcción de la Línea 9 del Metro de Barcelona. *Obras Urbanas*, p. 9.
- Bofill de la Cierva, J., 2007. *Necesidades de innovación en la construcción subterránea*. Barcelona, s.n.
- BOG, 2008. *Proyecto Túnel Tunjuelo - Canoas. Aguas y Alcantarillado de Bogotá*. [En línea] Available at: http://www.infraestructura.org.co/presentaciones/PROYECTO_TUNJUELO_CANOAS_-01-08-2008.pdf
- Bono, R., Ortu, M. & Valdemarín, F., 2008. *Surface settlement minimization in soft soil when excavating with an earth pressure balance shield*. Barcelona, Aula Paymacotas, pp. 129-148.
- Bougard, J. F., 1974. Propositions relatives aux mesures et essais a effectuer dans le cadre d'un chantier de creusement mecanique,. *Tunnels et Ouvrages Souterrains* (5), p. 215..
- Brian, G., 1996. *web.ukonline.co.uk*. [En línea] Available at: <http://web.ukonline.co.uk/b.gardner/brunel/marcbrun.html> [Último acceso: diciembre 2009].
- British Tunnelling Society, 2005. *Closed-Face Tunnelling Machines and Ground Stability. A guideline for best practice*. Londres: Thomas Telford Publishing Ltd..
- Bruland, 1995. *Tunnelling performance estimation based on drillability testing*. Tokyo, Balkema, pp. 123-126.
- Bruland, A., 1998. *Hard Rock Tunnel Boring. PhD thesis, Norwegian University of Sciences and Technology of Trondheim (NTNU)*, Trondheim : s.n.
- Büchi, E., 1984. *Einfluss geologischer Parameter auf die Vortriebsleistung einer Tunnelbohrmaschine, doctor dissertation*, Bern.: s.n.
- Büchi, E., Mathier, J.- F. & Wyss, C., 1995. Rock abrasivity – a significant cost factor for mechanical tunnelling in loose and hard rock.. *Tunnel no 5*, pp. 38 - 43.
- Burger, W., 2006. *Hard Rock Cutterhead Design*. Chicago, s.n.
- Burger, W., 2007. *Design Principles for Soft Ground Cutterheads*. Toronto, Herrenknecht AG, pp. 784-792.
- Burger, W. & Dudouit, F., 2009. *The Hallandsas dual mode TBM*. Las Vegas, s.n.

- Caddell, R., Raghava, R. & Atkins, A., 1974. Pressure dependent yield criteria for polymers. *Materials Science and Engineering*, 13, pp. 113-120.
- Calleja, L. & Cuesta, A., 2012. *Clasificación de las rocas ígneas*, Oviedo: Petrología y Geoquímica. Dpto de Geología. Universidad de Oviedo..
- Carbonell, J., 2009. *PhD Modeling of ground excavation with the particle finite element method. Program in structural analysis. Univ. Politecnica de Catalunya*. Barcelona: CIMNE.
- Cardona, M. M., 2008. www.microtunnel.com. [En línea] Available at: http://www.microtunnel.com/24_escudoepb.htm [Último acceso: 2009].
- Cardu, Oreste, 2011. *Tunnelling in urban areas by EPB machines: technical evaluation of the system*. Earth Sci. Res. S J. Vol. 15, No. 1 pp. 5-11.
- Casinelli, F., Cina, S., Innaurato, N. & Mancini, R., 1982. *Power consumption and metal wear in tunnel boring machines: Analysis of tunnel boring operations in hard rock*. Londres, IMM, pp. 73-81..
- Celada, B., 2008. *Utilización de tuneladoras en macizos rocosos*. Santiago, s.n.
- Celada, B., Galera, J., Munoz, C. & Tardáguila, I., 2009. *The use of the specific drilling energy for rock mass characterisation and TBM driving during tunnel construction*. Budapest, s.n.
- Celada, B., 2012. *Specific Energy of excavation in detecting tunnelling conditions ahead of TBMs*. *Tunnels & Tunnelling Int.* February 2012. Pp65-68.
- CERCHAR, 1986. *The Cerchar Abrasiveness Index. Centre d' Etudes et Recherches de Charbonnages de France*, Verneuil: s.n.
- Chang, Choi, Bae, Jeon, 2006. Performance prediction of TBM disc cutting on granitic rock by the linear cutting test. *Tunn. Undergr. Space Technol*, 2. pp. 271ss.
- granitic rock by the linear cutting test. *Tunn. Undergr. Space Technol*, 21 (2006), 271
- Cheema, S. N. & Rostami, J., 1998. *Criteria for selection and application of TBMs in tunnelling projects. Pakistan Engineering Congress*, s.n., pp. 549-558.
- Cheema, S. & Rostami, J., 1998. A review of parameters influencing the performance of tunnel boring machines. *Pakistan Engineering Congress*, pp. 537-547.
- Cheraghi, M., 1992. *Ph.D. An investigation into the mechanical cutting of rock materials with particular reference to fracture mechanics*. Newcastle: Department of Civil Engineering University of Newcastle. Upon Tyne. England.
- Cho, Jeon, Yu, Chang, 2010. Optimum spacing of TBM disc cutters: A numerical simulation using the three-dimensional dynamic fracturing method. *Tunnelling and underground space technology*. V25., pp. 230-244.
- Cicla, M., Asbury, B. & Balci, C., 2002. *Design methodology, testing and evaluation of a continuous miner cutterhead reduction in underground coal mining or dust*. Arizona, SME.
- Cicla, M. & Ozdemir, L., 2000. *Computer modeling for improved production of mechanical excavators*. Salt Lake City. USA, SME Annual meeting.
- Cigla, M., Yagiz, S. & Ozdemir, L., 2001. Application of tunnel boring machine in underground mine development. *17th Int. Mining Congress and Exhibition of Turkey. Ankara, Turkey*, pp. 155-164.
- CMU, 2007. *Laboratory manual: Microstructure & Properties*, Pittsburgh: Department of materials science and engineering. Carnegie Mellon University.
- Cook, N., Hood, M., Tsai, F., 1984. Observations of crack growth in hard rock loaded by an indenter. *Int. J Rock Mech. Min. Sciences and Geomech. Abstract 21 n° 2*, pp. 77-107.
- Cornejo A., L., 1988. *Excavación Mecánica de túneles*. Madrid: Editorial Rueda.
- Cornejo Alvarez, L., 1987. La Excavación Mecánica de Rocas. *Revista de Obras Públicas*, pp. 649 - 664.
- Cornejo Alvarez, L., Marzo 1985. Máquinas Rozadoras en Túneles y Minas. *Revista de Obras Públicas*, pp. 177 - 191.

- CSM, 2012. *emi.mines.edu*. [En línea] Available at: <http://emi.mines.edu/EMI-Tunnel-Raise-and-Shaft-Boring-Tests>
- Dahl, F., 2003. *DRI, BWI, CLI Standart*, NTH: SINTEF.
- Dahl, F., 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, p. 106-116.
- DAUSACE, 1997. *Engineering and design tunnels and shafts in rock, Engineer Manual 1110-2-2901*, Washington: Department of the Army U.S. Army Corps of Engineers. Distribution Restriction Statement.
- Deere, D. U. & Deere, D. W., 1988. *The Rock Quality Designation (RQD) Index in Practice. Rock Classification Systems for Engineering Purposes, ASTM STP 984 Louis Kirkaldie*, Philadelphia: American Society for Testing and Materials, pp 91-101..
- Della Valle, N., 2002. Barcelona's new backbone runs deep. *Tunnels & Tunnelling International*, pp. 16-19.
- Della Valle, N., 2004. *Barcellona Metro Line 9*. Torino, s.n., p. 30.
- Della Valle, N., 2007. *Influencia de los parámetros de excavación de las tuneladoras en la generación de asientos en superficie..* Barcelona, Aula Paymacotas.
- Deulofeu, C., Biosca, F. & Della Valle, N., 2007. La línea 9 del metro de Barcelona: Eficáz interconexión. *El Cauce*, Issue 138.
- DiPonio, M., Chapman, D. & Bournes, C., 2007. EPB Tunnel Boring Machine Design for Boulder Conditions. *RECT Proceedings*, pp. 215-228.
- Directindustry, 2008. *www.directindustry.es*. [En línea] Available at: <http://www.directindustry.es/cat/maquinaria-y-equipos-construccion-obras-publicas-minas/tuneladoras-equipos-de-perforacion-de-tuneles-AR-939.html> [Último acceso: 2009].
- Dowden, P. & Cass, D., 1991. Shielded TBM's - Matching the machine to the job. *RETC Cap. 45*.
- DWA-Regelwerk, 2008. *Arbeitsblatt DWA-A 125 Rohrvortrieb und verwandte Verfahren*, Hennef : DWA Deutsche Vereinigung für Wasserwirtschaft, Abwasser und Abfall e. V..
- Eberhardt, E., 2008. *Hard rock tunnelling methods*. *www.eos.ubc.ca*. [En línea] Available at: <http://www.eos.ubc.ca/courses/eosc547/lecture-material/Topic4-HardRockTunnellingMethods.pdf> [Último acceso: 2009].
- EFNARC, 2005. *Specification and Guidelines for the use of specialist products for Mechanised Tunnelling (TBM) in Soft Ground and Hard Rock*, UK: EFNARC, Association House.
- EMI-CSM, 2002. *emi.mines.edu*. [En línea] Available at: emi.mines.edu/papers/magazines/magazine3.pdf [Último acceso: 2009].
- Eusebio, A., Grasso, P., Mahtab, A. & Innaurato, A., 1991. *Rock characterization for selection of a TBM for a railway tunnel near Geneva, Italy..* Colorado, Proceedings, Int.Symp. on Mine Mech. and Automation, CSM/USBM, Vol. 1:4-25 to 4-35, pp. 4-25 a 4-35..
- Evans, I., 1961. *A theory of the basic mechanics of coal ploughing..* Oxford, Pergamon Press. Clark GB., pp. 761-8.
- Ewendt, G., 1989. Erfassung der Gesteinsabrasivität und Prognose des Werkzeugverschleißes beim maschinellen Tunnelvortrieb mit Diskenmeißeln.. *Bochumer geol. u. geot. Arbeiten* 33. .
- Exadaktylos, G. y otros, 2008. A spatial estimation model for continuous rock mass characterization from the specific energy of a TBM. *Rock Mech Rock Engng (41)*, p. 797-834.
- Farmer & Glossop, 1980. Mechanics of disc cutter penetration.. *Tunnels Tunnel. Vol12(6)*, pp. 22-25.
- Farmer, I., Garritty, P. & Glossop, N., 1987. *Operational Characteristics of full face tunnel boring machines*. New Orleans, s.n., pp. 188-201.
- Farmer, I. W. & Garritty, P. G., 1987. *Prediction of roadheader cutting performance from fracture toughness considerations*. Montreal, Canadá, Sixth International Congress on Rock Mechanics, 6(1):621-624, pp. 621-624.

- FCC Construcción, 2007. *Tuneladora Tizona Circunvalación M30 Madrid*, Madrid. s.n.
- Fernandez, R., 2009. *Recomendaciones principales relativas a la operación y mantenimiento de los escudos de frente en presión de tierra*. Barcelona, Escudos. Aula Paymacotas.
- Festl, J., 2006. *Der LCPC Versuch – Eine Möglichkeit, die Abrasivität von Lockergesteinen zu bestimmen? The LCPC test – A possibility to determine soil abrasivity? Bachelor thesis*, München: Technische Universität München.
- Filip, D., 2003. *DRI_BWI_CLI Standard*, Trondheim. Noruega: SINTEF NTNU Angleggsdrift.
- Fowell, R., Hekimoglu, O. & Altinoluk, S., 1987. Drag Tools Employed on Shearer Drums and Roadheaders. *In: Proc 10th Turkish mining cong*, pp. 529-50.
- Frenzel C., K. H. y. T. K., 2008. Factors Influencing Disc Cutter Wear.. *Geomechanik und Tunnelbau. Volume 1, Issue 1* . Copyright © Ernst & Sohn Verlag für Architektur und technische Wissenschaften GmbH & Co. KG, pp. 55 - 60.
- Friant, J. E. & Ozdemir, L., 1993. *Tunnel Boring Technology - Present and future*. Boston USA, s.n., pp. Chapter 54, pag: 869-888.
- García Perez, J., 2002. *Projecte de Construccio Clau TA-TM 00509.2-MO*, Barcelona: Generalitat de Catalunya. Departament de política territorial i obres públiques. Direcció general de ports i transports.
- Gehring, K., 1995. Leistungs - und Verschleißprognosen im maschinellen Tunnelbau.. *Felsbau 13*, pp. 439-448.
- Generalitat de Catalunya, 2008. *www.gencat.net*. [En línea] Available at: <http://www10.gencat.net/ptop/AppJava/cat/arees/mobilitat/L9>
- Generalitat de Catalunya, 2009. *www.gencat.cat/alafeinacaprisc*. [En línea] Available at: www.gencat.cat/alafeinacaprisc
- Gertsch, R., Gertsch, L. & Rostami, J., 2007. Disc cutting test in Colorado Red Granite: Implications for TBM performance prediction. *Int. J. Rock Mech. Min. Sciences*, pp. 238-246.
- Gillespie, M. R. & Styles, M. T., 1999. *BGS Rock Classification Scheme Volume 1 Classification of igneous rocks*, Nottingham NG12 5GG UK: British Geological Survey Research Report, (2nd edition) RR 99-06..
- GISA, SA; Paymacotas., 2009. *Projecte constructiu de la L9 del metro de Barcelona. Tram 2n Parc Logistic - Zona Universitaria. TM-00509.5G*, Barcelona: Generalitat de Catalunya. Departament de Política Territorial i Obres Públiques. Direcció General Ports i Transports.
- GmbH, T., 2008. *www.tunneltec.com*. [En línea] Available at: http://www.tunneltec.com/en/produkte_tools.html.[Último acceso: 2009].
- Goktan & Gunes, 2005. A semi-empirical approach to cutting force prediction for point-attack picks. *J.S.Afr.Inst.Min. Metall*, vol 105, pp. 257-264.
- Göktan, R., 1992. Technical Note- A theoretical comparison of the performance of drag picks in relation to coal-strength parameters. *J.S.Afr.Inst.Min. Metall*, Vol 92 n 4, pp. 85-87.
- Goktan, R., 2008. Discussion on article "Influence of rock brittleness on TBM penetration rate in Singapore granite" by Q.M. Gong and J. Zhao *Tunnelling and Underground Space Technology*, in Press. *Tunnelling and Underground Space Technology* 23, pp. 215-216.
- Goktan, R. & Gunes Yilmaz, N., 2005. A new method for the analysis of the relationship between rock brittleness index and drag pick cutting efficiency. *the Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*. Vol 105., pp. 727-734.
- Gómez Angarita, R. M., 2009. *Estudio del Comportamiento a Desgaste Erosivo de Recubrimientos WC-Co Micro y Nano Estructurados*, Valencia: Master tesis.
- Gong, Q. M. & Zhao, J., 2007. Influence of rock brittleness on TBM penetration rate in Singapore granite. *Tunnelling and Underground Space Technology* 22, pp. 317-324.
- Gong, Q. M. & Zhao, J., 2008. Response by the authors to R.M. Goktan discussion to the paper: Q.M. Gong and J. Zhao (2007). Influence of rock brittleness on TBM penetration rate in Singapore granite,

- Tunnelling and Underground Space Technology, Vol. 22, pp. 317-324. *Tunnelling and Underground Space Technology*. 23, pp. 217-218.
- Gong, Q. & Zhao, J., 2009. Development of a rock mass characteristics model for TBM penetration rate prediction. *Int. J. Rock Mech. Min. Sciences* 46, p. 8-18.
- Gong, Q., Zhao, J. & Jiang, Y., 2007. In situ TBM penetration test and rock mass boreability analysis in hard rock tunnels. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 22(3) pp. 303-316.
- Gong, Q., Jiao, Y., Zhao, J., 2006. Numerical modelling of the effects of joint spacing on rock fragmentation by TBM cutters. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 21(1) pp. 46-55.
- González, M., 2009. *Montaje segunda tuneladora TBM 24300*, Barcelona: UTE EGARA.
- Gonzalo, A., 2008. *Pautas para hacer la coordinación de la seguridad en la ejecución de trabajos hiperbáricos, durante el cambio de herramientas en tuneladora*. [En línea] Available at: www.focusnet.eu/angles/conferencia/comunicacions-4B5
- GoogleEarth, 2010. www.GoogleEarth.com. [En línea].
- GORG, U., 2004. *TUN-17_00 Procedimientos Trabajos Cambios Herramientas*, Barcelona: Interno.
- GORG, U., 2010. *Revisión Rueda de Corte (S-442)*. 29/01/2010. P.K. 9+067'09, Barcelona. s.n.
- Graham, 1976. *Rock exploration for machine manufacturers*. Johannesburg, s.n., pp. 173-180.
- Grandori, R., 2005. Construction of the Turin Metro Line 1 Tunnel by no. 3 EPB TBMs. *RETIC Proceeding*.
- Grant, I., Pieterse, J. & Phillips, H., 1981. *Coal Cutting Using Chisel Pick*, South Africa: Mining Operation Laboratory. Chamber of mines of South Africa Research Organization.
- Guglielmetti, V., Grasso, P., Mahtab, A. & Xu, S., 2008. *Mechanized Tunnelling in Urban Areas*. Turin, Italia: Taylor&Francis.
- Gutierrez Manjón, J. M., 2008. *Experiencias obtenidas en túneles con EPB. Modo de operación, movimientos de los anillos y asientos en superficie*. Barcelona, Aula Paymacotas.
- Gutierrez Manjon, J. M., 2009. *Modo de operación y consumo de cortadores en los terrenos metamórficos y graníticos de los túneles de Guadarrama (AVE), Línea 9 Metro de Barcelona, Vigo (AVE)*. Barcelona, UPC.
- Hartman, H. L., 1959. Basic studies of percussion drilling.. *Trans. Am. Min. Engrn.* 214, pp. 68-75.
- Herrenknecht, M., 2007. *Mechanized Tunnelling in Mechanized Urban Areas --Case History*. Praga, ITA/AITES.
- Herrenknecht AG, 2002. *Utility Tunnelling/traffic tunnelling cutter tools*. [En línea] Available at: www.herrenknecht.com/fileadmin/redaktion/.../07-05-02_CutterTools_E.pdf
- Herrenknecht, 2000. www.herrenknecht.de. [En línea] Available at: www.herrenknecht.de
- Herrenknecht, 2008. www.herrenknecht.com. [En línea] Available at: <http://www.herrenknecht.com/products/tunnel-boring-machines/traffic-tunnelling/double-shield-tbm.html>
- Herrenknecht, 2009. Barcelona: Herrenknecht EPB Quartet for the longest metro line in Europe.. *Tunnel&Tunnelling International*.
- Hoek, E., Babendererde, S., Marinos, P. & Cardoso, A., 2005. EPB-TBM Face Support Control in the Metro do Porto Project, Portugal. *Proceeding 2005 Rapid Excavation & Tunnelling Conference, Seattle*.
- Hoek, E. & Franklin, J., 1968. A simple triaxial cell for field and laboratory testing.. *Trans. Inst. Min. Metall*, pp. 22-26.
- Hood M., Alehossein, H., 2000. A development in rock cutting technology. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* 37, p. 297±305.
- Hoseini, S., Ataei, M. & Osanlo, M., 2009. A new classification system for evaluating rock penetrability. *Int. J. Rock Mech Min Sciences*, p. doi:10.1016/j.ijrmms.2009.07.002.

- Howarth, D., 1987. Mechanical rock excavation-assessment of cuttability and boreability.. *RETC Proceedings 1*, pp. 145-164.
- Howarth, D. F. & Roxborough, F. F., 1982. Some fundamental aspects of the use of disc cutters in hard-rock excavation. *J. South Afric. Inst. Min. Metall*, pp. 309-315.
- Huang, Damjanac, Detournay, 1997/8. Numerical modeling of normal wedge indentation in rocks with lateral confinement. In *Proceeding of the 36th U.S. Rock Mechanics Symposium*, New York, U.S.A. 1997.
- Hughes, 1971. Some aspects of rock machining. *Int. J. Rock Mech Min Sci. (9)*, pp. 205-211.
- Hughes, 1986. The Relative Cuttability of coal measures rock.. *Min. Sci. Techn. 3*, pp. 95-109.
- Hung, J. C., Monsees, J., Munfah, N. & Wisniewski, J., 2009. Technical Manual for Design and Construction of Road Tunnels - Civil Elements. En: *Technical Manual for Design and Construction of Road Tunnels - Civil Elements*. Washington: Parsons Brinckerhoff, Inc., p. Cap 6.
- HUS, 2012. *Hyperbaric Underground Solutions*. [En línea] Available at: <http://hustunnelling.com/intervenciones.html> [Último acceso: 2013].
- Hütte, 1938. *Manual del Ingeniero*. Barcelona: Gustavo Gili Editor.
- IMMA, 1997. *Handbook of Engineering Materials, Vol. 1. 5th Edition*.. Melbourne: Parkville, Vic. : Institute of Metals and Materials Australasia.
- Innaurato, Oggeri, Oreste, Vinai, 2007. Experimental and Numerical Studies on Rock Breaking with TBM Tools under High Stress Confinement. *Rock Mech. and Rock Engineering*, pp. 429-451.
- Innaurato, N., Mancini, R., Rondena, E. & Zaninetti, A., 1991. *Forecasting and efective TBM performance in a rapid excavation of a tunnel in Italy*. Aachen, Germany, Rock Mechanics., pp. 1009-1014.
- Inpasa;Peyco SA., 2002. *Linia 9 del metro de Barcelona. Tram 1r Aeroport-Parc Logistic. Clau TM-00509.6*., Barcelona: s.n.
- ISRM , 1979. Suggested method for determining the uniaxial compressive strength and deformability of rock materials.. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abst, 16*, pp. 135-140. .
- ISRM , 1985. Suggested method for determining point load strength.. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abst, 22;* pp. 51-60.
- ISRM, 1978. Suggested method for determining tensile strength of rock materials.. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abst, 15*, pp. 99-103.
- Jeong, D.; González, F.; Palumbo, G.; Aust, K; Erb, U., 2001. The effect of grain size on the wear properties of electrodeposited nanocrystalline nickel coatings. *Scripta materialia 44 wear of nanocrystalline nickel coatings 3*, p. 493-499.
- Johnson, S. T. & Fowell, R. J., 1986. *Compressive strength is not enough (Assessing Pick Wear for Drag Tool-Equipped Machines)*.. Tuscaloosa, Ala., USA, s.n., pp. 840 -845.
- Jung, H., Choi, J., Chun, B., Park, J., Lee, Y.,2011. Causes of reduction in shield TBM performance. A case study in Seoul. *Tunnelling and Underground Space Technology (26)*. Pp. 453-461.
- Kahraman, S., Bilgin, N. & Feridunoglu, C., 2003. Dominant rock properties affecting the penetration rate of percussive drills. *Int. J. Rock Mech. Min. Sciences*, pp. 711-723.
- Käsling, H. & Thuro, K., 2010. Determining abrasivity of rock and soil in the laboratory. En: *Geologically Active*. London: Williams et al. (eds) ISBN 978-0-415-60034-7.
- Käsling, H., 2013. Abrasivity Assessment and Wear Prediction for TBM Tunnelling. Workshop: Cutting Tool – Soil Interaction. SFB 837 RUB. Bochum.
- Kim, E., Rostami, J., Swope, C. & Colvin, S., 2012. Study of Conical Bit Rotation Using Full-Scale Rotary Cutting Experiments. *Journal of Mining Science Vol. 48, No. 4* © Pleiades Publishing, Ltd.,, p. 717-731.
- King, J., 2007. A century of tunnelling and where we go now. *tunnel and tunnelling*.
- Köppl, F., 2013. Implications of Cutting Tool Wear in Soil on TBM Advance & Development. Workshop: Cutting Tool – Soil Interaction. SFB 837 RUB. Bochum.
- L9, O., 2009. *Visita [Entrevista] 2009*.

- Langmaack, L., Grothen, B. & Jakobsen, P., 2010. *Anti-wear and anti-dust solutions for hard rock TBMs*. Vancouver, Canadá, s.n.
- Lien, R., 1961. *An indirect test method for estimating the drillability of rocks*. s.l.:Dr.thesis, NTH Dept. of Geology, 90p.
- Lopez Gimeno, C., 2003. *Manual de Túneles y Obras Subterráneas*. Madrid: ETSIMinas - UPM.
- Lopez Jimeno, C., 2005. *Ingeo Túneles (Ingeniería de Túneles: Libro 9)*. Madrid: UPM ETSI MINAS.
- Lovat Inc., 2000. *TBM Design Metro Seville Line 1: Solutions to Difficult Conditions*. [En línea] Available at: http://www.lovat.com/pdfs_powerpoints/Articles-&-Papers/TBM_DESIGN_METRO_SEVILLE_LINE_1_Solutions_to_Difficult_Conditions.pdf [Último acceso: enero 2010].
- Lovat, Inc., 2009. Breakthrough in Terrassa, Spain. *Breakthrough News Vol. 10, No. 12*.
- Lovat, Inc., 2009. *Engineering report. Ripper failure analysis RME270SE SERIES 24000*, Canadá: s.n.
- Lovat, 2007. *Terrassa railways project, Terrassa: Caterpillar tunneling Magazine*. s.n.
- Maidl, B., 1996. *Mechanised Shield Tunnelling*. Berlin: Ernst & Sohn.
- Maidl, B. & Herrenknecht, M., 2012. *Mechanised Shield Tunnelling*. Berlin: Ernst, Wilhelm & Sohn.
- Maidl, U., 2007. *Active confinement pressure control with foam. A comparison between slurry and earth pressure balanced shields*. Atenas, s.n.
- Mathier, J. F., 2002. *Abrasivity_eng.doc*. [En línea] Available at: www.epfl.ch/en/serv/SERV_051128_EN_JFM_Abrasivity.pdf [Último acceso: 2009].
- Maurer, W. C. & Rinehart, J. S., 1960. Impact crater formation in rock.. *J. Appl. Physics* 31, 7.
- Maynar, M., Mendaña Saavedra, F. & Trabada Guijarro, J., 2000. Tuneladoras de Presión de para el Plan 1999-2003 de ampliación del Metro de Madrid [2ª Parte: Nueva tuneladora para el Proyecto Metrosur]. *ROP147 (3405)*: , pp. 139-150.
- McLintock, F. & Walsh, J., 1962. *Friction on Griffiths cracks in rock under pressure*.. Berkley, s.n., pp. 1015-1021.
- Melis Maynar, M., 2005. Las Tuneladoras de 3 carriles de la M-30. *Revista de obras Públicas (ROP)*, pp. 71-106.
- Mendaña, F., 2008. *La construcción de túneles en terrenos mixtos con tuneladoras de gran diámetro. Experiencias recientes de algunas obras*.. Zaragoza, AETOS-SPIC, p. 20.
- Mendaña, F., 2009. *Escudos EPB de última generación: 15 años de experiencia en España*.. Barcelona, UPC.
- Metro Madrid, Asoc. Amigos., 2007. www.anden1.org. [En línea] Available at: <http://www.anden1.org/anden2/foro/viewtopic.php?f=14&t=765&start=180>
- Mezghani, S., El Mansori, M. & Sura, E., 2009. Wear mechanism maps for the belt finishing of steel and cast iron. *Wear* 267, p. 86-91.
- Mezghani, S., Mansori, M. & Sura, E., 2009. Wear mechanism maps for the belt finishing of steel and cast iron. *Wear* 267, pp. 86-91.
- Movinkel T, J. O., 1986. Geological parameters for hard rock tunnel boring.. *Tunnels Tunneling*, pp. 45 - 8.
- Neil, Rostami, Ozdemir, Gersth, 1994. *Construction and estimating techniques for underground development and production using roadheaders*. SME Annual Meeting. Arizona.
- Nelson, P. P., O'Rourke, T. D. and Kulhawy, F. H. 1983. 24th U.S. Symp. Rock Mech.227-237
- Nelson, P., Al-Jalil, Y. & Laughton, C., 1994. *Tunnel Boring Machine Project Data And Construction Simulation*, Austin.: The University of Texas at Austin..
- Nielsen B., D. F. H. J., 2006. Abrasivity Testing for Rock and Soils.. *Tunnels &Tunnelling International*, pp. 47 - 49.
- Nielsen, B., Dahl, F. & Holzhäuser, J., 2006. Abrasivity of Soils in TBM Tunneling.. *Tunnels &Tunnelling International*, pp. 36 - 38.

- Nielsen, B., Dahl, F. & Holzhäuser, J., 2007. *New Test Methodology for Estimating the Abrasiveness of Soils for TBM Tunneling*. s.l., s.n.
- Nishimatsu, Y., 1972. The mechanics of rock cutting. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr.* 9(2), pp. 261-270.
- Obra L9, T. 2., 2009. *Estación de Gornal* [Entrevista] 2009.
- Obradors, J., 2002. *Importància de la determinació dels paràmetres hidràulics del terreny a l'excavació de les estacions del metro a la Zona Franca de Barcelona*, Barcelona: Grupo de Hidrología Subterránea. UPC..
- Oggeri, C., Oreste, P., 2012. The *Wear of tunnel Boring Machine Excavation Tools in Rock*. *Am. J. of Appl. Sciences* 9(10):pp. 1606-1617. ISSN 1546-9239.
- Oteo Mazo, C., Rodríguez Ortíz, J. & Mendaña Saavedra, F., 2003. Sobre los sistemas y parámetros geotécnicos de diseño en la Ampliación del Metro de Madrid. *ROP150 (3429)*; pp. 49-67.
- Ozdemier, L., 2003. *CSM. computer model for TBM performance predictions*, s.l.: Colorado School of Mines.
- Ozdemir, L. & Nilsen, B., 1993. *Hard Rock Tunnel Boring Prediction and Field Performance*. Boston, USA, Rapid Excavation and Tunneling Conference (RETC) Proceedings Chapter 52.
- Ozdemir, L., Miller, R., Wang, F., 1979. *Mechanical Tunnel Boring, Prediction and Machine Design. Final Report NSF/RA-790161: 204*, s.l.: s.n.
- Palmström, A., 1995. RMI a rock mass characterization system for rock engineering purposes. En: *PhD thesis*. Oslo: University, Norway, p. 400p.
- Paymacotas, 2008. *Estat de dimensions i característiques de l'obra del projecte de la L9 del TMB tram 4R T: Accés al triangle ferroviari. Subtram: Superpou -Sagrera Meridiana*. TM-00509.9 OE, Barcelona: s.n.
- Paymacotas, 2008. *Estat de dimensions i característiques de l'obra del projecte de la L9 del TMB tram 4R T: Sagrera Meridiana - Gorg. Subtram: Pou Havaneres - Sagrera Meridiana - Macropou*. TM-00509.8 OE, Barcelona: s.n.
- Paymacotas, 2009. *Estat de dimensions i característiques de l'obra executada (EDC) del projecte per a la construcció de la L9 de metro de Barcelona tram 4RT: Sagrera TAV-Gorg. Infraestructures i estacions*. TM-00509.3 OE, BARCELONA: s.n.
- Plinninger R. J., R. U., 2008. Abrasiveness Testing, Quo Vadis? – A Commented Overview of Abrasiveness Testing Methods. Ernst & Sohn Verlag für Architektur und technische Wissenschaften GmbH & Co. *Geomechanik und Tunnelbau 1*.
- Plinninger, R. J. & Thuro, K., 2004. *Wear Prediction in Hardrock Excavation Using the CERCHAR Abrasiveness Index (CAI)*. s.l., Schubert (ed.) 2004 VGE.
- Plinninger, R. & Thuro, K., 2002. Predicting Tool Wear in Drill and Blast. *Tunnel&Tunnelling*.
- R.A.E., 2009. [www.rae.es](http://lema.rae.es/drae/). [En línea] Available at: <http://lema.rae.es/drae/>
- Rabia, H., 1982. Specific Energy as a Criterion for Drill Performance Prediction. *Int. J. rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* (19), pp. 39-42.
- Ramezanzadeh, A. & Hood, M., 2010. A state of the art review of mechanical rock excavation technologies. *Int. J. of Mining & Enviromental Issues*. Vol 1. N 1, pp. 29-39.
- Restner, U., 2007. *Sandvik Mining and Construction's Rock Testing Standards*, Zeltweg.: Departament of Geotechnical Consulting & Engineering..
- Robbins, 2000. www.therobbinscompany.com. [En línea] Available at: <http://www.therobbinscompany.com/our-products/tunnel-boring-machines/earth-pressure-balance/>.[Último acceso: 2010].
- Robinson, R. y otros, 2012. *Conveyor Belt Weigh Scale Measurements, Face Pressures, and Related Ground Losses in*. [En línea] Available at: http://www.jacobssf.com/images/uploads/2012_Raleigh_Conveyor-Belt-Weigh-Scale-Measurements_NAT.pdf.[Último acceso: 2012].
- Rojek, J., Labra, C. & Oñate, E., 2011. Discrete element simulation of rock cutting processes. *Int. J. rock Mech. & Min. Sci.*, pp. 996-1010.

- Ronda, A., 2003. Sobre la inestabilidad de terrenos arenosos en túneles de Madrid perforados con tuneladora. PhD Thesis. Universidad politécnica de Madrid. España.
- Rosiwal, A., 1896. Neue Untersuchungsergebnisse über die Härte von Mineralien und Gesteinen.. *Verhandlg d. kk geol. R.-A.*, pp. 475-491.
- Rostami, J., 2005. CAI Testing and its Implications.. *Tunnels & Tunneling*..
- Rostami, J., Ozdemir, L. & Nilsen, B., 1996. *Comparison between CSM and NTH Hard Rock TBM Performance Prediction Models*.. Las Vegas, s.n.
- Rostami, J. & Ozdemir, L., 1993b. A new model for performance prediction of hard rock TBMs. En: *RET C Proceedings Conference. Chapter 50*. Boston, MA. USA: s.n., pp. 793-809.
- Rostami, J., Ozdemir, L. & Neil, D., 1994. Performance prediction: a key issue in mechanical hard rock mining. *Mining Engineer*, pp. 1263-1267..
- Rostami, J., Ozdemir, L. & Neil, D., 1994 Application of Heavy Duty Roadheaders for Underground Development of the Yucca Mountain Exploratory Study Facility. *Proc. Int. High Level Radioactive Waste Management Conference HLRWM*, Las Vegas, Nevada, pp. 22-26.
- Roxborough, F., 1985. Research in mechanical rock excavation: Progress and Prospects. En: Mann&Kelley, ed. *Proceeding RETC chapter 15*. New York: SME of American Inst Min, Met, Petroleum, Inc., pp. 225-244.
- Roxborouhg, F. F., King, P. & Pedroncelli, E. J., 1981. Test on the cutting performance of a continuous miner. *J. of the South African Institute of Mining and Metallurgy*.
- Roxborough, F. F. & Philips, H., 1975. Rock Excavation by disc cutter. *Int. J. Rock Mech. & Mining Sci. & Geomech Abs.*, p. 361.
- Ruehl, S. & Alber, M., 2006. *Initial stress conditions influencing the Cerchar abrasiveness index*. s.l., © The Geological Society of London.
- Rühl, S. A. M., 2006. Initial stress condition influencing the Cerchar Abrasivity Index.. *The Geological Society of London. Proc. IAEG. Paper No. 436.* .
- Saaty, T. L., 1980. *The analytic hierarchy process*.. NewYork: McGraw-Hill.
- Sáenz, I., 2007. *Estimación de coste y plazo de ejecución en proyectos de túneles mecanizados*, www.upcommons.upc.edu. Universitat Politècnica de Catalunya.
- Sandvik, 2008. *Mineral Ground Tools Tunnelling*. [En línea] [Último acceso: 2009].
- Sanio, H., 1985. Prediction of the performance of disc cutters in anysotropic rock. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. V22. (3)*, pp. 153-161.
- Sapigni, M. y otros, 2002. TBM performance estimation using rock mass classifications. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* 39, pp. 771-788.
- Schimatzek & Knatz, 1970. Der Einfluss des Gesteinsaufbaus auf die Schnittgeschwindigkeit und den Meißelverschleiß von Streckenvortriebsmaschinen.. *Glückauf*, 106, 6., pp. 274-278.
- Schwarz, H., 2007. *La línia 9 del metro de Barcelona. Planificació, Túnel i Auscultació*. Barcelona, s.n.
- Sener, 2011. *Seguimiento y control de riesgos en la operación de tuneladoras de presión de tierras en tiempo real Túnel Sants-Sagrera*. Barcelona, s.n.
- Sievers, H., 1950. *Die Bestimmung des Bohrwiderstandes von Gesteinen*.. Essen, s.n., pp. 776 - 784.
- Slinchenko, D., 2008. *Control of Ground Settlement in EPB tunnelling*, Toronto: Lovat Inc..
- Snowdon, R., Ryley, M. & Temporal, J., 1982. A study of disc cutting in selected british rocks. *Int. J. rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. (19)*, pp. 107-121.
- Suana, M. & Peters, T., 1982. The Cerchar Abrasivity Index and Its Relation to Rock Mineralogy and Petrography. *Rock Mechanics* 15., pp. 1 - 8.
- Sun, J., Chen, X. & Liu, Q., 2008. *TBM options for ShanghaiYangtze River Tunnel Project*. Londres , Huang (ed) Taylor & Francis Group, London, ISBN 978-0-415-47161-9, pp. 211-221.

- Su, O. & Akcin, N., 2009. *Numerical Simulation of Rock Cuttability*. Tucson, Arizona, USA, s.n.
- Su, O. & Akcin, N., 2011. Numerical simulation of rock cutting using the discrete element method. *I. J. rock Mech. & Min. Sci.* 48, pp. 434-442.
- Tarkoy, P., 1973. *Predicting TBM penetration rate in selected rock type*. Montreal, s.n., pp. 263-274.
- Teale, R., 1965. The concept of specific energy in rock drilling. *I. J. rock Mech. & Min. Sci.* 2, pp 57-73.
- Thewes, M., 2008. *Practices in construction of urban underground works by using tunnelling boring machines*. Hanoi, Vietnam, s.n.
- Thuro, K., 1996-1998. *Bohrbarkeit beim konventionellen Sprengvortrieb*. , Munich: Münchner Geologische Hefte Reihe B: Angewandte Geologie.
- Thuro, K. & Käsling, H., 2009. Klassifikation der Abrasivität von Locker - und Festgesteinen - Minimierung eines Untergrundrisikos. *Geomechanik und Tunnelbau. Volume 2, Issue 2*, pp. 7. Thuro K., Käsling H. Klassifikation der Abrasivität von Locker - und Festgesteinen - Minimierung eines Untergrundrisikos. *Geomechanik* 179 - 188. Copyright © Ernst & Sohn Verlag für Architektur und technische.
- Thuro, K. & Plinninger, R., 2003. *Thuro, Hard rock tunnel boring, cutting, drilling and blasting: rock parameters for excavatability*. South African, ISRM.
- Thuro, K. & Plinninger, R., 2003. *Thuro, Hard rock tunnel boring, cutting, drilling and blasting: rock parameters for excavatability*. South African, ISRM.
- Thuro, K., Singer, J., Käsling, H. & Bauer, M., 2006. Soil Abrasivity Assessment Using the LCPC Testing Device. *Felsbau* 24, pp. 37 - 45.
- Thuro, K., Singer, J., Käsling, H. & Bauer, M., 2007. *Determining abrasivity with the LCPC Test*. Vancouver B.C., In E. Eberhardt, D. Stead & T. Morrison (eds)..
- Thuro, K. & Spaun, G., 1996. *Introducing destruction work as a new rock property of drill and blast tunnelling*. Turin., Barla.
- Thuro, Singer, Käsling & Bauer, 2006. Soil abrasivity assessment using the lcpc testing device. *Felsbau* 24 (6), pp. 37-45.
- Tiryaki, B., 2004. In situ studies on service life and pick consumption characteristics of shearers drums. *J. South African Inst. Min. Metallurgy*, pp. 107-122.
- Trabada Guijarro, J. & Melis Maynar, M., 2003. Ampliación del Metro e Madrid. Experiencias de la excavación con escudos en las formaciones mixtas de rocas y suelos. *R.O.P.*
- Tuncdemir, H., Bilgin, N., Copur, H. & Balci, C., 2008. Control of rock cutting efficiency by muck size. *Int. J. Rock Mech. Min. Sciences* 45, pp. 278-288.
- UGR, 2010. [www.ugr.es](http://www.ugr.es/~agcasco/msecgeol/secciones/petro/pet_met.htm). [En línea] Available at: http://www.ugr.es/~agcasco/msecgeol/secciones/petro/pet_met.htm. [Último acceso: 2012].
- UTE Intraesa, Tec 4, 2001. *Projecte Constructiu: Línia 9 TRAM 2n. PARC LOGÍSTIC - ZONA UNIVERSITÀRIA: Annex Túnel*., Barcelona.
- UTE L9., 2003. *Geología y Geotecnia tramo IV A*, Barcelona: doc. Interno de obra.
- Valantin A., G. P., 1971. Determination de la nocivité des roches vis-à-vis des pics. Tests de dureté et d'abrasivité. *Ref. AMO-PGu/ES-71-73-37/1, (CERCHAR) Verneuil-en-Halette*., pp. 71 - 73.
- Viana da Fonseca, A. & Topa Gomes, A., 2010. *Project and construction of underground stations and tunnels (TBM and NATM) in heterogeneous masses for Metro do Porto*. Barcelona, Aula Paymacotas.
- Vittorio, G., 2012. *The control of grouting system is the same for Slurry Shield and EPBM*. Zurich, s.n.
- Wallis, S., 1998. Pínglin perseverance in Taiwan. *Tunnel* 7, pp. 10-24.
- West, G., 1989. Technical note - Rock abrasiveness testing for tunnelling. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech.* 26, 2, pp. 151 - 160.
- Wikimedia, I. F., 2009. *Wikipedia*. [En línea] Available at: <http://es.wikipedia.org/wiki/Tuneladora>

- Wikipedia, 2012. [www.wikipedia.org](http://es.wikipedia.org/wiki/Dureza_Rockwell). [En línea]
Available at: http://es.wikipedia.org/wiki/Dureza_Rockwell
- Wirth-erkelenz, 2009. www.wirth-erkelenz.de. [En línea]
Available at: <http://www.wirth-erkelenz.de/index.php?id=51&L=0>
[Último acceso: 2009].
- Wittel, F., 2013. From Fracture to Fragmentation. Workshop: Cutting Tool – Soil Interaction. SFB 837 RUB. Bochum.
- Wittke, W., 2007. Methods of mechanized tunneling. En: P. D. W. W. C. E. f. F. E. a. C. i. R. L. (WBI), ed. *Geotechnical Engineering in Research and Practice*. Aachen: Statik und Konstruktion maschineller Tunnelvortriebe. Geotechnik in Forschung und Praxis, WBI-PRINT 6, VGE-Verlag Glückauf GmbH, Essen 2006, ISBN 978-3-7739-1306-7, pp. 30, s...
- Woolley, A., 1996. *Classification of lamprophyres, lamproites, kimberlites, and the kalsilitic, melilitic, and leucitic rocks*. Ottawa, Mineralogical Association of Canada, pp. 175-186.
- Working Group Paper, 6., 2009. *Tunnel Boring Machine*. Estambul, IMIA.
- Yagiz, S., 2006. A model for the prediction of tunnel boring machine performance. En: *IAEG2006*. Nottingham, United Kingdom: s.n., p. paper 383.
- Yagiz, Rostami, Kim, Ozdemir, Merguerian, 2010. *Factors influencing performance of hard rock tunnel boring machines*. London: Rock Engineering in Difficult Ground Conditions – Soft Rocks and Karst – Vrkljan (ed) Taylor & Francis Group.
- Yaralı, O., Yaşar, E., Bacak, G. & Ranjith, P., 2008. A study of rock abrasivity and tool wear in Coal Measures Rocks. *International Journal of Coal Geology* 74, p. 53–66.
- Yilmaz, N., Yurdakul, M. & Goktan, R., 2007. Prediction of Radial Bit Cutting Force in High-Strength Rocks Using Multiple Linear Regression Analysis. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci Vol. 44*, pp. 962-970.
- Zhao, J., Gong, Q. & Eisensten, Z., 2007. Tunnelling through a frequently changing and mixed ground: A case history in Singapore. *Tunnelling and Underground Space Technology* 22, p. 388–400.
- Zhao, X., 1989. *A fracture Mechanics study of unassisted and water jet assisted rock cutting*. PhD Thesis. Newcastle, UK: University of Newcastle upon Tyne. Department of Civil Engineering..