

TESIS DOCTORAL

Aplicación de nuevas metodologías de adquisición de datos para el análisis de estabilidad de taludes: casos de estudio en materiales foliados de la Cordillera Bética

Pedro Manuel Alameda Hernández
pedalh@ugr.es

Directores:
Rachid El Hamdouni Jenoui
Clemente Irigaray Fernández

UNIVERSIDAD DE GRANADA

Febrero de 2014

Editor: Editorial de la Universidad de Granada
Autor: Pedro Manuel Alameda Hernández
D.L.: GR 1859-2014
ISBN: 978-84-9083-043-7

El doctorando, Pedro Manuel Alameda Hernández, y los directores de la tesis, Rachid El Hamdouni Jenoui y Clemente Irigaray Fernández, garantizamos, al firmar esta tesis doctoral, que el trabajo ha sido realizado por el doctorando bajo la dirección de los directores de la tesis y hasta donde nuestro conocimiento alcanza, en la realización del trabajo, se han respetado los derechos de otros autores a ser citados, cuando se han utilizado sus resultados o publicaciones.

Granada, 7 de febrero de 2014

Directores de la Tesis

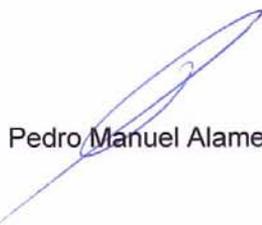


Rachid el Hamdouni Jenoui



Clemente Irigaray Fernández

Doctorando



Pedro Manuel Alameda Hernández

Prólogo

El presente trabajo ha sido realizado en el Área de Ingeniería del Terreno del Departamento de Ingeniería Civil, de la Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Caminos, Canales y Puertos de la Universidad de Granada (España) bajo la dirección del Dr. Rachid El Hamdouni Jenoui y el Dr. Clemente Irigaray Fernández, gracias a la financiación del programa de formación de personal investigador en áreas de conocimiento consideradas deficitarias por necesidades docentes concedido por la Junta de Andalucía, que asimismo posibilitó mi estancia predoctoral en la *Escola de Engenharia de São Carlos* de la *Universidade de São Paulo* (Brasil), entre marzo y octubre de 2013, bajo la tutela del Dr. Lázaro Valentin Zuquettete y la ayuda de, entre otros, el Dr. Antonio Airton Bortolucci.

También se ha contado con el apoyo del *Grupo de Investigaciones Medioambientales: Riesgos Geológicos e Ingeniería del Terreno*; especialmente importante ha sido la aportación de su director, el Dr. José Chacón Montero, que guió mis pasos iniciales en la investigación en ingeniería del terreno. También ha sido importante la financiación del Ministerio de Educación y Ciencia del Gobierno de España mediante el proyecto de investigación *Desarrollo de técnicas para la regionalización de la peligrosidad de movimientos de ladera en la cuenca del río Genil y la Cuenca Sur (Adra-Nerja) de la Cordillera Bética*.

Es por ello que muestro mi agradecimiento a dichas personas e instituciones que han posibilitado la elaboración de este texto con el que solicito el título de doctor con mención internacional de la Universidad de Granada.

Granada, 7 de febrero de 2014

Pedro Manuel Alameda Hernández

Índice general

Lista de símbolos y abreviaturas	IX
List of symbols and abbreviations	XIII
Resumen	XV
Abstract	XVIII
Introducción	1
1. Fotogrametría digital terrestre	5
1.1. Parámetros que influyen	6
1.2. Automatización mediante TDP	7
1.2.1. Procedimiento habitual	8
1.2.2. Método propuesto	12
2. Digitalización de perfiles	17
2.1. Descripción de una superficie rocosa	18

2.1.1.	Estimación visual de JRC	18
2.1.2.	Parametrización objetiva de la rugosidad	26
2.2.	Adquisición de datos de rugosidad	35
2.3.	Nuevo método de adquisición de datos	38
2.3.1.	Procedimiento	39
2.3.2.	Validación	41
2.3.3.	Aplicación: campaña experimental	44
2.4.	Discusión y conclusiones	78
3.	Resistencia a corte	81
3.1.	Criterios	82
3.1.1.	Patton	82
3.1.2.	Ladanyi & Archambault	83
3.1.3.	Barton	84
3.1.4.	Otros	86
3.2.	Ensayo de corte directo	87
3.2.1.	Procedimiento	87
3.2.2.	Campaña experimental	92
3.2.3.	Cálculos y discusión	110

4. Otros ensayos	115
4.1. Ensayos sónicos	116
4.1.1. Resultados	116
4.2. Esclerómetro	119
4.3. Tilt test	120
4.3.1. Resultados	124
5. Aplicación a taludes	127
5.1. Introducción	128
5.2. Clasificaciones geomecánicas aplicadas	129
5.2.1. <i>RQD</i>	129
5.2.2. <i>RMR</i>	131
5.2.3. <i>SMR</i>	134
5.3. Aplicación de la metodología	135
5.3.1. Zona de estudio	135
5.3.2. Procedimiento	138
5.3.3. Resultados y discusión	141
Conclusiones	155
Conclusions	163

Publicaciones/Publications	170
Bibliografía	170

Lista de símbolos y abreviaturas

a/c	Relación agua/cemento en la dosificación del hormigón
ACF	Autocorrelation function
b	Distancia base en la TDP
B/N	Blanco y negro
CLA	Centerline average
CNL	Constant normal load (presión horizontal constante en el ensayo de corte directo)
CNS	Constant normal stiffness (presión horizontal proporcional a la dilatación en el ensayo de corte directo)
CR	Close range Rango pequeño (en la TDP)
cte	Valor constante Rango pequeño (en la TDP)
D	Dimensión fractal
d_{max}	Tamaño máximo de árido
dpi	<i>Dots per inch</i> , puntos por pulgada
f	Distancia focal en fotografía
E_d	Módulo de Young dinámico
F_1, F_2, F_3, F_4	Parámetros del <i>SMR</i>
I	Intensidad de las discontinuidades
i	Inclinación media de los <i>dientes</i> de una discontinuidad (o el identificador del <i>i-ésimo</i> elemento de un conjunto)
ISRM	International society for rock mechanics
JCS	Joint compression strength
JRC	Joint roughness coefficient
JRC^0	<i>JRC</i> obtenido mediante ensayos de corte
JRC^1	<i>JRC</i> obtenido al aplicarle un algoritmo a un vector
JRC^2	<i>JRC</i> obtenido al aplicarle una metodología a un molde fabricado a partir de un vector
J_v	Índice volumétrico de discontinuidades
LVDT	Linear variable differential transformer
LS	Láser escáner
L_{θ^*}	Longitud normalizada de la parte del perfil que tiene una inclinación mayor que un valor umbral
MSV	Mean square value
N_r	Número de discontinuidades esporádicas en un macizo
.pbm	formato de imagen <i>portable bitmap</i>
PC	Punto de control

P.K.	Punto kilométrico
r	Rebote del esclerómetro en la pared natural (o el <i>salto</i> en el método del divisor de la teoría fractal)
R	Rebote del esclerómetro en la pared pulida (o coeficiente de correlación)
RMR	Rock Mass Rating
RMR_i	RMR básico
RMS	Root mean square Media cuadrática
RQD	Rock Quality Design
s	Rango (en la TDP) Espaciado en las clasificaciones geomecánicas
SF	Structure function
SMR	Slope Mass Rating
SLR	Single lense reflex
t	Umbral de longitud de testigo intacto para determinar RQD
TDM	Terrestrial digital model Modelo digital del terreno
TDP	Terrestrial digital photogrammetry (fotogrametría digital terrestre)
u	Desplazamiento horizontal en el ensayo de corte directo
UCS	Resistencia a compresión simple
v	Dilatancia en el ensayo de corte directo
V_1, V_2, V_3, V_4, V_5	parámetros de RMR_i
V_b	Volumen de bloque en un macizo rocoso
v_p	Velocidad de las ondas primarias
v_s	Velocidad de propagación de las ondas secundarias
y	Vector del perfil de rugosidad
Z_2	RMS de las inclinaciones de un perfil
Z_3	RMS de las curvaturas de un perfil
α	Orientación de una línea o un plano
β	Buzamiento de un plano
Δs	Intervalo de muestreo espacial
ε	Deformación unitaria
θ^*	Inclinación de un fragmento de perfil a lo largo de la direction de corte
θ^*_{max}	Inclinación máxima de un fragmento a lo largo de la direction de corte
λ	Frecuencia espacial de fracturas en un macizo rocoso

μ	Longitud de las discontinuidades
ν_d	Coefficiente de Poisson dinámico
Φ	Ángulo de rozamiento
ϕ_b	Ángulo de rozamiento básico
ϕ_r	Ángulo de rozamiento residual
ρ	Densidad de las discontinuidades
σ	Desviación típica de una distribución estadística
σ_c	Resistencia a compresión simple
σ_n	Presión normal en el ensayo de corte directo
τ	Presión cizallante en el ensayo de corte directo
τ_p	Valor de pico de τ
τ_{res}	Valor residual de τ

List of symbols and abbreviations

a/c	Water/cement ratio for concrete
ACF	Autocorrelation function
b	Base distance in TDP
B/N	Black and white
CLA	Centerline average
CNL	Constant normal load
CNS	Constant normal stiffness
CR	Close range
cte	Constant value
D	Fractal dimension
d_{max}	Maximum grain size
dpi	<i>Dots per inch</i>
E_d	Young modulus
F_1, F_2, F_3, F_4	<i>SMR</i> parameters
I	Discontinuities intensity
i	<i>Teeth</i> average inclination in a rock surface (or the identifier for the i^{th} set element)
ISRM	International society for rock mechanics
JRC	Joint Roughness Coefficient
JRC^0	Value of JRC obtained by mechanical tests
JRC^1	Value of JRC obtained by applying an algorithm to a vector
JRC^2	Value of JRC obtained by applying the new method to a mould built from a vector
J_v	Discontinuities volumetric index
LVDT	Linear variable differential transformer
LS	Laser scanner
L_{θ^*}	Normalized length of the fraction of the profile with a higher inclination than a threshold value
N_r	Number of sporadic discontinuities in a rock massif
.pbm	<i>portable bitmap</i> format
PC	Control point
P.K.	Kilometre marker
r	Schmidt hammer rebound on a natural surface (or the <i>ruler length</i> in the fractal divider method)
R	Schmidt hammer rebound on a sawn surface (or correlation coefficient)
RMR	Rock Mass Rating
RMR_i	Basic RMR
RMS	Root mean square

RQD	Rock Quality Design
s	Range (in TDP) (or spacing among discontinuities)
SF	Structure function
SMR	Slope Mass Rating
SLR	Single lense reflex
t	Intact core length threshold for RQD determination
TDM	Terrestrial digital model
TDP	Terrestrial digital photogrammetry
u	Horizontal displacement in a direct shear test
UCS	Unconfined compression strength
v	Vertical displacement in a direct shear test
V_1, V_2, V_3, V_4, V_5	RMR_i parameters
V_b	Block volume in a rock massif
v_p	P-wave speed
v_s	S-wave speed
\mathbf{y}	Roughness profile vector
Z_2	Profile inclinations RMS
Z_3	Profile curvatures RMS
α	Line or plane orientation
β	Plane dip
Δs	Spatial sampling interval
ε	Deformation rate
θ^*	Inclination of a fraction of the profile along the shear direction
θ_{max}^*	Maximum inclination of the profile along the shear direction
λ	Spatial rock massif fractures frequency
μ	Discontinuities trace length
ν_d	Dynamic Poisson coefficient
Φ	Friction angle
ϕ_b	Basic friction angle
ϕ_r	Residual friction angle
ρ	Discontinuities density
σ	Standard deviation
σ_c	Unconfined compression strength
σ_n	Normal stress
τ	Shear stress
τ_p	Peak value for τ
τ_{res}	Residual value for τ

Resumen

El presente texto de tesis doctoral recoge los planteamientos, reflexiones, conclusiones y resultados surgidos en la búsqueda de una mayor velocidad, objetividad y simplicidad en el ejercicio de una estación geomecánica sobre un talud rocoso. Y dado que la estación geomecánica supone el estudio de aspectos geomecánicos diversos, este trabajo se desarrolla en campos diversos. Asimismo se ha aplicado lo aquí propuesto a taludes de roca foliada débil de la Cordillera Bética.

Para el estudio de la disposición espacial de las discontinuidades se emplea la fotogrametría digital terrestre, presentándose una manera rápida, sencilla y a ser aplicada por una sola persona para obtener con ella modelos digitales del terreno a analizar. Pese a ser este procedimiento menos preciso que los otros existentes en la literatura, consigue resultados exitosos incluso para taludes rocosos de geometría mal definida.

Pero es en el campo de la rugosidad donde este trabajo profundiza más; se explica y valida un nuevo método de digitalización de perfiles rocosos. Adicionalmente se han digitalizado 145 perfiles de roca para estudiar la idoneidad de los distintos parámetros existentes para describir la superficie rocosa y su comportamiento frente a cortante, para lo que también se han realizado cuatro ensayos de corte directo sobre muestras de grandes dimensiones.

La rugosidad es un parámetro importante en la estabilidad de un talud y actualmente puede evaluarse objetivamente mediante la digitalización de una superficie rocosa y la aplicación sobre ésta de alguno de los numerosos algoritmos existentes para la obtención de parámetros que la describen cuantificando dicha rugosidad. No obstante, las clasificaciones geomecánicas más usadas actualmente no contemplan esta posibilidad; el parámetro de rugosidad se obtiene de una evaluación subjetiva y tiene poco peso en la conclusión final sobre la estabilidad del talud. Existe pues, una dicotomía entre las sofisticadas técnicas de digitalización y parametrización de una superficie rocosa y la simplicidad y subjetividad, al evaluar la rugosidad, de las clasificaciones geomecánicas más usadas para el estudio de la estabilidad de un talud rocoso.

El método de digitalización de perfiles propuesto consiste en realizar una fotografía a contraluz a un perfilómetro de agujas de modo que posteriormente en ordenador pueda reconstruirse a partir de su contorno el perfil de la roca original. Dicha conversión puede realizarse con un algoritmo escrito para el presente trabajo en código MATLAB que seguidamente calcula los parámetros de rugo-

sidad lineal más comunes. Toda esta metodología ha sido validada mediante la construcción de unos moldes a partir de unos vectores con un equipo de guiado de precisión: se calcularon parámetros de rugosidad a partir de los vectores y mediante la aplicación de la metodología a los moldes. Los resultados son aceptables para perfiles no muy lisos, especialmente cuando se emplea como parámetro de rugosidad el *roughness profile index* (R_p), cociente entre la longitud de un perfil de una superficie y su proyección sobre el plano base de la superficie.

También ha sido objetivo de este trabajo el estudio puramente geométrico de las superficies rocosas; especialmente de las rocas foliadas, de perfil escalonado. Para ello se han digitalizado 117 perfiles de cuatro taludes de la región de la Alpujarra granadina empleando el método propuesto. También se digitalizaron 24 perfiles más de una muestra de cuarcita, de perfil también escalonado, y 4 más de una muestra de granito, ambos con un micrómetro computarizado que se desliza sobre la superficie con el guiado de un riel (Ribeiro et al., 2007). Se concluyó que la media cuadrática de las inclinaciones entre puntos adyacentes de un perfil muestreado (Z_2) no es un buen parámetro para describir la rugosidad de un perfil escalonado. Por su parte el R_p tiene mejor comportamiento. Asimismo, la dimensión fractal D calculada mediante el método del divisor da buenos resultados.

Sea como fuere, se ha puesto de manifiesto lo ya defendido al respecto por otros autores (Tatone y Grasselli, 2010; Xia et al., 2013); es aconsejable recurrir a digitalizaciones 3D de las superficies.

El objetivo de la descripción geométrica de las superficies rocosas es predecir su comportamiento frente a cortante; fenómeno muy relevante en la estabilidad de los taludes de roca. Por ello en el presente trabajo se han realizado cuatro ensayos de corte directo, a partir de la muestra de cuarcita mencionada anteriormente, en la *Escola de Engenharia de São Carlos* de la *Universidade de São Paulo* (Brasil). De la muestra de cuarcita se moldaron cuatro parejas de muestras de $480mm \times 480mm$ para realizar con ellas cuatro ensayos, cada uno con una presión normal diferente.

El comportamiento mecánico de las réplicas de cuarcita se comparó con los parámetros geométricos obtenidos tras la digitalización. Dichos parámetros geométricos se emplearon para estimar el *joint roughness coefficient* (JRC), parámetro mecánico de la teoría de Barton y Choubey (1977). Y, los ensayos de corte directo realizados permitieron, a su vez, una estimación directamente mecánica de JRC . Tras ello se consideró buena la aproximación de JRC conseguida a partir

de la dimensión fractal D mediante la correlación de [Lee et al. \(1990\)](#). Por otro lado, de los ensayos realizados se extraen algunos consejos para la realización de ensayos de corte directo sobre muestras de grandes dimensiones.

El presente trabajo aconseja el empleo de un método de digitalización para la evaluación geométrica de JRC . No obstante, dado que habitualmente JRC se estima visualmente, en el presente trabajo se realizó una encuesta a 90 personas a las que se les pidió que estimaran visualmente la JRC de 12 perfiles tal y como proponen [Barton y Choubey \(1977\)](#) mediante la presentación de diez perfiles típicos. Tras esa encuesta, además de corroborar la falta de fiabilidad de dicho procedimiento, se mostraron algunas desviaciones sistemáticas de los evaluadores que se muestran como consejos a ser tenidos en cuenta a la hora de realizar la estimación visual. Tal es así el caso de los perfiles escalonados de pequeña amplitud, a los que los evaluadores tienden a asignar un JRC menor del que deberían. Asimismo quedó de manifiesto que los diez perfiles típicos de Barton son una base de datos insuficiente, especialmente para evaluar perfiles escalonados.

Para completar el estudio se han realizado otros tipos de ensayos; ultrasónicos, tilt test y el rebote del esclerómetro. Con los ultrasónicos se estudió la anisotropía de dos tipos de esquistos comunes en el Complejo Alpujarride y con el esclerómetro se mostró la dificultad de su aplicación a materiales con una foliación tan marcada. Por otro lado, el tilt test se aplicó mediante la propuesta de [Stimpson \(1981\)](#), considerándola la más correcta, y se encontró una errata en la formulación original que está provocando, en los trabajos presentados empleando dicho método, valores del ángulo básico de rozamiento (ϕ_b) un 33 % superiores a los que darían empleando la formulación corregida que se muestra en el presente texto.

Abstract

The present work aims to improve the whole data acquisition process in order to study rock slope stability by proposing simple, one person, economical and rapid techniques. Thus, it shows reasonings, conclusions and results in several areas regarding rock slope stability evaluation. Furthermore, these proposals are applied to weak foliated rock slopes in the Betic Cordillera (southern Spain).

Close range terrestrial digital photogrammetry technique has been applied for studying discontinuities spatial configuration. This work shows a rapid and simple one person method for structural mapping using commercial software. Despite being less accurate than others, this method has been applied successfully to rock slopes with a non-well defined geometry.

Deeper research has been performed regarding rock roughness. The present work proposes a new method for digitizing rock profiles. Furthermore, 145 profiles have been digitized for analyzing roughness parameters suitability for describing rock surfaces and predicting rock discontinuities shear strength. With the same aim, four direct shear tests have been performed with large replica samples.

Roughness is an important parameter regarding rock slope stability. Nowadays, roughness can be quantified automatically through different techniques avoiding any personal bias. However, the most common rock mass classification systems introduce rock roughness by subjective personal estimation and give it a low weight. Thus, there is a big divergence among the expensive, sophisticated and accurate techniques for digitizing rock surfaces, plus the algorithms for obtaining roughness parameters, and the simple and subjective rock roughness evaluation proposed in the most common classification systems.

Rock roughness profile digitizing method proposed in the present work consists on placing a needle profilometer (or *Barton comb*) over a rock surface for recording its profile and taking a backlit photograph of it. The following steps are computational for converting that image into a vector with a MATLAB code, which will also obtain common roughness profile parameters.

The proposed methodology has been validated. For this purpose, 10 moulds reproducing the 10 vectors (Barton typical profiles) were constructed. The method described above was then applied to these moulds to obtain from them several roughness parameters and comparing these values with the roughness parameters

obtained directly from the original vectors. The results show that the method delivers acceptable values, except for smooth profiles, especially when applying the *roughness profile index* (R_p), ratio of the true length of a fracture surface trace to its projected length in the fracture plane.

This work has also studied the behaviour of the most used profile roughness parameters in rock surfaces, especially in stepped surfaces, very common in the Alpujarride Complex (southern Spain). With this aim 117 rock profiles from the Alpujarra region (Spain) were digitized using the proposed methodology. Furthermore, 24 profiles more from a quartzite sample and 4 profiles more from a granite were digitized by sliding a computerized micrometer over the rock surface (Ribeiro et al., 2007). It was shown that the root mean square of the inclination among the profile sampled points (Z_2) is not a proper parameter for stepped surfaces. However R_p and fractal dimension D , established by divider method, gave better results for these surfaces. Results also showed that profile surface recordings are better with profiles lengths considerably bigger than 10cm and, furthermore, despite showing that 2D roughness analysis is still useful, results invited to perform 3D surface analysis (Tatone and Grasselli, 2010; Xia et al., 2013).

Rock surfaces geometrical quantification aim is to predict discontinuities shear strength, which is important in rock slopes stability. Hence, in the present work there were performed four direct shear tests, with 480mm × 480mm replicas moulded from the quartzite sample cited above, in the *Escola de Engenharia de São Carlos* from *Universidade de São Paulo* (Brazil).

Quartzite replicas mechanical behaviour was compared with their profiles roughness parameters. Those parameters were applied for establishing the *joint roughness coefficient* (JRC), a mechanical parameter from Barton and Choubey (1977) theory. Furthermore, shear tests also provided JRC values. For the quartzite surface it was shown that JRC values obtained through D with Lee et al. (1990) proposal were a good approach. Furthermore, some advices can be offered for performing new shear tests with large sample replicas.

Despite being advisable to digitize rock profiles and to establish JRC automatically, this value is often estimated visually, by comparing any observed rock profile with the 10 typical profiles proposed by Barton and Choubey (1977). Thus, in order to offer some advices when choosing this appealingly simple option, 12 profiles, of those 117 digitized profiles in the Alpujarra region, were chosen as references for a survey test given to 90 people. The imprecision and inaccuracy of

the procedure based on a simple visual estimation was corroborated. Apart from the variability in the answers, several generalized or systematic deviations were detected when visually evaluating the profiles. In particular, these deviations were related to stepped profiles.

Finally, other kind of tests were performed: ultrasonic tests, tilt tests and Schmidt hammer tests. Ultrasonic tests were applied for showing two Alpujarride Complex rocks anisotropy. Schmidt hammer was used showing the problematic of this test for this kind of rocks. Furthermore, tilt tests were applied with [Stimpson \(1981\)](#) proposal, as it has been considered the most appropriate one. An erratum was found in the original proposal equation causing mistaken values in other authors research when applying this method for establishing basic friction angle (ϕ_b). Values established with the original equation are 33% higher than those obtained with the corrected equation showed in this work.

Introducción: objetivos y justificación

Para el diagnóstico de la estabilidad de un talud rocoso, a parte de los datos relativos a la matriz sana de la roca, es primordial estudiar sus discontinuidades. En la mayoría de los casos de inestabilidad de un talud rocoso, el origen de esa inestabilidad estará en las discontinuidades existentes.

Las discontinuidades son, pues, planos de debilidad, en los que no se mantienen las propiedades de la matriz sana. Por lo tanto, serán discontinuidades las grietas como una falla o un diaclasado, de origen tectónico. Pero, también podrían formarse discontinuidades de origen litológico como una estratificación o una laminación, de origen sedimentario, o una foliación, de origen metamórfico. No obstante, no todas las discontinuidades de naturaleza litológica propiciarán un sistema de fracturas, o de planos de debilidad claros, en el macizo rocoso.

Empleando la notación generalizada en la mecánica de rocas (ISRM, 1978), en adelante denominaremos *discontinuidad* exclusivamente a aquellos planos de resistencia a tracción tan baja que debido a ella se haya formado un sistema de fracturas, abiertas o no, en el macizo rocoso.

El estudio de estas discontinuidades conlleva la descripción de su disposición geométrica a lo largo del talud y de sus características morfológicas como la rugosidad de dichas paredes de roca que están en contacto, el relleno que pudiese existir entre ellas, si es que existe abertura, e incluso la presencia de agua.

Así pues, el estudio de la estabilidad de taludes rocosos requiere el manejo de una gran cantidad de datos extraídos del afloramiento, para determinar, con cierto rigor, los parámetros geotécnicos necesarios. La elección de los parámetros del macizo rocoso y del algoritmo que los combine para evaluar la estabilidad del talud dependen de la *clasificación geomecánica* seleccionada. Puede encontrarse una concisa recopilación de las clasificaciones geomecánicas más importantes para taludes en la sección 5.1 del presente texto.

La *estación geomecánica*, el proceso de obtención de datos geomecánicos, puede realizarse mediante la metodología clásica, manual (Ulusay, 2007), la cual requiere demasiado tiempo, el procedimiento es tedioso, a veces peligroso e incluso en ciertas ocasiones muy difícil o imposible de llevar a cabo con los medios habituales dada la inaccesibilidad de algunos afloramientos rocosos. Estos inconvenientes que aparecen en los procedimientos tradicionales de muestreo se deben

a la necesidad de acceder directamente a la superficie del afloramiento para hacer las mediciones de orientación de discontinuidades con brújula y de espaciado y longitud de las trazas con la cinta métrica. Y es un procedimiento poco flexible en tanto en cuanto el procesado de datos no puede hacerse en paralelo con su toma, de forma que si tras el procesado de datos quedase de manifiesto una deficiencia en la toma, sería necesario volver al afloramiento.

En la búsqueda de subsanar estos inconvenientes derivados de las estaciones geomecánicas manuales, pero a través de un método aún económico, rápido y de fácil aplicación, en el presente trabajo se ha aplicado la técnica de la *fotogrametría digital terrestre* (TDP) (sección 1.2).

Gracias a la TDP se consigue, a partir de una pareja de fotografías referenciadas geoméricamente, un modelo digital del terreno (TDM) que puede ser montado en gabinete tras haber tomado las fotografías y las pertinentes medidas en campo. A partir de ese TDM se pueden obtener los parámetros geoméricos de las discontinuidades. No será necesario, pues, volver a campo para obtener más datos geoméricos. Adicionalmente, se tiene la ventaja de trabajar directamente en ordenador, sin necesidad de pasar los datos tomados a mano uno a uno, y pudiendo hacer medidas más precisas aprovechando la capacidad computacional de los equipos informáticos modernos.

La propuesta de aplicación de la TDP del presente trabajo (sección 1.2.2) es especialmente rápida y económica, al no necesitar GPS, y puede ser aplicada fácilmente por una sola persona. Ha sido ideada para aplicarse a corta distancia, incluso en los escasos cinco metros que puede presentar de ancho una carretera de montaña a media ladera.

No obstante, existen datos que no pueden obtenerse a partir de la TDP. Los datos morfológicos de las discontinuidades, tales como la rugosidad, requieren de la observación en campo.

La rugosidad, un parámetro importante en la estabilidad de un macizo rocoso, requiere de un muestreo más exhaustivo y un estudio más profundo. Las clasificaciones geomecánicas actuales más comunes parametrizan la rugosidad de un modo subjetivo de forma que el evaluador considera que las paredes de las discontinuidades son *lisas, poco rugosas, muy rugosas...* No obstante, existen otros modos de describir la rugosidad entre los que destaca por su aceptación el método de [Barton y Choubey \(1977\)](#) (sección 3.1.3). Este criterio propone el *joint roughness coefficient* (*JRC*) que junto con un valor de rozamiento residual

(ϕ_r) define mejor la rugosidad de esas superficies y su influencia en la resistencia a cortante de la discontinuidad, y con ello en la estabilidad del talud.

Bien para calcular *JRC* y emplear el método de Barton, o bien para describir la rugosidad de la superficie rocosa de un modo objetivo, para posteriormente predecir su comportamiento a cortante, la digitalización de dicha superficie supone una opción muy recurrente en la literatura desde los trabajos de [Tse y Cruden \(1979\)](#) y de [Krahn y Morgenstern \(1979\)](#).

La digitalización de dicha superficie puede realizarse mediante perfiles, lo cual, pese a ser menos exhaustivo que la digitalización *3D* de la superficie, permite un procedimiento más rápido y económico, proporcionando datos suficientemente fiables.

Con el objetivo global de mejorar el procedimiento de estación geomecánica y el estudio posterior de la estabilidad de un talud, el presente trabajo presenta un método nuevo para la digitalización de perfiles de roca (capítulo 2).

Este método es muy rápido, económico, puede realizarse por una sola persona, y ha sido validado (sección 2.3.2). Y, junto con la manera propuesta de aplicar la TDP, conforma un conjunto de técnicas automatizadas de bajo coste, rápidas y fiables para la obtención de datos geomecánicos en un afloramiento rocoso.

Capítulo 1

Fotogrametría digital terrestre

1.1. Parámetros que influyen	6
1.2. Automatización mediante TDP	7
1.2.1. Procedimiento habitual	8
1.2.2. Método propuesto	12

1.1. Parámetros que influyen

Al margen del estudio de las propiedades mecánicas de la matriz sana de roca como la resistencia a compresión simple, a tracción o a carga puntual, los módulos de deformabilidad o propagación de ondas mecánicas (capítulo 4), es primordial la descripción de las discontinuidades.

Para estudiar cómo esas discontinuidades influirán en la estabilidad del talud rocoso es básico observar y registrar (Ulusay, 2007) la **abertura**, la **rugosidad** y la resistencia a compresión simple de las paredes (*joint compression strength*, **JCS**) y el **relleno** y la **humedad**, en caso de existir.

Por otro lado, la descripción de esa disposición de las discontinuidades a lo largo del talud es más difícil de establecer.

Hay que tener en cuenta que, debido a su origen, las discontinuidades se presentan agrupadas en un **número de familias** determinado. Las discontinuidades pertenecientes a una misma familia suelen tener una morfología y una **orientación** similares; esto es, tendrán una rugosidad, abertura y relleno similares, y serán aproximadamente paralelas.

Siguiendo la parametrización clásica (ISRM, 1978), digamos que esas discontinuidades tendrán un tamaño mayor o menor (tendrán una **persistencia** mayor o menor), y a su vez, estarán más próximas o más alejadas unas de otras por un **espaciado**. En base a estos parámetros, el macizo rocoso estará formado por fragmentos de roca sana con un **tamaño de bloque**.

Establecer con fiabilidad estos datos geométricos se presenta como la tarea más difícil en la descripción de un talud rocoso; téngase en cuenta que el muestreo se hace en superficie, sobre fragmentos de discontinuidades que pueden identificarse, y sobre las **trazas**; las grietas que las discontinuidades marcan en la superficie, no pudiéndose muestrear el interior del talud más que puntualmente mediante sondeos.

A parte de los parámetro geométricos tradicionales, descritos anteriormente, más recientemente se han propuesto otros parámetros para mejorar la descripción de las discontinuidades. Destacan la intensidad, la densidad y la longitud de las trazas. Que vienen a mejorar los antiguos parámetros de espaciado y persistencia (Mauldon et al., 2001) que se usan en clasificaciones geomecánicas como el RMR

o SMR.

La **intensidad** (I) (Fookes y Dennes, 1969; Priest y Hudson, 1976) se define como la extensión superficial de las fracturas en un macizo por unidad de volumen m^2/m^3 . Dado que esto no puede ser medido directamente, también es posible definir la intensidad como la extensión lineal de las trazas en una superficie m/m^3 o como las fracturas en una línea. Mientras que se llama **densidad** (ρ) al número de discontinuidades existentes en un volumen de roca.

La **longitud de trazas** (μ) es el parámetro clásico de la persistencia cuantificado. Este parámetro puede medirse directamente, a diferencia de la I volumétrica o de ρ . La medición indirecta de estos parámetros se realiza mediante **líneas** o **ventanas de muestreo**.

La intensidad tiene varias ventajas sobre el espaciado (Mauldon, 2001) en la facilidad de la toma de datos cuando se trata de unas discontinuidades no muy paralelas ni persistentes, y en la descripción del macizo puesto que el espaciado se define para cada dos discontinuidades adyacentes, mientras que la intensidad es aditiva. No obstante, el espaciado sigue siendo considerado por muchos autores como un valor significativo (Choi y Park, 2004; Palmström, 2005).

1.2. Automatización de la toma de datos mediante la TDP

Las técnicas remotas de adquisición de imágenes como la TDP, el láser escáner (LS) (Ferrero et al., 2011) y diversas técnicas de RADAR (Osasan y Afeni, 2010), aportan mejoras de gran interés en la estación geomecánica.

De entre las diversas técnicas de adquisición de datos para la obtención de parámetros geotécnicos, el presente trabajo ha experimentado con la TDP, que permite una adquisición rápida de los datos geométricos del afloramiento o talud rocoso (orientación y espaciado). El procedimiento permite evitar las posibles dificultades de acceso al afloramiento para la toma directa de los datos. Bastan un par de fotografías georeferenciadas o referenciadas en coordenadas locales para obtener una imagen 3D digital del terreno (TDM), que permite la obtención a distancia de datos del talud en ordenador. Incluso, las imágenes pueden tomarse a gran distancia, (Sturzenegger y Stead, 2009; Pate y Haneberg, 2011).

- Se consiguen imágenes 3D del objeto, que pueden ser analizadas profundamente en gabinete para la adquisición de los datos geométricos conforme se van procesando.
- La TDP es una técnica de mucho menor coste que el LS, y el equipamiento necesario bastante más portable (Haneberg, 2008). Se necesita una cámara réflex (DSLR) y ésta solo requiere conocimientos técnicos básicos de fotografía para tomarlas con las condiciones ópticas necesarias.
- Gracias a varios programas informáticos comerciales, el procesamiento de esas imágenes es rápido y sus resultados fiables (Sturzenegger y Stead, 2009; Gaich et al., 2006; Krosley y Schaffner, 2003).
- La TDP es más flexible en su aplicación que el LS y, por ejemplo, ante la necesidad de realizar fotografías desde un helicóptero, la operación es mucho menos dificultosa (Roncella et al., 2005).

No obstante, la TDP tiene el inconveniente frente al LS de ser más susceptible a la inclusión de sombras al necesitar una pareja de imágenes (Roncella et al., 2005). A su vez, en esta técnica aparecen limitaciones con respecto al método manual. La presencia de vegetación oculta fragmentos de talud que tal vez podrían muestrearse a mano, y la existencia de material de relleno en superficie puede igualmente enmascarar planos de discontinuidades.

1.2.1. Procedimiento habitual

El procedimiento habitual de la adquisición de las imágenes parte de la elección de la distancia al afloramiento (rango) y, consecuentemente, de la distancia focal de la cámara en pro de una resolución suficiente (Sturzenegger y Stead, 2009; Wolf y Dewitt, 2000). Se ha comprobado que la TDP permite una resolución incluso milimétrica, capaz de posibilitar pues, un análisis del espaciado de un macizo con unas discontinuidades de intensidad *extremadamente alta* (Sturzenegger y Stead, 2009).

Tras el rango y la focal, quedan varios parámetros más por determinar. Se recomienda el uso de la función semiautomática de prioridad de abertura, de forma que se fije la abertura óptima, generalmente F8, en pro de una mayor nitidez y profundidad de campo y una menor aberración. La velocidad ISO conviene que sea la mínima para aprovechar al máximo la resolución del sensor de la cámara, el enfoque se puede dejar en automático así como el balance de blancos. Si

se ha configurado la función semiautomática, la máquina elegirá la velocidad de obturación para tener luz ideal. En pro de tener más luz en las imágenes, en el presente trabajo se experimentó con fotografías ligeramente sobreexpuestas, para lo cuál es necesario el manejo de la cámara en modo manual, con el consiguiente ligero aumento de tiempo y dificultad, y no se observaron mejoras de calidad en los TDMs.

Hay que tener en cuenta que un tiempo de exposición mayor de $1/60s$ podría dar una imagen algo borrosa si la foto se realiza a pulso, y este valor podría darse si las condiciones meteorológicas son muy desfavorables (Haneberg, 2008). Por ello y para una medición más fácil de la ubicación de la cámara, es aconsejable el uso de un trípode para realizar las fotografías. Si se requiere disminuir aún más el tiempo de exposición se pueden usar disparadores automáticos.

Las condiciones de iluminación óptimas para el talud las tendríamos con una incidencia perpendicular de los rayos del sol, con todo el talud iluminado de manera homogénea, sin la aparición de sombras. Otra buena disposición sería que el talud estuviese totalmente en sombra, bien por la presencia de nubes, o porque el propio macizo ensombrece el talud y con él toda el área que engloba la fotografía. Un factor desfavorable sería la presencia de zonas del talud fuertemente irradiadas por el sol junto con otras en penumbra.

El procesado de las parejas de imágenes en ordenador engloba dos fases. Tras montarse las imágenes en 3D, dichas imágenes se analizarán para obtener de ellas los datos geométricos necesarios para aplicar la clasificación geomecánica. Algunos software comerciales, por lo tanto, presentan dos módulos, a parte de la inclusión eventual de otras aplicaciones como un calibrador de cámaras fotográficas o un gestor de voladuras. El programa utilizado en este trabajo ha sido Sirovision V5.1 (desarrollado por *CSIRO Mining and Exploration Division* en Brisbane, Australia), al igual que en el trabajo de otros autores (Haneberg, 2006; Haneberg et al., 2006; Haneberg, 2008; Pate y Haneberg, 2011). Este software permite realizar ambas tareas esenciales explicadas arriba.

Existen otros paquetes de software con el mismo objetivo. 3DM Analyst (*Adam Technologies*, Perth, Australia) (Birch, 2006) y ShapeMetriX (montaje de imágenes) junto con JointMetriX (análisis de discontinuidades) (*3GSM Software and Measurement*, Graz, Austria) de uso también muy extendido (Gaich et al., 2006). Otros investigadores han programado herramientas propias como RockScan (Ferrero et al., 2009) que permite la adquisición de datos geomecánicos de TDM obtenido a partir de otro software (Virtuozzo), (Roncella et al., 2005).

Otra opción es la aplicación de software de estereología genérica como Rhinoceros (*McNeel*, Seattle, WA, U.S.A) ([Firpo et al., 2011](#); [Salvini et al., 2011](#)). Incluso, ([Lim et al., 2010](#)) utilizan Erdas (*Intergraph*, Madison, Alabama, U.S.A.), un programa diseñado para ortofotografías.

Las imágenes se toman en parejas, aunque posteriormente las imágenes 3D montadas a partir de estas parejas puedan a su vez unirse montando un mosaico. Estas fotografías se toman desde puntos alejados de sí una distancia, base, que debe estar entre $1/6$ y $1/8$ del rango, según la documentación de Sirovision, entre $1/5$ y $1/10$ según ([Gaich et al., 2006](#)) empleando ShapeMetriX, o incluso de un 60% según [Lim et al. \(2010\)](#) empleando OrthoBase Pro, un módulo de Erdas Imagine. Una base mayor suministra una mayor precisión teóricamente debido al aumento en el ángulo entre los rayos de ambas imágenes, pero también aumenta la diferencia entre sus perspectivas, que dificulta el proceso automático del montaje de la imagen 3D ([Gaich et al., 2006](#)).

Adicionalmente, es conveniente disponer de al menos un punto de control (PC) en el talud. Con el uso de un aparato GPS se pueden registrar las ubicaciones de estos puntos quedando así la imagen resultante georeferenciada. La precisión en el posicionamiento de estos PC y puntos de toma de imágenes no necesita ser muy alta, basta $\pm 1m$, por ello puede emplearse para las mediciones simplemente un metro de mano ([Haneberg, 2008](#)).

Las aplicaciones de la TDP están en continua expansión, aparte de poder tomar las imágenes a larga o a corta distancia, éstas pueden tomarse de afloramientos aún más inaccesibles mediante helicóptero ([Salvini et al., 2011](#)) barco ([De Vita et al., 2012](#)) o globo aerostático o pértiga ([Firpo et al., 2011](#)).

Las ventanas de muestreo presentan una mejora respecto a las tradicionales líneas de muestreo al disminuir el sesgo de muestreo debido a la orientación de la ventana. Y para aplicarlas, es muy interesante la ayuda de la TDP.

Entre las distintas formas que pueden tener estas ventanas, se han conseguido mejores resultados las ventanas circulares ([Mauldon et al., 2001](#)). No obstante, también pueden usarse ventanas rectangulares ([Kulatilake y Wu, 1984](#)).

Los parámetros que pueden estimarse gracias a las ventanas de muestreo y las relaciones estadísticas son I , ρ y μ de las discontinuidades de un macizo. Estos parámetros fueron definidos para mejorar la toma de datos y la descripción de

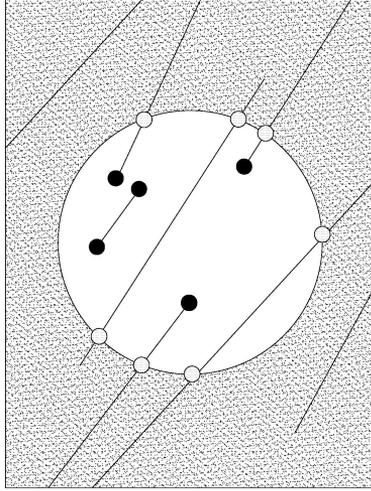


Figura 1.2.1: Datos a obtener de una ventana de muestreo circular. Modificado de Mauldon et al. (2001)

las discontinuidades de un macizo rocoso que se consiguen con los parámetros de espaciado y persistencia.

Lo que propone Mauldon et al. (2001) es una formulación, distinta de la de Zhang y Einstein (1998), para la estimación de I , ρ y μ a través de la medición en ventana circular aplicada a una superficie del talud o afloramiento del macizo rocoso.

$$I \approx \frac{n}{4r} \quad (1.1)$$

$$\rho \approx \frac{m}{4\pi r^2} \quad (1.2)$$

$$\mu \approx \frac{\pi r}{2} \cdot \left(\frac{n}{m}\right) \quad (1.3)$$

Con:

n : número de intersecciones entre la ventana y las trazas (puntos blancos en la Figura 1.2.1)

m : número de extremos de trazas dentro de la ventana (puntos negros en la Figura 1.2.1)

Aunque algunos autores se apoyan en fotografías 2D para estudiar estos parámetros (Weiss, 2008; Crosta, 1997), otros aprovechan la capacidad de la TDP (Ferrero et al., 2011; Weiss, 2008). En este contexto, Sturzenegger y Stead (2011) incluyen el concepto de *ventana topográfica*.

Sobre lo ya explicado de esta técnica por los autores consultados, podemos añadir un método sencillo que permite la toma de datos en campo con gran celeridad y suficiente precisión, sin necesidad de GPS y sin unas mediciones engorrosas con cinta métrica u otro dispositivo.

1.2.2. Método propuesto

El presente estudio se centra en taludes carreteros. En éstos es habitual que el área libre en torno a ellos para tomar las imágenes sea reducida, a veces menos de cinco metros de anchura frente al talud. Además, la roca estudiada, tal y como descrita en el apartado anterior, requiere de un gran nivel de detalle ya que la foliación presenta, litológicamente, espaciados milimétricos. Y, adicionalmente, dadas las condiciones geológicas de la zona, las zonas homogéneas en las que se deben dividir los taludes son de tamaño reducido, a veces ventanas de apenas 4 metros de ancho. De forma que en el presente estudio, se han tomado las fotografías a poca distancia del talud, con rango pequeño (*close range* TDP, CR-TDP). En base a todo esto y en la búsqueda de la mayor velocidad y economía en el proceso de toma de datos en la aplicación de la CR-TDP se ha ideado un método que prescinde de GPS y de teodolito. Basta con un trípode con nivelador de burbuja y un telémetro o simplemente una cinta métrica para conseguir el resultado deseado.

Los datos exigidos por la técnica fotogramétrica son, a parte de las 2 imágenes, una georeferenciación entre éstas y el talud, basta con que sea en coordenadas locales. Para ello se debe emplear al menos un punto de control en el talud (aunque algunos software pueden realizar la imagen 3D sin dicho punto si solo se quiere el TDM de modo ilustrativo).

1.2.2.1. En campo

Así pues, el procedimiento seguido en campo ha consistido en medir la orientación del talud, ángulo α , con la brújula de mano, colocar la cámara a la distancia deseada y con el objetivo pertinente, perpendicular al talud y horizontal, con la precisión que otorgan la brújula de mano y el nivelador de burbuja del trípode, punto C1 (Figura 1.2.2). El siguiente paso será observar a través de la cámara qué punto del talud está justo en el centro de la imagen que se tomará y marcar este punto como el punto de control (PC), para lo cual hay que señalarlo con tiza, spray, cualquier otro marcador, o colocando cualquier utensilio justo en él si se puede. Posteriormente se mide el rango (s): la distancia entre el punto de control y el objetivo, para lo que el telémetro ahorra tiempo y simplifica el proceso. Y finalmente, tras decidir la distancia base (b) a partir de s , se toma la segunda imagen, desde el punto C2. Para esta segunda imagen la cámara se colocará nuevamente horizontal, gracias al nivel de burbuja del trípode, y a la misma altura que en la imagen 1, observando a través del visor de la cámara que el PC esté centrado verticalmente en la imagen.

En el presente estudio se han tomado imágenes georeferenciadas en coordenadas locales y el tiempo necesitado para tomar dichas imágenes con la medición de distancias y orientaciones ha sido inferior a 20 minutos.

El material fotográfico empleado en el presente estudio ha consistido en una cámara fotográfica modelo Canon EOS 40D. Se trata de una cámara *single lense reflex* (SLR), de un sensor CMOS de $22,2 \times 14,8 \text{ mm}^2$ y una resolución de 10,10 Mpix efectivos. Se han utilizado dos objetivos apropiados para la toma de imágenes a poca distancia, de distancias focales, f , 24 y 50 mm.

Para la correcta colocación de la cámara se ha empleado un trípode fotográfico con nivelador de burbuja incorporado. Para medir distancias se ha usado un cinta métrica, un telémetro óptico y uno láser. Y para la orientación bastó con una brújula de geólogo convencional.

1.2.2.2. En ordenador

De esta forma se obtienen de campo dos imágenes y tres datos numéricos: b , s y α , con los que trabajar en gabinete. Con b y s ya se puede montar la imagen con el talud sin orientar, basta con introducir una matriz como la que aparece

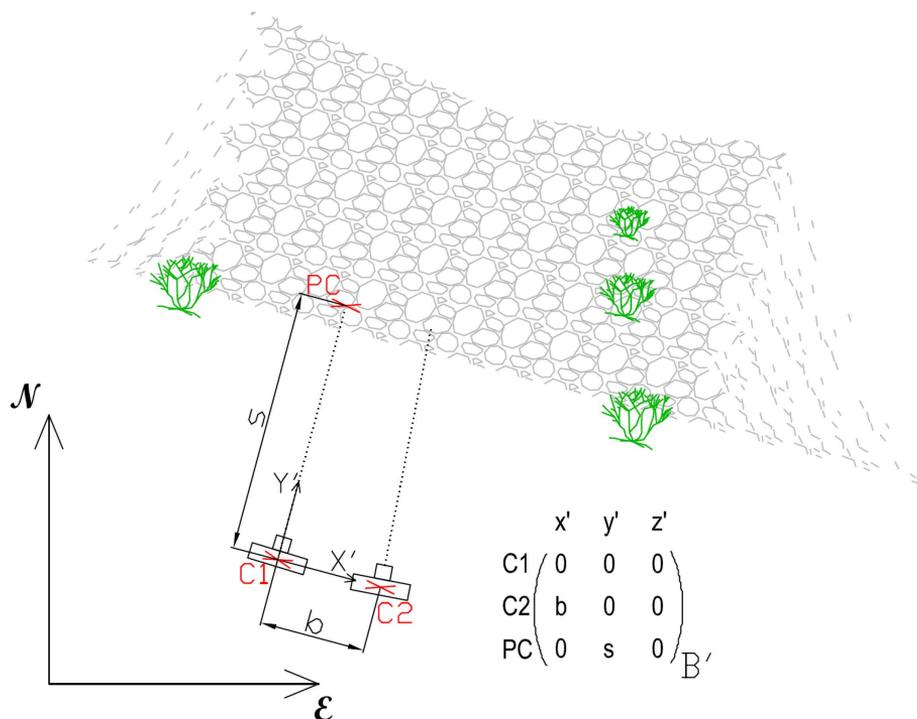


Figura 1.2.2: Adquisición de datos para la TDP. PC: punto de control, C1 y C2: posiciones de la cámara, B': Matriz para el cambio de base, s: rango, b: base

en la Figura 1.2.2 en Sirovision mediante un archivo .txt. No obstante, se puede realizar un cambio de base a dicha matriz adecuándolo al valor de α . De esa forma la imagen 3D que se obtendrá estará orientada. Finalmente se le podrían sumar a los elementos de dicha matriz el valor de las coordenadas de un punto concreto obtenido mediante GPS o una cartografía precisa. Con lo cual la imagen 3D estaría georeferenciada en coordenadas globales.

Dichas transformaciones a la matriz de georeferenciación pueden realizarse muy rápidamente implementándolas en un lenguaje de programación. En el presente trabajo se ha empleado el lenguaje MATLAB (de MathWorks en Natick, MA, U.S.A.) para dicha tarea.

Una vez sacados mediante Sirovision los buzamientos y direcciones de buzamiento de las discontinuidades muestreadas, éstos se han introducido en el software DIPS (de Rocscience en Toronto, ON, Canadá). Adicionalmente se obtuvieron los datos de espaciado y longitud de trazas, necesarios para aplicar la clasificación geomecánica *SMR* como se explica en la sección 5.3.

Dado que sólo se ha tomado un PC, el MDT obtenido a veces ha quedado mal orientado, pero sin deformaciones. Este problema se ha subsanado fácilmente con DIPS, que permite hacer un giro de conjunto de todos los datos. Dicho software también realiza el **análisis cinemático**, en base al cuál, se identificarán los tipos de rotura que son compatibles y que por tanto, deben ser estudiados mediante el *SMR*.

Capítulo 2

Propuesta para la digitalización de perfiles rocosos

2.1. Descripción de una superficie rocosa	18
2.1.1. Estimación visual de <i>JRC</i>	18
2.1.2. Parametrización objetiva de la rugosidad	26
2.2. Adquisición de datos de rugosidad	35
2.3. Nuevo método de adquisición de datos	38
2.3.1. Procedimiento	39
2.3.2. Validación	41
2.3.3. Aplicación: campaña experimental	44
2.4. Discusión y conclusiones	78

2.1. Descripción de una superficie rocosa

Si bien la toma de datos de la geometría de las superficies rocosas puede realizarse de numerosas maneras, existen, a su vez, gran cantidad de métodos para parametrizarla y calcularla. E, igualmente, podemos hablar de unos métodos clásicos y de otros más complejos.

Los parámetros más habituales provienen de los planteamientos de [Barton \(1973\)](#) y de [Patton \(1966\)](#), esto es, JRC , ϕ_r , ϕ_b e i como explica la sección 3.1. A su vez, existen criterios que involucran parámetros más complejos como el de [Kulatilake et al. \(1995\)](#) explicado en la sección 3.1.4, o el de [Tatone y Grasselli \(2009\)](#).

Y, por el contrario, en otras ocasiones la parametrización de la rugosidad parte de una descripción subjetiva y cualitativa, como en las clasificaciones geomecánicas más habituales, explicadas en la sección 5.2.

Centrándonos inicialmente en JRC , describamos las tres maneras más comunes de calcularlo:

- Método visual (sección 2.1.1)
- Ensayos mecánicos (sección 3.2)
- A través de parámetros obtenidos de la geometría de la superficie rocosa (sección 2.1.2)

2.1.1. Estimación visual de JRC

JRC puede estimarse visualmente mediante comparación de un perfil de la roca con otros perfiles analizados por [Barton y Choubey \(1977\)](#) para los que se calculó JRC mediante el ensayo de corte directo. Dichos perfiles, los *10 perfiles típicos de Barton* pueden verse, junto con el valor exacto calculado de JRC en la figura 2.1.1.

La sencillez de este método tiene como contrapartida su subjetividad y con ello, incertidumbre ([Hsiung et al., 1993](#); [Grasselli y Egger, 2003](#); [Beer et al., 2002](#);

Nº	Perfil	JRC	Roca	Descripción de la junta
1		0.4	Pizarra	Suave, liso: planos de foliación, manchas de óxido
2		2.8	Aplita	Suave, liso: diaclasado, inalterado
3		5.8	Gneis moscovita	Escalonado: planos de foliación, inalterado
4		6.7	Granito	Rugoso, liso: diaclasado, ligeramente alterado
5		9.5	Granito	Rugoso, liso: diaclasado, ligeramente alterado
6		10.8	Corneana (nodular)	Rugoso, ondulado: estratificación, manchas de calcita
7		12.8	Aplita	Rugoso, ondulado: diaclasado, ligeramente alterado
8		14.5	Aplita	Rugoso, ondulado: diaclasado, ligeramente oxidado
9		16.7	Corneana (nodular)	Rugoso, irregular: estratificación, manchas de calcita
10		18.7	Talco	Rugoso, irregular: rotura artificial, paredes frescas

10 cm

Figura 2.1.1: Perfiles típicos de Barton y Choubey (1977)

Du et al., 2009). De hecho, Xia et al. (2013) concluyeron que las estimaciones visuales tienden a minusvalorar la *JRC* de los perfiles evaluados, tras haberlos calculado también a través de ensayos de corte.

2.1.1.1. Encuesta de estimación visual de *JRC*

Para analizar la fiabilidad del proceso de estimación visual de *JRC* con los 10 perfiles típicos de Barton se realizó una encuesta. Ésta consistía en la presentación de diferentes perfiles monocromáticos impresos en papel junto con los perfiles típicos de Barton, todo ello a escala 1:1.

El cuestionario de la Figura 2.1.2 se le presentó, como un ejercicio anónimo y voluntario, a 90 participantes pertenecientes a la Universidad de Granada:

- 76 estudiantes de quinto curso de la titulación Ingeniero de Caminos, Canales y Puertos.

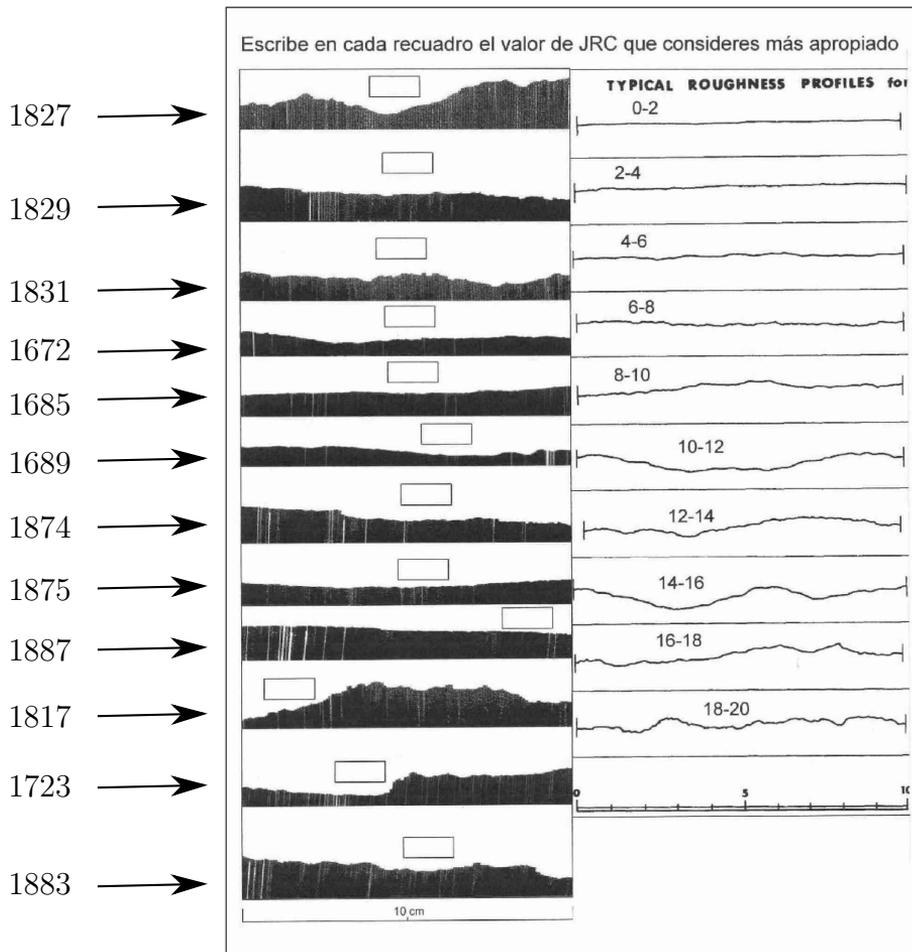


Figura 2.1.2: Encuesta presentada en la presente investigación, junto con la numeración identificativa de cada perfil

- 9 estudiantes de Master en Ingeniería Geológica.
- 6 geólogos expertos en mecánica de rocas.

Solamente una de las respuestas fue rechazada por desviarse en exceso de los valores medios.

Beer et al. (2002) desarrolló una encuesta similar basada en 3 perfiles y obtuvo 125, 124 y 122 respuestas respectivamente. En dicho trabajo, la media estadística y la desviación estándar de las distribuciones de respuestas fueron siendo calculadas conforme se iban añadiendo una a una las respuestas. Se observó que a partir de 50 respuestas introducidas, estos parámetros estadísticos no variaban apreciablemente en lo sucesivo. Así pues, el número de 90 participantes se considera una cifra aceptable para este estudio. No obstante, las respuestas de los 3 grupos poblacionales no se mezclaron, al considerarse importante la experiencia de los participantes.

A los participantes se les permitió que respondiesen con un número natural o con un intervalo, tal y como aparece en la tabla original de los perfiles típicos de Barton (ver Barton y Choubey, 1977, Figura 8). Posteriormente, las respuestas fueron agrupadas en intervalos, siendo su valor central un número impar. Y las respuestas que fueron dadas como un número par se dividieron sumando medio punto a cada uno de los dos intervalos contiguos, salvo si la respuesta fuese 0 ó 20, en cuyo caso se sumaría un punto al 1 ó al 19 respectivamente. Es por ello que algunos resultados aparecen como números fraccionarios.

Los resultados de la encuesta mostraron la inexactitud de la estimación visual de *JRC*. No obstante, el objetivo fundamental era identificar desviaciones sistemáticas en las respuestas en base a peculiaridades que presentasen los perfiles. Con este objetivo se eligieron 12 perfiles con formas diversas. Gracias a ello se dedujeron algunas desviaciones y con ello, algunas recomendaciones para realizar la estimación visual de *JRC*.

El primer perfil presentado en la encuesta, etiquetado como 1827 en la Figura 2.1.2, tiene la peculiaridad de asemejarse al 8º perfil de Barton (de intervalo *JRC* 14-16, Figura 2.1.1) dado que las ramas ascendentes y descendentes coinciden aproximadamente. En la Figura 2.1.3 se muestran las respuestas de los encuestados. En dichas respuestas, la moda fue claramente 15. Sin embargo el perfil 1827 es mucho más rugoso, puesto que su amplitud es mayor. Su valor de *JRC* calculada aplicando la ecuación 2.23 al perfil digitalizado, tal como explica la sección 2.3.1, fue de 19,5.

El perfil 1689 tiene la peculiaridad de estar formado por secciones con rugosidades diferentes, incrementándose ésta hacia la derecha. Esto provocó una dispersión alta como puede verse en la figuras 2.1.4 y 2.1.6. No obstante la media de las respuestas no difiere mucho de la aplicación de la ecuación 2.23 (8,2). Los valores medios de la encuesta fueron 7,2, 7,3 y 7,8 para los estudiantes de

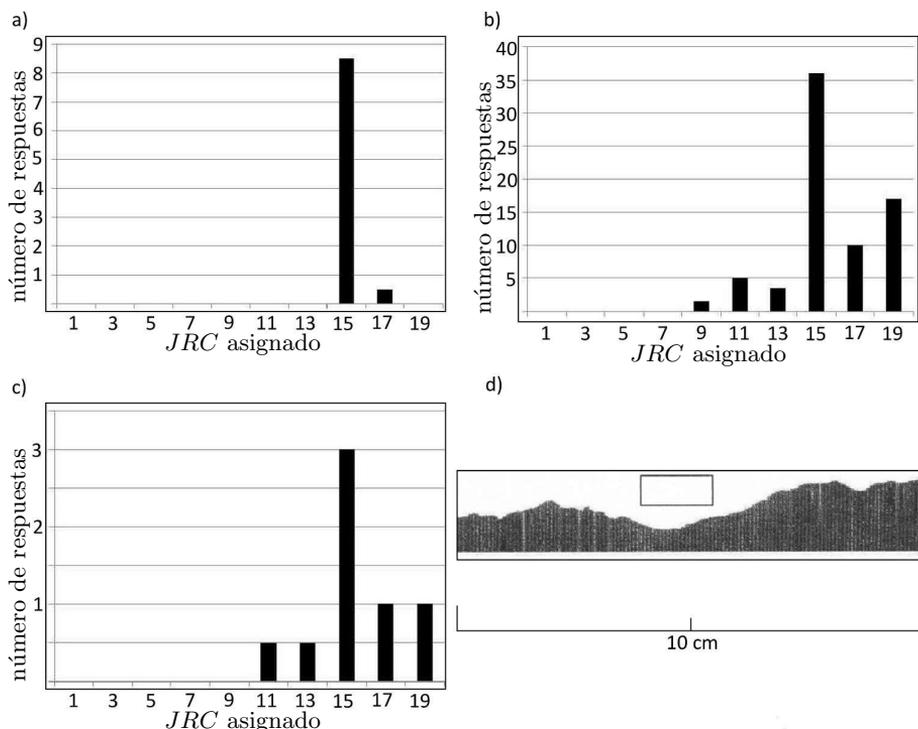


Figura 2.1.3: Perfil n° 1827 de la encuesta (d), con las respuestas de a) los estudiantes de Master b) los estudiantes de ICCP c) los expertos

Master, los de ICCP y los expertos respectivamente. La existencia de perfiles con esta peculiaridad invita a plantearse la evaluación de la rugosidad en perfiles de mayor longitud como ya han sugerido [Du et al. \(2009\)](#); [Tatone y Grasselli \(2012\)](#).

El perfil 1817 muestra poca dispersión en cada grupo (Figura 2.1.6). Esto puede ser consecuencia de su gran rugosidad ($JRC = 20$ según la ecuación 2.23). No obstante, las estimaciones fueron menores: 15,6, 16,7 y 19 según los estudiantes de Master, los de ICCP y los expertos, respectivamente.

La Figura 2.1.6 muestra que los valores de *JRC* a través de una estimación visual son menores que los calculados por las ecuaciones 2.18 y 2.23. En algunos casos esto está muy marcado, como en el perfil 1829. Este perfil es aparentemente

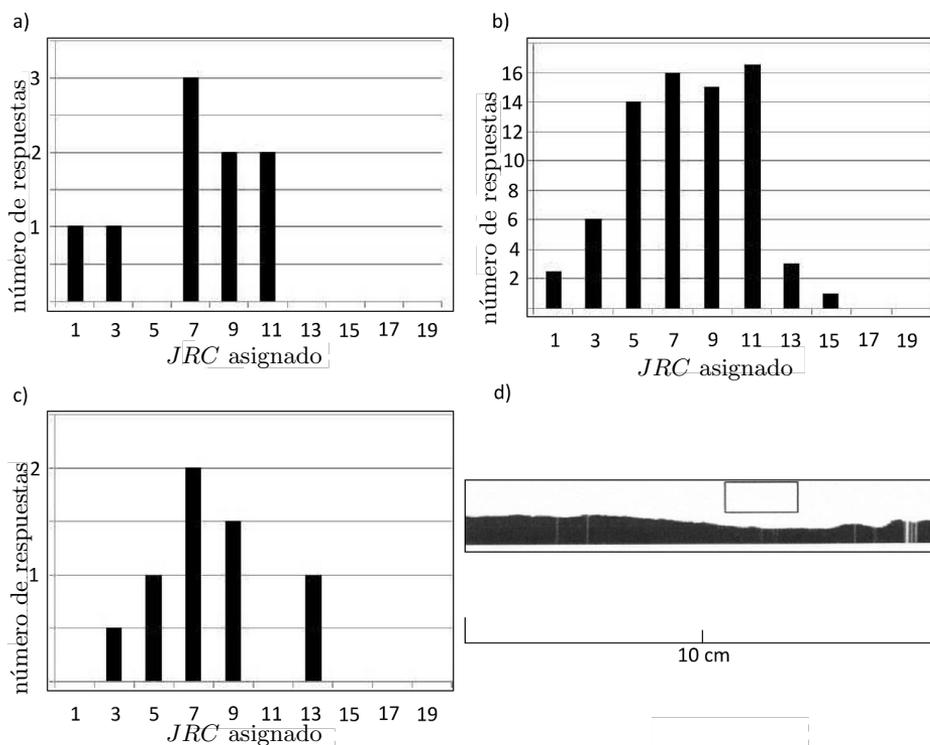


Figura 2.1.4: Perfil n° 1689 de la encuesta (d), con las respuestas de a) los estudiantes de Master b) los estudiantes de ICCP c) los expertos

muy liso, pero es escalonado, y por ello los evaluadores tendieron a menospreciar su JRC .

En cuanto a los perfiles escalonados, se puede observar cómo los perfiles 1829 y 1723 proporcionan valores superiores de JRC cuando a través de la ecuación 2.18 que a través de la 2.23; estando la primera basada en el parámetro Z_2 y la segunda en el parámetro R_p como explica la sección 2.1.2.1.

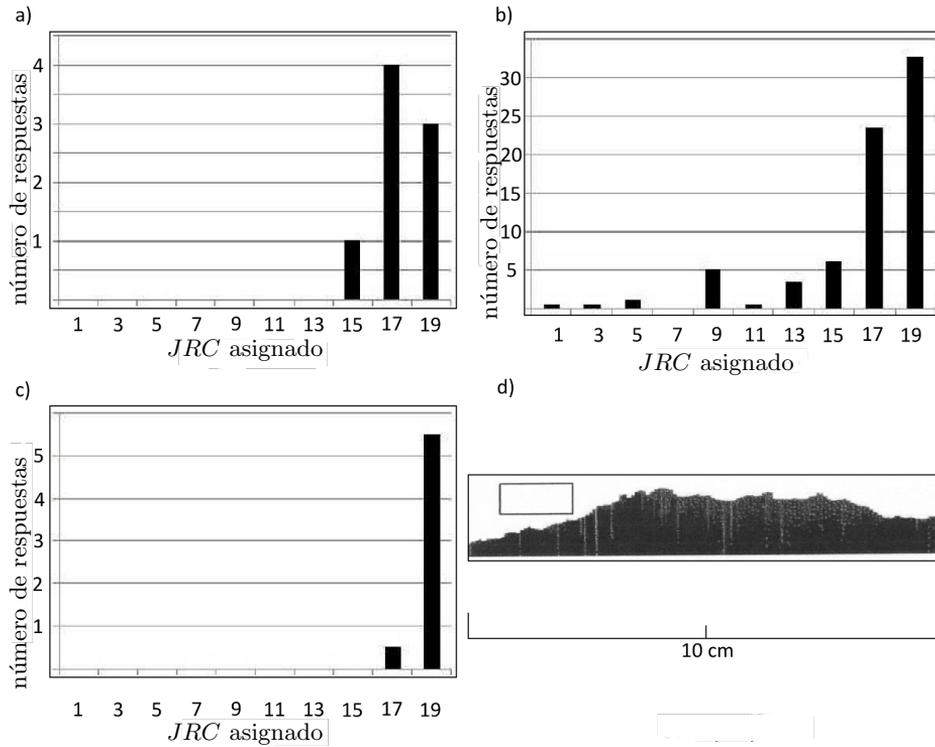


Figura 2.1.5: Perfil n° 1817 de la encuesta (d), con las respuestas de a) los estudiantes de Master b) los estudiantes de ICCP c) los expertos

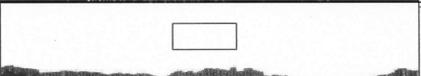
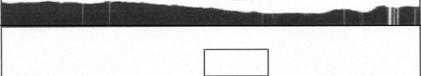
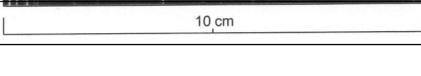
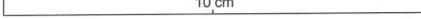
N°	Perfil	(2.18)	(2.23)	Master	ICCP	Expertos
1827		19,9	19,5	15,1 (0,3)	15,9 (2,5)	15,7 (2,4)
1829		12,5	9,5	6,8 (2,2)	6,4 (2,2)	7,5 (2,0)
1831		16,9	15,3	11,1 (3,3)	11,1 (3,1)	12,3 (2,0)
1672		7,9	6,3	6,8 (3,2)	7,3 (3,4)	7,8 (2,1)
1685		4,2	3,6	3,4 (2,3)	2,4 (1,6)	3,2 (1,2)
1689		9,3	8,2	7,2 (3,2)	7,3 (3,1)	7,8 (2,8)
1874		12,0	8,7	10,8 (3,9)	10,2 (2,8)	11,2 (3,0)
1875		6,1	5,4	5,0 (2,8)	4,5 (2,5)	5,0 (1,8)
1887		5,8	4,3	3,6 (1,8)	4,6 (3,4)	3,8 (1,6)
1817		21,0	20,0	15,6 (1,3)	16,7 (3,5)	19,0 (0,6)
1723		18,3	12,6	12,9 (3,4)	15,3 (3,1)	17,5 (1,0)
1883		16,2	12,7	15,9 (2,5)	15,4 (2,9)	15,2 (3,4)
						

Figura 2.1.6: Valores de JRC obtenidos de la encuesta para cada grupo poblacional, junto con sus dispersiones típicas (entre paréntesis), y obtenidos a través de la aplicación de las ecuaciones sobre los perfiles digitalizados

2.1.2. Parametrización objetiva de la rugosidad

Para evitar la subjetividad que supone la estimación visual, algunos autores ha presentado algoritmos en pro de una determinación automatizada de JRC derivada de parámetros de rugosidad obtenidos de perfiles digitalizados. Así pues, como marca la Figura 2.1.7, llamemos $\mathbf{y} = (y_1, y_2 \dots y_N)$ al vector en el que registramos el perfil. Siendo y_i la distancia vertical entre el eje horizontal y el punto muestreado del perfil ubicado en la posición i -ésima y Δs el intervalo de muestreo espacial.

Con \mathbf{y} pueden obtenerse muchos y diversos parámetros que se procesarán mediante otros muchos y diversos algoritmos que proporcionan JRC .

2.1.2.1. Parámetros de rugosidad

Por ejemplo, como estimación rápida, [Barton y Bandis \(1990\)](#) propusieron: $JRC = 4A$, con A la amplitud de la rugosidad en mm. Pero esto ha sido considerado [Andrade y Saraiva \(2008\)](#); [Du et al. \(2009\)](#) como excesivamente inexacto. En [Andrade y Saraiva \(2008\)](#) se propuso a su vez para filitas con meteorización $W3$: $JRC = 1,11 \cdot A + 1,46$. Así pues, El uso de la amplitud, A , y de la longitud de onda, λ , es menos frecuente (de hecho, [Chryssanthakis \(2004\)](#) tras medir A no aplica la ecuación).

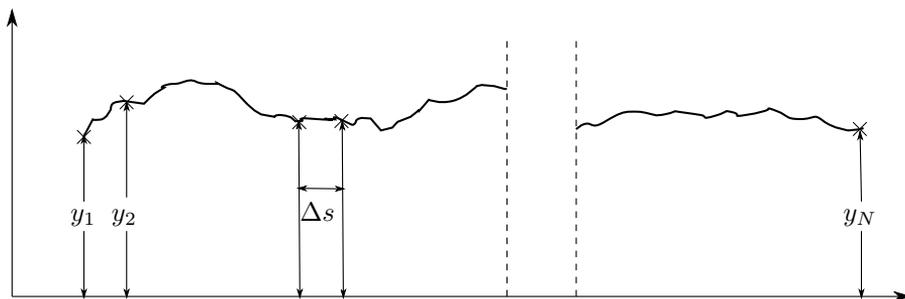


Figura 2.1.7: Obtención del perfil de rugosidad \mathbf{y} con un intervalo de muestreo espacial Δs

Parámetros según la amplitud:

RMS (*root mean square* o *media cuadrática*): La raíz cuadrada de la media aritmética del cuadrado de los elementos de una lista de valores o vector. Así pues, aplicado sobre el vector de rugosidad \mathbf{y} :

$$RMS = \sqrt{\frac{1}{N} \sum_{i=1}^N y_i^2} \quad (2.1)$$

CLA (*centerline average*) la media de las desviaciones (alturas en valor absoluto):

$$CLA = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N |y_i| \quad (2.2)$$

Usado para comprobar la planitud de una superficie pulida [LaFountain y Dunn \(1975\)](#); [Jackson y Dunn \(1974\)](#).

MSV (*mean square value*) la media de los cuadrados:

$$MSV = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N y_i^2 \quad (2.3)$$

Parámetros según la inclinación y curvatura: introducidos por [Myers \(1962\)](#):

Z₂ El RMS de la derivada del perfil, esto es, la aplicación del algoritmo expresado en la ecuación 2.1 sobre el *vector de las inclinaciones* en vez del vector de las alturas. Siendo el *vector de las inclinaciones*:

$$\mathbf{y}' = \left(\frac{y_2 - y_1}{\Delta s}, \frac{y_3 - y_2}{\Delta s}, \dots, \frac{y_{i+1} - y_i}{\Delta s}, \dots, \frac{y_N - y_{N-1}}{\Delta s} \right) \quad (2.4)$$

resultando:

$$Z_2 = \left[\frac{1}{(N-1)(\Delta s)^2} \sum_{i=1}^{N-1} (y_{i+1} - y_i)^2 \right]^{1/2} \quad (2.5)$$

Z₃ El RMS de la segunda derivada del perfil, esto es, aplicarle ahora el algoritmo de la ecuación 2.1 al *vector de las curvaturas* Y''

$$y'' = \left[\frac{\frac{y_{i+2} - y_{i+1}}{\Delta s} - \frac{y_{i+1} - y_i}{\Delta s}}{\Delta s}, \dots, \frac{\frac{y_N - y_{N-1}}{\Delta s} - \frac{y_{N-1} - y_{N-2}}{\Delta s}}{\Delta s} \right] \quad (2.6)$$

$$Z_3 = \left[\frac{1}{(N-2)(\Delta s)^4} \sum_{i=1}^{N-2} (y_{i+2} - 2y_{i+1} + y_i)^2 \right]^{1/2} \quad (2.7)$$

Z₄ la suma de las longitudes de los fragmentos en los que y es creciente menos aquellos en los que y decrece dividido por la longitud total L . Nombrando y'^+ al vector formado por los elementos positivos de y' , y'^+ a su homólogo de negativos y $size(v)$ el número de elementos de un vector v cualquiera:

$$Z_4 = \frac{size(y'^+) \Delta s - size(y'^-) \Delta s}{L} \quad (2.8)$$

Parámetros estocásticos : se basan en considerar la amplitud como un proceso estocástico estacionario. Es decir, la amplitud de la rugosidad en un punto dado del perfil responde a un comportamiento aleatorio (*proceso estocástico*) análogo al comportamiento de otro punto del perfil (*estacionario*).

ACF (*autocorrelation function*):

$$ACF = \frac{1}{N - \Delta s} \sum_{i=1}^{N-1} (y_i - y_{i+1}) \quad (2.9)$$

SF (*structure function*)

$$SF = \frac{1}{N - \Delta s} \sum_{i=1}^{N-1} (y_i - y_{i+1})^2 \quad (2.10)$$

R_p : adicionalmente a los anteriores, R_p aparece como *roughness profile index* (Maerz et al., 1990; Haneberg, 2007; Lee et al., 1997; Hong et al., 2008). Este parámetro, llamado *sinuosidad* en otros ámbitos de la ciencia, consiste en el cociente entre la longitud real del perfil y la longitud de la proyección del perfil sobre la horizontal ($\Delta s(N - 1) = L$).

$$R_p = \frac{\sum_{i=1}^{N-1} \sqrt{\Delta s^2 + (y_i - y_{i+1})^2}}{\Delta s(N - 1)} \quad (2.11)$$

Parametrización de Tatone y Grasselli (2009): La propuesta de Tatone y Grasselli (2009) para superficies digitalizadas (3D) y posteriormente adaptada para perfiles (2D) (Tatone y Grasselli, 2010) consiste en calcular para una serie de valores umbral θ^* , qué porcentaje de perfil y tiene una inclinación superior a ellos. De forma que se fijará una sucesión de valores umbral θ_i^* y para cada uno de ellos se tendrá una longitud normalizada, L_{θ^*i} . Si estos valores son representados gráficamente, como en la Figura 2.1.8, los puntos resultantes (las aspas en dicha figura), pueden ajustarse a la expresión:

$$L_{\theta^*} = L_0 \left(\frac{\theta_{max}^* - \theta^*}{\theta_{max}^*} \right)^C \quad (2.12)$$

Siendo:

θ_{max}^* la mayor inclinación que aparece en el perfil y

L_0 la proporción en tanto por uno del perfil con inclinación positiva

C será el parámetro a calcular mediante análisis de regresión

Notese que este planteamiento dará valores diferentes según se aplique en un sentido u otro del perfil, como muestra la Figura 2.1.8.

Tras este planteamiento, el parámetro que refleja la rugosidad de un perfil rocoso será $\left(\frac{\theta_{max}^*}{C + 1} \right)$.

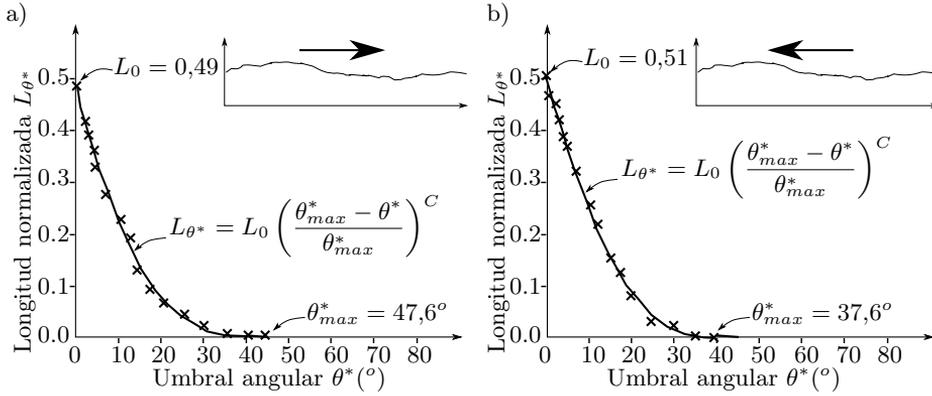


Figura 2.1.8: Ejemplo de representación de la función discreta L_{θ^*} y obtención del parámetro C mediante análisis de regresión, a) de izquierda a derecha, b) de derecha a izquierda. Modificado de [Tatone y Grasselli \(2010\)](#)

Dimensiones fractales: Concepto introducido por [Mandelbrot \(1967, 1977, 1982\)](#), un fractal es una forma hecha de partes similares al total de alguna manera. De la teoría fractal pueden extraerse diversos parámetros de diversos métodos. El más intuitivo y habitual es la dimensión fractal D obtenida a partir del *método del divisor*. [Mandelbrot \(1967\)](#) se planteó la medición de la costa británica con un compás sobre un mapa; el número de pasos con el compás ($N(r)$) multiplicado por la abertura del compás (r) sería una medición de la longitud ($L(r)$). Cuanto menor sea la abertura del compás, mayor y más fiel será la medición. Y, conforme más sensible sea $L(r)$ a r más rugosa será la forma que se está midiendo. [Mandelbrot \(1982\)](#) observó: $r \approx \frac{1}{N^{1/D}}$ de lo que se deduce:

$$D \approx -\frac{\log_{10} N(r)}{\log_{10} r} \quad (2.13)$$

La Figura 2.1.9 representa la ecuación 2.13. O dicho de otra forma: dado que $L(r) = N(r) \cdot r$ y que $r \approx \frac{1}{N^{1/D}} \implies L(r) \approx r^{1-D}$ de lo que se deduce:

$$1 - D \approx \frac{\log_{10} L(r)}{\log_{10} r} \quad (2.14)$$

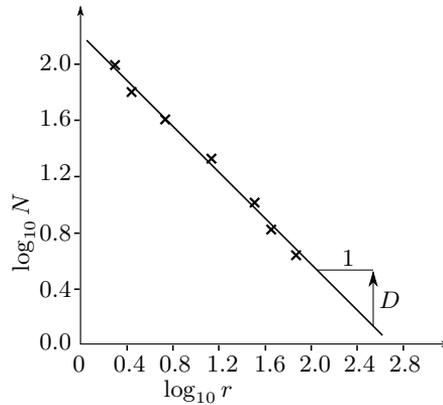


Figura 2.1.9: Ejemplo de representación de $N(r)$ y cálculo de D

Así pues, D calculado de esta forma reflejará la rugosidad del perfil rocoso. Este método ha sido muy usado (Lee et al., 1990; Ghosh y Daemen, 1993; Carlin, 2000; Uthayakumar y Paramanathan, 2007), pero a su vez también ha recibido la crítica de no poder reflejar la rugosidad natural de un perfil rocoso. D mediante el método del divisor reflejaría bien la rugosidad de un fractal *autosimilar* esto es, aquel en el que se podría elegir una parte y mediante un escalado isótropico este fragmento reflejase las mismas propiedades que el total. Sin embargo, los perfiles rocosos tienden a ser *autoafines*, es decir, se requiere de un escalado anisotrópico para que un fragmento refleje las propiedades del total.

Existen otros métodos de dimensiones fractales que reflejan mejor la rugosidad de perfiles autoafines como el *variograma* (Hammad y Issa, 1994; Kulatilake et al., 2006; Jiang et al., 2006) o los métodos *espectrales* (Huang et al., 1992; Develi y Babadagli, 1998; Babadagli y Develi, 2003). No obstante, este trabajo empleará el método del divisor dado que se centra en la parametrización de Barton y Choubey (1977) y en sus perfiles típicos, y sobre éstos no sería provechoso el empleo de técnicas de fractales autoafines.

2.1.2.2. Algoritmos para la correlación de parámetros geométricos con mecánicos

Una vez obtenido el parámetro a emplear para determinar JRC se debe utilizar una ecuación que nos lleve a él. Muchos autores, citados a continuación, han propuesto numerosas ecuaciones fruto de análisis de regresión entre los valores obtenidos de dichos parámetros al analizar los perfiles tipo de Barton y el valor de JRC de ese perfil tipo calculado por Barton y Choubey (1977) a través de ensayos de corte directo (Figura 2.1.1).

Así pues, las ecuaciones más aceptadas para obtener los parámetros de la ecuación de Barton (JRC e i) son:

A partir de Z_2 :

$$JRC = 32,47 \log Z_2 + 32,2 \quad (2.15)$$

$$JRC = 64,46Z_2 - 4,41 \quad (2.16)$$

Estas dos ecuaciones (2.15 y 2.16) fueron propuestas por Tse y Cruden (1979) y corroboradas por numerosos autores, especialmente la primera (Dight y Chiu, 1981; Yu y Vayssade, 1991; Hsiung et al., 1993; Haneberg, 2007), con la que Tse y Cruden (1979) obtuvieron un coeficiente de correlación $R = 0,986$. Para la ecuación 2.16 obtuvieron $R = 0,968$ y los cálculos que se obtuvieron en el presente trabajo con ella no han sido satisfactorios y no se incluyen en el presente texto.

Por su parte Yu y Vayssade (1991) puso de manifiesto la influencia de Δs en el cálculo de Z_2 (y por lo tanto de JRC), de forma que propuso:

$$JRC = \begin{cases} 60,32Z_2 - 4,51 & \text{si } \Delta s = 0,25mm \\ 61,79Z_2 - 3,47 & \text{si } \Delta s = 0,5mm \\ 64,22Z_2 - 2,31 & \text{si } \Delta s = 1mm \end{cases} \quad (2.17)$$

Posteriormente Tatone y Grasselli (2010) propusieron:

$$JRC = \begin{cases} 51,85Z_2^{0,6} - 10,37 & \text{si } \Delta s = 0,5mm \\ 55,03Z_2^{0,74} - 6,1 & \text{si } \Delta s = 1mm \end{cases} \quad (2.18)$$

A partir de Z_2 también podemos estimar i , aunque esto estará obviamente, fuertemente influenciado por Δs :

$$i = \arctan(Z_2) \quad (2.19)$$

A partir de SF :

$$JRC = 16,58 \log SF + 37,28 \quad (2.20)$$

[Tse y Cruden \(1979\)](#) propuso esta ecuación y obtuvo con ella $R = 0,984$

A partir de R_p :

$$JRC = c(R_p - 1) \quad (2.21)$$

Con c un parámetro empírico que varía entre 400 y 411 [Maerz et al. \(1990\)](#) obtiene $R = 0,973$ con esta ecuación. A partir de R_p también podemos estimar i :

$$i = \arccos(1/R_p) \quad (2.22)$$

[Tatone y Grasselli \(2010\)](#):

$$JRC = \begin{cases} \left(0,036 + \frac{0,00127}{\ln R_p}\right)^{-1} & \text{si } \Delta s = 0,5mm \\ \left(0,038 + \frac{0,00107}{\ln R_p}\right)^{-1} & \text{si } \Delta s = 1mm \end{cases} \quad (2.23)$$

A partir de la parametrización de [Tatone y Grasselli \(2010\)](#): este planteamiento, además de suponer una parametrización a parte de JRC , también tiene una correlación con el parámetro de Barton:

$$JRC = \begin{cases} 3,95 \left(\frac{\theta_{max}^*}{C+1} \right)^{0,7} - 7,98 & \text{si } \Delta s = 0,5mm \\ 2,4 \left(\frac{\theta_{max}^*}{C+1} \right)^{0,85} - 4,42 & \text{si } \Delta s = 1mm \end{cases} \quad (2.24)$$

A partir de D : Lee et al. (1990) trabajaron sobre los perfiles de Barton aplicándoles el método del divisor mediante la ecuación 2.13 y obtubieron la correlación:

$$JRC = -0,87804 + 37,7844 \left(\frac{D-1}{0,015} \right) - 16,9304 \left(\frac{D-1}{0,015} \right)^2 \quad (2.25)$$

Otras opciones:

$$JRC = a \ln R_s + b \quad (2.26)$$

Lee et al. (2006) propone determinar JRC en función del parámetro $R_s = \frac{A_s}{A_0}$

Con A_s la superficie real de una cara de la roca y A_0 la superficie en proyección. Lee et al. (2006) asimismo propone, para reducir la dependencia en equipamiento costoso, el cálculo de R_s a partir del mediciones lineales R_L , que coincide en su definición con el ya mencionado R_p . a y b son parámetros a ser determinados con un análisis de regresión de los resultado experimentales obtenidos. En dicho artículo se aplica esta metodología sobre muestras de granitos y gneises.

Otros autores desarrollan, extienden, la terminología comenzada por Ladanyi y Archambault (1970) (Kusumi et al., 1997; Dight y Chiu, 1981; Yu y Vayssade, 1991) en el campo de las propiedades geométricas de los perfiles y parametrizan según $i_0, i_{max}, i_{ave}, K_i, SD_i, SD_h, D_n, L_1, H, h_{ave}$.

2.2. Adquisición de datos de rugosidad

Los métodos clásicos para dicha toma de datos están recogidos en [ISRM \(1978\)](#):

- Perfil lineal (Feckers y Rengers)
- Método de los discos (también en [Hoek \(1981\)](#); [González de Vallejo \(2004\)](#))
- Métodos fotogramétricos

En [Weissbach \(1978\)](#) se presenta, a su vez un aparato que pretende mejorar los empleados en el método del Feckers y Rengers.

A estos tres métodos clásicos, [Feng et al. \(2003\)](#) añade, al grupo de los métodos *de contacto*:

- the shadow profilometry ([Maerz et al., 1990](#))
- the tangent plane sampling and the connected pin sampling techniques.
- mechanical or electronic stylus profilometers

Y, siguiendo en [Feng et al. \(2003\)](#) enumeramos más métodos *sin contacto*:

- the analytical photogrammetry method
- the electro-fiber-optic system
- the image processing method
- the interferometry method
- the fibre-optic probe and He-Ne laser beam technique
- the laser scanning method
- the advanced topometric sensor (ATS) technique

El más sencillo de todos los métodos usados para registrar una superficie rocosa es el perfilómetro, un aparato sencillo utilizado en los talleres de carpintería consistente en una hilera de varillas sujetas por dos placas para permitir sólo su desplazamiento longitudinal. [Barton y Choubey \(1977\)](#) utilizan este aparato para ayudarse a observar los perfiles (Figura 2.2.1). En la literatura de mecánica de rocas se ha denominado a este utensilio, frecuentemente, *peine de Barton*. Y, ha sido usado para ayudarse a estimar a ojo el parámetro *JRC* [Budetta \(2011a,b\)](#); [Andrade y Saraiva \(2008\)](#) y también para trazar estos perfiles sobre papel y poder convertirlos en vectores previo escaneado [Lee et al. \(2006\)](#), o simplemente para estimarlos a ojo visualizándolos sobre el papel ([Chryssanthakis, 2004](#); [Stimpson, 1982](#)).

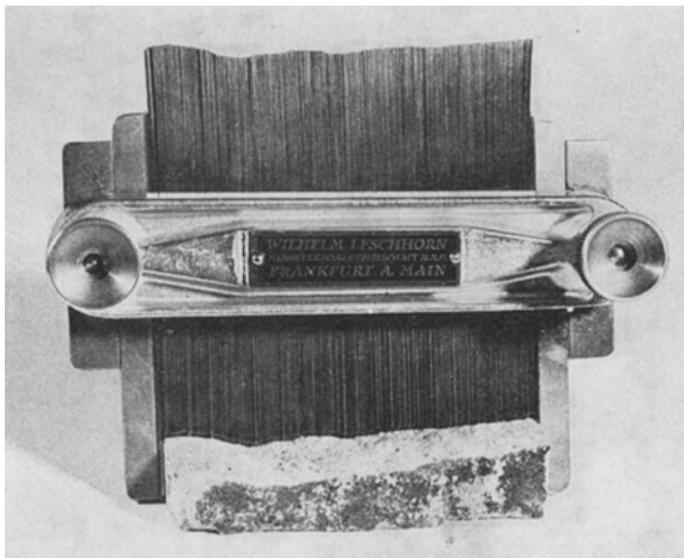


Figura 2.2.1: Imagen del perfilómetro de varillas (peine de Barton), adquirido de [Barton y Choubey \(1977\)](#)

El diámetro de las varillas de un perfilómetro oscila comunmente entre 0,8 y 1mm. Lo cual nos impide trabajar con un Δs menor. Para registrar el perfil sobre papel puede emplearse papel de calco o lápiz o spray sobre papel blanco ([Stimpson, 1982](#)). La precisión en la toma de datos si se registra sobre un papel dependerá del método empleado y del cuidado con el que se haga el calco; [Lee et al. \(2006\)](#) aseguran conseguir una precisión de 0,5mm con un aparato de este tipo a la hora de calcar. Posteriormente, dicho autor, emplea un programa informático comercial (UN-SCAN-IT 5.0 de *Silk Cientific Corporation* en Orem,

UT, U.S.A.) para convertir el perfil escaneado a $300dpi$ ($\Delta s = 0,08mm$) de resolución en un vector en un archivo .txt con resolución de $1200dpi$ ($\Delta s = 0,02mm$). No obstante, dicha resolución queda limitada lógicamente por el grosor de las varillas a la hora de trazar el perfil ($\Delta s \gtrsim 0,8mm$).

Más autores han presentado métodos rápidos y económicos para la toma de datos del perfil. Du et al. (2009) presentaron un método para la delineación precisa de perfiles de hasta $1m$ de longitud *in situ*. Ross-Brown y Walton (1975) presentaron un equipamiento de laboratorio similar en el *Imperial College* de Londres. Ribeiro et al. (2007) propusieron un método de laboratorio para digitalizar perfiles deslizando un micrómetro computarizado a lo largo de una superficie rocosa, pudiendo realizarse en campo, pero con dificultad. La sensibilidad de este último equipamiento es de $1\mu m$ y $\Delta s = 0,0625mm$.

El método de los discos de Feckers y Rengers tiene un intervalo de muestreo mucho mayor, pero este método se utiliza sólo para el cálculo del parámetro i (Ojo, 1989), no para JRC . Sin embargo, Haneberg (2007) emplea la fotogrametría digital terrestre también para la obtención de perfiles de la superficie rugosa con el objetivo de calcular los parámetros JRC e i . No obstante, debe trabajar con un intervalo de muestreo de $4cm$ jugando con el recurso de emplear un perfil de roca de $6m$ y asemejarlo a los perfiles típicos de Barton, trazados sobre $10cm$. De forma que Haneberg (2007) consigue el equivalente a un $\Delta s = 0,7mm$ sobre un perfil de longitud $L = 10cm$ con la ya comentada salvedad de que lo hace a otra escala.

Otros métodos consiguen un menor intervalo de muestreo. Weissbach (1978) con su aparato consigue $\Delta s = 0,5mm$. Pero más precisas resultan las mediciones con otros aparatos más complejos:

Kulatilake et al. (1995), utilizando un perfilómetro electrónico consiguen $\Delta s = 0,2mm$ y una precisión de $0,01mm$.

Dight y Chiu (1981) consiguen $\Delta s = 0,5mm$ y una sensibilidad y precisión de $0,1mm$ mediante un aparato (*Digitizer*) de la empresa Summagraphics (de Austin, TX, U.S.A.)

Krahn y Morgenstern (1979) emplean un aparato tipo *Talysurf* que les permite trabajar con $\Delta s = 0,0225mm$ tras el escaneado (aunque no especifican el intervalo de muestreo real del perfilómetro). Otros investigadores coetáneos de Krahn también utilizan este tipo de aparato (LaFountain y Dunn, 1975; Jackson y Dunn, 1974).

Crandall et al. (2010) desarrollan tomografías sobre la superficie de roca para digitalizar discontinuidades que ni siquiera están a la vista con una precisión altísima y un intervalo de muestreo bajísimo, del orden de decenas de micras.

Fardin et al. (2001) con un perfilómetro láser toman $\Delta s = 0,2mm$ y una exactitud de $20\mu m$ aunque el equipamiento podría conseguir un Δs aún menor. Además, dicho sistema registra directamente en formato digital toda una superficie de hasta $1000 \times 1040mm$. Kusumi et al. (1997) también utilizan el perfilómetro láser.

2.3. Nuevo método de adquisición de datos

El empleo de digitalizaciones y parámetros tridimensionales y de alta precisión tiene su lógica ventaja; la parametrización $2D$ de la rugosidad tiene las limitaciones que explica la sección 2.4. No obstante, el uso de un parámetro estacionario para describir una superficie rocosa y su comportamiento frente a cortante aún es útil (Tatone y Grasselli, 2010), incluso mediante estimación visual (Rafek et al., 2012). Y podemos afirmar que el criterio de Barton y Choubey (1977) es aún el más usado para describir la resistencia a cortante de las discontinuidades rocosas (Grasselli y Egger, 2003; Asadollahi y Tonon, 2010; Asadollahi et al., 2010; Xia et al., 2013). Es por ello que en el presente trabajo, además de estudiar el proceso de evaluación visual de JRC en la sección 2.1.1, presenta a continuación un método sencillo, rápido, económico y a ser aplicado *in situ* fácilmente por una sola persona, para la digitalización de perfiles de roca y la posterior obtención de los parámetros de rugosidad.

El único material que se requiere es un perfilómetro de agujas, una cámara fotográfica, una lámina traslúcida (basta con un recipiente hermético de cocina), y una fuente de luz (preferiblemente el Sol, que sirve incluso los días nublados).

Un proceso de validación del método muestra que su precisión es aceptable para perfiles rocosos no muy lisos ($JRC \gtrsim 2,5$).

2.3.1. Procedimiento

La metodología desarrollada en el presente trabajo comienza como la estimación visual tradicional de [Barton y Choubey \(1977\)](#). Se aplica un perfilómetro de agujas a la superficie para registrar el perfil de la roca. El perfilómetro empleado en este trabajo tenía una longitud de 15cm y sus varillas un diámetro de $0,8\text{mm}$ (Figura 2.3.1a).

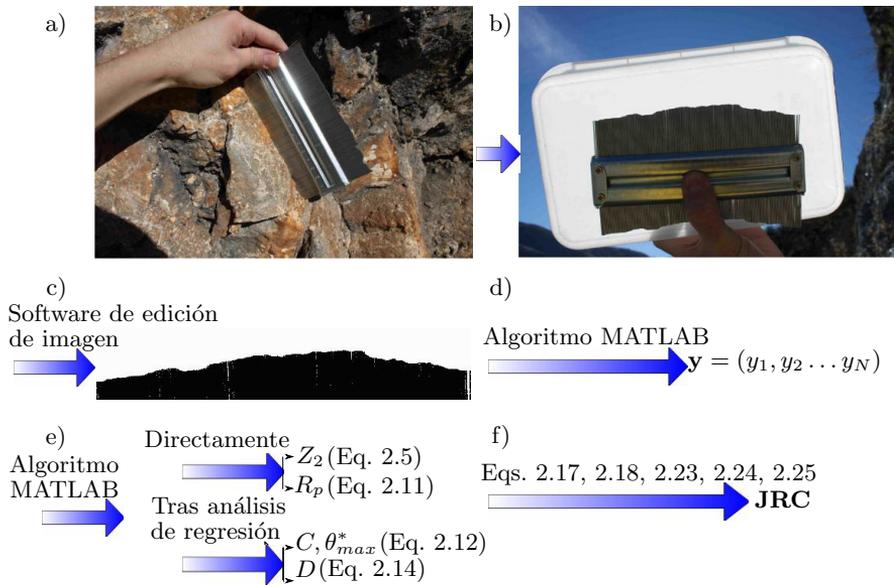


Figura 2.3.1: Procedimiento propuesto a) Colocación del perfilómetro, b) Toma de la fotografía, c) Conversión de la imagen a B/N, d) Obtención del vector desde la imagen, e) Cálculo de los parámetros de rugosidad, f) Cálculo de JRC

El siguiente paso, en vez de estimar visualmente la rugosidad, consiste en colocar el perfilómetro, que tiene registrada la forma de la superficie, en una lámina translúcida blanca. Entonces, se toma una fotografía a contraluz (Figura 2.3.1b). Lo ideal es usar el sol para la fotografía a contraluz, incluso en los días nublados. Asimismo, conviene que la lámina no tenga manchas considerables.

Los siguientes pasos del procedimiento son computacionales. Primero, la fotografía se pasa a formato monocromático, en blanco y negro (B/N) estricto (Figura

2.3.1c). El formato empleado en este trabajo ha sido el `.pbm` (*portable bitmap*). En este tipo de formato, cada pixel supone un 1 o un 0, esto es, o negro o blanco, respectivamente. La conversión de formato en este trabajo se ha realizado con el freeware GIMP (desarrollado por Spencer Kimball y Peter Mattis, Berkeley, CA, U.S.A.).

Posteriormente se ha procesado la imagen `.pbm` con un código MATLAB (software desarrollado por *Mathworks*, Natick, MA, U.S.A.). No obstante, podría emplearse otro lenguaje de programación. El algoritmo empleado convierte la matriz de la imagen `.pbm` en el vector de rugosidad \mathbf{y} (Figura 2.3.1d). El código empleado puede descargarse de: <https://www.ugr.es/~jorgejp/software/AlgorithmForRoughnessEvaluation.zip>.

El algoritmo debe determinar si cada pixel negro (0 en la matriz de la imagen `.pbm`) representa el inicio de una varilla o si es una mancha en la lámina. Asimismo, cada pixel blanco (valor 1) podría ser la lámina blanca sobre las varillas o entre dos de ellas, o incluso brillo sobre una de ellas. Así pues, el algoritmo tiene definidas ciertas tolerancias que permiten reconstruir el vector de la imagen `.pbm` a pesar de las pequeñas manchas, de los pequeños huecos entre varillas y de los brillos en las varillas.

No hay sesgo por culpa de la resolución. Una simple imagen de 300 kB en color, convertida a `.pbm` aporta ~ 865 columnas de píxeles en los 15cm de longitud de perfilómetro. En este caso, el pixel tendría un ancho de $0,17\text{mm}$ con lo cual habría 4,7 píxeles para cada varilla de $0,8\text{mm}$ de ancho. En este trabajo, se usó una cámara reflex de 10.2 Mpixeles configurada a la menor resolución para mostrar que la técnica puede usarse con cámaras de bajo coste.

El algoritmo de MATLAB puede recortar los perfiles y quedarse con los 10cm centrales si se desea, y posteriormente girarlos hasta que la recta de ajuste de regresión quede horizontal, como aconsejan Tatone y Grasselli (2010). Posteriormente el algoritmo proporciona directamente Z_2 , R_p y los datos necesarios para calcular D , C y θ_{max}^* mediante análisis de regresión que puede realizarse con la herramienta `cftool` que integra el propio MATLAB (Figura 2.3.1e). Con estos valores el algoritmo muestra el valor de JRC (Figura 2.3.1f) a través de las ecuaciones 2.17, 2.18, 2.23 directamente, y, tras el análisis de regresión, se calculará JRC de 2.24 y 2.25.

2.3.2. Validación

El proceso seguido para la validación del método se sintetiza en la Figura 2.3.2. Para la validación se fabricaron 10 moldes con los 10 perfiles típicos de Barton. La metodología propuesta en este trabajo, explicada en la anterior sección 2.3.1 se aplicó sobre estos moldes. La validación consistió en la comparación de los parámetros de rugosidad obtenidos mediante la aplicación de la metodología a dichos moldes y los obtenidos directamente de los vectores con los que fueron fabricados los moldes.

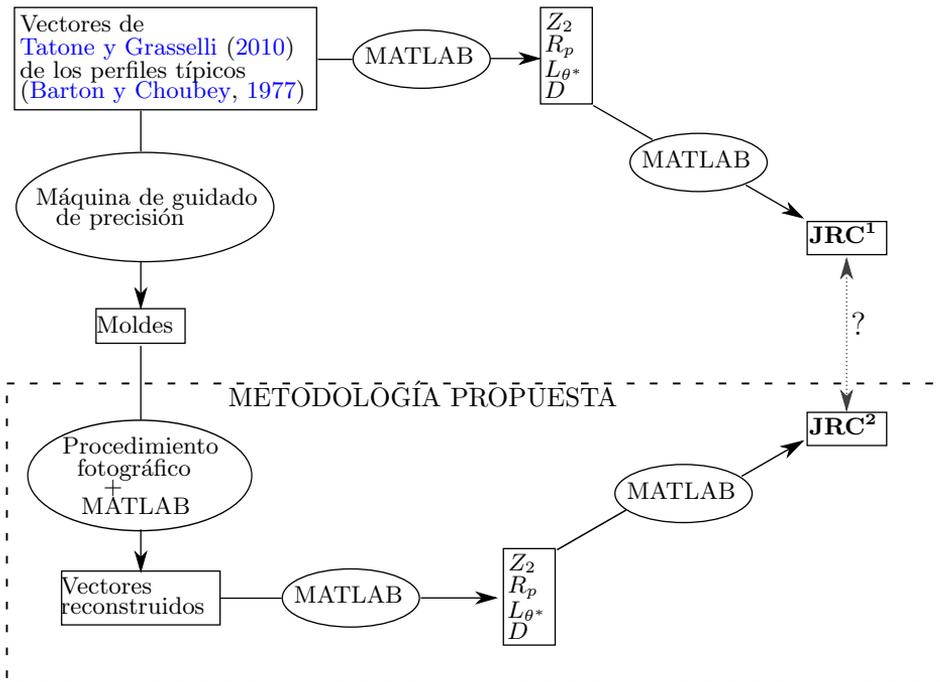


Figura 2.3.2: Proceso de validación de la metodología propuesta

Los vectores elegidos para reconstruir los perfiles típicos de Barton fue la publicada por [Tatone y Grasselli \(2010\)](#). Esos autores digitalizaron los 10 perfiles típicos rotándolos para hacer su recta de regresión horizontal. Para fabricar los moldes se empleó una maquinaria CUTLITE Penta LT 1513 con una precisión de $0,1mm$.

Tabla 2.1: Resultados de la validación

JRC^0	JRC^1				JRC^2			
	Con Z_2 (2.18)	Con R_p (2.23)	Con D (2.25)	Con $\theta_{max}^*/(C+1)$ (2.24)	Con Z_2 (2.18)	Con R_p (2.23)	Con D (2.25)	Con $\theta_{max}^*/(C+1)$ (2.24)
0,4	0,0	1,1	-0,5	0,6	2,7	3,0	-0,1	3,6
2,8	3,8	3,9	0,8	4,2	4,7	4,8	0,8	4,7
5,8	5,0	5,1	2,9	5,5	5,0	5,1	1,1	4,5
6,7	8,8	9,1	4,6	8,9	8,3	8,4	2,2	6,1
9,5	8,7	9,1	5,1	9,2	8,8	9,1	3,9	8,0
10,8	10,7	11,3	4,6	11,2	12,0	12,6	5,5	11,6
12,8	11,7	12,34	8,6	11,5	12,3	12,9	8,9	11,4
14,5	14,3	14,9	8,1	14,6	15,2	15,6	7,7	14,3
16,7	15,7	16,1	14,8	17,0	16,6	16,8	15,0	16,1
18,7	19,3	18,8	15,0	18,3	18,8	18,2	15,5	15,9

Así pues, el proceso de validación comenzó con los perfiles digitalizados de [Tatone y Grasselli \(2010\)](#). Se les aplicaron las ecuaciones 2.5, 2.11, 2.12 y 2.14 para obtener Z_2 , R_p , L_{θ^*} y D respectivamente. Posteriormente se aplicó la ecuación 2.18 para llegar a JRC^1 mediante Z_2 . Igualmente, se llegó a JRC^1 con (2.23) a través de R_p , con (2.24) a través del ratio $(\theta_{max}^*/(C+1))$ y con (2.25) a través de D obtenido por el método del divisor. Exactamente lo mismo se hizo con los perfiles reconstruidos a través de la foto al perfilómetro, aplicando la metodología propuesta. De esta forma se obtuvo igualmente JRC^2 a través de Z_2 , de R_p , de L_{θ^*} y de D .

Los resultados de esta validación se muestran en las figuras 2.3.3 y 2.3.4 y en la tabla 2.1

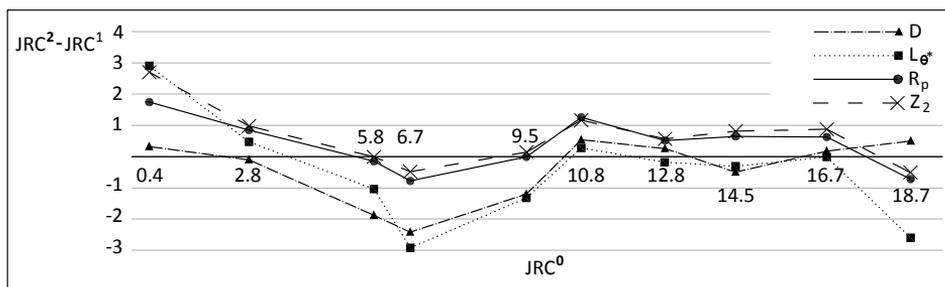


Figura 2.3.3: Resultados de la validación: desviación entre JRC^2 (vector reconstruido) y JRC^1 (vector original) en función de JRC^0 (valores mecánicos de Barton y Choubey (1977))

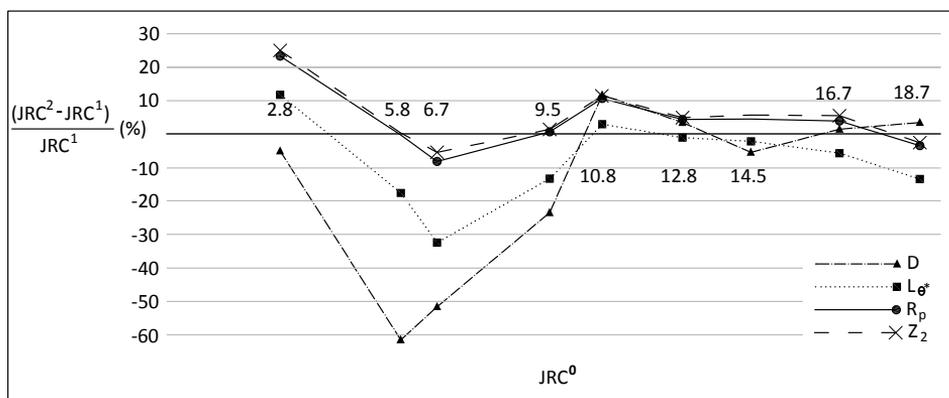


Figura 2.3.4: Resultados de la validación: desviación entre JRC^2 (vector reconstruido) y JRC^1 (vector original) en función de JRC^0 (valores mecánicos de Barton y Choubey (1977)) porcentual para $JRC \geq 2,5$

2.3.3. Aplicación: campaña experimental

2.3.3.1. Complejo Alpujárride

El método propuesto fue aplicado a las discontinuidades aflorantes de cuatro taludes de roca del Complejo Alpujárride en Granada. Se los denominó T1, A1, M1 e I1 (Figura 2.3.5).

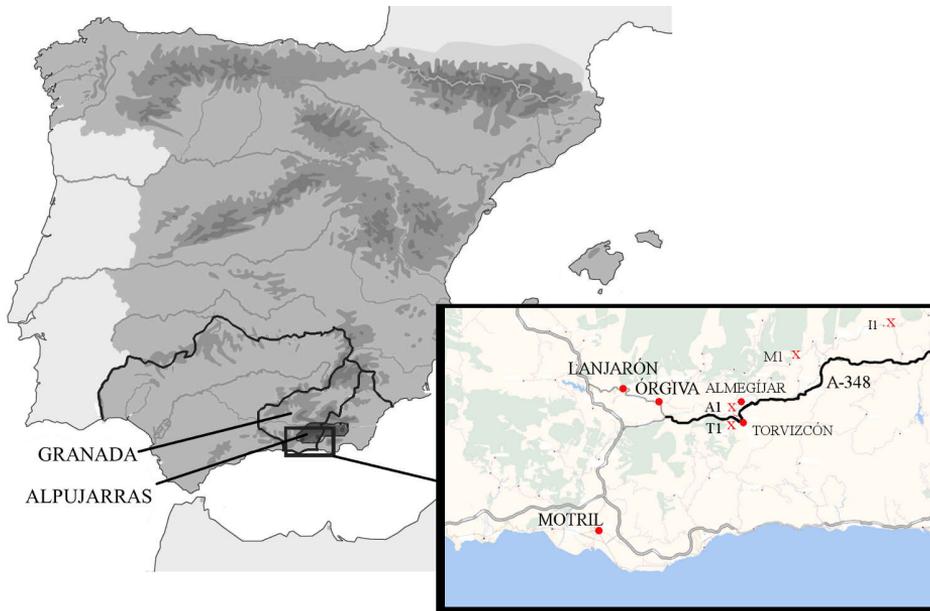


Figura 2.3.5: Ubicación de los taludes muestreados

El talud T1 (Figura 2.3.6) se encuentra cerca de la localidad de Torvizcón (Granada), en su término municipal. Está compuesto por calcoesquistos del Triásico Inferior y del Pérmico Superior. Presentan venas de cuarzo de hasta 4cm de grosor deformadas evidenciando antiguos esfuerzos tectónicos de importancia. Presenta meteorización W3, según la nomenclatura [ISRM \(1978\)](#), incluso ha crecido cierta vegetación arbustiva dispersa. En sus inmediaciones se han producido deslizamientos.

El talud A1 (Figura 2.3.7) se encuentra en la misma unidad geológica que el T1, pero su contenido calizo es superior. Pertenece al término municipal de



Figura 2.3.6: Talud carretero T1, p.k. 33.000 A-348. Manto de Alcázar (Complejo Alpujárride, [Aldaya \(1979\)](#))

Almegíjar y es un talud carretero de la vía GR-413, P.K 3.800.

Los taludes M1 (Figura 2.3.8) e I1 (Figura 2.3.9) pertenecen a la misma unidad geológica, Manto de Cástaras, Complejo Alpujárride, materiales de edad Triásico superior y medio ([Aldaya, 1979](#)). El material del talud M1 es mármol dolomítico, mientras que el del talud I1 es un calcoesquisto de alto contenido calcáreo, similar al A1. El talud M1 es una pared de una antigua cantera situada en el término municipal de Cástaras, mientras que el talud I1 se encuentra junto a la población de Tímar, término municipal de Lobras. Es un talud carretero de la A-7206.

Se aplicó la metodología descrita en el apartado 2.3.1 en cada una de las familias de discontinuidades de cada talud.

La Tabla 2.2 recoge todos los valores obtenidos del talud I1. Cada trío de filas corresponde a 3 mediciones paralelas de la misma superficie.

En la Figura 2.3.10 pueden visualizarse los datos de la Tabla 2.2. Y la Tabla



Figura 2.3.7: Talud carretero A1, p.k. 3.800, GR-413. Manto de Alcázar (Complejo Alpujárride, [Aldaya \(1979\)](#))

2.3 muestra los valores medios para cada familia de discontinuidades siguiendo las ecuaciones 2.17, 2.18, 2.23, 2.24 y 2.25.



Figura 2.3.8: Talud carretero M1. Manto de Cástaras (Complejo Alpujárride, [Aldaya \(1979\)](#))



Figura 2.3.9: Talud carretero II, Manto de Cástaras (Complejo Alpujárride, [Al-
daya \(1979\)](#))

Tabla 2.2: Valores de JRC obtenidos del talud I1 según diversas ecuaciones

Discontinuidad	$JRC(Z_2)$	$JRC(R_p)$	$JRC(Z_2)$	$JRC(L_{\theta^*})$	$JRC(D)$
	2.18	2.23	2.17	2.24	2.25
J_1	14.8	15.4	15.0	13.8	6.0
	16.9	16.9	17.4	14.1	11.1
	13.6	14.2	13.7	12.6	8.3
	26.3	21.3	29.1	16.6	19.6
	24.3	21.2	26.5	18.4	20.0
	27.8	21.2	31.0	16.8	18.9
	14.2	14.8	14.4	13.7	9.3
	13.9	14.5	14.0	13.0	5.1
17.7	17.4	18.4	14.0	12.9	
Media	18.8	17.4	20.0	14.8	12.3
J_2	15.3	15.9	15.7	14.9	10.3
	14.3	14.9	14.5	13.3	9.8
	17.5	17.3	18.1	14.4	13.8
	29.0	22.2	32.7	18.2	19.7
	20.7	19.4	21.9	16.6	15.7
	13.7	14.2	13.8	11.6	10.4
	12.8	12.9	12.3	2.3	5.1
	10.2	10.7	10.1	8.7	4.7
	13.3	13.9	13.4	12.1	7.6
	12.0	12.6	12.0	10.1	9.6
	14.0	14.5	14.2	12.1	10.2
	14.1	14.7	14.3	3.9	9.9
Media	15.5	15.3	16.1	11.5	10.6
J_3	11.9	12.0	11.9	8.7	5.7
	6.0	6.1	6.0	5.4	0.2
	8.8	9.0	8.7	-0.1	4.3
	11.4	11.6	11.4	6.9	5.9
	14.2	14.2	14.4	8.6	7.5
	10.7	10.6	10.6	6.7	5.4
	10.9	11.4	10.8	9.8	5.8
	16.3	16.2	16.8	12.7	14.0
	11.5	12.1	11.5	10.3	8.0
	10.2	10.5	10.1	7.6	3.5
	5.7	5.8	5.7	4.3	0.3
5.4	5.4	5.4	4.3	0.7	
Media	10.3	10.4	10.3	7.1	5.1

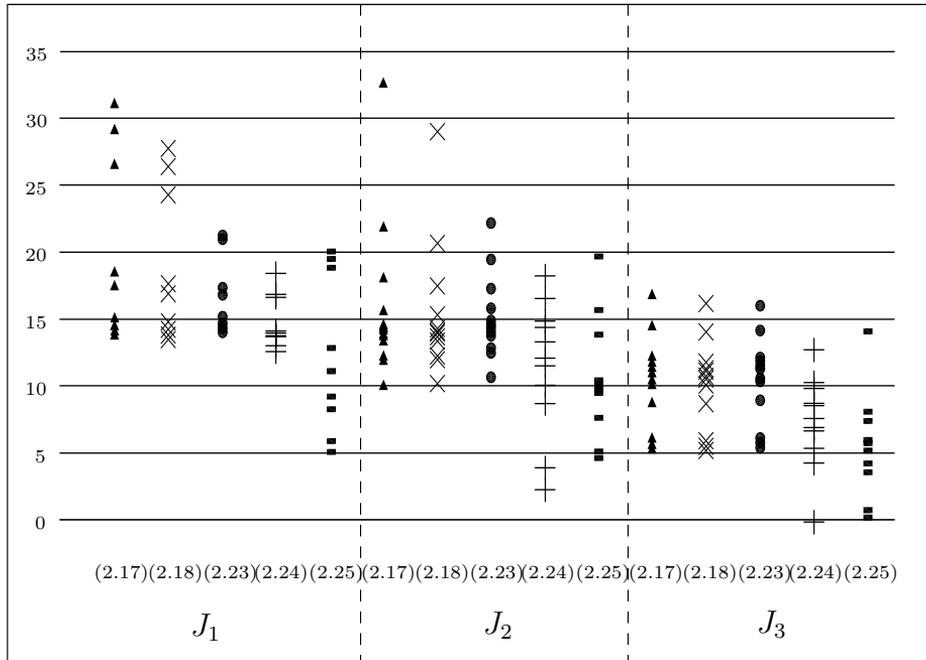


Figura 2.3.10: Valores de JRC expresados en la tabla 2.2

Tabla 2.3: Valores medios de JRC obtenidos en los cuatro taludes

Talud	Familia de discontinuidades	$JRC(Z_2)$ (2.18)	$JRC(R_p)$ (2.23)	$JRC(Z_2)$ (2.17)	$JRC(L_{\theta^*})$ (2.24)	$JRC(D)$ (2.25)
T1	S_0	10.6	10.7	10.7	8.4	4.0
	J_1	10.8	10.6	10.9	7.8	5.3
	J_2	15.0	13.6	16.1	8.9	5.5
A1	J_1	10.2	10.7	10.2	9.0	4.7
	J_2	10.0	10.5	10.0	8.5	6.4
M1	J_1	11.8	11.9	11.9	9.8	6.7
	J_2	17.7	17.1	18.5	14.7	14.4
	J_3	18.4	17.3	19.5	15.2	12.6
I1	J_1	18.8	17.4	20.0	14.8	12.3
	J_2	15.5	15.3	16.1	11.5	10.6
	J_3	10.3	10.4	10.3	7.1	5.1

2.3.3.2. Muestras del escudo cristalino brasileño

Tal y como explica la sección 3.2.2, durante la estancia predoctoral en la *Universidade de São Paulo* (USP) se realizaron ensayos de corte directo a réplicas de una muestra de cuarcita.

La superficie de la muestra de cuarcita, cuadrangular de más de 50cm de lado fue digitalizada a través de 24 líneas de 50cm de longitud empleando el equipamiento desarrollado por [Ribeiro et al. \(2007\)](#), explicado en la sección 2.2, con $\Delta s = 0,5mm$. Asimismo, también se digitalizó una muestra cilíndrica de granito de 10cm de diámetro resultante de un ensayo brasileño mediante tres líneas con $\Delta s = 0,0625mm$.

Para la muestra de cuarcita, el análisis geométrico detallado se muestra en las figuras de 2.3.11 a 2.3.34. Los perfiles pueden observarse en los apartados a) de las figuras de 2.3.11 a 2.3.33. Se calculó *JRC* según las ecuaciones 2.18 y 2.23 para $\Delta s = 1mm$ para cada intervalo de 10cm existente, lo que se muestra en los apartados b) y c) de dichas figuras respectivamente, junto con la media acumulada hasta el punto en cuestión, es por ello que la representación comienza tras los 100mm iniciales. Con ello se muestra el comportamiento de los parámetros Z_2 y R_p en perfiles escalonados en base a las diferencias entre los valores de *JRC* calculados para cada intervalo de 100mm, para el fragmento que va desde el inicio hasta el punto en cuestión, y para el perfil total. En base a la variabilidad de *JRC* en esas gráficas puede verse la dificultad del establecimiento de *JRC* para una superficie de este tipo.

La Figura 2.3.34 muestra asimismo variabilidad de *JRC* entre los distintos perfiles de la misma superficie; incluso siendo estos perfiles de 50cm (apartado a). Los apartados b) y c) son indagaciones en la longitud que debería tener un perfil para dar un valor representativo de *JRC* para un solo perfil.

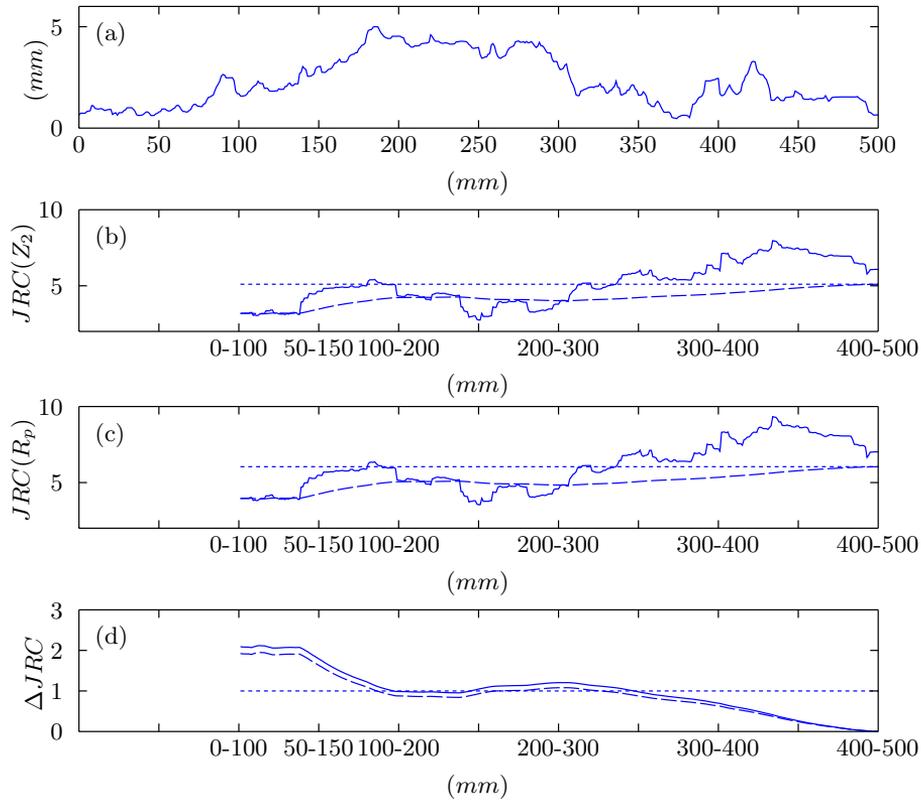


Figura 2.3.11: Perfil 1; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

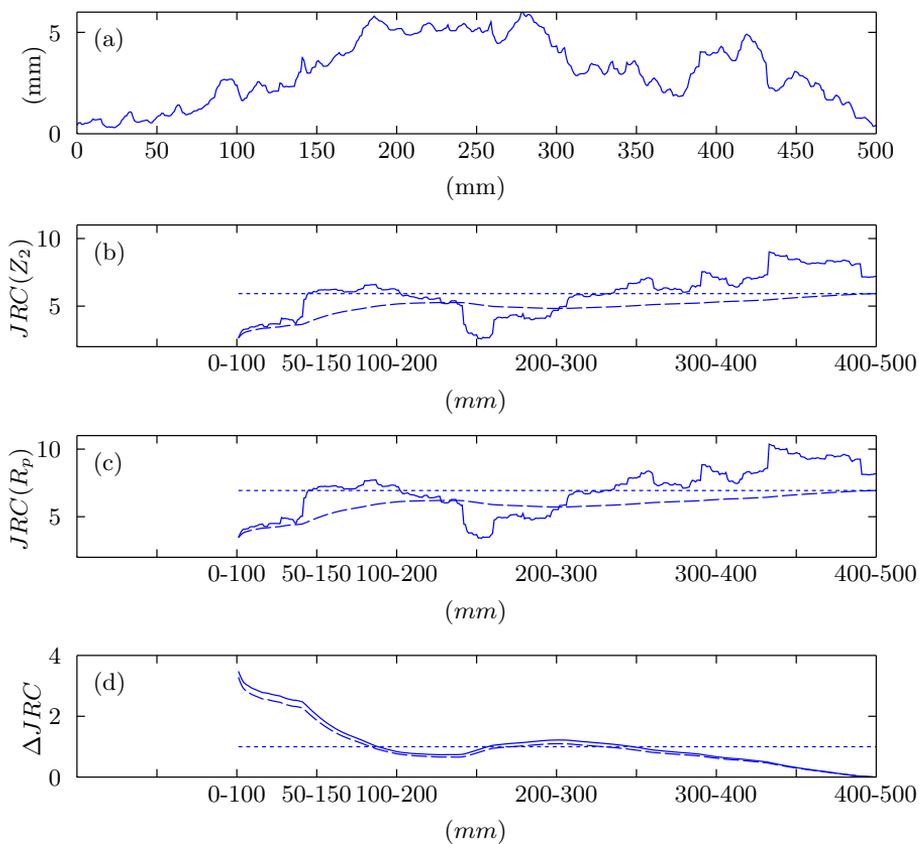


Figura 2.3.12: Perfil 2; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

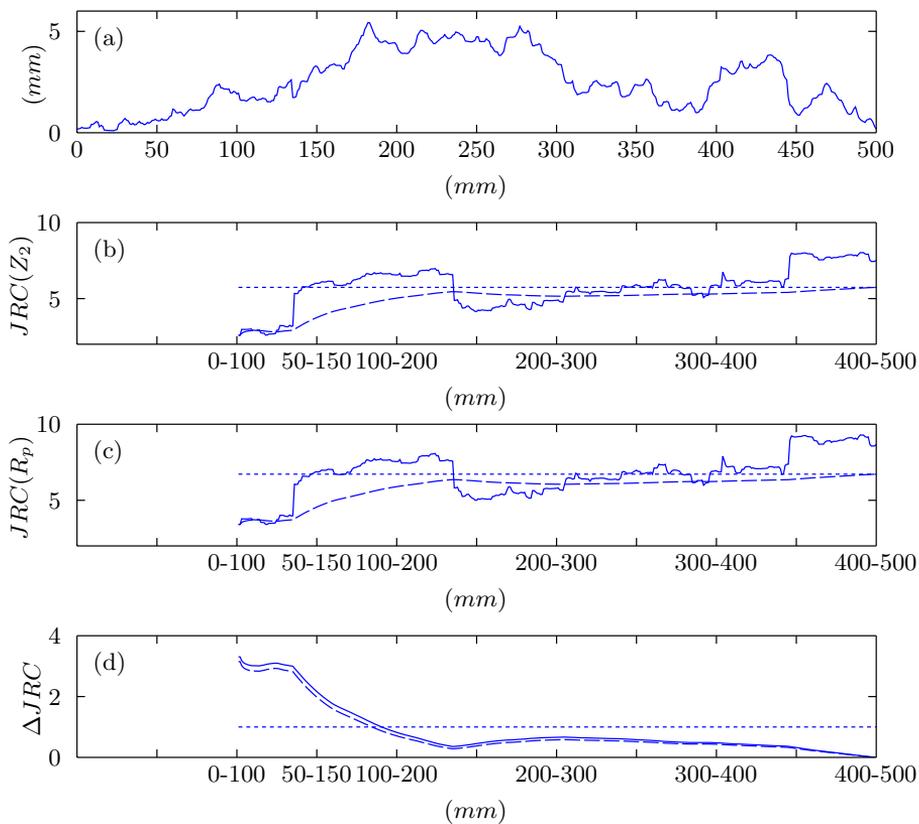


Figura 2.3.13: Perfil 3; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

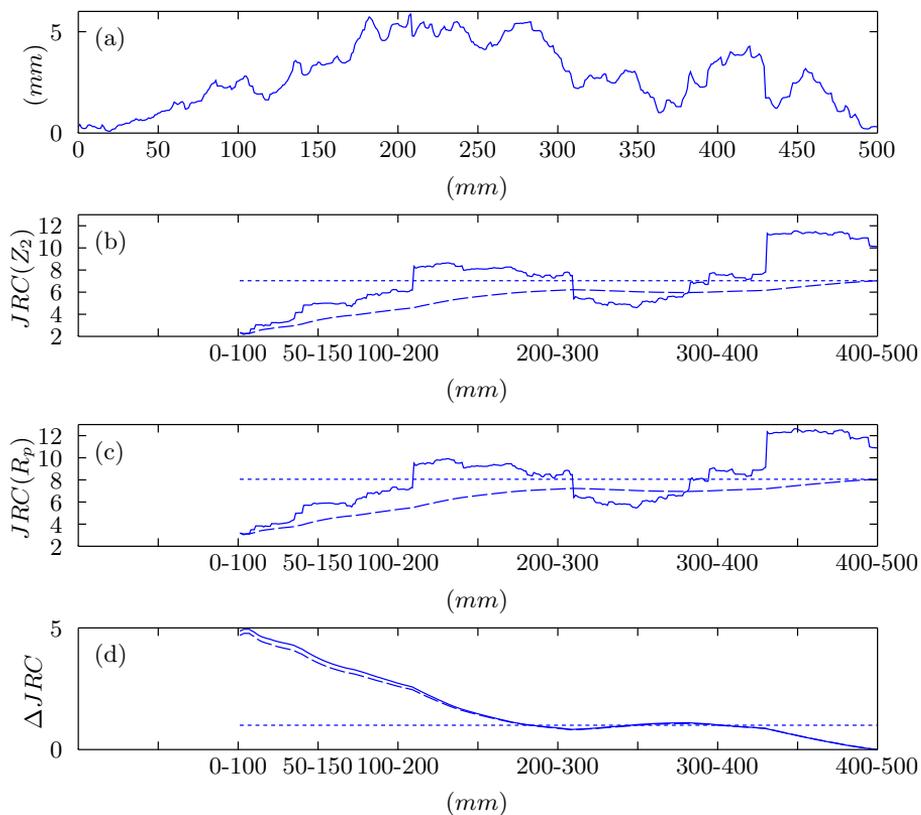


Figura 2.3.14: Perfil 4; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

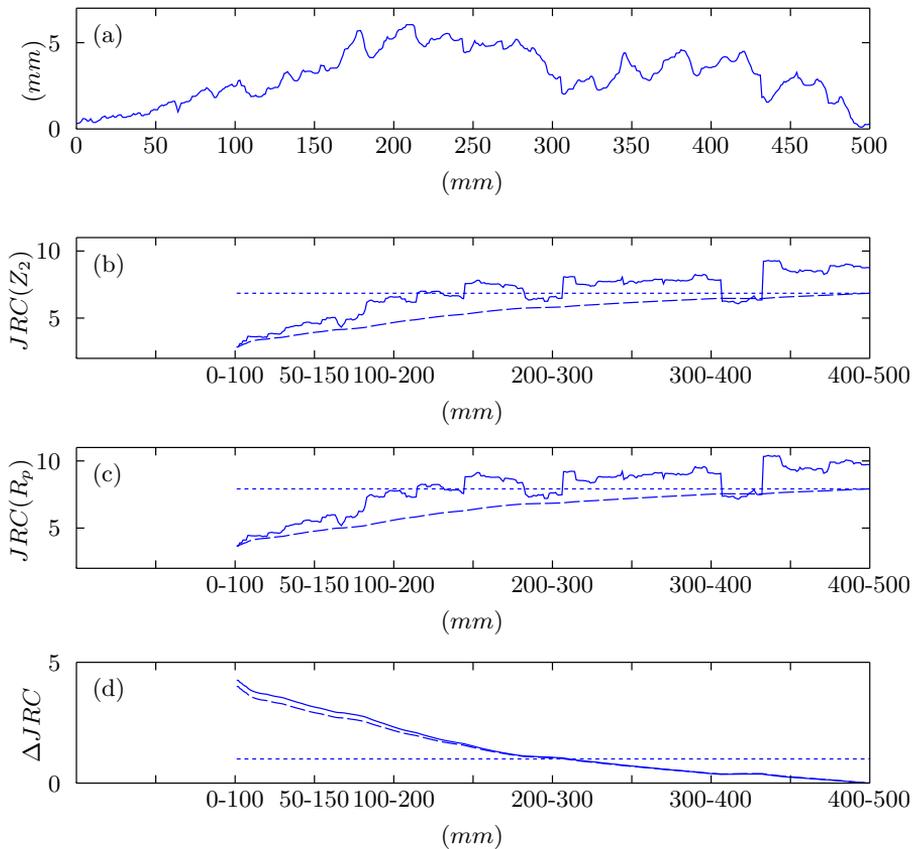


Figura 2.3.15: Perfil 5; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

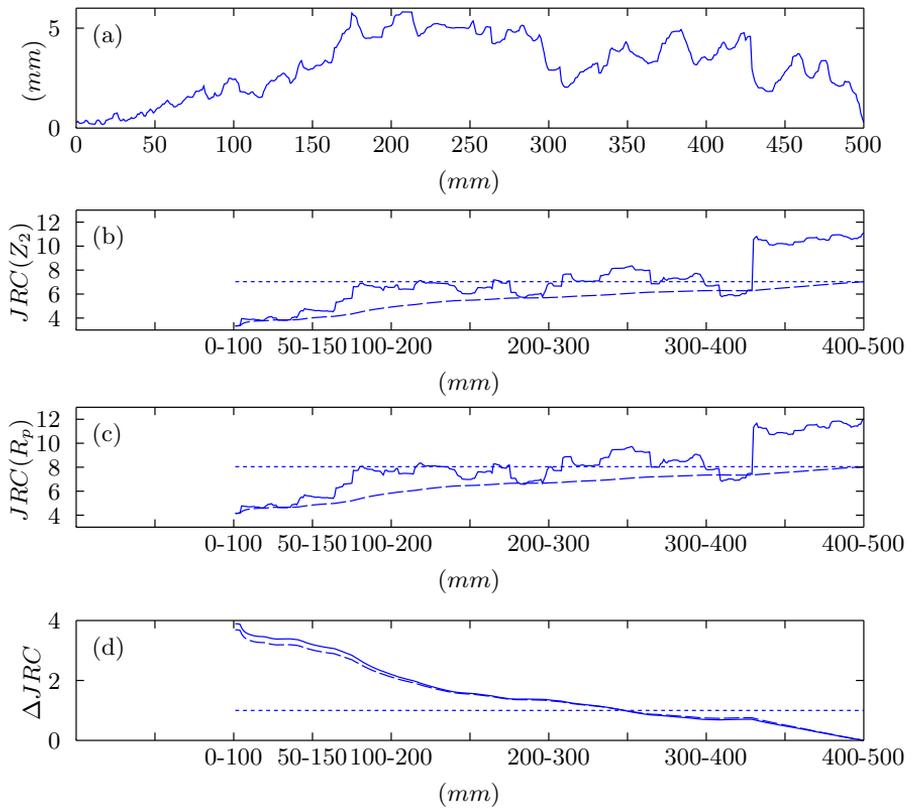


Figura 2.3.16: Perfil 6; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada $100mm$ (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

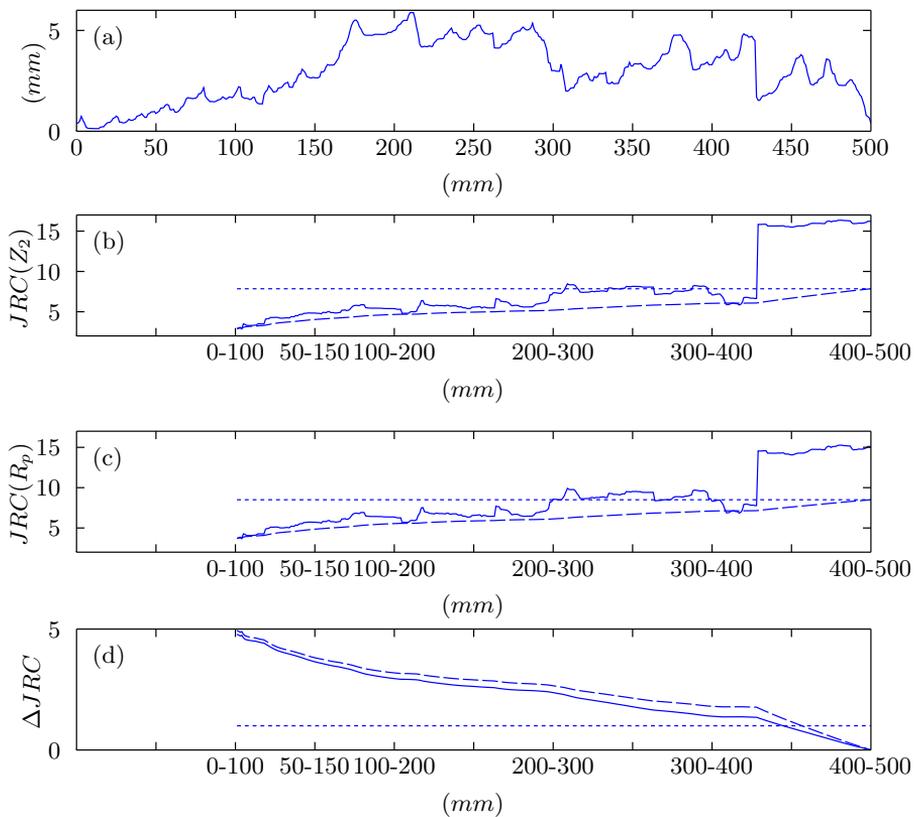


Figura 2.3.17: Perfil 7; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

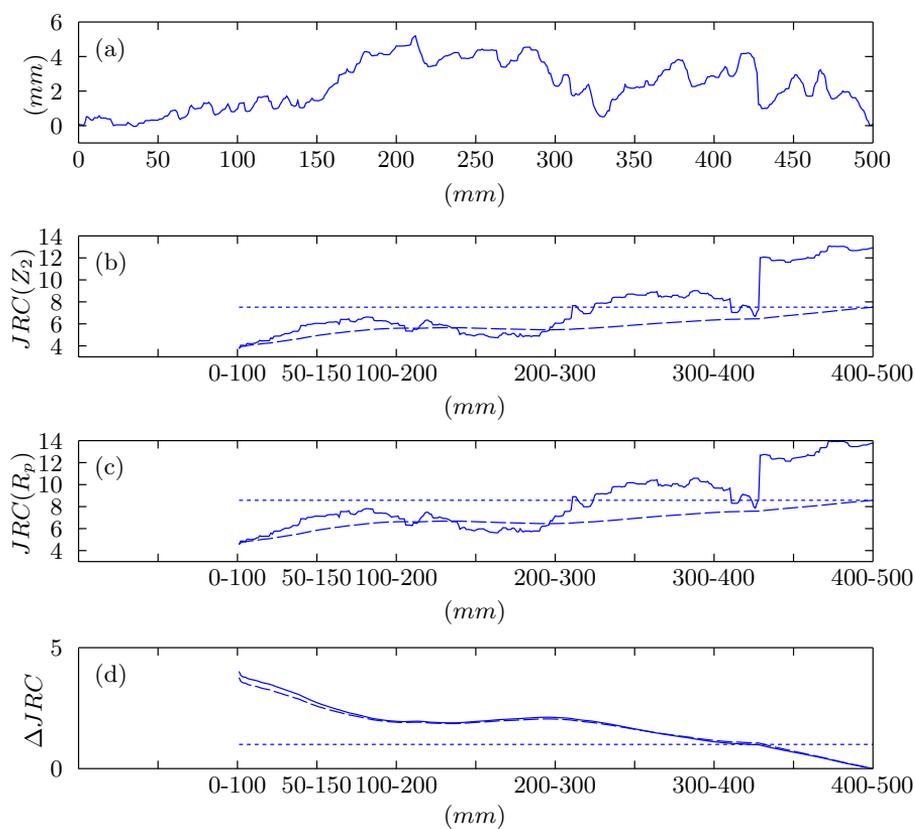


Figura 2.3.18: Perfil 8; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

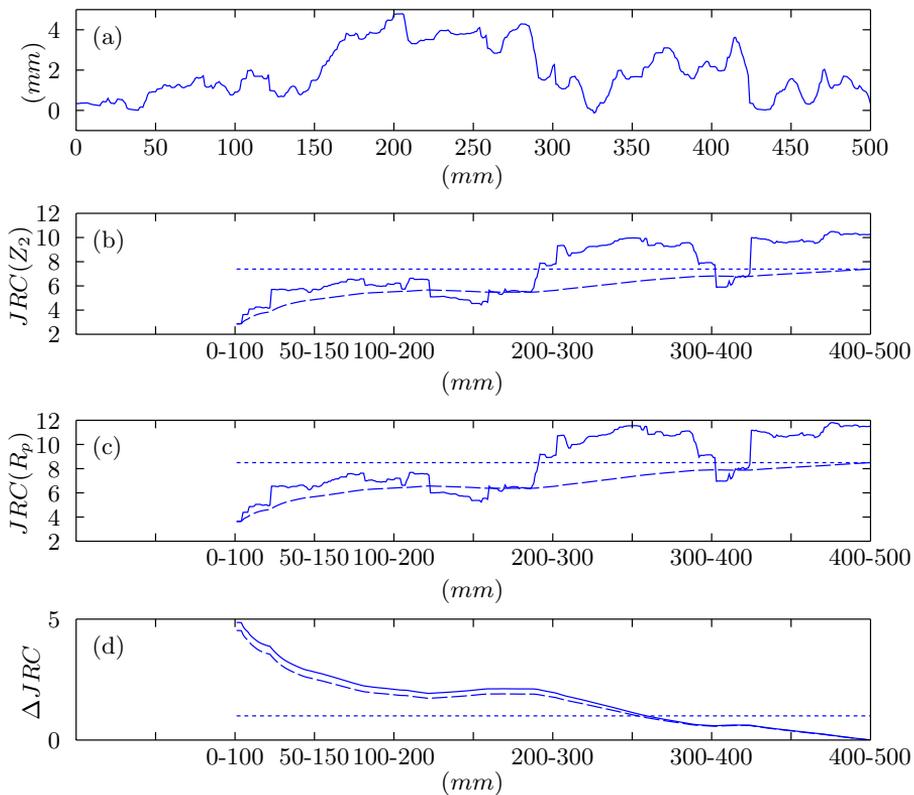


Figura 2.3.19: Perfil 10; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

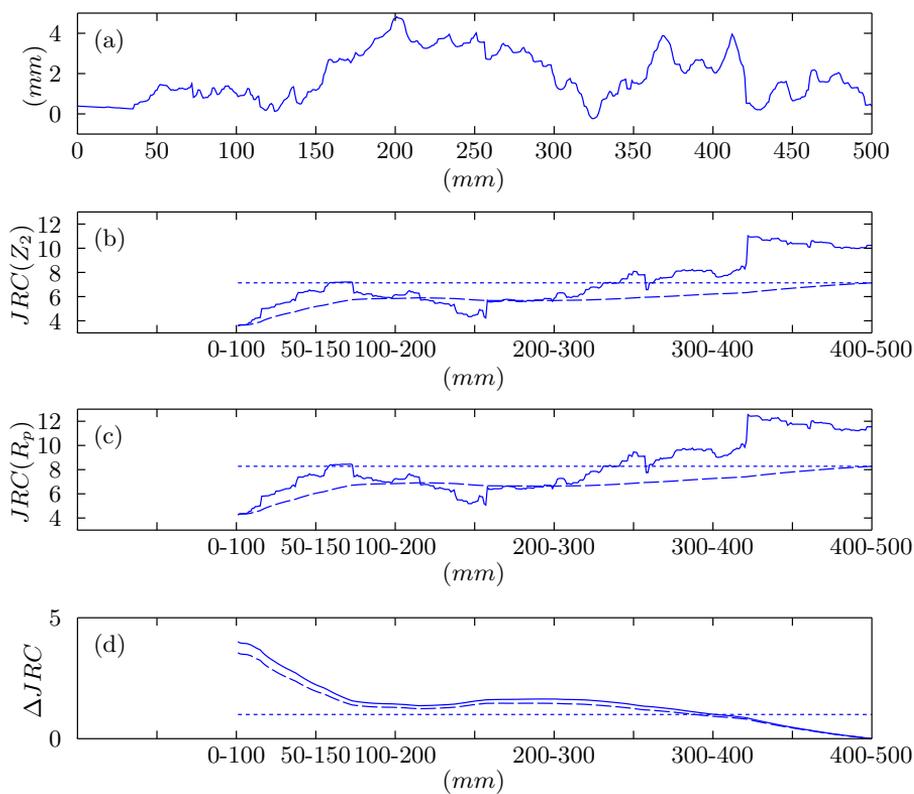


Figura 2.3.20: Perfil 11; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

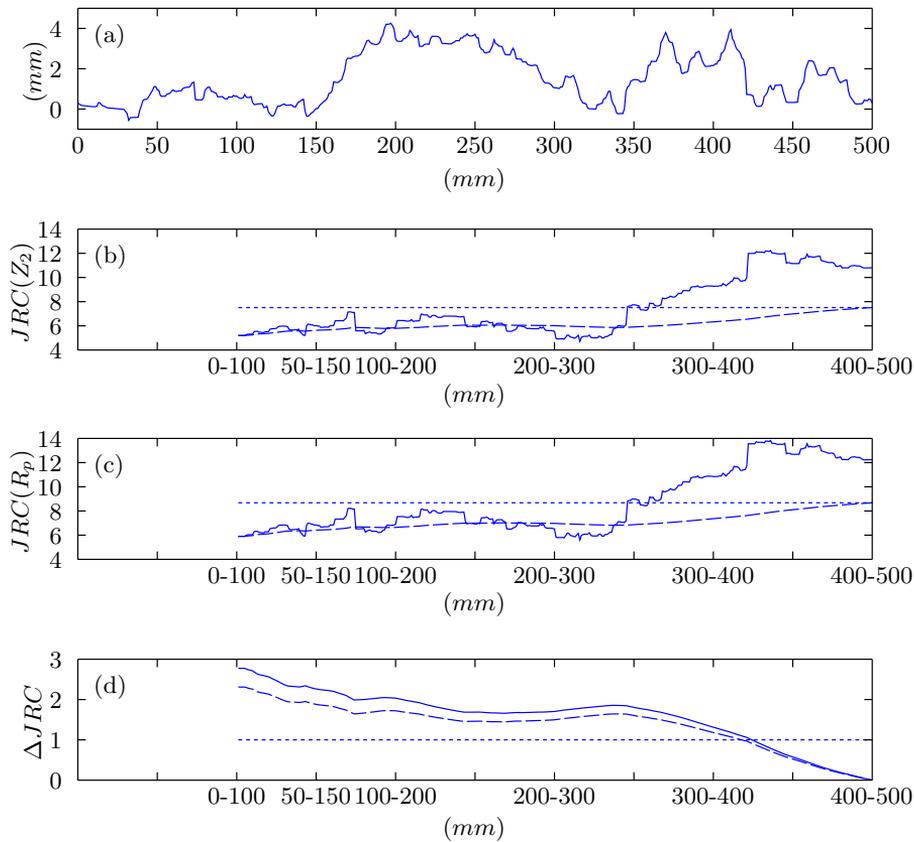


Figura 2.3.21: Perfil 12; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

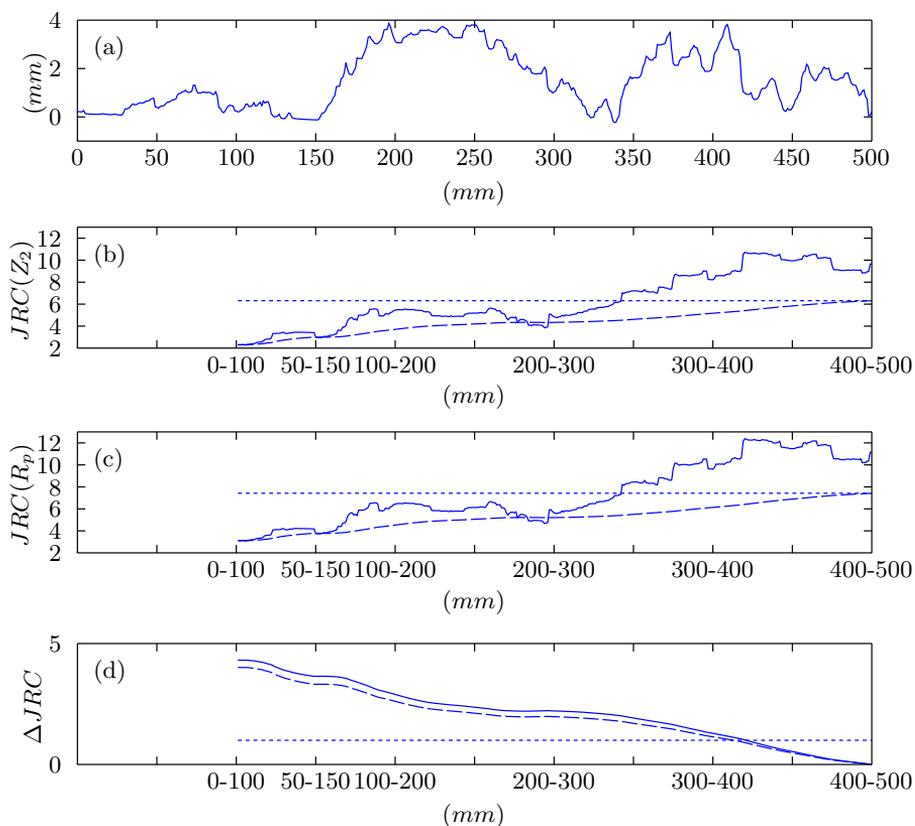


Figura 2.3.22: Perfil 13; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

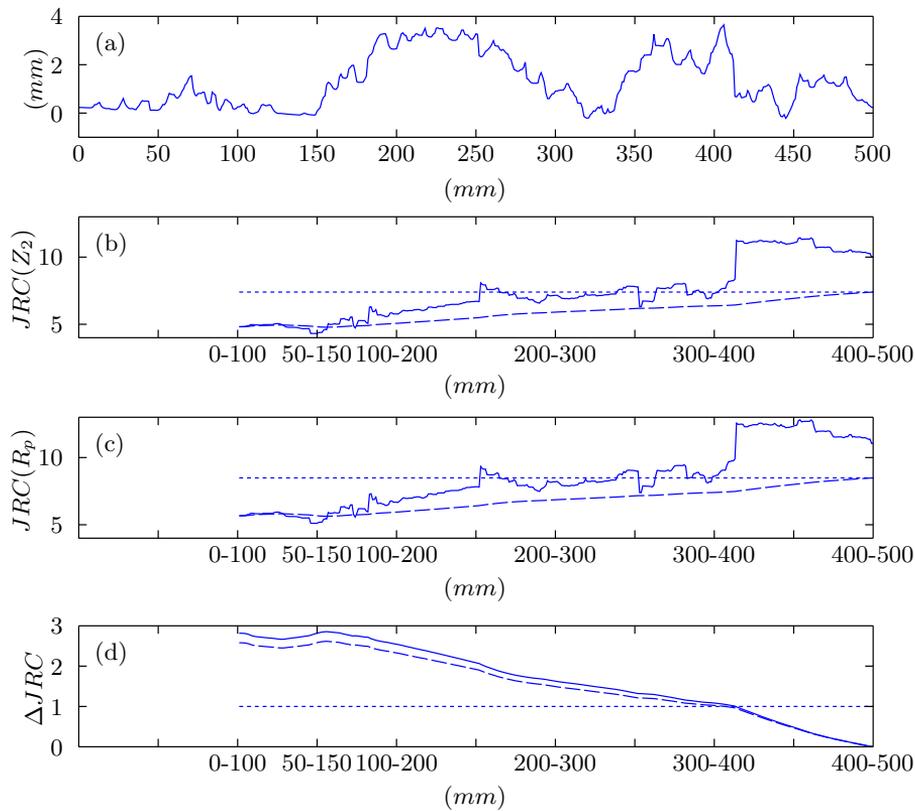


Figura 2.3.23: Perfil 14; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

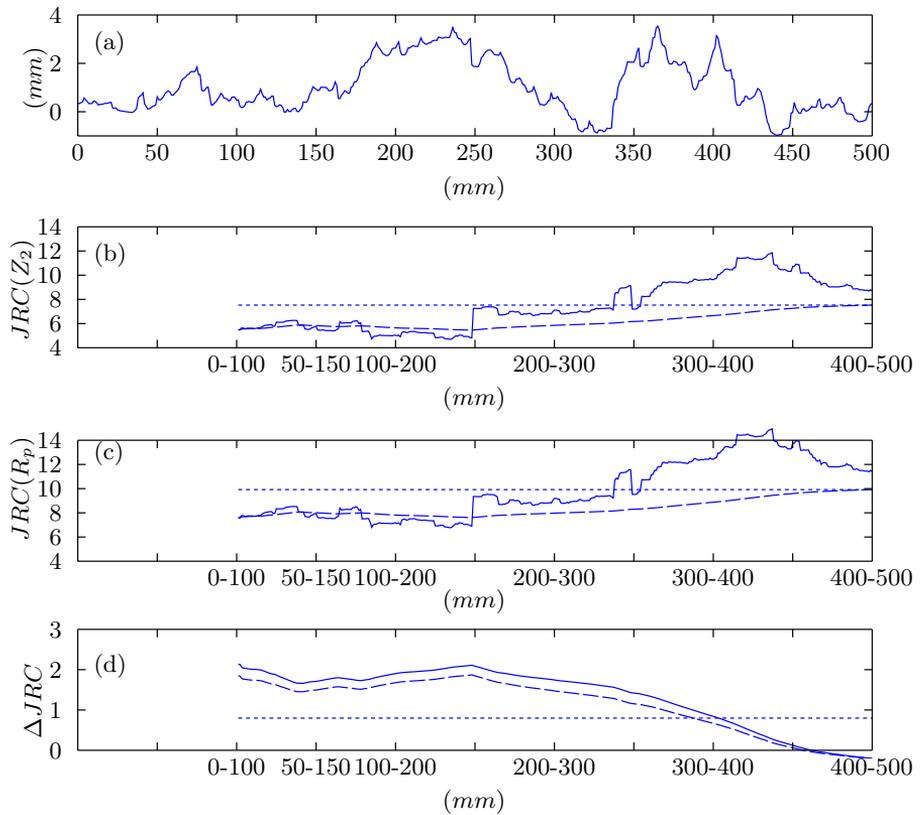


Figura 2.3.24: Perfil 15; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

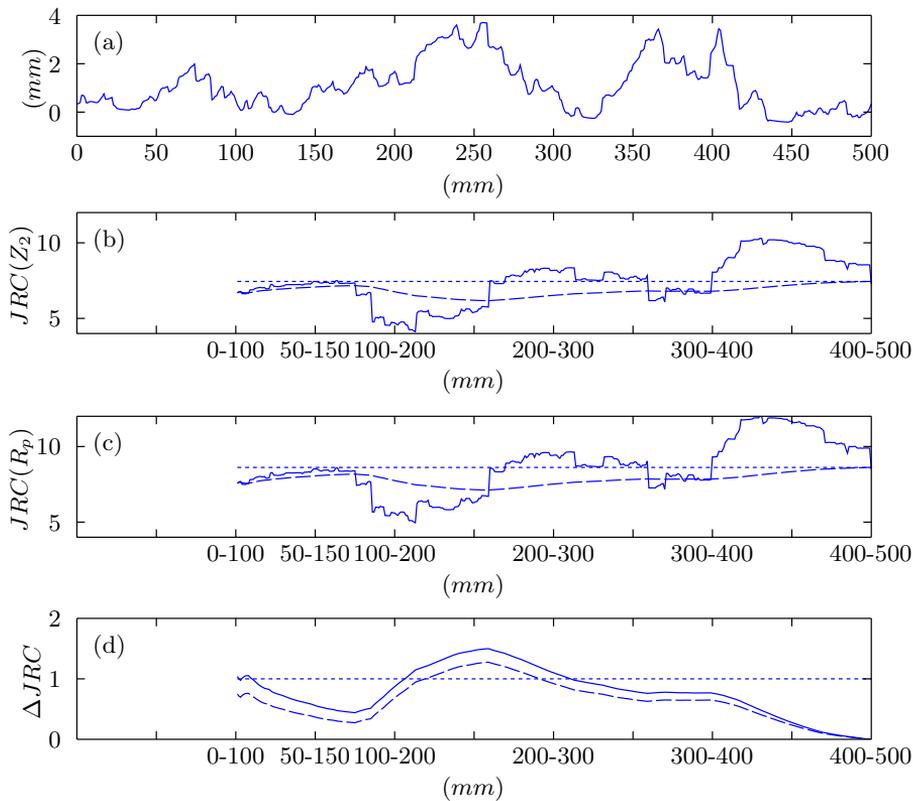


Figura 2.3.25: Perfil 16; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

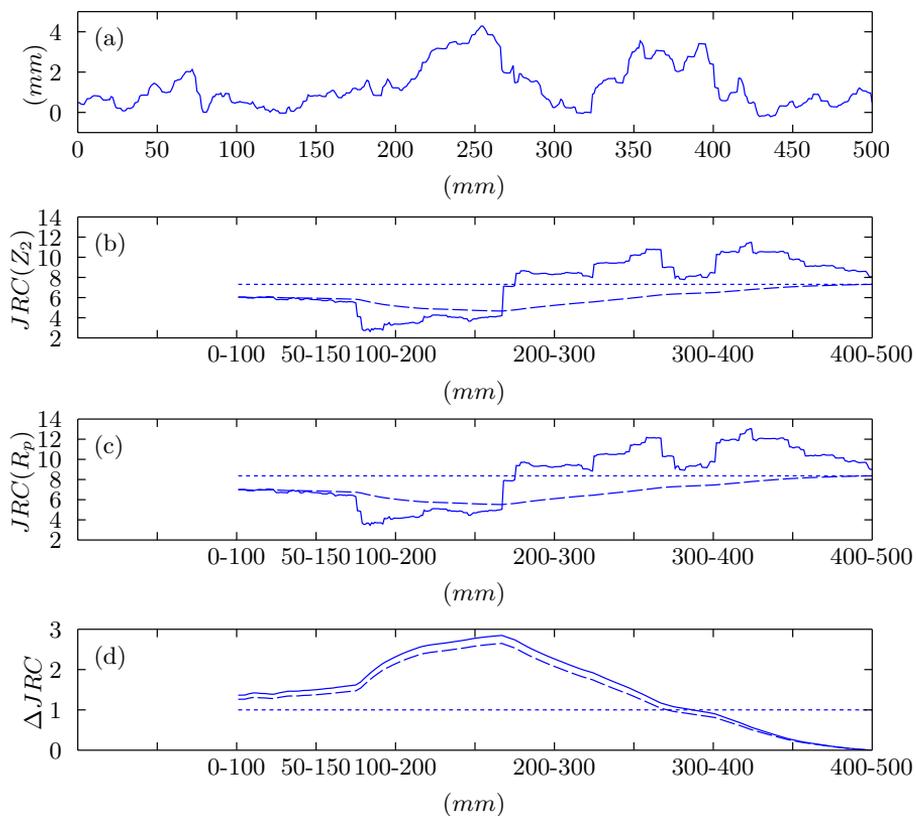


Figura 2.3.26: Perfil 17; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

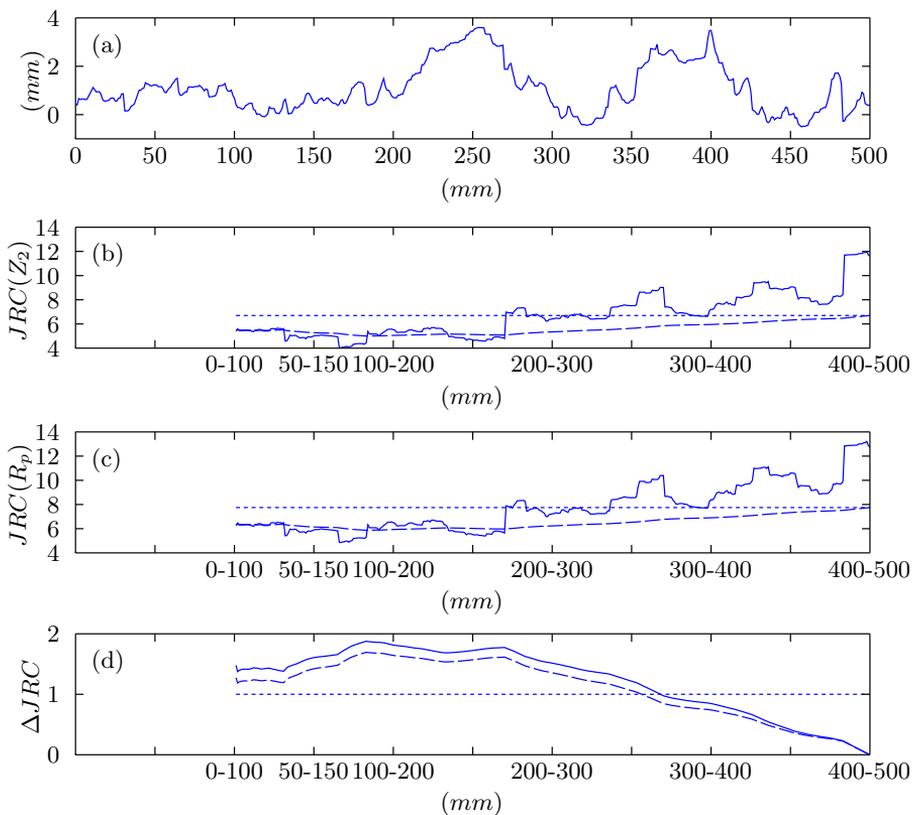


Figura 2.3.27: Perfil 18; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

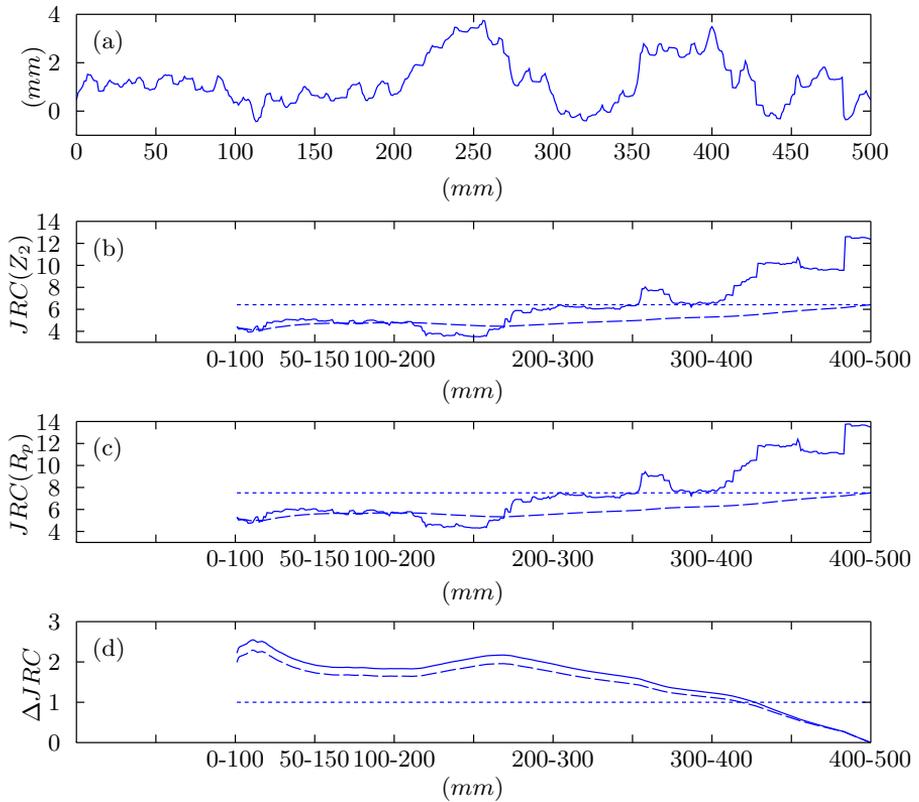


Figura 2.3.28: Perfil 19; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

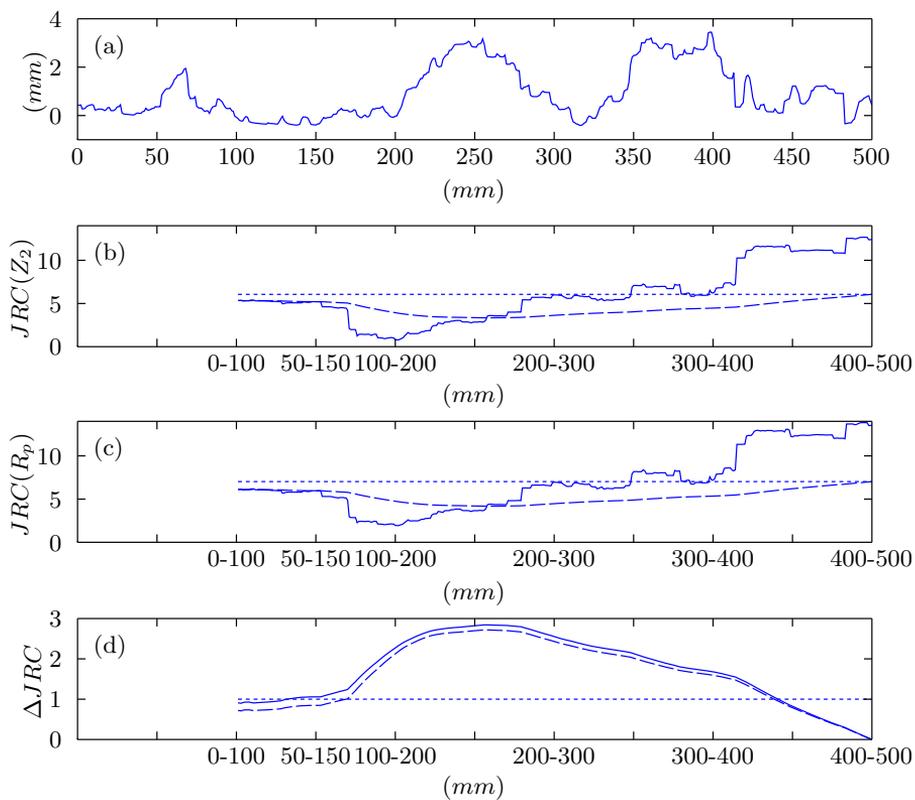


Figura 2.3.29: Perfil 20; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

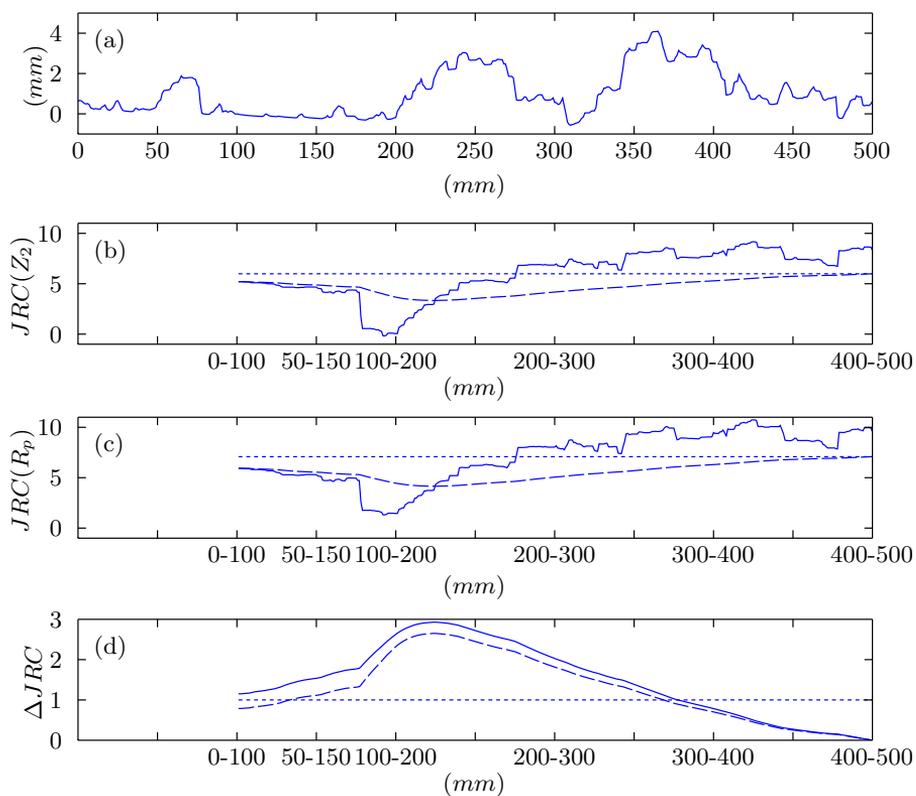


Figura 2.3.30: Perfil 21; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

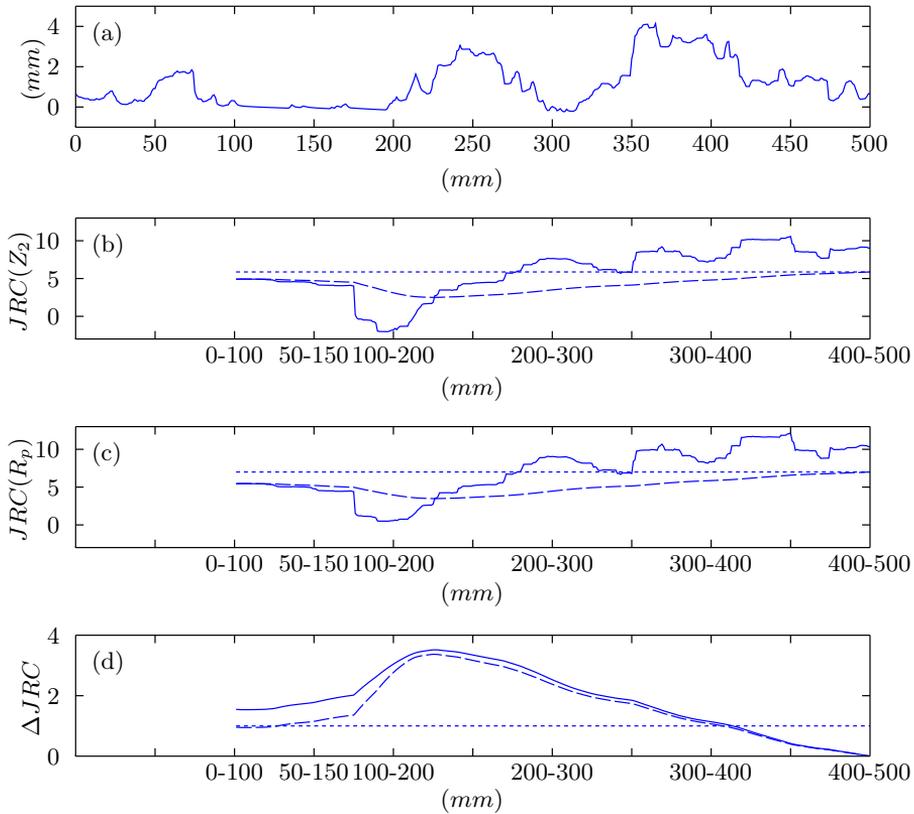


Figura 2.3.31: Perfil 22; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

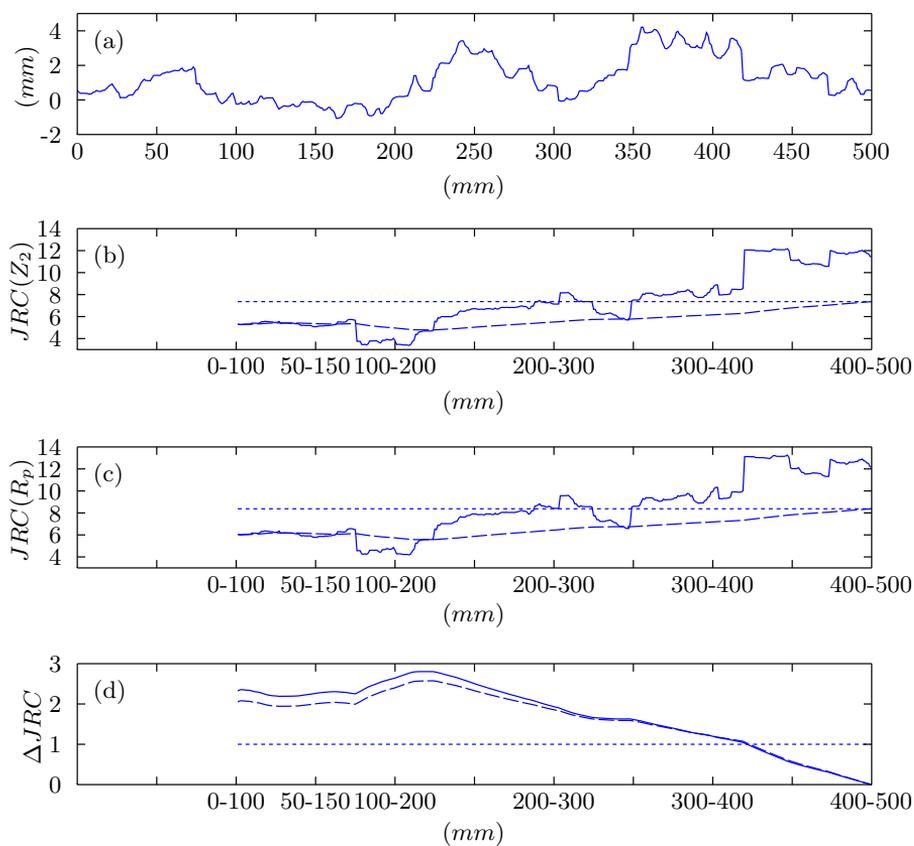


Figura 2.3.32: Perfil 23; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

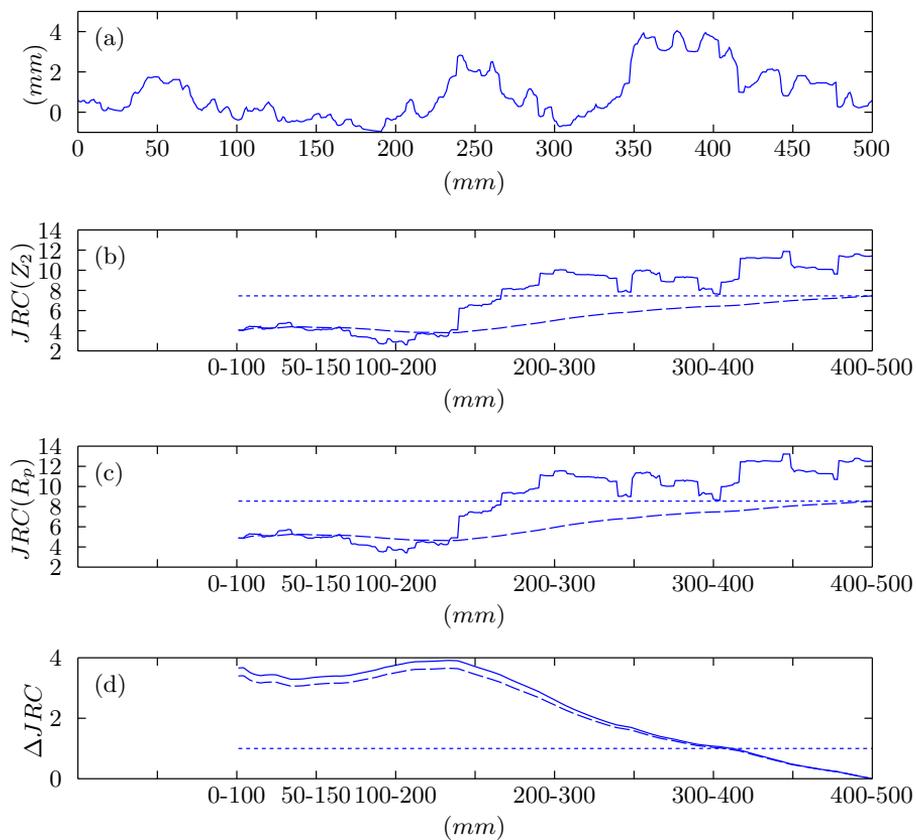


Figura 2.3.33: Perfil 24; a) Perfil de rugosidad, b) $JRC(Z_2)$ (2.18) para cada 100mm (línea continua), la media hasta ese punto (discontinua) y la media global del perfil (punteada) c) Idem con $JRC(R_p)$ (2.23), d) Diferencia entre la JRC global y las medias parciales, según (2.18) (discontinua) y (2.23) (continua)

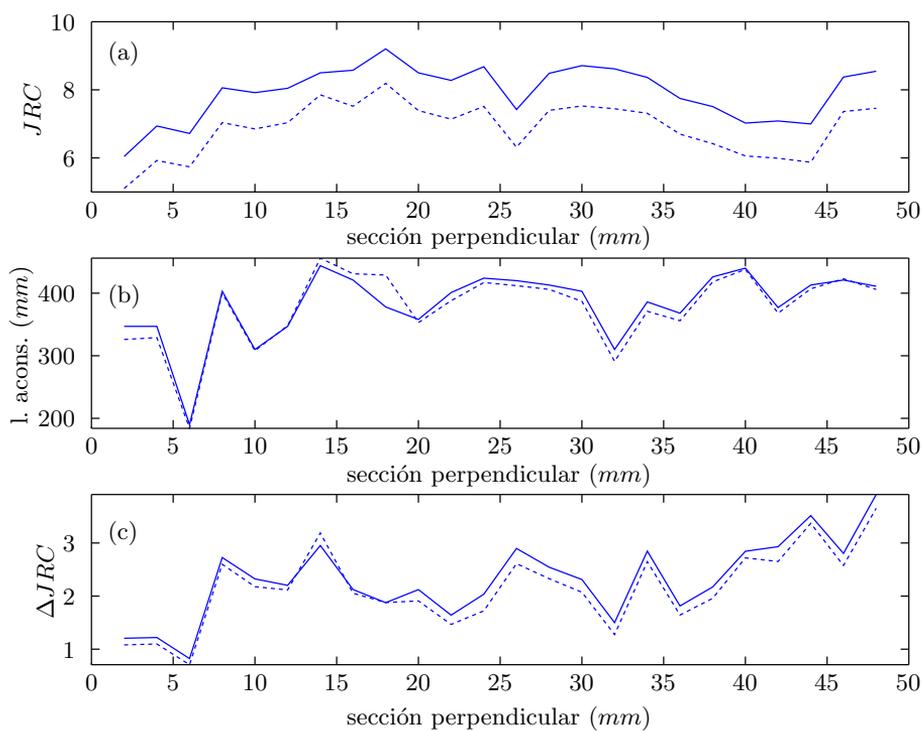


Figura 2.3.34: Valores medios sobre toda la superficie; a) JRC según (2.18) (punteada) y (2.23) (sólida), b) Longitud a ser digitalizada para poder tener una diferencia de JRC menor que 1 con el valor correspondiente a los 50cm c) Diferencia entre la JRC de los primeros 25cm y la del total

Se ha aplicado el método del divisor en ambas muestras para con ello determinar la dimensión fractal D y con ello JRC (2.25). Los resultados del perfil 3 de la muestra de cuarcita se muestran en la Figura 2.3.35. Esta figura muestra $JRC(D)$ calculado para cada intervalo de 512, 256, 128 y 64mm y, en negrita, el valor medio de los fragmentos de una misma longitud. Para poder trabajar con 1024 puntos (potencia de 2) se le añadieron *a posteriori*, computacionalmente, a los 500mm unos 12mm ficticios que son simétricos a los últimos 12mm del fragmento muestreado. Esto puede apreciarse en el final del perfil, mostrado en el apartado a) de la Figura 2.3.35.

El perfil 4 de la muestra de granito, de 91,56mm de longitud se muestra en la Figura 2.3.36 junto con los JRC establecidos según distintos métodos y Δs .

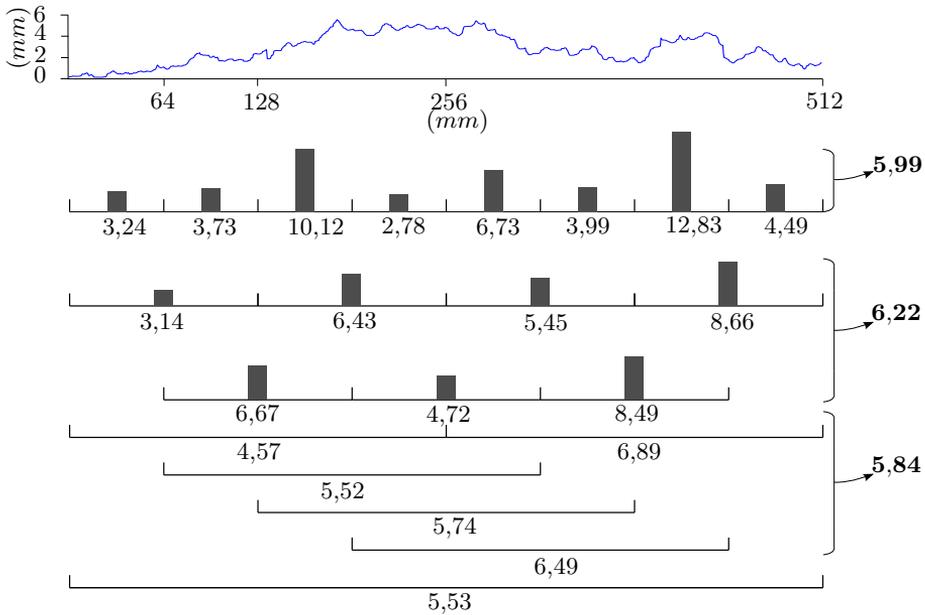


Figura 2.3.35: JRC según el método del divisor (2.25) medido en distintos fragmentos del perfil 3 de la muestra de cuarcita. En negrita se muestran las medias de las mediciones para los fragmentos de 64mm, 128mm y 256mm

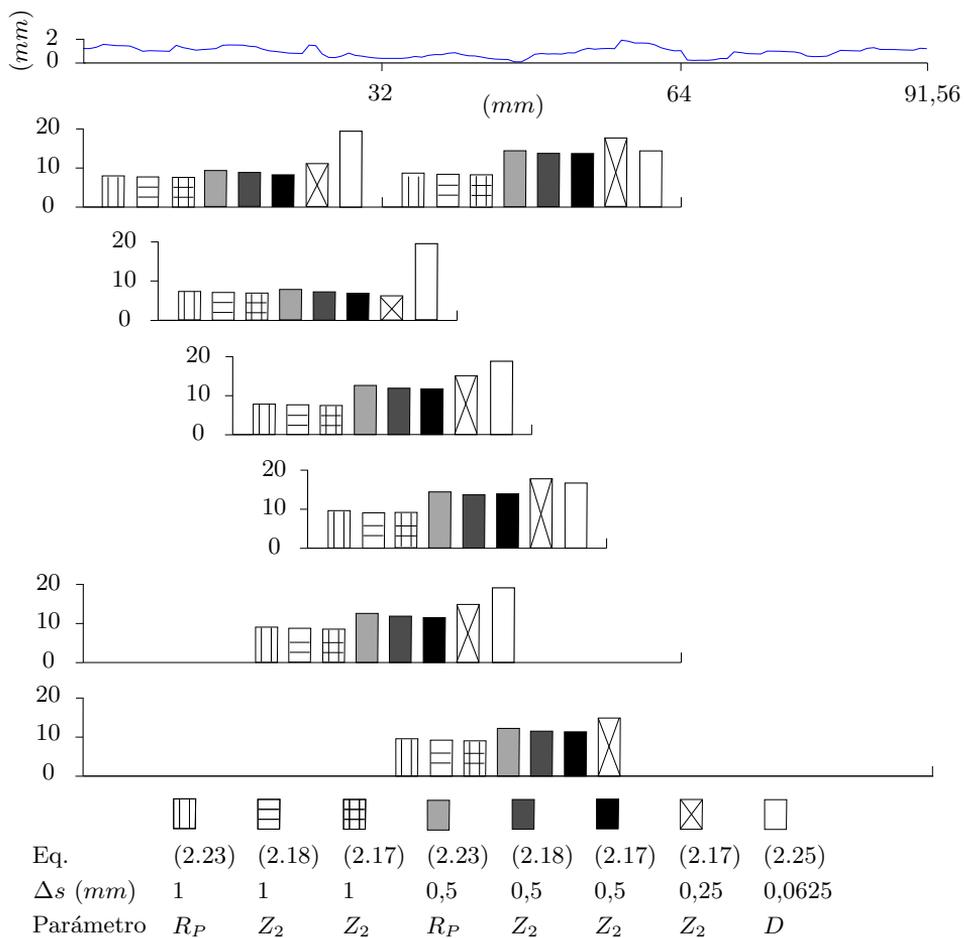


Figura 2.3.36: JRC medido sobre el perfil 4 de la muestra de granito en distintos fragmentos y con distintos parámetros y ecuaciones

2.4. Discusión y conclusiones

La metodología presentada en este capítulo permite una digitalización rápida, económica e *in situ* de perfiles rocosos que permite obtener posteriormente los parámetros de rugosidad que se deseen. La precisión es aceptable para rocas no muy lisas ($JRC > 2,5$); la desviación en el cálculo de JRC está por debajo de 1 punto si se emplean los parámetros Z_2 y R_p para su cálculo con las ecuaciones 2.18 y 2.23 respectivamente (Figura 2.3.3).

Tras una campaña experimental en cuatro taludes rocosos del Complejo Alpujárride, quedó de manifiesto la sencillez y velocidad de la metodología. A esta campaña experimental empleando el método propuesto se le añade la digitalización de dos muestras rocosas del escudo cristalino brasileño, una cuarcita y un granito, empleando otro método de digitalización (Ribeiro et al., 2007) que permite $\Delta s = 0,0625mm$. Con todo ello se mostraron algunas propiedades de la rugosidad natural de las rocas y en la idoneidad de los métodos usados:

Puede observarse la variabilidad de la rugosidad para una misma familia de discontinuidades, y la irregularidad de la propia superficie (Xia et al., 2013). Estos dos hechos señalan limitaciones de las mediciones lineales de rugosidades de superficies (Tatone y Grasselli, 2010).

Se han muestreado perfiles que, en sus $10cm$ de longitud presentan zonas diferenciadas en cuanto a su rugosidad. Eso hace pensar que, si se opta por mediciones lineales, sería más apropiada una longitud de muestreo mayor para conseguir un perfil representativo de la superficie.

En la campaña experimental en el Complejo Alpujárride, entre las ecuaciones estudiadas para obtener JRC a partir de los parámetros estadísticos Z_2 o R_p , la ecuación 2.23 es la que presenta menor dispersión (Figura 2.3.10). El empleo de D a través del método del divisor sobre la cuarcita y el granito de Brasil no muestra mejora significativa en este aspecto.

Los cálculos de JRC mediante la dimensión fractal D a través del método del divisor (2.25) son similares si se realizan sobre el total de un perfil o si se realizan sobre fragmentos de ese total y posteriormente se hace la media de esos valores. Bajando incluso hasta fragmentos de $64mm$ con $\Delta s = 0,5mm$. Esta propiedad de los parámetros de poder estudiar un perfil como suma de fragmentos ya era claro que se cumplía estrictamente con Z_2 , por su propia definición (2.5) y muy aproximadamente con R_p .

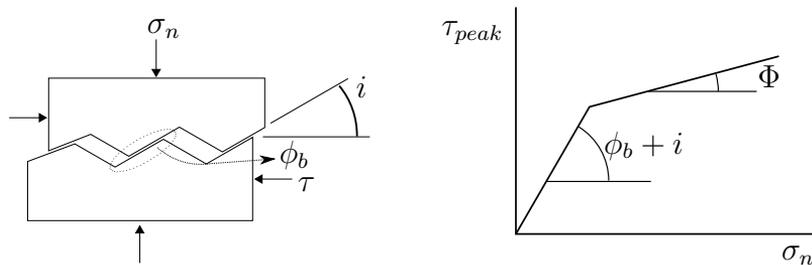
La variabilidad de los parámetros de rugosidad a lo largo del perfil de la cuarcita (figuras de 2.3.11 a 2.3.33 y 2.3.35), escalonado, es muy marcada y muy superior a la del granito (Figura 2.3.36). En la cuarcita, la diferencia entre la JRC de un perfil de $500mm$ y un fragmento de $100mm$ de ese perfil puede ser de 6 a 2. Esto es menos marcado en la muestra de granito.

En un perfil escalonado, el parámetro Z_2 , al ser una media entre inclinaciones, puede verse fuertemente influenciado por un solo intervalo entre dos puntos de muestreo, pudiendo hacer que el valor de JRC varíe en incluso 2 puntos según si el perfil de $10cm$ se toma un punto más a la derecha o a la izquierda y se incluye uno de esos grandes escalones o no. Esto ocurre también, pero más suavemente con R_p , y parece ocurrir bastante menos con D .

Capítulo 3

Resistencia a corte de las discontinuidades rocosas

3.1. Criterios	82
3.1.1. Patton	82
3.1.2. Ladanyi & Archambault	83
3.1.3. Barton	84
3.1.4. Otros	86
3.2. Ensayo de corte directo	87
3.2.1. Procedimiento	87
3.2.2. Campaña experimental	92
3.2.3. Cálculos y discusión	110



(a) Planteamiento de Patton para presión baja, modificado de [Hoek](#) (b) Representación del criterio de Patton, Eq 3.1

Figura 3.1.1: Criterio de Patton

3.1. Criterios

Se muestran a continuación los criterios más relevantes para describir el fenómeno de corte en roca a través de una discontinuidad, importante en la estabilidad de los taludes rocosos.

3.1.1. Patton

[Patton \(1966\)](#) (3.1) (Figura 3.1.1) consideró el cizallamiento en roca, para presiones bajas, como un cabalgamiento de una superficie sobre otra, dividiendo el fenómeno como una superación de la inclinación de los dientes de la roca (i) y de la rugosidad de la propia superficie (ϕ_r) (Figura 3.1.1a). Mientras que para presiones altas, el fenómeno seguiría la ecuación de Mohr-Coulomb.

$$\tau_p = \begin{cases} \sigma_n \tan(\phi_r + i) & \text{para presión baja} \\ c + \sigma_n \tan \Phi & \text{para presión alta} \end{cases} \quad (3.1)$$

3.1.2. Ladanyi & Archambault

Ladanyi y Archambault (1970), eq. 3.2, generalizaron la ecuación de Patton para presiones bajas (3.1) para considerar también el fenómeno de ruptura de los dientes (Figura 3.1.2).

$$\tau_p = \frac{\sigma(1 - a_s)(\dot{v} + \tan \phi) + a_s \tau_r}{1 - (1 - a_s)\dot{v} \tan \phi} \quad (3.2)$$

donde:

a_s es la fracción de la superficie de la junta que es cortada a través de las rugosidades (en la Figura 3.1.2, fracción de superficie marcada con 1). Puede estimarse mediante:

$$a_s = 1 - \left(1 - \frac{\sigma_n}{JCS}\right)^{K_1} \quad (3.3)$$

Donde K_1 puede aproximarse a 1,5

\dot{v} es el valor de la dilatación en la resistencia de pico (desplazamiento normal/ desplazamiento tangencial). Puede estimarse mediante:

$$\dot{v} = \left(1 - \frac{\sigma_n}{JCS}\right)^{K_2} \tan(i) \quad (3.4)$$

Donde K_2 puede aproximarse a 4

τ_r es la resistencia a corte de la matriz sana, que, para los autores Ladanyi y Archambault, está expresada correctamente en la propuesta de Fairhurst (1964):

$$\tau_r = \sigma_c \frac{\sqrt{1+n} - 1}{n} \left(1 + n \frac{\sigma}{\sigma_c}\right)^{1/2} \quad (3.5)$$

Con $n = \sigma_c/\sigma_t$ y $m = (1+n)^{(1/2)}$ siendo σ_t la resistencia a tracción.

Puede comprobarse la equivalencia entre Eq (3.2) y la Eq (3.1) para presiones bajas al considerar $a_s = 0$ y $\dot{v} = i$, al no producirse corte en las paredes de roca. Igualmente, si se considerase un corte absoluto en las paredes de roca ($a_s = 1$) (3.2) nos daría $\tau_{peak} = \tau_r$.

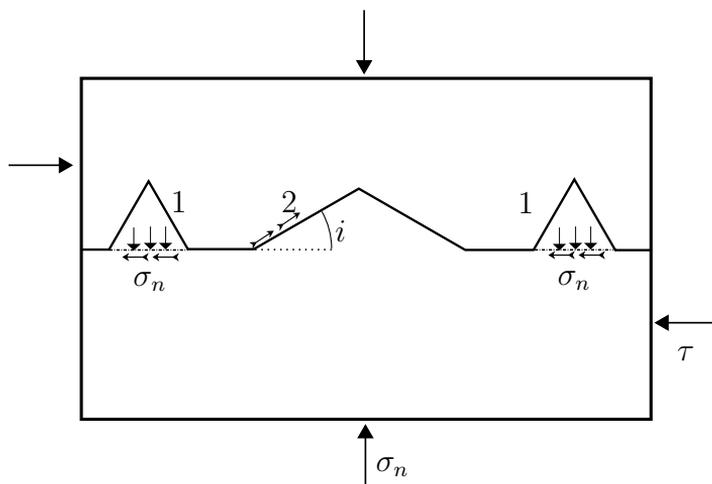


Figura 3.1.2: Planteamiento de Ladanyi, modificado de [Celestino \(1978\)](#), con:

- 1: Irregularidades cortadas
- 2: Irregularidades deslizadas

3.1.3. Barton

[Barton \(1973\)](#)

$$\tau_p = \sigma_n \tan\left(JRC \log_{10} \frac{JCS}{\sigma_n} + \phi_b\right) \quad (3.6)$$

Y posteriormente [Barton y Choubey \(1977\)](#) adecuaron la ecuación para incluir las superficies alteradas:

$$\tau_p = \sigma_n \tan\left(JRC \log_{10} \frac{JCS}{\sigma_n} + \phi_r\right) \quad (3.7)$$

Se trata de una correlación empírica similar a 3.1 pero intentando reflejar de forma más explícita los factores que influyen en el fenómeno. Así pues, en (3.7) aparece *JRC*: *joint roughness coefficient*, un parámetro que pretende recoger la influencia de la geometría de las paredes en contacto en el fenómeno de cortante.

También aparece la relación entre JCS y σ_n , aunque con menos influencia al estar dentro de un logaritmo en base 10, que refleja que cuando las paredes pueden ceder ante la presión, una pared precisa cabalgar menos sobre la opuesta, mientras que si las paredes son muy resistentes, se necesitará mayor dilatación y con ello mayor τ para conseguir el movimiento; planteamiento similar al de la ecuación 3.2. Finalmente, aparece ϕ_r , un ángulo de fricción residual, de gran influencia en τ_p pero fácil de estimar, y poco variable para un mismo tipo de roca (Barton y Choubey, 1977).

El procedimiento aconsejado para estimar ϕ_p ; el ángulo de resistencia pico, $\arctan \frac{\tau_p}{\sigma_n}$ (Barton y Choubey, 1977), consiste en obtener ϕ_b de tablas en función del tipo de roca, y ϕ_r a partir de ϕ_b . Para correlacionar ϕ_r con ϕ_b , Barton y Choubey (1977) mejoraron el criterio de Richards, L.R (de un trabajo no publicado de 1974) proponiendo, en función del rebote del esclerómetro (sección 4.2) en la superficie alterada, r , y la cortada, seca y sana, R :

$$\phi_r = \phi_b - 20^\circ + 20 \frac{r}{R} \quad (3.8)$$

JCS puede conocerse mediante el rebote leído del esclerómetro (sección 4.2), o bien mediante el ensayo de compresión simple, (UCS). En el caso de paredes limpias, secas e inalteradas $JCS = \sigma_c$. La última incógnita sería JRC , a la que puede llegarse, preferiblemente, mediante un ensayo de corte directo y substituyendo los valores de σ_n aplicada y τ_p obtenida en el ensayo.

No obstante, una ventaja de este criterio es su flexibilidad, puesto que si no se dispone de datos de un ensayo de corte directo, podría realizarse otro ensayo más simple; el *tilt test* (sección 4.3). O, análogamente, mediante un *push test* o un *pull test*. Más aún, directamente en campo, sin necesidad de ningún ensayo, JRC puede estimarse visualmente tal y como explica la sección 2.1.1, en el capítulo 2.

Considerando el criterio de Barton un avance en el de Patton, podríamos definir i (Tse y Cruden, 1979; Dight y Chiu, 1981; Maerz et al., 1990):

$$i = JRC \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) \quad (3.9)$$

A esta ecuación se llega igualando la ecuación de Barton (3.7) a la de Patton

(3.1), (el de [Maerz et al. \(1990\)](#) es el único de los tres trabajos anteriores que hace referencia a ello). Esta ecuación nos presenta el parámetro i como función de JRC , de σ_n y de JCS . Mientras que: la influencia de σ_n debería ser nula y la de JCS prácticamente también. Sea como fuere, ambos términos se encuentran en un logaritmo y se le da protagonismo a JRC . Incluso, [Dight y Chiu \(1981\)](#) igualan JRC a i_0 , y [Maerz et al. \(1990\)](#) igualan también JRC a i cuando $\frac{JCS}{\sigma_n} = 10$.

3.1.4. Otros

Pero, previo a todos estos criterios existía otro más sencillo. Se trata del criterio de **Bowden y Tabor**:

$$\tau = \mu_s \sigma_n \quad (3.10)$$

En la ecuación no se definen diversos ángulos de rozamiento, tal que la tangente de alguna combinación de ellos sea la pendiente de la recta que representa la relación $\tau - \sigma$, sino que directamente se define μ_s como *sliding friction coefficient*.

Si bien este criterio era genérico para la resistencia de materiales, también era empleado en mecánica de rocas ([Jackson y Dunn, 1974](#); [LaFountain y Dunn, 1975](#)).

Por otro lado, acudiendo a una formulación matemática más compleja, podemos citar a [Kulatilake et al. \(1995\)](#) que proponen la ecuación 3.11, de aplicación para $\sigma_n < 0,4UCS$. Este autor critica el parámetro JRC como parámetro de rugosidad al no poder reflejar la *no-estacionalidad* de la rugosidad, y lo elimina de su criterio:

$$\tau_p = \sigma_n \tan(\phi_b + aSRP^c (\log(\frac{JCS}{\sigma_n}))^d + I) \quad (3.11)$$

Con SRP : *stationary roughness parameter*, que puede tomar 4 formas diferentes. I (ángulo de inclinación media) equivale al i de [Patton \(1966\)](#) (Figura 3.1.1a) y pretende capturar la *no-estacionalidad*. Mientras que los parámetros c , a y algunos de los necesarios para obtener SRP requieren de un análisis de regresión sobre datos obtenidos de ensayos de corte.

Este criterio parametriza de un modo mucho más fiel la rugosidad de la superficie rocosa y predice mejor que los anteriores el valor de τ_p , de hecho, [Kulatilake et al. \(1995\)](#) sugieren un factor de seguridad de tan solo 1,5 para aplicarlo. No obstante, está poco extendido dada su mayor complejidad y menor flexibilidad en el cálculo debido a la necesidad de realizar ensayos de corte.

3.2. Ensayo de corte directo

En este ensayo, tanto de laboratorio como de campo, se pretende reproducir a escala el fenómeno de deslizamiento de una superficie rocosa sobre otra, fenómeno desencadenante de la inmensa mayoría de los deslizamientos en taludes de roca.

No obstante [Hoek \(1981\)](#) lo critica (la versión de laboratorio al menos) al considerar que en un deslizamiento, el plano de rotura no se circunscribe a una discontinuidad sino que involucra a varias.

Sea como fuere, es un ensayo muy interesante para estudiar la estabilidad de un talud, así como otras para aplicaciones como túneles o presas ([ASTM D-5607](#)), al estar ensayando directamente la resistencia a corte de una discontinuidad rocosa. No obstante no existe normativa española para este ensayo. Puede encontrarse en la norma estadounidense ([ASTM D-5607](#)) o en las recomendaciones de la ISRM ([Ulusay, 2007](#)).

3.2.1. Procedimiento

La ejecución del ensayo requiere una muestra de roca con una discontinuidad, que es lo que va a ensayarse, previamente abierta, o extremadamente débil.

En el ensayo de laboratorio las dos mitades de roca separadas por dicha discontinuidad se encapsulan en células mediante un mortero de cemento aluminoso, u otro material que sufra poca retracción como la escayola.

Tras el endurecimiento del mortero se emplearán dos dispositivos de carga; uno para la carga normal y otro para la cizallante.

Antes de empezar el ensayo se debe consolidar la muestra manteniendo σ_n y observar cómo los desplazamientos en esa dirección se estabilizan.

Un ensayo manteniendo $\sigma_n = cte$ (*constant normal load*, CNL) es lo más indicado para taludes, donde la presión existente en la discontinuidad depende del peso del bloque superior, movilizad, que no variará durante el desplazamiento. No obstante, en otras circunstancias como en una obra subterránea, la presión normal a la superficie podría no ser constante y aumentar conforme se inicie el movimiento. Esto ocurriría dado que el inicio del desplazamiento paralelo a la discontinuidad (u) supone un desencaje de las paredes, lo que provocará una abertura (v) entre éstas, y, si este movimiento del bloque desplazado en perpendicular a la discontinuidad se ve condicionado ante el encaje con otro bloque, σ_n aumentará. En este caso hablaremos de condiciones de *rigidez constante* (*constant normal stiffness*, CNS) si se permite la dilatación pero con ésta se aumenta σ_n de manera directamente proporcional (Jiang et al., 2004; Barla et al., 2010; Mirzaghobanali et al., 2013), o incluso de *dilatación impedida* si se aumenta σ_n lo necesario para que $v = 0$, lo cual es un ensayo poco común.

De todos modos, todos los criterios notables de resistencia de las discontinuidades frente a cortante parten de la hipótesis de σ_n constante (*cte*). De forma que, incluso en el proyecto de una obra subterránea, podría realizarse el ensayo CNL, en vez de CNS para poder aplicar más fácilmente la formulación habitual que describe el fenómeno y así obtener los parámetros habituales de rugosidad. Además, las diferencias de comportamiento entre CNL y CNS aparecen fundamentalmente después de haber alcanzado τ_p , dado que antes la dilatación no es muy importante (Grasselli, 2001).

Así pues, una vez completado un proceso de consolidación, se comenzará a aplicar e ir aumentando τ hasta llegar a τ_p , tras lo cual el pistón que aplica la carga de corte se relajará solo, disminuyendo así τ . Si el desplazamiento de este pistón está servocontrolado, su velocidad no debería imponerse mayor a $0,1mm/min$ (ISRM, 1978), en cualquier caso al menos deben haberse tomado 10 lecturas de (τ, u) antes de haber llegado al pico (ASTM D-5607). Tras el pico, la velocidad puede aumentarse incluso por encima de $1mm/min$. Si no se dispone, pues, de un sistema automatizado de adquisición de datos, deben tomarse a mano conforme transcurre en ensayo las mediciones de τ , u , y v . Los desplazamientos verticales deberían medirse en al menos 3 puntos para así conocer los posibles giros del bloque superior (Figura 3.2.1).

Tras haber alcanzado τ_{res} (o bien, haber agotado el recorrido de la máqui-

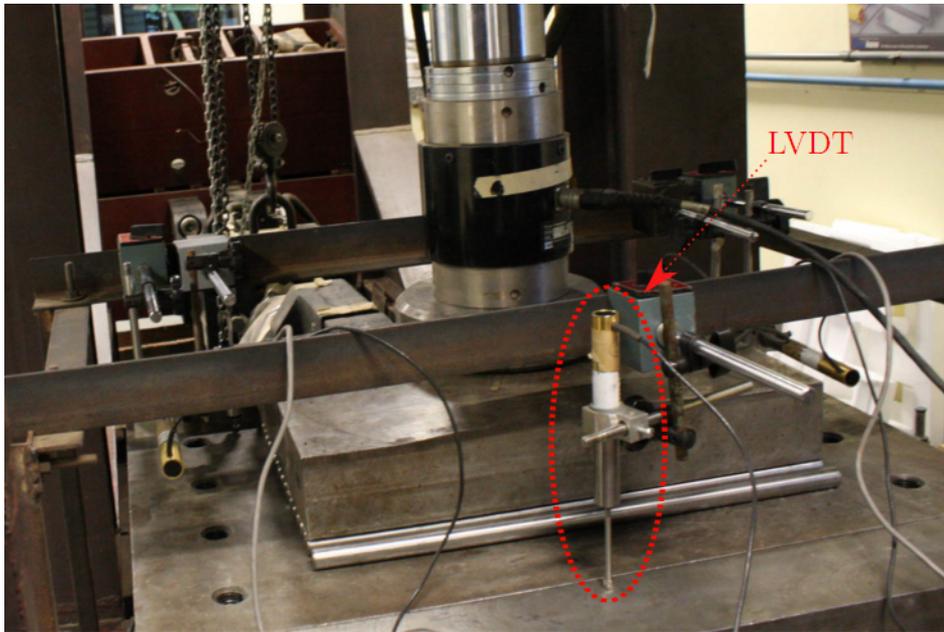


Figura 3.2.1: Dispositivo para monitorizar desplazamientos verticales montado en un espécimen ensayado en el presente trabajo

na) puede invertirse τ para continuar el ensayo en sentido contrario, pudiendo llegarse hasta el extremo opuesto y tras esto repetir la operación (Figura 3.2.2). Esta inversión de τ puede ser interesante para estudiar fenómenos como sismos y la aplicación cíclica de cargas en algunas obras de estabilización de taludes o subterráneas en las que se aplique una carga estabilizadora tras un desplazamiento consecuencia de un descalce por una excavación (Celestino, 1978). También puede ser necesaria esta inversión si tras agotar el recorrido de la máquina en la primera aplicación de τ no se ha llegado (o se sospecha no haber llegado) a τ_{res} .

Para caracterizar correctamente una discontinuidad, deben realizarse varios ensayos, cada uno con una σ_n , a ser posible al menos 5. El rango habitual de σ_n para taludes es de 0,1 a 1MPa, llegando a 3MPa para otros estudios.

Deben representarse las gráficas $\tau - u$ (Figura 3.2.2) y $\tau - v$ para cada ensayo. De estas gráficas se deducirán τ_p , τ_{res} y la dilatancia. Y con el conjunto de ensayos se realizarán las gráficas $\tau_p - \sigma_n$ y $\tau_{res} - \sigma_n$ de las que se deducirán parámetros intrínsecos de la rugosidad de la discontinuidad.

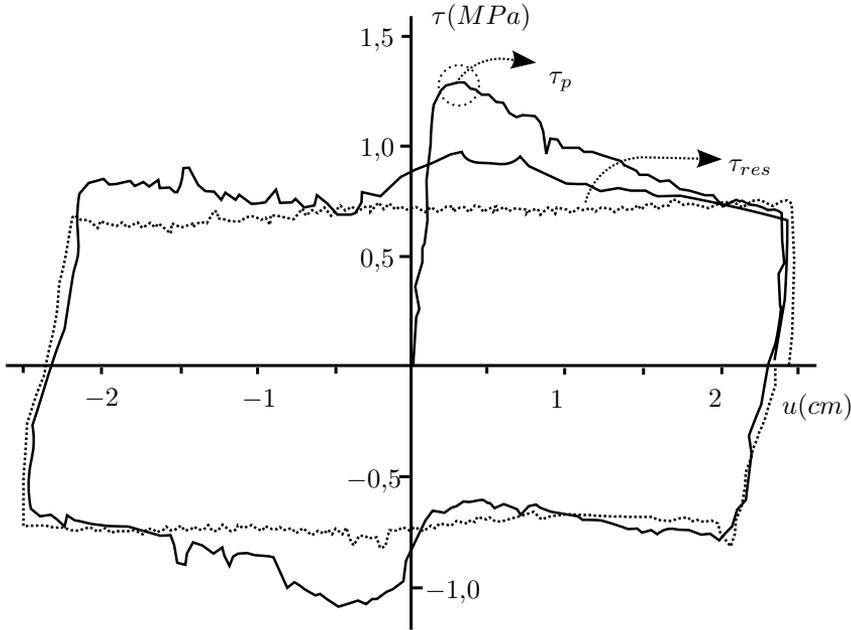


Figura 3.2.2: Gráfica de un ensayo (Celestino, 1978) con $\sigma_n = 1,03 MPa$ sobre réplicas de roca hechas en mortero con $JCS = \sigma_c = 40 MPa$, $\phi_b \simeq 31,5^\circ$ y dimensiones $\simeq 420 mm$ (de longitud) $\times 270 mm$ (ancho, perpendicular al desplazamiento)

Las distintas muestras, o parejas de muestras, deben pertenecer a la misma discontinuidad. Y cuanto mayor sea la irregularidad de la rugosidad de la discontinuidad, mayor tiene que ser la superficie a ensayar para conseguir una muestra representativa y evitar así un sesgo excesivo por factor de escala.

Los ensayos de corte directo pueden hacerse sobre roca directamente, opción clásica, o sobre réplicas. La ventaja de ensayar roca natural es obvia, no obstante, es imposible encontrar en la naturaleza dos fragmentos de discontinuidad con exactamente la misma geometría (Xia et al., 2013). Es por ello que los ensayos sobre réplicas son muy comunes (Celestino, 1978; Huang et al., 1993; Grasselli, 2001; Cottrell et al., 2010; Xia et al., 2013).

Ensayar sobre réplicas permite un estudio más exhaustivo de la relación entre

los parámetros geométricos de la discontinuidad y su comportamiento a cortante. Además, si sólo se dispone de una cara de la discontinuidad es la única manera de realizar el ensayo.



Figura 3.2.3: Dispositivos desmontados del equipo de corte

El equipo más habitual para realizar el ensayo de laboratorio es el estandarizado por [Hoek y Bray \(1977\)](#) (Figura 3.2.3). Este equipo permite ensayar muestras de hasta aproximadamente 11cm de longitud, lo que supone una limitación si la rugosidad se presenta muy irregular. Los equipos actuales de grandes dimensiones, tanto in situ como de laboratorio, permiten ensayar muestras de unos 50cm de lado. Dichos equipos tienen un coste muy elevado y la ejecución de un ensayo con muestras de grandes dimensiones es muy laborioso. Por ello, es más común el empleo del equipo ideado por [Hoek y Bray \(1977\)](#).

3.2.2. Campaña experimental

En el presente trabajo, durante la estancia predoctoral en la *Universidade de São Paulo* (USP), en el departamento de geotecnia de la *Escola de Engenharia de São Carlos*, Brasil, se realizaron cuatro ensayos de corte directo de grandes dimensiones. Se ensayaron réplicas de hormigón de una muestra de cuarcita que presentaba un perfil escalonado, similar al de las rocas foliadas del Complejo Alpujárride.

3.2.2.1. Preparación de las muestras

Se seleccionó una muestra de cuarcita, de superficie escalonada y rugosa, perteneciente al *escudo cristalino* brasileño (Figura 3.2.4).



Figura 3.2.4: La muestra de cuarcita una vez cortada

Se disponía de dos encofrados de $480\text{mm} \times 480\text{mm}$ (Figura 3.2.5) de sección, adecuados para fabricar las réplicas a ensayar en la caja de corte de $500\text{mm} \times 500\text{mm}$ (Figura 3.2.8). La muestra se cortó con una superficie mayor que la de los encofrados, de forma que se colocó un encofrado sobre la muestra de roca, sellando las aberturas con silicona, como muestra la Figura 3.2.5.

De esta forma se fabricó la cara opuesta (B_0) a la roca original. Con esta cara



Figura 3.2.5: Encofrado montado sobre la muestra original

opuesta se fabricaron las cuatro réplicas a la muestra original (A_i) además de la cara A_0 que serviría para fabricar las cuatro caras B_i a ensayar (Figura 3.2.6). La Figura 3.2.7 muestra las réplicas A_0 y B_0 en los encofrados abiertos, listos para cerrarse y hormigonar una pareja de réplicas a ser ensayadas.

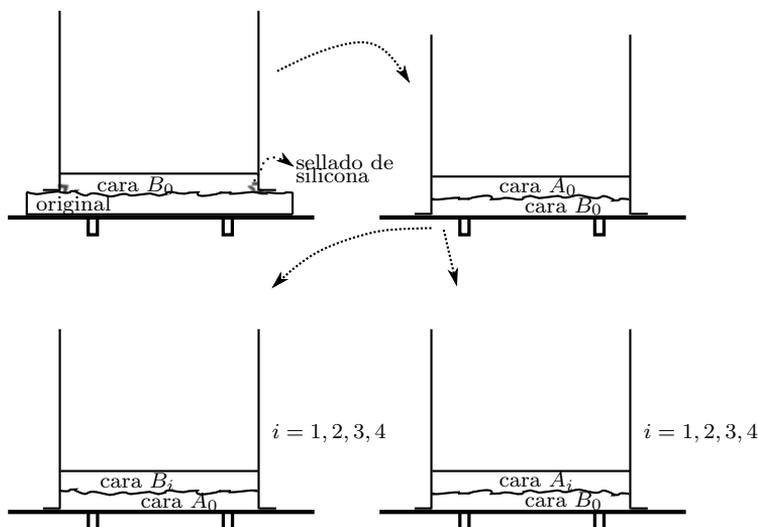


Figura 3.2.6: Fabricación de las parejas de réplicas a ensayar

Para fabricar las réplicas se empleó un hormigón con tamaño máximo de árido $d_{max} < 0,8mm$ con el objetivo de que las réplicas fueran lo más fieles posible a la muestra original. La proporción fue el doble de árido que de cemento. La relación agua/cemento (a/c) fue de 0,4, con el objetivo de conseguir mayor UCS. El hormigón fresco resultante de los primeros ensayos era excesivamente seco para el amasado y para que se amoldara correctamente a la forma original. De forma que se empleó un plastificante a un 1% del peso de cemento. Adicionalmente, para conseguir el mayor acomodo del hormigón fresco a la muestra inferior, se empleó un vibrador mecánico.

Para evitar que la muestra antigua y la nueva se adhiriesen en exceso, se empleó a modo de desencofrante una cera espesa. Inicialmente se experimentó con aceite mineral, pero tras el proceso de vibrado, el aceite ascendía dejando en la superficie de la muestra nueva pequeñas oquedades.

Se obtuvieron, pues, réplicas fieles a la cuarcita original y con una resistencia



Figura 3.2.7: Las réplicas A_0 y B_0 que sirven de molde para las réplicas que van a ensayarse

muy alta. Para las 4 parejas de réplicas se empleó cemento de alta resistencia inicial con el que se moldaron 3 probetas cilíndricas de cada réplica (6 para cada pareja). Ensayando éstas a compresión simple se obtuvieron $UCS \gtrsim 65MPa$, tras aproximadamente 10 días de edad, momento en que se realizaban los ensayos de corte directo.

Adicionalmente se realizó el tilt test sobre la pareja $A_2 - B_2$ y sobre sus dos tríos de probetas cilíndricas. Los resultados se recogen en la sección 4.3.1.

3.2.2.2. Montaje y ejecución

El montaje consistía en colocar una pareja de réplicas ($A_i - B_i$) en la caja de corte. El lado A_i , que tiene la forma de la roca original, se colocaba en la caja inferior. La caja estaba formada por paredes de acero rellenas de hormigón, que junto con un mortero nivelador, abrazaba la muestra. Sobre la muestra A_i se colocaba la muestra B_i como en la Figura 3.2.8.

Posteriormente se colocaban las piezas laterales de la caja de acero superior, como muestra la Figura 3.2.9, tras lo cual se abrazaba la muestra nuevamente con mortero nivelador y posteriormente se terminaba de rellenar la caja de acero

con hormigón y se cerraba la placa superior de la caja de hormigón.

Una vez montada la caja de corte, a ésta se le colocaban los distintos dispositivos para poder aplicarle las cargas. La Figura 3.2.10 muestra el esquema de la caja de corte totalmente montada para realizar el ensayo, a falta solo de los dispositivos de medida.



Figura 3.2.8: Una pareja de muestras montada sobre la caja inferior

Los ensayos se realizaron bajo la condición CNL. Los valores de σ_n elegidos fueron 0,1, 0,3, 0,6 y 1MPa para las parejas de réplicas denominadas $(A_1 - B_1)$, $(A_2 - B_2)$, $(A_3 - B_3)$ y $(A_4 - B_4)$ respectivamente.

El ensayo se desarrollaba forzando una velocidad concreta de desplazamiento horizontal, aplicando la máquina automáticamente la fuerza necesaria para mantener dicha velocidad.

Un pistón aplicaba la carga vertical y monitorizaba su deformación; el desplazamiento vertical en el punto de contacto con la placa de aplicación de la carga. Otro pistón aplicaba la carga horizontal y monitorizaba igualmente su desplazamiento. Las deformaciones en estos pistones son los desplazamientos de la caja de corte superior más la deformación del pórtico. Dado que las fuerzas no fueron muy altas y el pórtico era muy rígido, se han despreciado las deformaciones en éste, igualando pues los recorridos de los pistones horizontal y vertical a u y v respectivamente.

No obstante se colocaron 5 LVDTs más para medir desplazamientos. Dos de



Figura 3.2.9: La caja superior de acero, sin rellenar, montada sobre la pareja de muestras

ellos horizontales y 3 verticales, como el que puede verse en la Figura 3.2.1.

A estos 9 canales de adquisición de datos se unieron en el tercer ensayo (de $\sigma_n = 0,6MPa$) otras 10 lecturas de presión dentro de la muestra A_3 . Esto se consiguió colocando extensómetros en la réplica en el momento del hormigonado. Se colocaron 8 extensómetros verticales y 2 más horizontales.

La disposición de estos dispositivos puede verse en la Figura 3.2.11. La ubicación de las galgas pretendía estudiar la concentración de tensiones dentro de la muestra durante el cizallamiento. Y dado que la parte izquierda de la superficie (la parte más cercana al pistón horizontal, siguiendo el esquema de la Figura 3.2.10), es más rugosa; tiene mayor amplitud que la parte de la derecha, se concentraron más las galgas en esa zona.

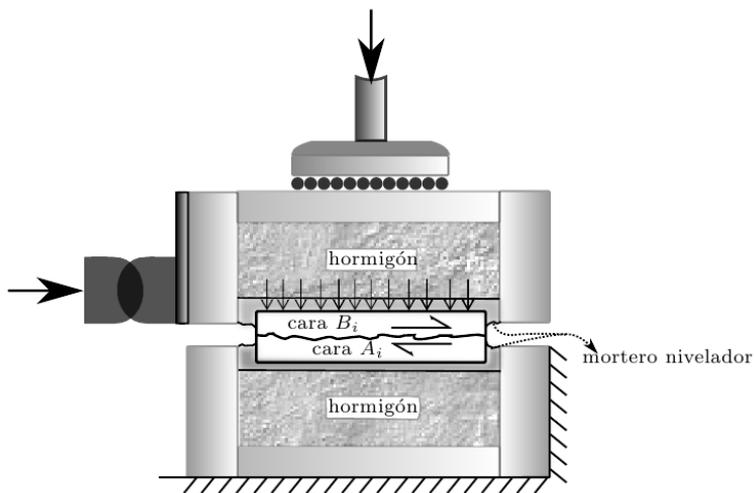


Figura 3.2.10: Esquema del equipo de corte montado

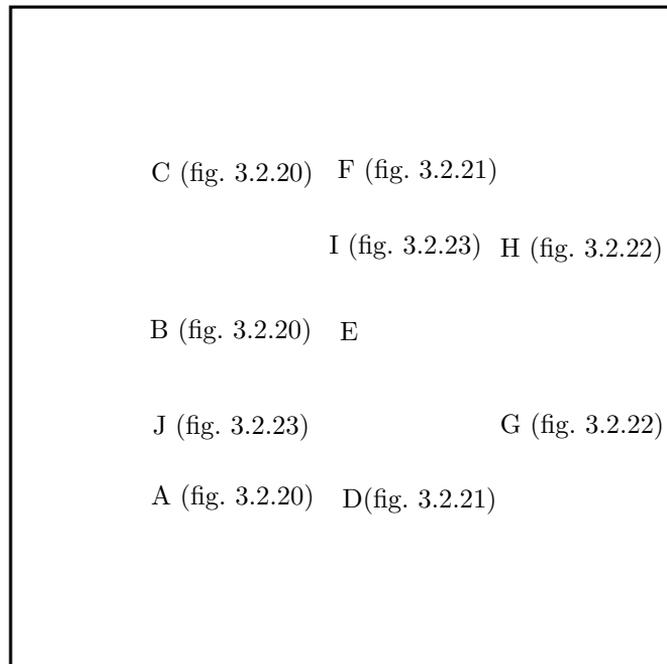


Figura 3.2.11: Bandas extensométricas en la réplica A₃, vista en planta. La I y J son horizontales, las demás, verticales

3.2.2.3. Resultados

Se han representado las gráficas $\tau - u$ y $\tau - v$ para cada uno de los cuatro ensayos (figuras 3.2.12 a 3.2.19).

Dado que se han realizado varios ciclos de carga y que la primera rama presenta menos resistencia que las demás, se han definido varios τ_p y τ_{res} . Y se ha llamado *pico* al máximo relativo que se produce cerca del origen, aunque no sea máximo absoluto de esa rama. Así pues, llamaremos (Tabla 3.1):

τ_{p1} : valor de pico de la primera rama.

τ_{p2} : mayor pico de todas las ramas con desplazamiento hacia la izquierda.

τ_{p3} : mayor pico de todas las ramas con desplazamiento hacia la derecha.

τ_{res2} : valor residual de la última rama hacia la izquierda.

τ_{res2} : valor residual de la última rama hacia la derecha.

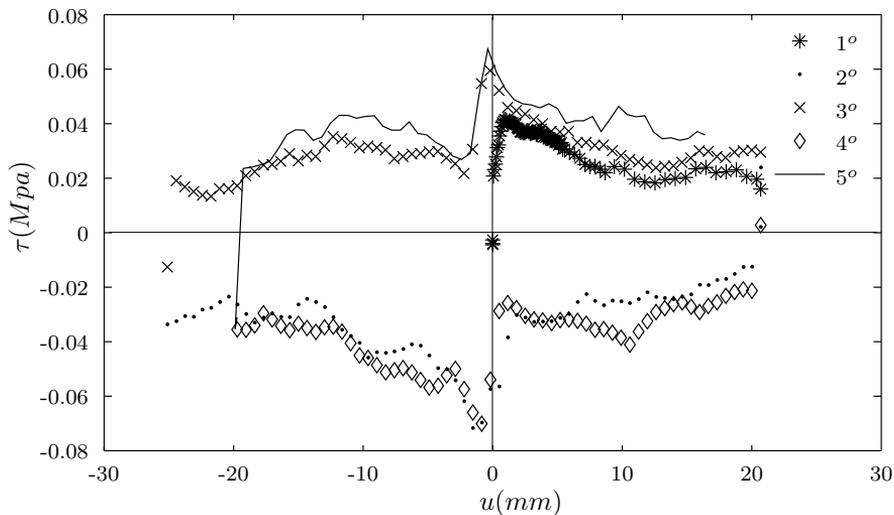


Figura 3.2.12: Gráfica $\tau - u$ para $\sigma_n = 0,1MPa$ de todos los ciclos

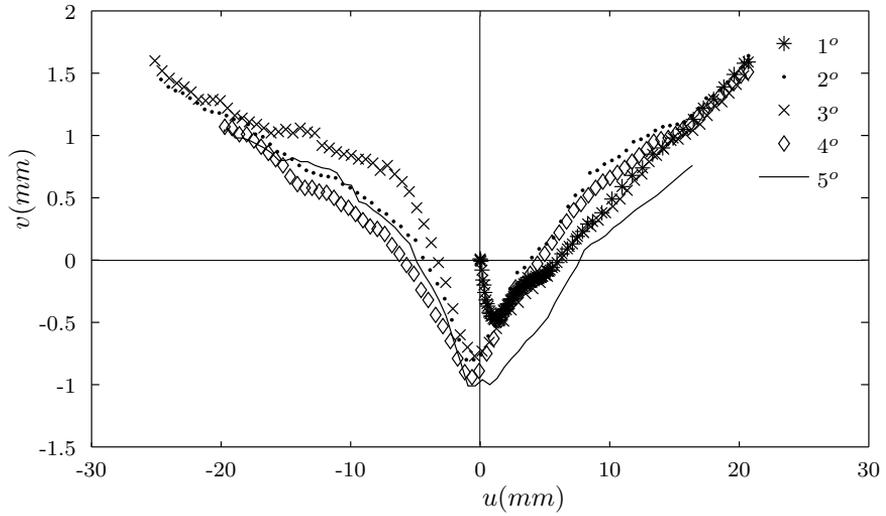


Figura 3.2.13: Gráfica $v-u$ para $\sigma_n = 0,1MPa$ de todos los ciclos

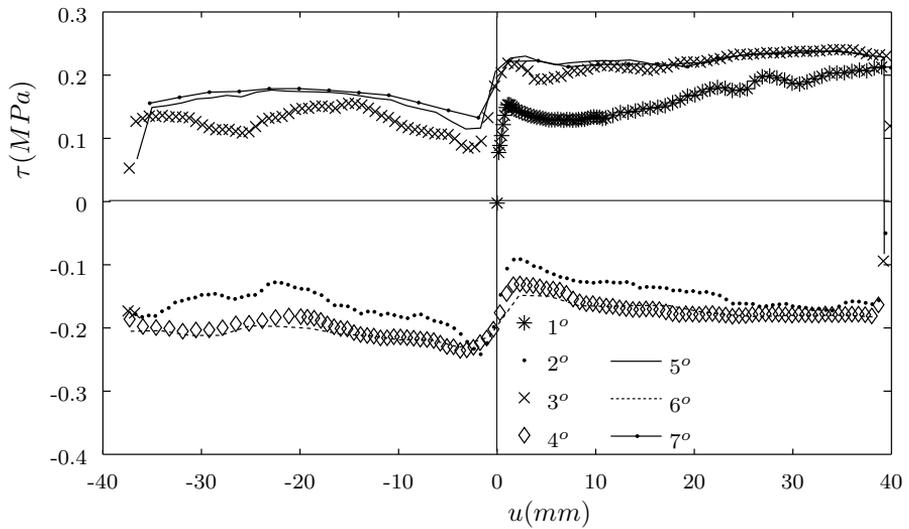


Figura 3.2.14: Gráfica $\tau-u$ para $\sigma_n = 0,3MPa$ de todos los ciclos

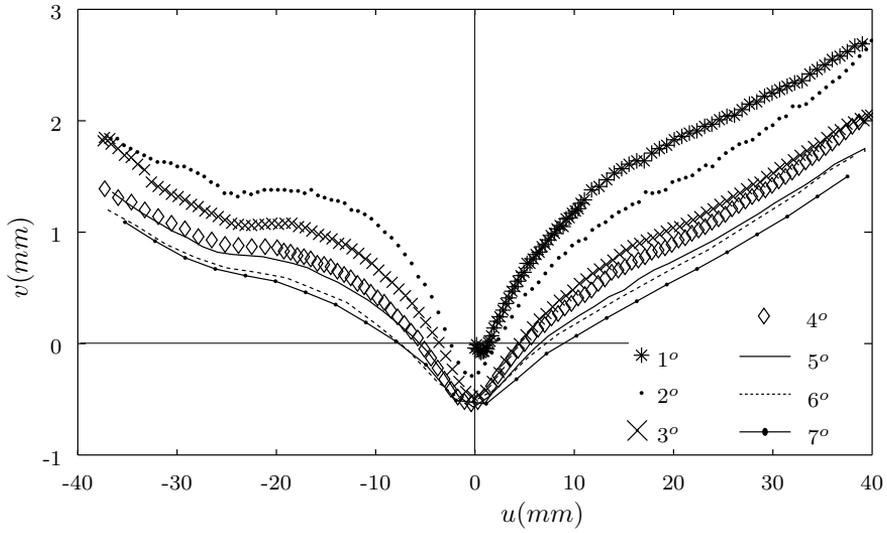


Figura 3.2.15: Gráfica $v-u$ para $\sigma_n = 0,3 MPa$ de todos los ciclos

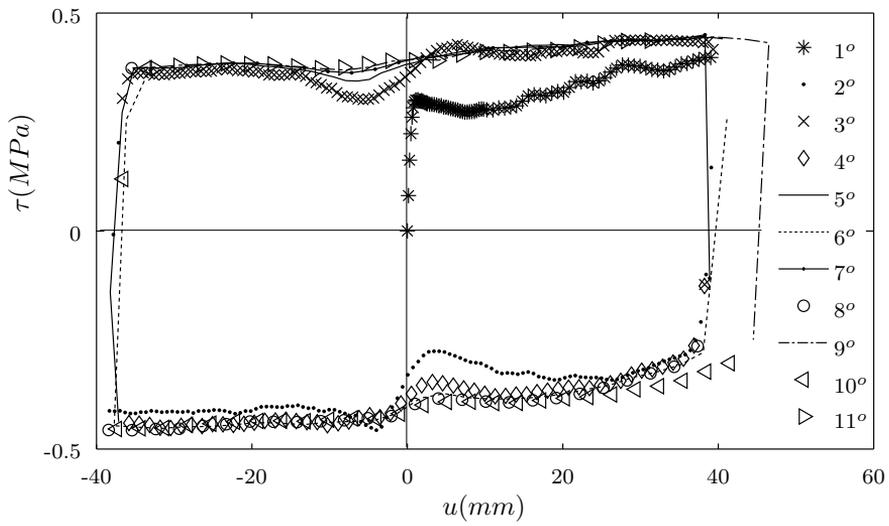


Figura 3.2.16: Gráfica $\tau-u$ para $\sigma_n = 0,6 MPa$ de todos los ciclos

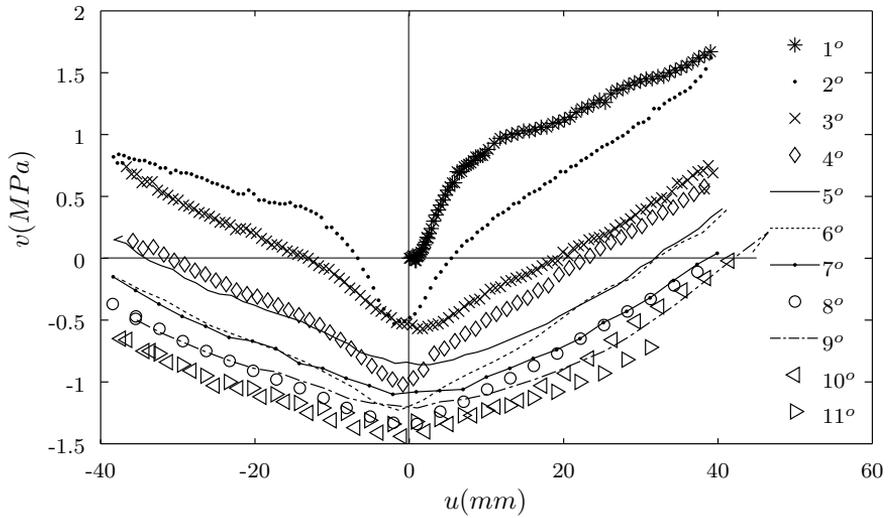


Figura 3.2.17: Gráfica $v-u$ para $\sigma_n = 0,6MPa$ de todos los ciclos

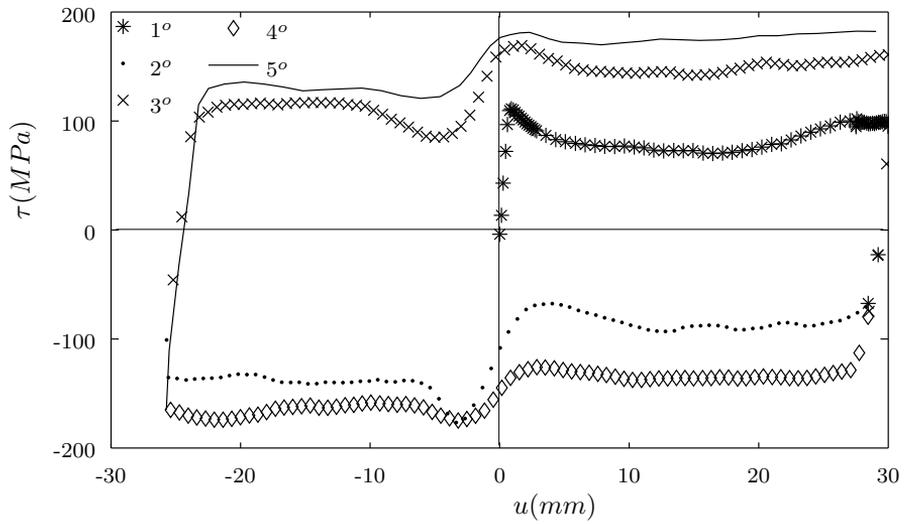


Figura 3.2.18: Gráfica $\tau-u$ para $\sigma_n = 1MPa$ de todos los ciclos

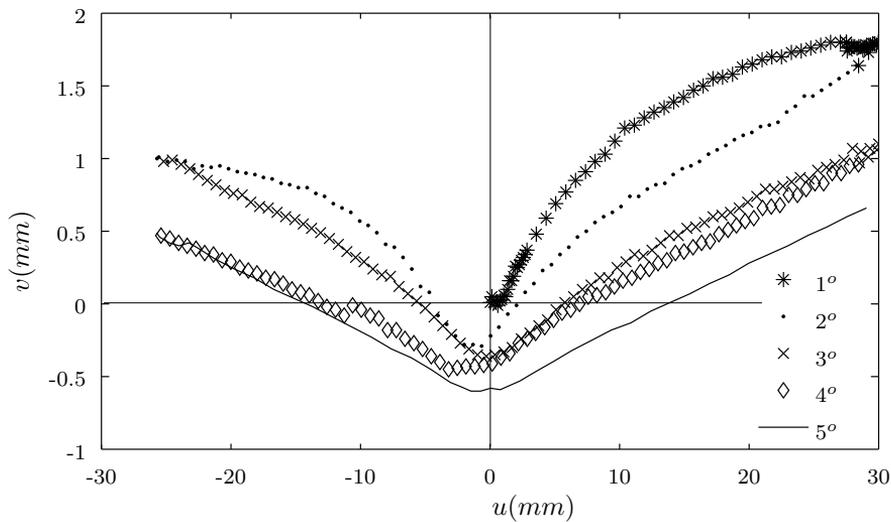


Figura 3.2.19: Gráfica $v-u$ para $\sigma_n = 1MPa$ de todos los ciclos

Tabla 3.1: Valores de pico característicos de los 4 ensayos de corte (tensiones en MPa y desplazamientos en mm)

σ_n	τ_{p1}	u_1	v_1	τ_{p2}	u_2	v_2	τ_{p3}	u_3	v_3
0,1	0.043	0.82	-0.44	0.073	-1.23	-0.83	0.068	-0.33	-1.00
0,3	0.155	1.22	-0.05	0.246	-1.87	-0.15	0.230	2.3	-0.39
0,6	0.302	1.22	0.02	0.457	-3.99	-0.33	0.428	5.98	-0.46
1,0	0.480	1.01	0.05	0.772	-3.15	-0.12	0.787	1.97	-0.54

Tabla 3.2: Valores residuales característicos de los 4 ensayos de corte(en MPa)

σ_n	τ_{res3}	τ_{res2}
0,1	0.033	0.031
0,3	0.234	0.213
0,6	0.438	0.453
1,0	0.790	0.721

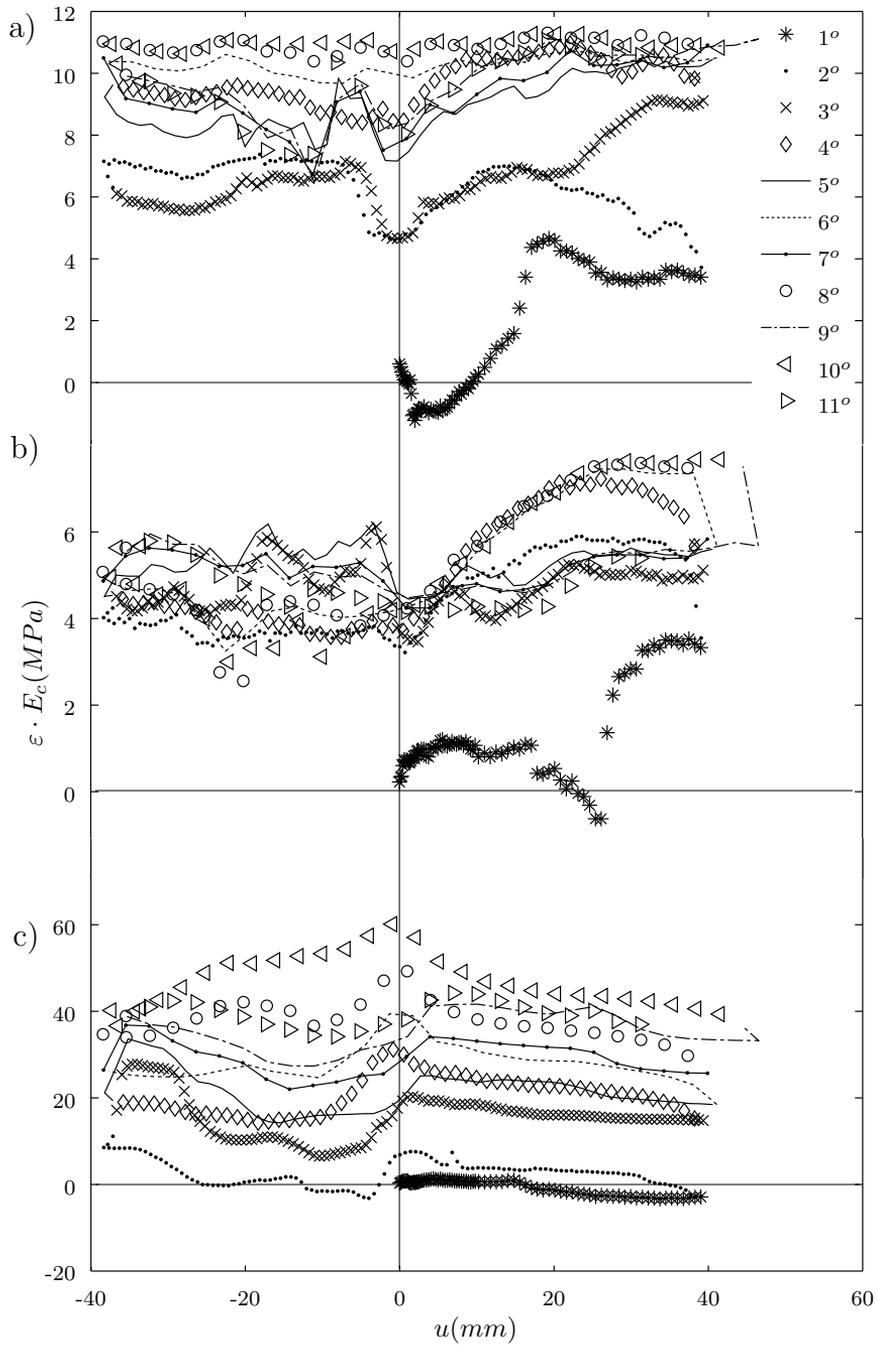


Figura 3.2.20: Evolución de la presión en las tres galgas extensométricas de la izquierda. Ensayo $\sigma_n = 0,6 \text{ MPa}$. Todos los ciclos. a) Galga A, b) Galga B, c) Galga C

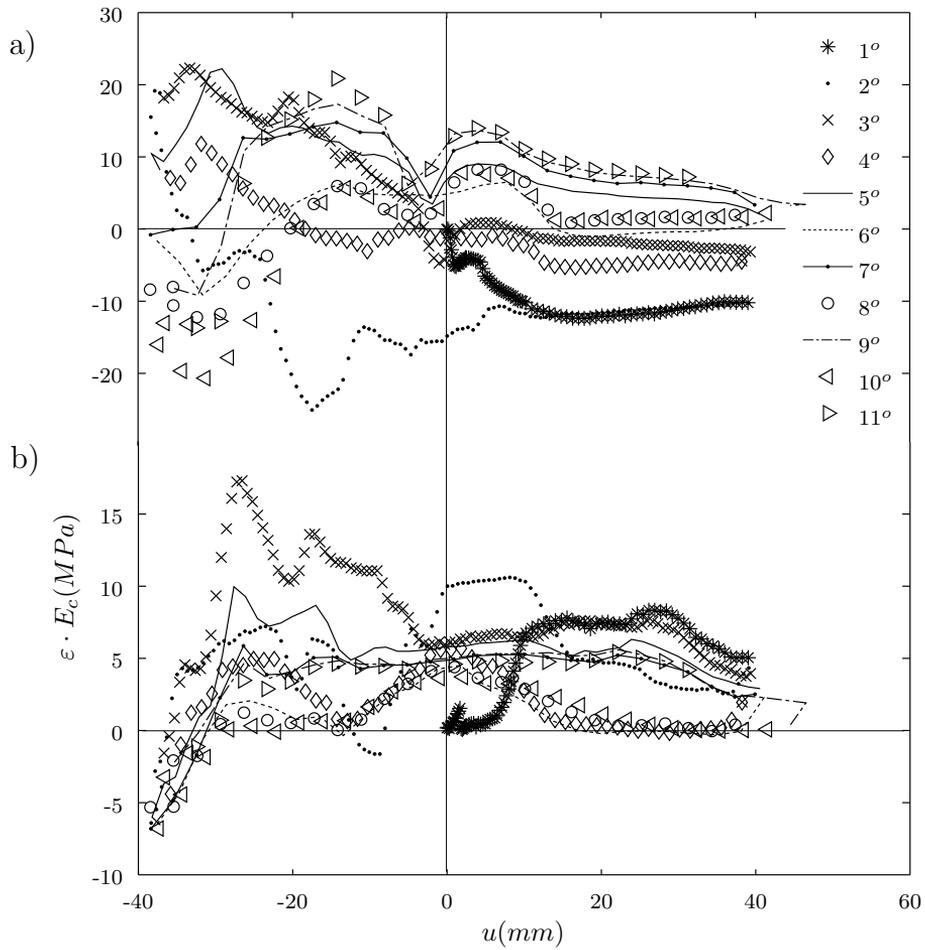


Figura 3.2.21: Evolución de la presión en dos galgas extensométricas centrales. Ensayo $\sigma_n = 0,6MPa$. Todos los ciclos. a) Galga D, b) Galga F

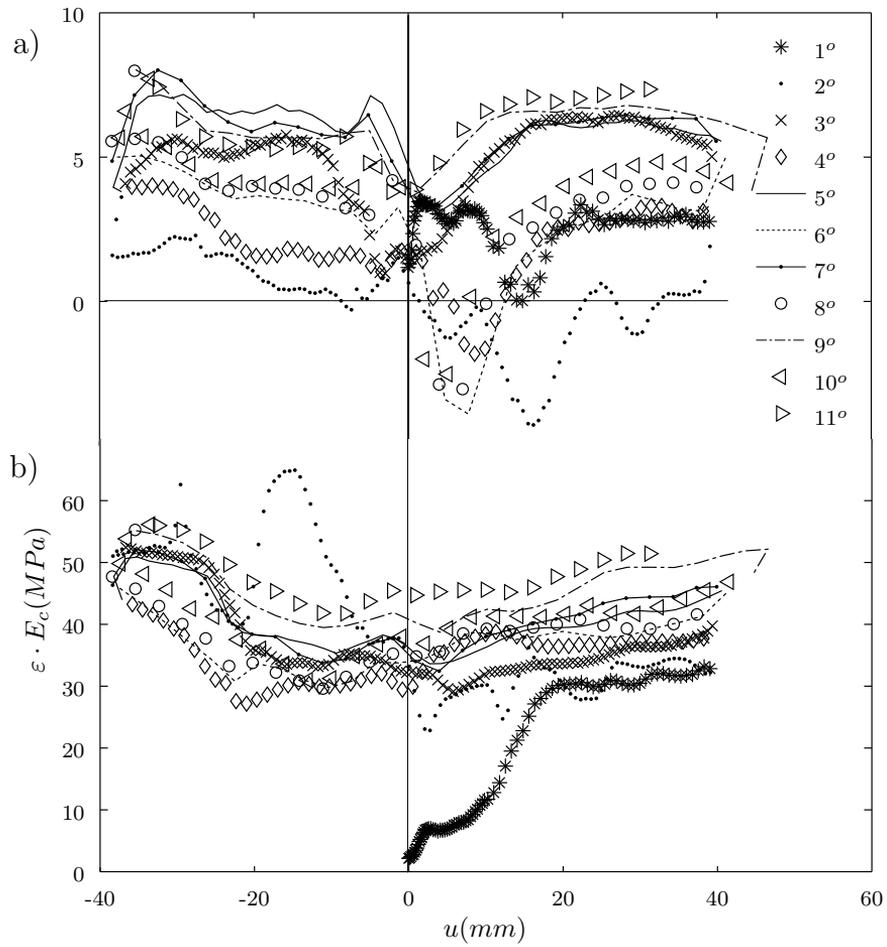


Figura 3.2.22: Evolución de la presión en dos galgas extensométricas de la derecha. Ensayo $\sigma_n = 0,6 MPa$. Todos los ciclos. a) Galga G, b) Galga H

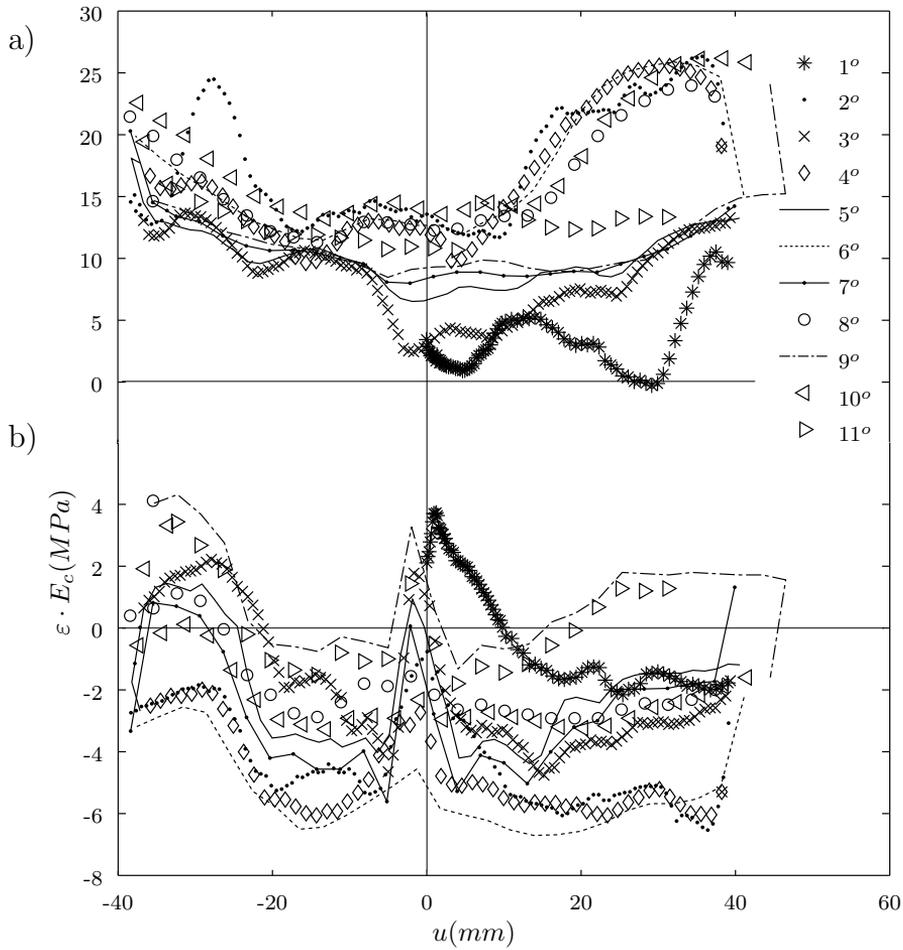


Figura 3.2.23: Evolución de la presión en dos galgas extensométricas horizontales. Ensayo $\sigma_n = 0,6\text{MPa}$. Todos los ciclos. a) Galga I, b) Galga J

Tabla 3.3: Dilataancias

$\sigma_n (MPa)$	$\frac{v_2}{u_2}$	$\arctan\left(\frac{v_2}{u_2}\right)$	$\frac{v_3}{u_3}$	$\arctan\left(\frac{v_3}{u_3}\right)$
0,1	0,675	34,01°	0	0
0,3	0.080	4,59°	0.170	9,62°
0,6	0.083	4,73°	0.077	4,40°
1,0	0.038	2,18°	0.274	15,33°

3.2.3. Cálculos y discusión

Llama la atención el menor valor de τ_{p1} con respecto a τ_{p2} y τ_{p3} . Para dar explicación a este fenómeno también habría que comparar u_1 con u_2 y u_3 , y reflexionar sobre la naturaleza de las muestras ensayadas.

Las muestras están realizadas con hormigón. Para poder tener una relación a/c baja se empleó plastificante y para poder desmoldar la muestra hormigonada de la muestra antigua que servía como molde, sobre ésta se untó cera a modo de desencofrante. Además, para evitar oquedades, y dado que el hormigón fresco era de consistencia seca, se vibró. Todo ello debe de haber dejado una capa lubricante sobre las superficies en contacto. Si bien en la pareja $A_2 - B_2$ se frotaron ambas superficies con disolvente, esta capa de cera puede haber penetrado ligeramente en el hormigón tras el proceso de vibrado y no haberse podido eliminar con el frotado.

Adicionalmente, en la fabricación de piezas de hormigón siempre se produce un *efecto pared* que hace que las superficies el árido no pueda distribuirse tan libremente como en el resto de la pieza, provocando una menor resistencia de la superficie. Si bien el árido empleado ha sido muy pequeño, esto también contribuye a un menor JCS .

Otro factor a tener en cuenta es la organización de la fabricación de las réplicas. Como muestra la Figura 3.2.6, las parejas de réplicas se fabricaron por separado y luego se unieron en la caja de corte, pudiendo haber alguna deficiencia en su encaje. Esto contribuye a un menor valor de todos los τ_p .

Achacamos fundamentalmente a la capa superficial la peculiaridad de τ_{p1} y u_1 . Se tiene un valor de u_1 de apenas $1mm$ y con poca variación entre los distintos ensayos. Adicionalmente, τ_{p1} presenta una relación proporcional con σ_n muy directa: la ecuación $\tau_{p1} = \sigma_n \cdot \tan(26^\circ)$ presenta una correlación $R^2 = 0,9976$ con los datos de los cuatro ensayos.

Todo ello hace pensar que τ_{p1} está enormemente influenciada por la naturaleza de esas *películas* que son las que inicialmente están en contacto y que posteriormente se desgastarán con la fricción.

No obstante, el hecho de los valores de pico no sobresalgan mucho es algo ya notado por otros autores al comparar ensayos realizados sobre roca y sobre

réplicas (Huang et al., 1993; Grasselli, 2001).

Después de la primera rama, a partir de lo que se denomina ciclo 2^o en las gráficas 3.2.12 a 3.2.19, el fenómeno sigue, en líneas generales, el esquema típico de corte directo cíclico, como muestra la Figura 3.2.24. Siguiendo la nomenclatura de dicha figura, podemos tomar valores representativos del fenómeno de corte a partir del punto B, no pudiéndose deducir el punto A de τ_{p1} y u_1 .

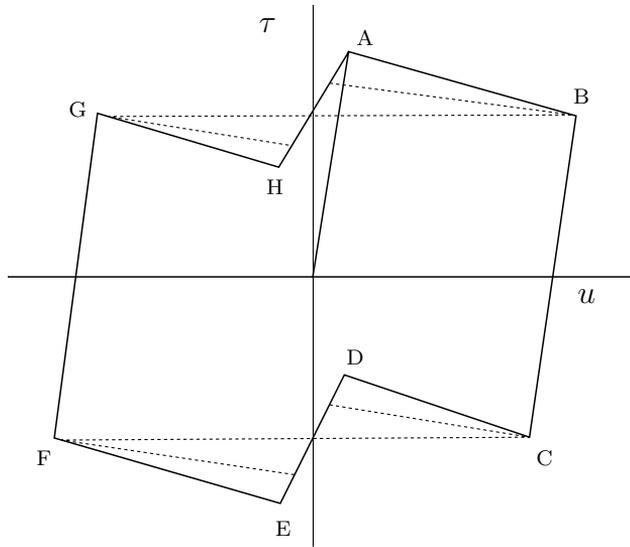


Figura 3.2.24: Gráfica τ - u genérica idealizada. Modificada de Celestino (1978)

Así pues, no se pueden encajar los valores de τ_{p1} a la ecuación de Barton (3.7). Tampoco podrá aplicarse dicha ecuación a los τ_{p3} ya que cuando se da ese valor, ya se ha friccionado mucho la muestra, de hecho, los valores τ_{p3} están muy cercanos a los τ_{res3} . Así que los únicos datos con los que se puede aplicar la ecuación de Barton serán los residuales y los de τ_{p2} , teniendo en cuenta que éstos últimos serán apreciablemente menores que los valores del primer pico que se hubiesen obtenido sin la capa lubricante.

Se empleó la herramienta *cftool* de MATLAB para ajustar los valores de τ_{res} a los de σ_n de los 4 ensayos mediante la ecuación: $\tau_{res} = \sigma_n \tan(\phi_r)$. Resultando $\phi_r = 35,93^\circ$ con coeficiente de correlación $R^2 = 0,9921$ para τ_{res2} y $\phi_r = 37,62^\circ$ con coeficiente de correlación $R^2 = 0,9907$ para τ_{res3} .

También se ajustó la ecuación de Barton a los datos de σ_n y τ_{p2} pero, incluyendo un coeficiente (*dis*) a los valores de τ_{p2} que permita aumentar éstos como herramienta para subsanar la disminución del pico por la degradación de la superficie tras haber recorrido el primer ciclo y la mitad del segundo. Adicionalmente se adoptó $\phi_r = 35,93^\circ$ y se dejó libre *JCS*, por la incertidumbre ante esa capa superficial y la degradación. Tras el análisis geométrico (figuras 2.3.35 y 2.3.34), se adoptó un $JRC = 5$. Como puede verse en la Figura 3.2.25, el ajuste fue bueno, resultando $dis = 1,152$, resultado razonable, pero el valor de *JCS* fue muy bajo, $10,75MPa$, a pesar de haber fijado un *JRC* pequeño.

Estos resultados hacen pensar que las asperezas ya se habían degradado apreciablemente al llegar a ese punto, resultando un *JRC* menor y/o que *JCS* era muy pequeño al tener una capa de polvo de cemento desprendido por el rozamiento. Nótese que $JRC = 5$, el valor adoptado, es ligeramente menor que $JRC = 5,53$ el valor establecido (2.25) de la dimensión fractal *D* según el método del divisor sobre uno de los perfiles de la muestra (Figura 2.3.35). Más aún, el valor de *JRC* obtenido a través de los parámetros Z_2 (2.5) y R_p (2.11) según las ecuaciones 2.18 y 2.23 respectivamente es muy superior ($\approx 6,5$ y $\approx 7,2$ respectivamente) a $JRC = 5$.

Hsiung et al. (1993) obtuvieron igualmente valores de *JRC* superiores a través de Z_2 (2.15) que a través de *D* (2.25). Con los datos de los presentes ensayos de corte directo, podemos intuir un $JRC > 5$ dado que al llegar a τ_{p2} la muestra ya había sufrido desgaste, pero éste debía estar más próximo a 5,53 que a 7,2. Esto también puede achacarse a que para perfiles escalonados, el valor de Z_2 está excesivamente influenciado por la presencia de los escalones; como puede verse en las figuras 2.3.11 a 2.3.33 y en los comentarios de la sección 2.4.

Con todo ello se muestran más fiables los parámetros R_p y *D* que Z_2 para la descripción de un perfil escalonado como el del presente estudio.

Los valores de ϕ_r desprendidos de este ensayo son mayores que el $\phi_b = 29,8$, obtenido a través del tilt test (tabla 4.6) lo que concuerda con el planteamiento y con los valores experimentales de Grasselli (2001) pero contradice el planteamiento de Barton y Choubey (1977) de la ecuación 3.8.

Las lecturas de los extensómetros se muestran en las figuras 3.2.20 a 3.2.23, salvo la del extensómetro E, que resultó fallido (la ubicación de las galgas se muestra en la Figura 3.2.11). Obsérvese que las lecturas parten del origen, habiéndose ya aplicado σ_n , y que éstas se expresan en *MPa*. La lectura del

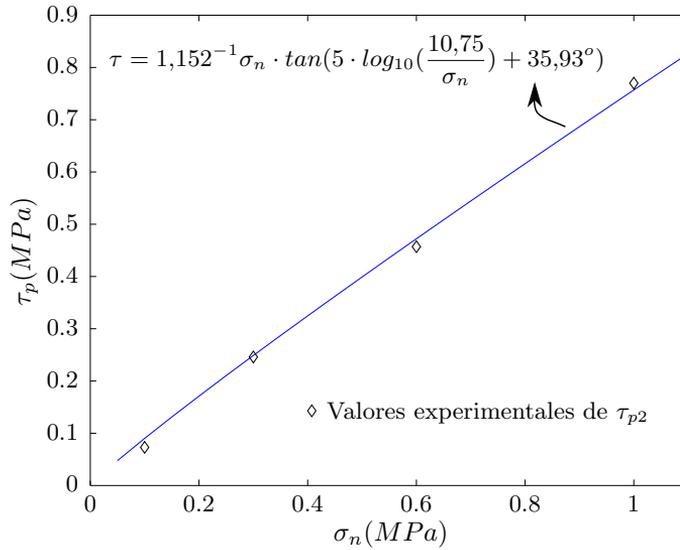


Figura 3.2.25: Gráfica τ - σ_n de Barton ajustada a los valores experimentales, con $R^2 = 0,9974$

extensómetro es de deformación unitaria (ε), pero, para tener mejor orden de magnitud, se ha pasado a presión multiplicando esa deformación por un módulo de Young apropiado para un hormigón con esa resistencia ($E_c = 37GPa$) mayorado un 8 % por las posibles inclinaciones que tuviesen las galgas con respecto a la vertical o a la horizontal, según sea el caso. Sea como fuere, lo único que se pretende con estas gráficas es ver la evolución de la presión (no su valor real, sino su evolución) durante el ensayo en las distintas partes de la pieza.

La Figura 3.2.20 muestra cómo en el lado izquierdo de la muestra inferior, ése de rugosidad con mayor amplitud:

Aumenta la presión conforme pasan los ciclos, tendiendo a estabilizarse en los últimos.

La inversión de τ genera un aumento apreciable de la tensión en las galgas cuando pasa de positiva a negativa (positiva cuando la muestra superior va hacia la derecha).

Y cuando τ pasa de negativa a positiva, se produce una disminución leve de la tensión.

La Figura 3.2.21 muestra cómo en la parte central de la muestra inferior:

La presión de mueve en la misma franja de valores independientemente de los ciclos.

La presión muestra máximos relativos en los primeros ciclos en torno a $u = -25mm$ con $\tau > 0$, posteriormente esos máximos relativos disminuyen de valor y son menos marcados.

La inversión de τ genera una leve disminución de la tensión cuando pasa de positiva a negativa. Y un leve aumento en caso contrario.

La Figura 3.2.22 muestra cómo en la parte derecha de la muestra inferior, al igual que en la parte central:

La presión de mueve en la misma franja de valores independientemente de los ciclos.

La inversión de τ genera una leve disminución de la tensión cuando pasa de positiva a negativa. Y un leve aumento en caso contrario.

Finalmente, la Figura 3.2.23 muestra variaciones considerables en las tensiones horizontales con la inversión de τ , sin mostrar cambios relevantes en función de u .

Capítulo 4

Otros ensayos de laboratorio y campo para rocas foliadas

4.1. Ensayos sónicos	116
4.1.1. Resultados	116
4.2. Esclerómetro	119
4.3. Tilt test	120
4.3.1. Resultados	124

4.1. Ensayos sónicos

Proporcionan las velocidades de propagación de las ondas p, primarias, longitudinales, de compresión (v_p) y de las s, secundarias, transversales, de cizalla (v_s). Las cuales son indicativas de la resistencia de la roca y, y en materiales sin una anisotropía marcada, permiten el cálculo de los módulos de deformación dinámicos E_d y ν_d .

Este ensayo no se encuentra en la norma española. Nos hemos guiado de las recomendaciones de la ISRM (Ulusay, 2007) o de la norma estadounidense ASTM D-2845.

Los materiales objeto de este estudio son anisótropos y, generalmente, de mala calidad. Sobre este tipo de materiales, las prácticas habituales de la geotecnia no pueden ser aplicadas (Bhasin et al., 1995). Al obtener malas correlaciones en la aplicación del *ensayo de carga puntual* hemos empleado este ensayo para tener una idea rápida de su calidad y de su anisotropía. Porque, en base a la relación de las velocidades de las ondas según distintas direcciones en la muestra, puede caracterizarse la anisotropía de dicho material (Andrade y Saraiva, 2010; Barton, 2007).

Existe también la posibilidad de realizar dichos ensayos bajo presión y/o sobre una misma muestra antes y después de ser fracturada en laboratorio (Kahraman, 2001).

4.1.1. Resultados

En el presente estudio se han ensayado dos rocas foliadas muy diferentes con el objetivo de estudiar su grado de anisotropía y estimar así la debilidad frente a cortante de los planos de foliación no abiertos, no puramente discontinuidades con resistencia nula a tracción, sino simplemente planos de debilidad debido a la foliación.

Para ello, se empleó una pareja de trasductores, emisor y receptor, que hicieron pasar pulsos de 47KHz de frecuencia, con una frecuencia de emisión de pulsos de 10Hz . Las direcciones elegidas fueron las dos extremas, tal y como muestra el croquis de la Figura 4.1.1. Con tal fin, se cortaron de ambos materiales muestras

prismáticas (monolíticas) con la cortadora de disco diamantado.

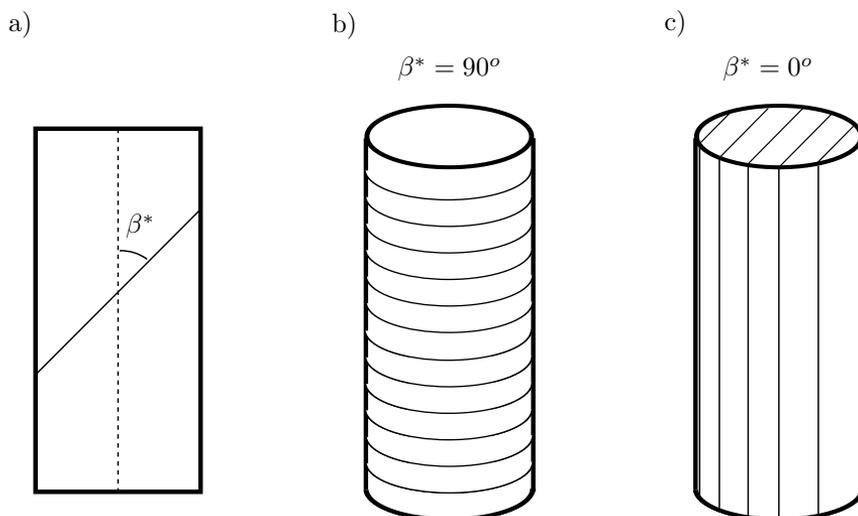


Figura 4.1.1: Orientación de los planos de foliación según el ángulo β^*

Ambos materiales pertenecen al Complejo Alpujarride, perteneciente al Manto de Alcázar. Uno es un micaesquisto de mala calidad, de edad Pérmico y Triásico Inferior (Aldaya, 1979), muestreado de un talud, T1 (sección 5.3), de la carretera A-348 en la Alpujarra, cerca de la localidad de Torvizcón (Granada, España). Las V_p obtenidas se muestran en la tabla 4.1.

El otro material es un calcoesquisto bien cimentado de edad Triásico Superior y Medio situado en un macizo, L2, del borde occidental de la Alpujarra, entre las localidades de Lanjarón y Lecrín (Granada). Las V_p obtenidas se muestran en la tabla 4.2.

Puede comprobarse cómo el ratio $V_p(\beta^* = 0^\circ)/V_p(\beta^* = 90^\circ)$, es muy superior en T1 que en L2.

Tabla 4.1: V_p a través del material de T1 en las 2 direcciones principales

Muestra	$\beta' = 0^\circ$			$\beta' = 90^\circ$		
	t (ms)	l (mm)	V_p (m/s)	t (ms)	l (mm)	V_p (m/s)
PII	28.6	144	5035			
PIII				26.9	61	2268
PIV				58.6	52	887
PVI	10.6	54	5094			
PXIII	8.2	37	4512	19.7	29	1472
	11.8	62	5254	41	52	1268
PXIV	10	52	5200	17.7	48	2712
	14	66	4714			
	12	64	5333			
PXV	12	64	5333	24.6	34	1382
	12.3	54	4390			
PXVI	7.7	40	5194	25	43	1720
PXVII	9.8	54	5510	18.6	41.8	2247
	10.6	66	6226			
PXVIII	8	41	5125	32	68	2125
	8.7	40	4598			
PXIX	12.2	66	5410	14.5	28.6	1972
	12.5	63	5040			
PXX	10.1	52	5149	26	30	1154
	18.8	62	3298			
PXXI	8.5	42	4941			
PXXII	5.9	24	4068	22.7	22	969
PXXIII	15.3	73	4771			
	6.9	36	5217			
PXXIV	38.8	190	4897			
PXXV				11.9	18	1513
PXXVI				12.1	35	2893
PXXVII	39.8	191	4799	19.5	44.7	2292
	16.8	87	5179			
	14	66	4714			
Media			4972			1719
$V_p(\beta^* = 0^\circ)/V_p(\beta^* = 90^\circ) = \mathbf{2,9}$						

Tabla 4.2: V_p a través del material de l2 en las 2 direcciones principales, salvo la muestra 2 que se ensayó con $\beta^* = 75^\circ, 10^\circ$ y la 3 con $\beta^* = 80^\circ, 20^\circ$

Muestra	$\beta^* \approx 0^\circ$			$\beta^* \approx 90^\circ$		
	t (ms)	l (mm)	V_p (m/s)	t (ms)	l (mm)	V_p (m/s)
1a	18.2	90.8	4989	21.7	92.5	4263
1b	19	96	5053	10	41	4100
2*	18.1	98	$\gtrsim 5414$	21.6	102	$\lesssim 4722$
3*	16.2	80	$\gtrsim 4938$	40.5	170	$\lesssim 4198$
4	18.2	90.8	4989	21.7	92.5	4263
5	13.6	73	5368	14	51	3643
Media			\gtrsim 5125			\lesssim 4198
$V_p(\beta^* = 0^\circ)/V_p(\beta^* = 90^\circ) \gtrsim 1,2$						

4.2. Esclerómetro

El esclerómetro o martillo de rebote de Schmidt (ISRM, 1978) permite, junto con el dato de la densidad de la roca, una evaluación rápida e *in situ* de la resistencia a compresión de las paredes de roca (*JCS*) mediante el *ábaco de Miller* (Miller, 1965). También puede emplearse para estimar σ_c dado que para paredes inalteradas, limpias y secas $JCS = \sigma_c$. Otra opción útil para los materiales débiles del Complejo Alpujárride en estudio para establecer σ_c es la estimación visual (ISRM, 1978), como explica la Tabla 5.1 y el inicio de la sección 5.2.2.

En el presente estudio se siguió la metodología aconsejada por la ISRM (1978) para determinar el valor de rebote (r) del esclerómetro en algunos de los afloramientos estudiados. Igualmente, siguiendo las indicaciones de Barton y Choubey (1977), tras la medición de cada rebote, en algunos afloramientos se lijó la superficie de roca en es punto para repetir el rebote y obtener un valor aproximado a R (Barton y Choubey, 1977).

Los taludes T1 y L2 son los mismos que aparecen en la sección anterior (4.1) mientras que los taludes I1 y A1 se describen en la sección 2.3.3.1.

Para materiales foliados este valor es orientativo; r está fuertemente influenciado por la anisotropía del material, de hecho para la discontinuidad S_0 del talud T1, formada a partir de la esquistosidad, el rebote era casi nulo. Por otro lado, los valores tomados sobre discontinuidades perpendiculares a la esquistosidad pueden ser desproporcionadamente altos, obteniéndose del ábaco de Miller valores

Tabla 4.3: Rebote del esclerómetro (escl.) (*mm*) en distintos afloramientos del Complejo Alpujárride, sobre las familias de discontinuidades (fam. discontin.) donde fue posible

Talud	T1	A1				I1		L2
Fam. discontin.	J_1	J_1		J_2		J_1		J_1
Disposición escl.	r ←	r ↙	R	r ←	R	r ↙	R	r
	26	24	34	35	40	33	40	18
	34	30	38	27	35	32	44	18
	50	31	38	33	44	20	37	37
	52	29	38	32	36	28	44	43
	18	27	32	28	32	30	41	25
	42	33	42	28	28	33	35	28
	56	35	41	35	37	36	41	30
	47	34	35	30	38	31	30	32
	40	29	38	33	35	27	43	18
	30	30	40	34	36	30	34	28
Media	49,4	32,6	39,2	34	39	33	42,6	34

claramente erróneos (Tabla 5.7).

4.3. Tilt test

El tilt test es un ensayo sencillo, rápido y económico que puede emplearse para para estimar JRC (Barton y Choubey, 1977) u otros parámetros de rugosidad. Puede aplicarse sobre superficies de roca sin pulir partiendo de la ecuación 3.7 para despejar JRC (Barton y Choubey, 1977). Dado que en un tilt test el ángulo de inclinación en el momento del deslizamiento, α , coincide con $\arctan\left(\frac{\tau}{\sigma_n}\right)$ podemos concluir:

$$JRC = \frac{\alpha - \phi_r}{\log \frac{JCS}{\sigma_n}} \quad (4.1)$$

Sin embargo, este ensayo ha sido criticado por el factor de escala y por la baja

σ_n con la que es realizado (Harrison, 2008; Hencher, 2012). De hecho Hsiung et al. (1993) obtuvieron mediante tilt test valores de JRC de en torno a la mitad de los valores obtenidos mediante ensayos de corte directo.

Otra posibilidad es calcular ϕ_b a través del ensayo sobre superficies pulidas de diversas formas como muestra la Figura 4.3.1 (Barton y Choubey, 1977; Hoek, 1981; Alejano et al., 2012a). No obstante, el mismo Hoek (1981), declara al *tilt test* como inadecuado para la determinación ϕ_b debido a que, bajo una presión (σ_n) tan pequeña, la influencia de la rugosidad a muy pequeña escala desvirtúa el ensayo. Asimismo, Hencher (2012) denuncia que el tilt test sobre una superficie cortada artificialmente depende en exceso del modo en que se haya cortado.

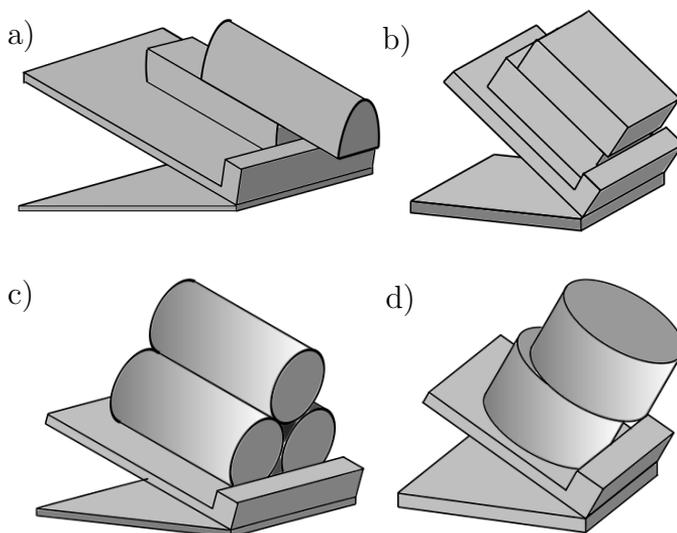


Figura 4.3.1: Diferentes opciones de tilt tests sobre superficies cortadas artificialmente, modificado de Alejano et al. (2012a)

Sin embargo, la propuesta de Stimpson (1981) para calcular ϕ_b con tres probetas cilíndricas ha sido aceptada y defendida (Alejano et al., 2012a,b). A esta propuesta nos referiremos a continuación.

Como presentan las figuras 4.3.3 y 4.3.2, llamemos Φ al ángulo de rozamiento entre las superficies de las probetas cilíndricas, de peso w , P la fuerza paralela a dicha superficie que propicia el deslizamiento ($P = (w \cdot \text{sen } \alpha)/2$), N la fuerza

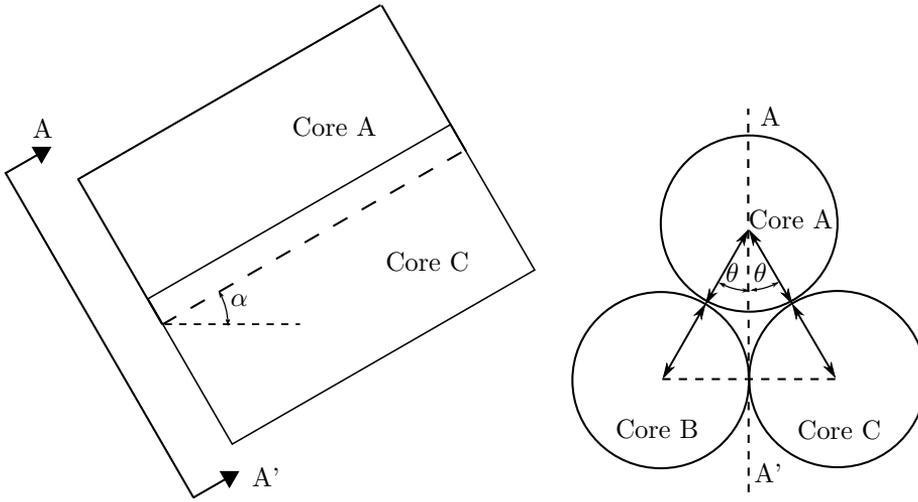


Figura 4.3.2: Tilt test con probetas cilíndricas, modificado de [Stimpson \(1981\)](#)

normal a la superficie de contacto ($N = (w \cdot \cos \alpha) / (2 \cdot \cos \theta)$) y $\theta = 30^\circ$, al ser $\tan \Phi = P/N$ podemos concluir:

$$\tan \Phi = \frac{\sqrt{3}}{2} \cdot \tan \alpha \quad (4.2)$$

Dado que las superficies de las probetas están alisadas mecánicamente, el parámetro Φ de la ecuación 4.2 es el ϕ_b del material rocoso. De forma que:

$$\phi_b = \arctan \frac{\sqrt{3}}{2} \cdot \tan \alpha \quad (4.3)$$

La ecuación 4.2 evidencia un fallo en la formulación original de [Stimpson \(1981\)](#) en la que aparece $\frac{2}{\sqrt{3}}$ en el lugar de $\frac{\sqrt{3}}{2}$. No en vano, [Alejano et al. \(2012a\)](#) denuncian que los valores de ϕ_b obtenidos mediante la formulación de [Stimpson \(1981\)](#) son demasiado altos, tanto en su trabajo como en la literatura. Y de hecho, *sospechan* que pudiese existir una errata en [Stimpson \(1981\)](#) y debiese aparecer

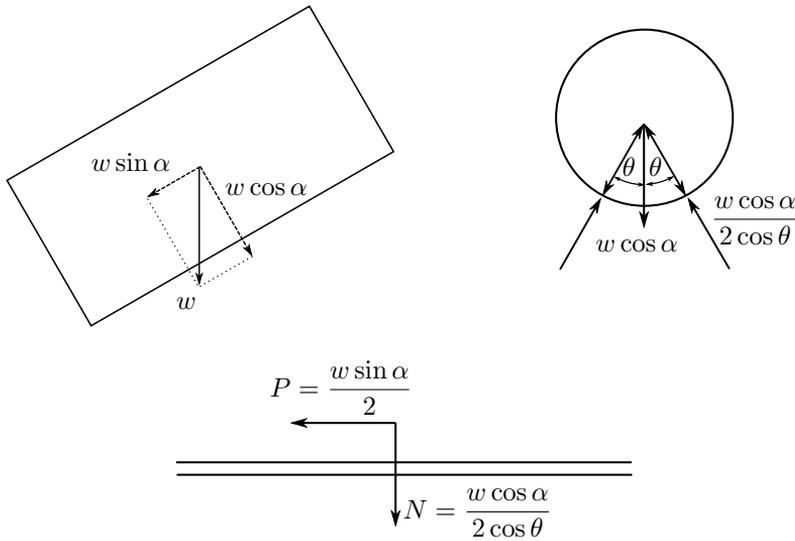


Figura 4.3.3: Fuerzas actuantes en el tilt test, modificado de [Stimpson \(1981\)](#)

$\frac{\sqrt{3}}{2}$ en lugar de $\frac{2}{\sqrt{3}}$. No obstante [Alejano et al. \(2012a\)](#) utilizaron la formulación original de Stimpson para comparar la ϕ_b obtenida mediante ese procedimiento con aquellas obtenidas de los otros 3 métodos mostrados en la Figura 4.3.1; a) *cilindro cortado*, b) *bloque*, d) *discos*. Todo ello con bloques tallados artificialmente.

La tabla 4.4 muestra cómo los resultados de [Alejano et al. \(2012a\)](#) concuerdan entre el método de [Stimpson \(1981\)](#) y los otros métodos si se aplica la ecuación 4.3 en vez de la publicación original.

Asimismo, [Admassu y Shakoor \(2013\)](#) emplean el método de [Stimpson \(1981\)](#) para determinar ϕ_b con su ecuación original y obtienen $\phi_b = 36^\circ$ para una arenisca y $\phi_b = 44^\circ$ para una caliza. Si se emplease la ecuación 4.3 los resultados serían 27° y 33° respectivamente. Estos valores de ϕ_b son más acordes con los que se pueden encontrar en la literatura para esos mismos materiales. Para arenisca [Ripley y Lee \(1962\)](#); [Patton \(1966\)](#); [Krsmanović \(1967\)](#); [Coulson \(1972\)](#) y [Richards \(1975\)](#) obtienen valores de 29° , 25° a 35° , 31° a 37° , 31° a 34° y 27° respectivamente, mientras que para calizas [Coulson \(1972\)](#) obtiene valores entre 27° y 37° .

4.3.1. Resultados

Se realizó el tilt test sobre la pareja $A_2 - B_2$ con la ayuda de un gato hidráulico y de un transportador de ángulos, como muestra la Figura 4.3.4.



Figura 4.3.4: Tilt test realizado a una pareja de réplicas

Se ejecutó el tilt test 3 veces para cada lado. Posteriormente se limpió la superficie ante la sospecha de que la cera empleada como desencofrante y/o el propio curado del hormigón hubiese dejado una camada deslizante en la superficie. Los resultados de dicho tilt test se muestran en la tabla 4.5.

También se le realizó el tilt test a los dos tríos de probetas cilíndricas de la pareja $A_2 - B_2$ tal y como explica la presente sección. Los resultados de muestran en la tabla 4.6.

Tabla 4.4: Resultados de [Alejano et al. \(2012a, tablas 2 y 4\)](#) corregidos considerando la errata de [Stimpson \(1981\)](#)

Roca	Tipo de test	Número de tests	Repeticiones	ϕ_b (σ)
Pizarras con laminación	Stimpson	11	5	40.1(1.2) 30.1 (0.9)
	Discos	9	5	27.09 (1.9)
Granito sano	Stimpson	5	5	39.2(1.0) 29.37 (0.8)
	Discos	8	5	25.05 (2.7)
Magnesita	Stimpson	8	3	40.6(1.2) 30.5 (0.9)
	Discos	10	5	27.1 (2.6)
Dunita con serpentina	Stimpson	22	3	29.7(3.4) 22.25 (2.6)
	Cilindro cortado	6	3	26.8 (2.0)
	Bloque 10x10x4 cm 5x5x2 cm	5	3	29.5 (1.6)
		12	3	29.1 (1.5)
	Discos	12	3	26.8 (2.1)
Granito (Amarelo País)	Stimpson	4	3	39.6(0.8) 29.7 (0.6)
	Cilindro cortado	4	3	27.8 (2.5)
	Bloque 10x10x4 cm 5x5x2 cm	6	3	28.7 (1.9)
		4	3	28.3 (2.2)
	Discos	6	3	26.2 (3.7)
	Granito (Blanco Mera)	Stimpson	15	3
Cilindro cortado		4	3	27.8 (3.7)
Bloque 10x10x4 cm 5x5x2 cm		6	3	32.0 (3.2)
		4	3	28.9 (3.2)
Discos		3	3	28.8 (1.8)
Granito (Vilachán)		Stimpson	18	3
	Cilindro cortado	6	3	27.6 (1.9)
	Bloque 10x10x4 cm 5x5x2 cm	4	3	26.3 (2.5)
		4	3	28.6 (2.5)
	Discos	13	3	29.8 (2.6)

Tabla 4.5: Ángulos de deslizamiento en el tilt test para la pareja $A_3 - B_3$

Sentido	Sin limpiar	Tras limpiar
Normal	30,5°	33°
Inverso	31,5°	39°

Tabla 4.6: Ángulos de deslizamiento en el tilt test sobre los dos tríos de probetas obtenidos con la tercera pareja de réplicas. Con las medias ($\bar{\alpha}$), las desviaciones típicas (σ) y finalmente ϕ_b según (4.3)

Réplica A_3			Réplica B_3		
Cilindro 1	Cilindro 2	Cilindro 3	Cilindro 1	Cilindro 2	Cilindro 3
37	36	30	39	37	32
39	32	33	37	34	34
33	34	35	36	34	31
35	35	36	34	31	33
39	33	37	30	33	32
$\bar{\alpha} = 36,6^\circ$	$\bar{\alpha} = 34^\circ$	$\bar{\alpha} = 34,2^\circ$	$\bar{\alpha} = 35,2^\circ$	$\bar{\alpha} = 33,8^\circ$	$\bar{\alpha} = 32,4^\circ$
$\bar{\alpha}_{A_3} = 34,9^\circ$		$\sigma_{A_3} = 2,52$	$\bar{\alpha}_{B_3} = 33,8^\circ$		$\sigma_{B_3} = 2,54$
$\bar{\alpha}_3 = 34,4^\circ \implies \phi_b = \mathbf{29,8^\circ}$					

Capítulo 5

Aplicación a taludes de la Cordillera Bética

5.1. Introducción	128
5.2. Clasificaciones geomecánicas aplicadas	129
5.2.1. <i>RQD</i>	129
5.2.2. <i>RMR</i>	131
5.2.3. <i>SMR</i>	134
5.3. Aplicación de la metodología	135
5.3.1. Zona de estudio	135
5.3.2. Procedimiento	138
5.3.3. Resultados y discusión	141

5.1. Introducción

Desde la contribución de [Terzaghi \(1946\)](#), otros muchos autores han hecho sus propuestas. Es decir, han intentado estandarizar una metodología para cuantificar la estabilidad de un macizo rocoso, lo que se denomina una *clasificación geomecánica*.

Una revisión general puede encontrarse en [Singh \(1999\)](#) y en [Pantelidis \(2009\)](#) mientras que las normas recomendadas por la International Society of Rock Mechanics se pueden consultar en [Ulusay \(2007\)](#). Sin embargo las de mayor aceptación internacional se limitan básicamente a los sistemas RMR ([Bieniawski, 1973](#)), índice Q ([Barton et al., 1974](#)) y GSI ([Hoek, 1994](#); [Hoek et al., 1998](#)). Las dos primeras se valoran especialmente en el contexto de las excavaciones y obras subterráneas, mientras que se ven limitadas para uso detallado en proyectos de excavación de taludes, en los que el SMR ([Romana, 1985](#)) alcanza una mayor precisión. Dicha clasificación geomecánica será la empleada como referencia en el presente trabajo.

Al igual que han ido apareciendo nuevas clasificaciones geomecánicas, otros autores han propuesto mejoras a las existentes o han presentado nuevos parámetros para describir el macizo rocoso ([Tomás et al., 2007](#); [Palmström, 2005](#); [Marinos y Hoek, 2000](#)). El objetivo de las nuevas propuestas siempre es obtener modelos del macizo rocoso más fieles y un menor sesgo de muestreo. No obstante, pese a las mejoras desde 1946, aún es necesario aceptar un margen considerable de incertidumbre a la hora de describir el comportamiento geomecánico de un macizo rocoso debido a la variabilidad de las propiedades y a la imposibilidad de muestrear el macizo intensivamente, ya que solo se tiene acceso a la superficie del talud rocoso, y ocasionalmente a puntos de su interior mediante sondeos ([Deere, 1963](#)).

Sea como fuere, aparte de nuevas clasificaciones y parámetros, afortunadamente han aparecido herramientas que facilitan mucho la toma de datos y que disminuyen el sesgo de muestreo, que deben ser incorporadas para la mejora de la técnica de análisis de estabilidad de taludes rocosos. Del mismo modo, el presente trabajo aporta una herramienta nueva para el muestreo de la rugosidad (capítulo 2), presenta un modo nuevo de aplicación de la TDP (capítulo 1) y muestra una aplicación de algunos métodos de otros autores (sección 5.2) en pro de la optimización de la estación geomecánica y del procesado de los datos obtenidos en ella. La integración de todas esas técnicas puede observarse en el presente trabajo a través de la aplicación a macizos de la Cordillera Bética (sección 5.3).

5.2. Clasificaciones geomecánicas aplicadas

Slope Mass Rating (SMR) (Romana, 1985) fue presentado como una mejora del *Rock Mass Rating* (RMR) (Bieniawski, 1973) para su aplicación a taludes y elegido por Moon et al. (2001) como el más apropiado para cuantificar la estabilidad de taludes, especialmente si se trata de roca débil.

La clasificación geomecánica de Romana, de hecho, toma los 5 sumandos del RMR básico (RMR_i) (V_1, V_2, V_3, V_4, V_5) para completarlos con 4 nuevos parámetros (F_1, F_2, F_3, F_4). A su vez, el RMR_i engloba la clasificación *Rock Quality Design* (RQD) (Deere, 1963).

5.2.1. RQD

El cálculo del parámetro RQD, tal y como fue definido inicialmente (Deere, 1963), requiere de un testigo de un sondeo de roca, para obtener el cociente entre la suma de las longitudes de los fragmentos de testigos de longitud superior a 10cm y la longitud total del testigo inicial del sondeo. También puede ser estimado a través de líneas de escaneo (Palmström, 2005; Priest y Hudson, 1976).

No obstante, estos procedimientos conllevan varios inconvenientes derivados del coste, el tiempo y la dificultad que entrañan la ejecución de un sondeo. Otro inconveniente es el sesgo de muestreo debido a la orientación del sondeo o de la línea de escaneo, así como a su longitud, que requerirá de correcciones (Choi y Park, 2004). Este parámetro pierde capacidad informativa también al aplicarlo a macizos de roca foliada, o muy fracturados, o de roca muy masiva; se obtendrá un mismo valor nulo o máximo para una gama muy amplia de macizos, de ahí la conveniencia de la selección de un umbral (*threshold*) (t) distinto del intervalo de 10cm (Harrison, 1999).

Para subsanar algunos de estos inconvenientes, pero manteniendo la vigencia de un parámetro muy extendido y relativamente fácil de calcular (Harrison, 1999), algunos autores han propuesto procedimientos alternativos para asignarle un valor de RQD a un macizo rocoso.

El parámetro RQD puede ser estimado a partir de la frecuencia (λ) (m^{-1}) y t (m) (Priest y Hudson, 1976):

$$RQD = 100e^{-t \cdot \lambda}(t \cdot \lambda + 1) \quad (5.1)$$

Según lo comentado anteriormente, la definición original y más extendida de RQD implica $t = 0,1m$.

También puede ser estimado a partir del índice volumétrico de las discontinuidades (J_v) (Palmström, 1974):

$$RQD = 115 - 3,3J_v \quad (5.2)$$

Posteriormente, Palmström (2005) mantuvo esa ecuación para macizos rocosos de bloques alargados, mientras que para bloques cúbicos propuso:

$$RQD = 110 - 2,5J_v \quad (5.3)$$

Donde podríamos adoptar $J_v = \Sigma(1/s_i)$ según Palmström (1974) siendo s_i el espaciado medio de la familia i -ésima expresado en metros. De esta forma se despreciarían las discontinuidades esporádicas no clasificables en una familia. Así pues, sería mejor adoptar la ecuación de Palmström (1982):

$$J_v = \Sigma(1/s_i) + N_r/(5\sqrt{A}) \quad (5.4)$$

Con A : el área de la ventana de muestreo en m^2 y N_r : número discontinuidades esporádicas.

No obstante, Palmström (2005) advertía de la mala correlación existente entre J_v y RQD y proponía de hecho usar J_v junto con V_b (volumen de bloque) en detrimento de RQD .

Las ecuaciones 5.2 y 5.1 serán las utilizadas la campaña experimental de este trabajo de investigación, no obstante, existen otras estimaciones del parámetro RQD (Olivier, 1976; Sen y Kazi, 1984).

En los cálculos del presente estudio:

- t mantendrá en su valor clásico ($10cm$).

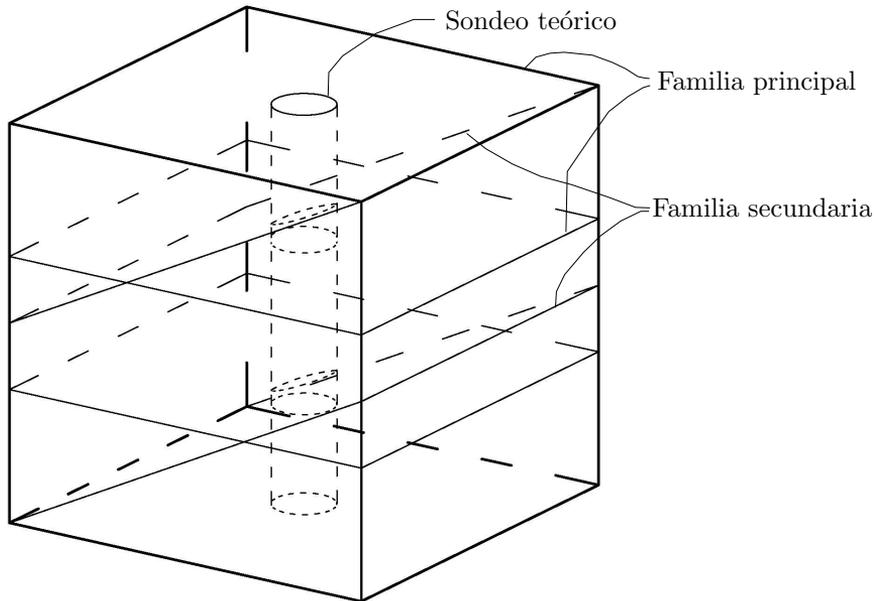


Figura 5.2.1: Planteamiento para la estimación teórica del parámetro RQD

- λ se ha calculado como la inversa del número de discontinuidades que aparecen por cada metro en un sondeo teórico en la dirección perpendicular a la esquistosidad, figura 5.2.1.

5.2.2. RMR

Las ecuaciones empleadas en el presente documento para calcular V_1, V_2, V_3 proceden de [Irigaray et al. \(2003\)](#):

$$V_1 = \begin{cases} 1 + 0,1 \cdot UCS & \text{si } UCS < 40 \\ 0,1 \cdot UCS & \text{si } UCS \geq 40 \end{cases} \quad (5.5)$$

Tabla 5.1: Estimación de UCS . Adaptada de [ISRM \(1978\)](#) para rocas débiles

Descripción	Observación en campo	Rango aprox. de UCS
Roca muy débil	Se desmorona con golpes firmes de martillo.	1 – 5MPa
Roca débil	Se desgaja con dificultad con navaja. Golpes firmes de martillo generan cavidades profundas	5 – 25MPa
Roca de dureza media	No se puede raspar con navaja. Golpes firmes de martillo pueden romper.	25 – 50MPa

Con UCS la resistencia a compresión simple de la matriz rocosa en MPa. Valor que puede ser obtenido de manera directa del ensayo a compresión simple, o indirecta del ensayo de caga puntual o a través del ábaco de Miller ([Miller, 1965](#)) introduciendo la información del rebote del esclerómetro y la densidad de la roca ([ISRM, 1978](#)). También se puede realizar una estimación manual de la UCS , Tabla 1, opción que adquiere especial interés al trabajar con rocas foliadas pobremente cimentadas, cuya UCS resulta un parámetro difícil de definir mediante ensayos ([Hoek y Brown, 1997](#); [Bhasin et al., 1995](#); [Goshtasbi et al., 2006](#)). V_1 podría llegar hasta 15 puntos.

$$V_2 = \begin{cases} 3 + 0,1 \cdot RQD & \text{si } RQD < 20 \\ 2 + 0,15 \cdot RQD & \text{si } 20 < RQD \leq 40 \\ 0,2 \cdot RQD & \text{si } RQD \geq 40 \end{cases} \quad (5.6)$$

V_2 puede llegar hasta 20 puntos y no debería asignársele un valor inferior a 1.

$$V_3 = \begin{cases} -5,16667 \cdot 10^{-6} s^2 + 0,0145667s & \text{si } s < 1000 \\ 0,0056s + 8,8 & \text{si } 1000 \leq s \leq 2000 \\ 20 & \text{si } s > 2000 \end{cases} \quad (5.7)$$

Siendo s el espaciado en mm .

V_4 es una cuantificación de la condición de las discontinuidades. Inicialmente se obtenía sumando 4 subparámetros, pero [Bieniawski \(1989\)](#) propuso separar en dos el antiguo subparámetro de rugosidad-relleno, resultando 5 sumandos en

total (Tabla 5.2), no pudiendo superar, ni en la organización antigua ni en la nueva, 30 puntos.

Tabla 5.2: Subparámetros a sumar para la obtención de V_4 . Adaptada de [Bieniawski \(1989\)](#). Con lig: ligeramente, rug: rugoso, alter: alterado, descom: descompuesto

Parámetro	Valores				
	Persistencia	< 1m	1 – 3m	3 – 10m	10 – 20m
	6	4	2	1	0
Abertura	0	< 0,1	0,1 – 1mm	1 – 5mm	> 5
	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugoso	Rugoso	Lig. rug.	Suave	Liso
	6	5	3	1	0
Relleno	Duro			Blando	
	Sin relleno	< 5mm	> 5mm	< 5mm	> 5mm
	6	4	2	2	0
Meteorización	Fresco	Lig. alter.	Moder. alter.	Muy aler.	Descom.
	6	5	3	1	0

Dado que el presente trabajo propone una metodología barata rápida e *in situ* para la estimación de la rugosidad. Podríamos emplearla para asignar automáticamente el tercer subparámetro de V_4 ($V_{4,3}$). Dado que podemos calcular automáticamente JRC como explica el capítulo 2, y éste varía de 0 a 20 ([Barton y Choubey, 1977](#)), podremos relacionar los cinco intervalos que propone el RMR (Tabla 5.2) para describir la rugosidad con los veinte puntos de JRC . Así pues podemos relacionar *liso* con $0 < JRC < 3$, *suave* con $4 < JRC < 8$, *ligeramente rugoso* con $9 < JRC < 12$, *rugoso* con $13 < JRC < 16$ y *muy rugoso* con $17 < JRC < 20$.

V_5 depende de la presencia de agua. Se le da un peso de hasta 15 puntos. (Tabla 5.3)

Tabla 5.3: Valor a otorgar a V_5 . Modificada de [Bieniawski \(1989\)](#)

Condiciones generales	Completamente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteo	Flujo continuo
Puntuación	15	10	7	4	0

Con la suma de estos 5 parámetros se obtiene el valor RMR_i . Lo que supone una descripción cuantitativa de la calidad del macizo, variando de 0 a 100. Pero, para aplicarlo a un talud en concreto será necesaria una corrección, como la que propuso el mismo autor, [Bieniawski \(1989\)](#). No obstante la corrección que

aplicamos en el presente trabajo, por considerarla más completa, será el *SMR* de Romana (1985).

5.2.3. *SMR*

Romana (1985) propuso 4 parámetros que partiendo del RMR_i , con la calidad del macizo, llegarían a una cuantificación de la calidad del talud (5.8).

$$SMR = RMR_i + (F_1 \cdot F_2 \cdot F_3) + F_4 \quad (5.8)$$

El producto de F_1 , F_2 y F_3 supone una disminución, que puede ser muy considerable, del valor inicial del RMR_i . Estos 3 parámetros penalizan el paralelismo entre las discontinuidades y la cara del talud (F_1), el buzamiento de las discontinuidades (F_2) y la relación entre la inclinación del talud y la de las discontinuidades (F_3). F_4 puede aumentar o disminuir el índice en función de la manipulación que haya sufrido el talud (Tabla 5.4). Todos estos parámetros fueron propuestos de manera discreta mediante tablas (Romana, 1985). No obstante, Romana (1997), propuso ecuaciones para la determinación continua de F_1 y F_2 :

$$F_1 = (1 - |\sin(\alpha - \alpha_s)|)^2 \quad (5.9)$$

$$\alpha = \begin{cases} \alpha_j & \text{para rotura plana y en vuelco} \\ \alpha_i & \text{para rotura en cuña} \end{cases}$$

$$F_2 = \begin{cases} \tan^2(\beta) & \text{si } \beta < 45^\circ \\ 1 & \text{si } \beta \geq 45^\circ \\ 1 & \text{para rotura en vuelco} \end{cases} \quad (5.10)$$

$$\beta = \begin{cases} \beta_j & \text{para rotura plana} \\ \beta_i & \text{para rotura en cuña} \end{cases}$$

α_s y β se refieren a dirección del plano y buzamiento del mismo, respectivamente, o a dirección de la línea de intersección e inmersión de ésta (*trend*), en el caso de rotura en cuña. Todos los ángulos están expresados en grados sexagesimales.

Y, para el tercer factor, para evitar los valores discretos de la tabla de Romana (1985), Tomás et al. (2007) propuso la expresión adoptada en el presente trabajo:

$$F_3 = \begin{cases} -30 + \frac{1}{3} + \arctan(\beta_j - \beta_s) & \text{para rotura plana} \\ -30 + \frac{1}{3} + \arctan(\beta_i - \beta_s) & \text{para rotura en cuña} \\ -13 - \frac{1}{7} \arctan(\beta_j + \beta_s - 120) & \text{para rotura por vuelco} \end{cases} \quad (5.11)$$

Tabla 5.4: Valor a otorgar a F_4 . Modificada de Romana (1985)

Manipulación sufrida	Valor
Ninguna, taludes naturales	15
Precorte	10
Voladura suave (recorte)	8
Voladura normal	0
Voladura defectuosa	-8
Excavación mecánica	0

5.3. Aplicación de la metodología

5.3.1. Zona de estudio

Para el estudio se han seleccionado afloramientos de rocas foliadas de mala calidad del Manto de Alcázar (Complejo Alpujárride), materiales de edad Pérmico y Triásico Inferior (Aldaya, 1979), en taludes de la carretera A-348 en la Alpujarra (Granada, España) (Figura 5.3.1).

Dicha carretera atraviesa con sus 145,67Km de longitud la comarca de Las Alpujarras de este a oeste dejando muchos taludes artificiales en roca que han presentado inestabilidad. Lo cual provoca con frecuencia cortes en la carretera que no pueden ser subsanados, en ocasiones, con rutas alternativas. Pues se trata

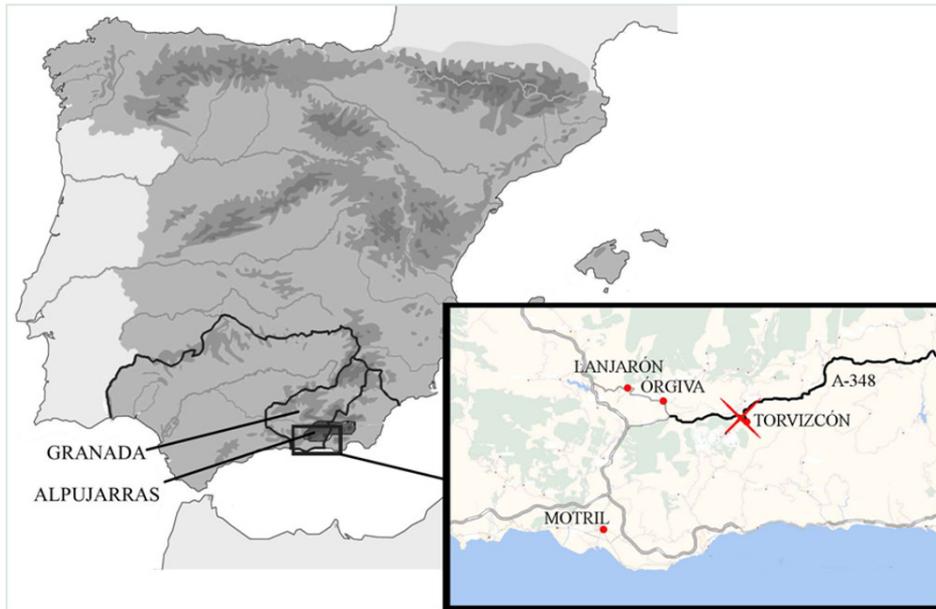


Figura 5.3.1: Ubicación aproximada de los taludes analizados

de una zona de población dispersa y orografía montañosa, siendo su red viaria muy dependiente de esta carretera.

El talud T1 ya ha sido descrito en la sección 2.3.3.1, en la Figura 5.3.2 se muestra un detalle del material.

El talud T2 (Figura 5.3.3), dividido en 2 zonas homogéneas en base a la disposición de las discontinuidades (T2a y T2b), está compuesto por calcoesquistos con una foliación muy marcada (Alcántara-Ayala, 1999). Además de foliado, se trata de un material muy triturado (Figura 5.3.4) y presenta una gran heterogeneidad derivada de la deformación adquirida durante los procesos tectónicos que ha experimentado. Presenta una meteorización moderada (W3) e incluso alta en algunas zonas (W4).

El talud T2 se sitúa en un vial antiguo estrangulado por la A-348 en su P.K 33,200.



Figura 5.3.2: Detalle del material rocoso del talud T1



Figura 5.3.3: Talud T2. Vista general de ambas zonas homogéneas, la T2a (izquierda) y la T2b (derecha)

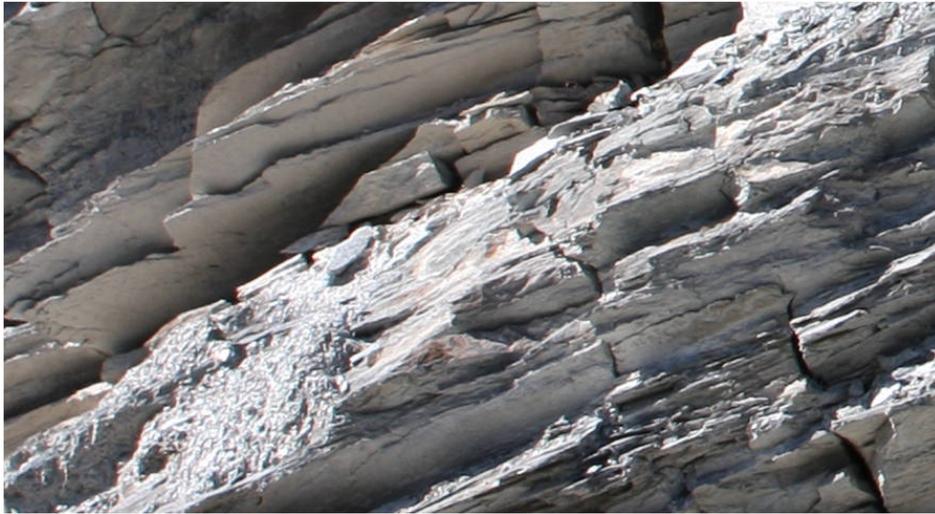


Figura 5.3.4: Detalle del material rocoso del talud T2

5.3.2. Procedimiento

Con el objetivo de probar la fiabilidad del procedimiento adoptado mediante TDP, se han realizado las tres estaciones geomecánicas midiendo adicionalmente a mano, con brújula e inclinómetro, los datos de cada discontinuidad.

Si bien el tiempo empleado en campo en el procedimiento fotogramétrico ha sido de 20 minutos por cada imagen 3D, el procedimiento manual ha rondado las tres horas para cada zona homogénea.

Dicho procedimiento también permitió analizar a fondo el estado de la superficie rocosa, sujeta a meteorización actualmente y anteriormente a unos esfuerzos tectónicos muy relevantes que le confieren una estructura desordenada y heterogénea.

Para la aplicación de la TDP se utilizó el software comercial *Sirovision* (desarrollado por *CSIRO Mining and Exploration Division* en Brisbane, Australia). Una vez obtenidos los datos de orientación de los taludes, se ha empleado el software *DIPS V6* (desarrollado por *ROCSCIENCE* en Toronto, Ontario, Canadá) (Irigaray et al. 2012) para su representación en proyección estereográfica y el pos-

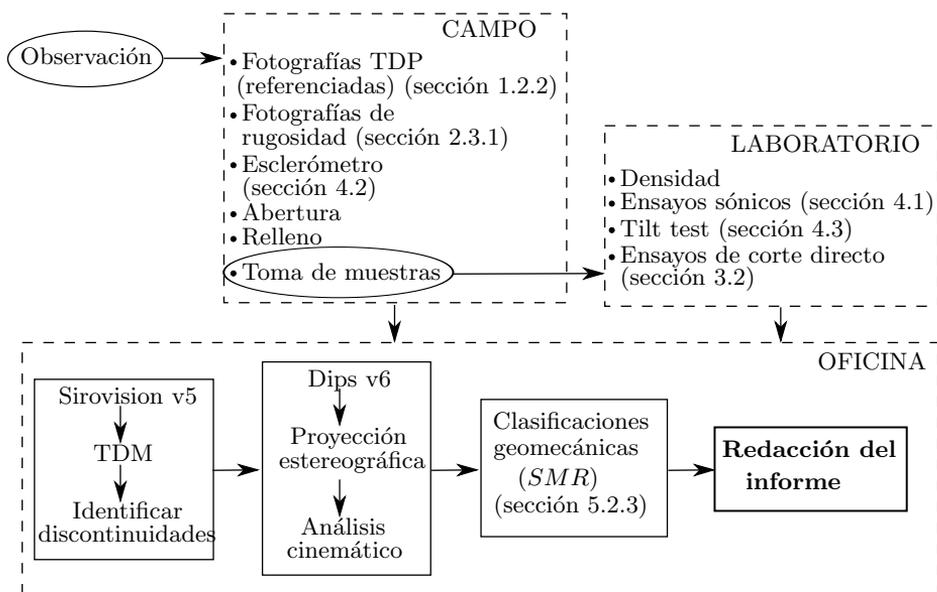


Figura 5.3.5: Procedimiento global siguiendo todo lo propuesto en el presente trabajo para el estudio de la estabilidad de un talud rocoso

terior análisis cinemático. Un esquema general con todo el proceso presentado en este trabajo puede verse en la Figura 5.3.5.

Si bien este material rocoso presenta una foliación cuyo espaciado litológico es milimétrico, el espaciado tenido en cuenta para la caracterización geomecánica ha sido aquél con el que se desarrollan las discontinuidades mecánicas, medido en el talud para cada discontinuidad muestreada. De igual forma se midió la longitud de cada traza muestreada.

Dadas las buenas condiciones de iluminación durante el proceso de toma de fotografías, se pudo fijar una velocidad $ISO - 100$, la más baja permitida por la cámara, y con una apertura $F8$, la óptima, el tiempo de exposición necesario nunca fue superior a $1/100s$.

El único aspecto que se tuvo que cuidar durante el proceso de la toma fue la iluminación homogénea del talud. Con una radiación solar intensa como la que

Tabla 5.5: Parámetros adoptados para la obtención de los TDM

Talud	$s(m)$	$b(m)$	$f(mm)$	Tamaño ($W \times Hm$) (aprox.)
T1	17,8	2,2	50	$3,96 \times 3,2$
T2a	6,5	1,0	24	$5,2 \times 2,2$
T2b	6,6	1,0	24	$4,9 \times 2,1$

se tiene en los meses de agosto y septiembre en la zona de la Alpujarra, puede un talud estar fuertemente iluminado en algunas zonas, frente a otras que se encuentran en penumbra. De ahí que se tenga que cuidar la hora del día a la que se toma la imagen, en función de la orientación del talud.

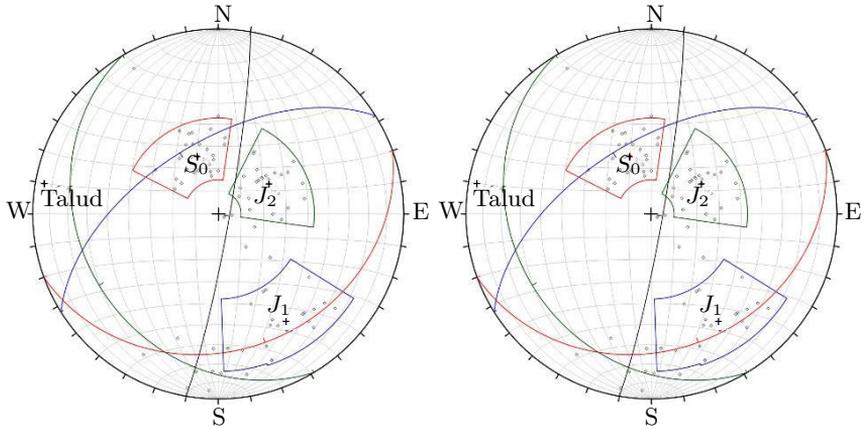
Otro factor importante cara al éxito en la obtención de los TDM es la geometría del talud. Cuanto mejor definida sea la geometría de éste con mayor facilidad podrá montarse el TDM. Por ello que la TDP no pueda aplicarse a taludes de suelo.

Este estudio se ha realizado sobre taludes con una geometría mal definida. Se trata de taludes de roca foliada débil, éstos presentan una superficie alterada debido a la meteorización y con presencia de detritos e incluso vegetación. Los puntos así cubiertos, además de no poder ser calculados por el software fotogramétrico para la inclusión en el TDM, comprometen el éxito de la formación de un TDM válido para el resto del talud. A pesar de estas circunstancias y de la velocidad del procedimiento ideado en el presente estudio, éste fue lo suficientemente exacto para conseguir la formación de los TDM que se pretendían.

El material fotográfico empleado ha sido una cámara fotográfica modelo Canon EOS 40D. Es una cámara single lense reflex (SLR), con sensor CMOS de $22,2 \times 14,8mm$, resolución de $10,10Mpix$ efectivos. Se han utilizado dos objetivos apropiados para la toma de imágenes a poca distancia, de distancias focales, f , 24 y $50mm$ (Tabla 5.5).

Tabla 5.6: Buzamiento/dirección de buzamiento de cada familia de discontinuidades junto con la inclinación (inclinac.) y dirección (direcc.) del talud

Talud	Orien. talud (Incl./Direc.)	S_0		J_1		J_2	
		TDP	Manual	TDP	Manual	TDP	Manual
T1	60° N350°E	24°/91°	14°/130°	82°/320°	73°/319°	54°/230°	52°/231°
T2a	85° N10°E	22°/151°	27°/160°	63°/329°	58°/328°	38°/230°	26°/239°
T2b	85° N350°E	19°/128°	23°/143°	68°/328°	69°/316°	30°/202°	30°/228°



(a) A mano

(b) Mediante TDP

Figura 5.3.6: Talud T2a. Representación con DIPS

5.3.3. Resultados y discusión

Tras la obtención del TDM mediante Sirovision siguiendo el procedimiento de muestreo explicado, se midió la orientación de éste advirtiéndose un giro entre el TDM y la orientación medida en campo a mano. El valor de esta desviación fue de 10°, 21° y 5° para los taludes T1, T2a y T2b respectivamente. No obstante, este problema es fácilmente subsanado realizando un giro de conjunto, como permite DIPS. De esta forma, las discontinuidades pueden proyectarse, agruparse en familias y obtener la orientación de dichas familias. La síntesis de estos resultados puede verse en la Tabla 5.6. Las proyecciones estereográficas, en plantilla equiareal, para el caso concreto del talud T2a pueden verse en la Figura 5.3.6 en la que se representa en rojo la familia S_0 , desarrollada a partir de la esquistosidad y J_1 , azul, y J_2 , verde, dos familias de diaclasados.

Tabla 5.7: Estimación de UCS

Talud	r (mm)	γ (g/cc)	UCS (Según r)	Observaciones	UCS (Tabla 5.1)
T1	49,4 (Tabla 4.3)	2,8	$\geq 120MPa$	Se lamina fácilmente con martillo. Algunos fragmentos se desgajan con la mano.	20MPa
T2	35,8	2,7	$\approx 65MPa$	Fragmentos pequeños se laminan con navaja. Muchos fragmentos pueden desgajarse a mano	10MPa

5.3.3.1. Análisis cinemático

Tras comprobar compatibilidad con la rotura plana, en cuña y por vuelco de los tres taludes en estudio, se concluye que no hay directamente compatibilidad cinemática alguna en los taludes. No obstante, en alguna ocasión el plano representativo de una familia está cerca de presentar compatibilidad con la rotura plana o por vuelco, o la intersección de dos planos representativos de sendas familias está cerca de presentar compatibilidad cinemática con la rotura en cuña. Tal es el caso de la rotura plana según la familia S_0 en el talud T2a, de la rotura por vuelco según J_2 en los tres taludes y de la rotura en cuña según la combinación $S_0 - J_1$ y $S_0 - J_2$ en los tres taludes. En la Figura 5.3.7 puede verse el caso concreto del talud T2b. Esto es así para los datos geométricos obtenidos mediante el procedimiento manual y el fotogramétrico, no obstante, para los datos obtenidos mediante fotogrametría, también se aprecian indicios de inestabilidad cinemática en las roturas planas según S_0 en los taludes T1 y T2b. En la Figura 5.3.8 puede verse un el análisis cinemático para la rotura plana en T1 con los datos obtenidos mediante el muestreo manual y el fotogramétrico.

5.3.3.2. Parámetros RMR_i

V_1 depende de la UCS de la matriz sana (5.5). Se ha empleado el esclerómetro en sentido paralelo a los planos de esquistosidad, pues en perpendicular el rebote (r) era casi nulo. Y, dada la naturaleza del material, se han tenido en cuenta los valores de la Tabla 5.7.

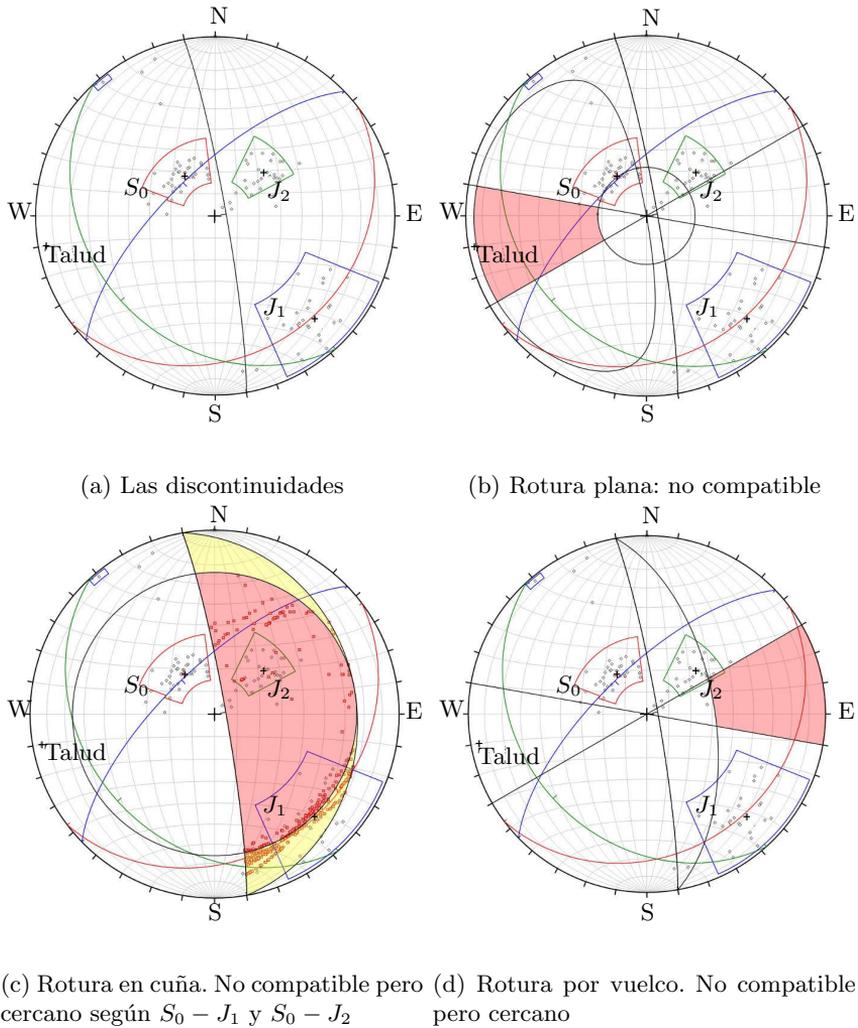


Figura 5.3.7: Talud T2b. Análisis cinemático para los datos tomados a mano. Representación con DIPS

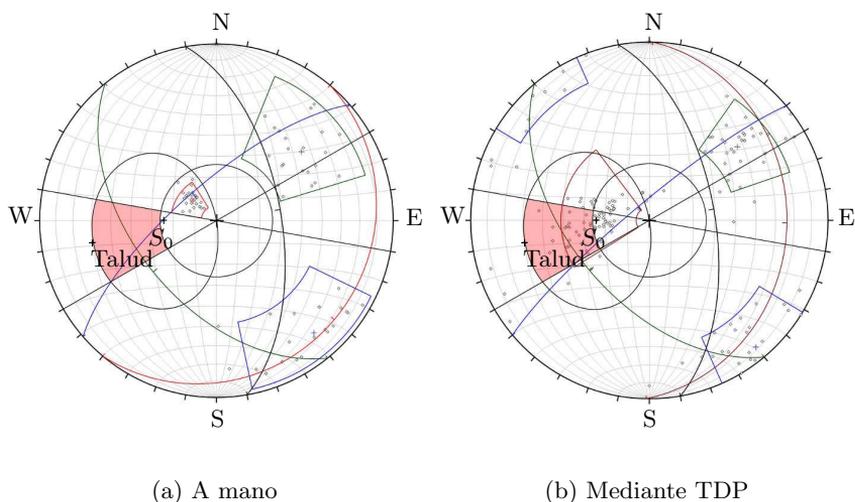


Figura 5.3.8: Talud T1. Análisis cinemático (rotura plana)

Tabla 5.8: Estimación de RQD

Talud	$s_m(m)$			$\lambda(m^{-1})$	J_v	$RQD^a(\%)$	$RQD^b(\%)$
	S_0	J_1	J_2				
T1	0,076	0,086	0,11	20,3	33,88	43,7	3,2
T2a	0.11	0.20	0.20	13.8	19.09	60,0	52,0
T2b	0.08	0.30	0.18	13.0	21.39	62,7	44,4

Puede verse cómo los valores obtenidos con esclerómetro son desproporcionados. Considerando más adecuado el valor de UCS estimado a partir de la Tabla 5.1, tomamos como valor de V_1 1,2 y 1,1 para T1 y T2 respectivamente.

V_2 ha sido calculado según (5.6). Para lo que se necesita el valor de RQD . Éste se estableció con (5.1) y (5.2), RQD^a y RQD^b respectivamente, Tabla 5.8.

Considerando los valores de (Palmström, 1974) como excesivamente bajos, y más completos los de (Priest y Hudson, 1976) al considerar la orientación de las familias, se adoptarán solamente los valores de RQD^a . De esta forma obtenemos para V_2 unos valores de 8,55, 11 y 11,4 para los taludes T1, T2a y T2b respectivamente. No obstante, se tiene que tener en cuenta que en un sondeo mecánico para la evaluación de RQD en una roca tan débil como la de T2, el proceso de extracción provocaría unas roturas en el testigo que causarían un valor

Tabla 5.9: V_3

	T1			T2a			T2b		
	S_0	J_1	J_2	S_0	J_1	J_2	S_0	J_1	J_2
$s(m)$	0,076	0,086	0,11	0,11	0,20	0,20	0,08	0,30	0,18
V_3	6,1	6,2	6,6	6,6	7,9	7,9	6,2	9,44	7,6

Tabla 5.10: Subparámetros y valores de V_4 . P: persistencia, Ap: abertura, Ru: rugosidad, Re: relleno, W: meteorización, SS: liso, SM: suave, SR: ligeramente rugoso, R: rugoso, N: ninguno, S: arenoso, H: duro, SL: ligeramente alterado, MW: Ligeramente alterado, HW: muy alterado

	T1			T2a			T2b		
	S_0	J_1	J_2	S_0	J_1	J_2	S_0	J_1	J_2
P	52	38	72	47	24	36	54	50	50
$V_{4,1}$	6	6	6	6	6	6	6	6	6
Ap	0	1	< 1	< 1	3	< 1	< 1	2	< 1
$V_{4,2}$	6	1	5	5	1	5	5	1	5
Ru	SM	SM	SM	SS	SR	SM	SS	SR	SM
$V_{4,3}$	1	2	2	0	3	2	0	3	2
Re	N	S	N	N	S	H	N	S	H
$V_{4,4}$	6	2	6	6	2	5	6	2	5
W	MW	MW	SL	HW	MW	MW	HW	MW	MW
$V_{4,5}$	2	3	4	1	2	3	1	2	3
V_4	21	14	23	18	14	21	18	14	21

de RQD seguramente nulo.

V_3 ha sido calculado para cada familia de discontinuidades según (5.7), Tabla 5.9

V_4 se obtiene mediante una estimación directa del evaluador ($V_{4,3}$, $V_{4,4}$, $V_{4,5}$), o mediante una medición cuantitativa ($V_{4,1}$, $V_{4,2}$) (Tabla 5.10).

$V_{4,1}$ es un parámetro que no discrimina entre todas las discontinuidades de trazas menores de $1m$. En materiales como los de este estudio aparece una geometría desordenada y con discontinuidades poco persistentes. De esta forma se le otorgará en valor máximo de este subparámetro a una gama muy amplia de materiales rocosos.

Tabla 5.11: Valores de RMR_i

T1			T2a			T2b		
S_0	J_1	J_2	S_0	J_1	J_2	S_0	J_1	J_2
51,9	45,0	54,4	51,7	49,0	56,0	51,7	50,9	56,1

$V_{4,3}$ responde a una estimación subjetiva de la rugosidad mientras que son muchas las opciones para poder automatizar y cuantificar la rugosidad (Tse y Cruden, 1979; Kulatilake et al., 1995; Tatone y Grasselli, 2010). Además, supone un máximo de 6 puntos sobre un total de 95 que puede alcanzar el RMR_i mientras que, en este tipo de material, la influencia de la rugosidad y en general el comportamiento frente a cortante a través de S_0 es un parámetro clave en la estabilidad frente a rotura plana cuando existe compatibilidad cinemática.

Siguiendo el razonamiento de la sección 5.2.2 al explicar el parámetro $V_{4,3}$, los valores para T1 se han tomado observando la Tabla 2.3. Al ser una superficie escalonada, tras lo razonado en la sección 3.2.3, consideramos el valor de JRC establecido mediante la dimensión fractal D obtenida con el método del divisor (2.25) como el más adecuado de la Tabla 2.3.

Al no encontrarse presencia alguna de humedad en ninguna discontinuidad muestreada se adoptará como V_5 el valor más alto, 15.

5.3.3.3. SMR

Una vez obtenidos los valores de orientación de las discontinuidades y los taludes, los parámetros F_1 , F_2 y F_3 son automáticos siguiendo las ecuaciones 5.9, 5.10 y 5.11 respectivamente (tablas 5.12 y 5.13).

F_4 será 0 al estar ambos taludes excavados con métodos mecánicos. De forma que al sumar los valores RMR_i (Tabla 5.11) con el producto $F_1 \cdot F_2 \cdot F_3$ (tablas 5.12 y 5.13) se obtienen los valores SMR (Tabla 5.14). Son taludes de clase III según su SMR ; *parcialmente estables*.

El análisis cinemático tradicional se realiza con las orientaciones de las familias de discontinuidades, no con cada discontinuidad por separado. No obstante, cuando la orientación del plano que representa a una familia no es compatible con la rotura pero está cerca, es conveniente realizar el cálculo SMR debido a la

Tabla 5.12: Parámetros SMR donde existe compatibilidad cinemática con la rotura plana (P) y toppling (T). Orientación: buzamiento/dirección de buzamiento (planos). N.C.: no corresponde

Fallo según:		$S_0(P)$		$J_2(T)$	
Muestreo:		Manual	TDP	Manual	TDP
T1	Orientación	14°/130°	24°/91°	52°/231°	54°/230°
	F_1	N.C.	0,655	0,265	0,25
	F_2	N.C.	0,200	1,000	1,000
	F_3	N.C.	-59,470	-1,160	-1,490
	$F_1 \cdot F_2 \cdot F_3$	N.C.	-7,790	-0,310	-0,370
T2a	Orientación	27°/160°	22°/151°	26°/239°	38°/230°
	F_1	0,018	0,050	0,118	0,055
	F_2	0,260	0,163	1,000	1,000
	F_3	-59,67	-59,700	-1,049	-23,220
	$F_1 \cdot F_2 \cdot F_3$	-0,280	-0,490	-0,120	-1,270
T2b	Orientación	23°/143°	19°/128°	30°/228°	30°/202°
	F_1	N.C.	0,066	0,221	≈ 0
	F_2	N.C.	0,119	1,000	
	F_3	N.C.	-59,710	-1,760	
	$F_1 \cdot F_2 \cdot F_3$	N.C.	-0,460	-0,390	≈ 0

Tabla 5.13: Parámetros SMR donde existe compatibilidad cinemática con la rotura en cuña. Orientación: trend/plunge (intersecciones)

Fallo según:		$S_0 - J_1$		$S_0 - J_2$	
Muestreo:		Manual	TDP	Manual	TDP
T1	Orientación	48°/2°	47°/17°	151°/14°	149°/13°
	F_1	0,221	0,207	0,003	0,004
	F_2	0,001	0,093	0,060	0,050
	F_3	-59,470	-59,560	-59,580	-59,590
	$F_1 \cdot F_2 \cdot F_3$	0,010	-1,150	-0,010	-0,010
T2a	Orientación	240°/4°	239°/1°	200°/22°	169°/21°
	F_1	0,128		≈ 0	0,004
	F_2	0,005	≈ 0		0,004
	F_3	-59,760			-59,700
	$F_1 \cdot F_2 \cdot F_3$	-0,040	≈ 0	≈ 0	-0,030
T2b	Orientación	227°/3°	55°/5°	174°/20°	147°/18°
	F_1	0,207	0,333	≈ 0	0,006
	F_2	0,003	0,008		0,105
	F_3	-59,770	-59,760		-59,720
	$F_1 \cdot F_2 \cdot F_3$	-0,040	-0,160	≈ 0	-0,040

Tabla 5.14: Valores de SMR , según roturas compatibles: plana (P) y en cuña (W)

	T1	Rotura	T2a	Rotura	T2b	Rotura
Manual	48,4	W $S_0 - J_1$	50,3	W $S_0 - J_1$	51,3	W $S_0 - J_1$
TDP	44,1	P S_0	50,3	W $S_0 - J_1$	51,1	W $S_0 - J_1$

variabilidad en la orientación de los planos que forman la familia. En el análisis cinemático de la rotura en cuña según una pareja de familias de discontinuidades la variabilidad depende del producto del número de planos muestreados en cada familia, eso supone una variabilidad enorme. Con lo cual en una situación en la que la combinación de los planos medios de las familias no presente compatibilidad cinemática con la rotura, puede que sí existan parejas de discontinuidades claramente dentro de la zona de peligro en la representación estereográfica, como era el caso de la Figura 5.3.7c. Siendo tan grande esa variabilidad que es probable que alguna pareja de planos entre las dos familias presente una dirección altamente desfavorable.

Se han tomado las combinaciones más desfavorables de parejas de planos entre 2 familias de discontinuidades y se han calculado los subparámetros *SMR* (Tabla 5.15). Los resultados son sumamente desfavorables. Si se tomaran estos valores como válidos se obtendrían unos valores de *SMR* de 27,5, 43,7 y 44,5 para los taludes T1, T2a y T2b respectivamente según la rotura en cuña a través de $S_0 - J_1$. Son valores claramente más desfavorables que los obtenidos con las direcciones medias de las familias. Pero, el *SMR* está diseñado para realizar los cálculos con las orientaciones medias de las familias de discontinuidades, así como el análisis cinemático. No obstante, el visionado de una representación estereográfica como la de la Figura 5.3.7c, en la que aparezcan todas las posibles combinaciones de discontinuidades muestreadas, puede servir en el estudio de la estabilidad, sugiriendo la necesidad de realizar el análisis *SMR* siguiendo las orientaciones medias (tablas 5.12, 5.13 y 5.14) con especial atención.

De forma que la conclusión de estabilidad, para rotura en cuña, según la Tabla 5.14, debería ser rebajada, puesto que la variabilidad de las intersecciones de planos es especialmente grande y podría suponer una causa de inestabilidad.

En las roturas planas o por vuelco, un solo plano podría ser causa de inestabilidad. Pero, en el caso de una rotura por cuña, tendría que darse la circunstancia adicional de que estos dos planos realmente intersecten en la masa del talud y que recorran una extensión lo suficientemente grande como para desgajar el resto de la cuña que no esté atravesado por ellas. Circunstancias estas dos poco probables especialmente en discontinuidades poco persistentes como las que suelen presentar materiales como los del presente estudio.

Tabla 5.15: Parámetros *SMR* donde existe compatibilidad cinemática con la rotura en cuña, según la pareja más desfavorable. Orientación: trend/plunge (intersecciones)

Fallo según:		$S_0 - J_1$		$S_0 - J_2$	
Muestreo:		Manual	TDP	Manual	TDP
T1	Orientación	71°/13°	68°/39°	129°/20°	147°/30°
	F_1	0,711	0,627	0,006	0,006
	F_2	0,053	0,656	0,132	0,333
	F_3	-59,590	-59,090	-59,520	-59,360
	$F_1 \cdot F_2 \cdot F_3$	2,250	-24,300	-0,470	-0,120
T2a	Orientación	229°/25°	77°/31°	173°/26°	166°/32°
	F_1	0,050	0,371	0,002	0,007
	F_2	0,217	0,361	0,230	0,390
	F_3	-59,680	-59,640	-59,670	-59,640
	$F_1 \cdot F_2 \cdot F_3$	-0,650	-7,990	-0,030	-0,16
T2b	Orientación	57°/14°	63°/26°	165°/25°	157°/32°
	F_1	0,371	0,501	≈ 0	0,006
	F_2	0,062	0,238		
	F_3	-59,730	-59,680		
	$F_1 \cdot F_2 \cdot F_3$	-1,370	-7,120	≈ 0	≈ 0

5.3.3.4. Sesgo de muestreo en la TDP debido a la erosión superficial en rocas débiles

La orientación de una discontinuidad puede medirse mediante dos muestras de ésta: un fragmento de su superficie, o bien una traza (línea). Al realizar el muestreo a mano, ante la necesidad de posicionar la brújula, solo se puede medir directamente sobre un fragmento de la superficie, o bien con la ayuda de una carpeta, cartulina o utensilio similar, a través de traza. Mientras que la *TDP* permite la medición de la orientación automática mediante traza y mediante plano.

No obstante, en la medición manual, el observador puede deducir el efecto de la erosión en el fragmento de plano que mide, puede estimarlo en la superficie de la roca y realizar la medición de la orientación de la discontinuidad compensando este fenómeno (Figura 5.3.9). Dicha corrección no es realizada automáticamente por el software de procesado del TDM, pero, al permitir éste la medición de la orientación mediante una traza, al no estar ésta expuesta a la erosión como lo está un plano, se puede realizar la medición evitando este sesgo de muestreo.

El efecto de la erosión sobre los fragmentos superficiales de los planos desarrollados a partir de una discontinuidad que buce hacia el exterior del talud con menor inclinación que éste, hace que la discontinuidad parezca más paralela al talud y más inclinada de lo que realmente es.

Los datos obtenidos en el presente estudio muestran la existencia de este fenómeno en las tres estaciones geomecánicas sobre la familia de discontinuidades desarrolladas a partir de la esquistosidad (S_0). Hay que tener en cuenta que los taludes estudiados no han sido cortados recientemente. En la Tabla 5.16 se muestran los datos obtenidos a mano por un evaluador que tuvo en cuenta el efecto de la erosión. Se puede observar cómo la orientación medida con TDP a través de las trazas se acerca más a éste valor que la orientación medida a través de los planos.

En la Figura 5.3.10 puede verse la representación estereográfica de los polos de las discontinuidades medidas con TDP a través de planos (en rojo) y trazas (en gris) y cómo la media de las mediciones hechas a mano, plano morado, está más cerca del plano gris que del rojo.

Este sesgo se traduce en una apariencia de menor estabilidad en el cálculo del *SMR*, como puede observarse en las Tablas 5.16 y 5.17 separando los datos

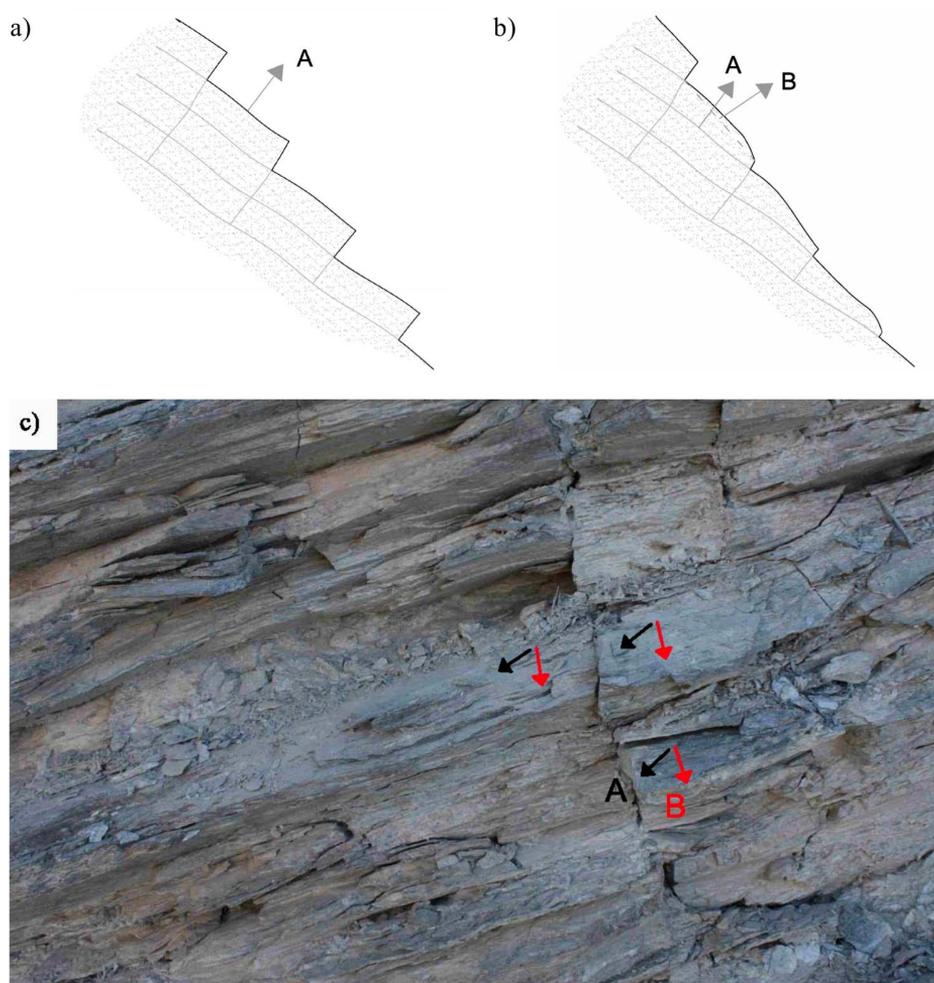


Figura 5.3.9: Talud T2a. Efecto de la erosión en la medición de la dirección de S_0 a través de un plano con TDP. a) Planos superficiales sin erosionar. b) Planos superficiales erosionados.

obtenidos a través de la medición, sobre el TDM, de trazas y de planos.

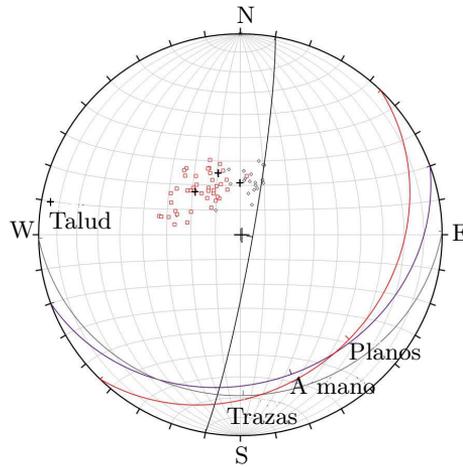


Figura 5.3.10: Talud T2a. Comparativa de S_0 mediante trazas y planos con TDP y muestreo manual, representado mediante DIPS

Tabla 5.16: Buzamiento/Dirección de buzamiento (Dir. Buz.) de S_0 con medición manual o según planos o trazas del TDM (TDP^a o TDP^b respectivamente)

Talud	Dir. Buz. Talud	Manual	TDP ^b	TDP ^a
T1	80°	14°/130°	21°/97°	25°/90°
T2a	100°	27°/160°	21°/179°	26°/134°
T2b	80°	23°/143°	19°/160°	21°/111°

Tabla 5.17: SMR siguiendo el mecanismo de rotura más desfavorable: cuña (W) o plano (P) con medición manual o según planos o trazas del TDM (TDP^a o TDP^b respectivamente)

	T1	Rotura	T2a	Rotura	T2b	Rotura
Manual	49,4	(W) $S_0 - J_1$	50,3	(W) $S_0 - J_1$	51,3	(W) $S_0 - J_1$
TDP	44,1	(P) S_0	50,3	(W) $S_0 - J_1$	51,1	(W) $S_0 - J_1$
TDP ^a	43	(P) S_0	48,6	(P) S_0	49,6	(P) S_0
TDP ^b	48,6	(W) $S_0 - J_1$	50,3	(W) $S_0 - J_1$	51,2	(W) $S_0 - J_1$

Conclusiones

Al tratar esta tesis doctoral la estación geomecánica para el estudio de estabilidad de taludes de un modo global, las conclusiones que se extraen de este trabajo son variadas. El capítulo 2 trata de la parametrización de la rugosidad, y de la obtención de dichos parámetros proponiéndose un método nuevo. En dicho capítulo no se propone una parametrización nueva pero se experimenta con la ya existente sobre los materiales muestreados, entre los que destacan los foliados; con ello se muestran las limitaciones de algunos parámetros y la idoneidad de otros para describir estos materiales. Este razonamiento continúa en el capítulo 3, que relaciona los parámetros geométricos de la superficie rocosa con los mecánicos intervinientes en la estabilidad de un talud rocoso a través de ensayos de corte directo. De dichos ensayos se extraen algunos consejos a la hora de realizar nuevos ensayos de corte sobre muestras de grandes dimensiones. Asimismo, en el capítulo 4 se aplican otros ensayos.

Finalmente, los capítulos 1 y 5 explican cómo puede emplearse la fotogrametría digital terrestre (TDP) en la estación geomecánica y qué precauciones podemos aconsejar tener en su uso. El capítulo 5 aplica la clasificación geomecánica *SMR* a materiales foliados débiles de la Cordillera Bética, proponiendo una metodología integrada y mostrando algunas deficiencias de dicha clasificación geomecánica para dichos materiales.

Así pues, a continuación se enumeran las principales conclusiones que puede ofrecer el presente trabajo en sus distintas secciones.

En cuanto a la TDP:

1. Las ventajas de la TDP pueden ser aprovechadas incluso para los taludes de roca foliada, donde la geometría no esté bien definida, exista un grado de meteorización considerable, W3 siguiendo la notación *ISRM* (1978), e incluso aparezca vegetación (sección 5.3.1). De hecho, se puede aplicar con éxito a este tipo de taludes mediante un proceso sencillo y sin la exactitud que otorga para la georeferenciación el equipamiento como el GPS o los teodolitos. (Sección 1.2.2).
2. En la aplicación de la TDP en taludes de material foliado débil que no haya sido recientemente cortado se produce un sesgo de muestreo debido a la meteorización que sufren las caras superficiales del talud con cierta horizontalidad, eso hace que las discontinuidades trazadas en el TDM como fragmentos de plano parezcan más paralelas al talud de lo que lo son en

realidad. Dicho sesgo se evita cuando se dibuja la discontinuidad según una traza, la línea que se forma como la intersección de una discontinuidad con la superficie del talud, ya que en este caso, la superficie que marca esa traza está al abrigo de la meteorización. (Sección 5.3.3.4).

En cuanto al proceso de estimación visual de JRC (Barton y Choubey, 1977) (sección 2.1.1.1):

3. La estimación visual tiende a minusvalorar JRC , coincidiendo con Xia et al. (2013). Esto se agudiza con perfiles escalonados de poca amplitud.
4. Ninguno de los perfiles típicos de Barton es claramente escalonado (tan solo el perfil 3 lo es ligeramente). Así pues, el evaluador debe decidir cuál de los perfiles tendría un comportamiento similar a corte. La dificultad de esta decisión provoca alta variabilidad en las respuestas. El hecho de que el perfil sea escalonado aumenta la rugosidad considerablemente, pero este hecho puede pasar desapercibido para el evaluador.
5. Los 10 perfiles típicos de Barton se basan en 6 tipos de roca diferentes. Eso supone una base de datos insuficiente a la hora de evaluar una roca cualquiera.
6. Si un perfil a ser evaluado es similar, en cuanto a su longitud de onda y su fase, a un perfil típico de Barton, pero su amplitud es diferente, los evaluadores tienden a asignarle el mismo valor de JRC . Sin embargo, la amplitud es determinante en la rugosidad de un perfil.
7. Dado que el valor de JRC depende mucho de la amplitud, la estimación visual deberá hacerse con los perfiles de Barton a escala 1:1.
8. Cada perfil típico representa un intervalo de 2 puntos de JRC , y Barton y Choubey (1977, Figura 8) y las otras tablas presentes en la literatura en la que éstos se presentan no muestran su valor exacto de JRC calculado mediante un ensayo de corte (ver Barton y Choubey, 1977, Tabla 4). Esta ausencia en las tablas que se utilizan para estimar visualmente JRC provoca evidentemente una desviación en las respuestas.

En cuanto al nuevo método para la digitalización de perfiles:

9. Este método proporciona perfiles digitalizados y extrae parámetros de rugosidad de ellos económica y rápidamente, con una sola persona, sin necesidad de cargar muestras. (Sección 2.3.1).
10. La precisión aceptable para perfiles no muy lisos ($JRC \geq 2,5$). (Sección 2.3.2).
11. En el proceso de validación del método, los mejores resultados se obtienen empleando el parámetro R_p mediante la ecuación 2.23. (Sección 2.3.2).

En cuanto a la parametrización de la rugosidad:

12. La variabilidad de la rugosidad a lo largo de líneas y entre líneas de una misma superficie invitan a estudiar la rugosidad, bien mediante líneas de longitud mucho mayor de 10cm o mejor mediante análisis de superficies (3D) (Tatone y Grasselli, 2010; Xia et al., 2013). (Secciones 2.3.3.2 y 2.1.1.1).
13. Los valores de JRC obtenidos mediante la dimensión fractal D (2.25) son generalmente menores que los obtenidos mediante el ratio $\theta_{max}^*/(C + 1)$ (2.24). Asimismo, estos valores son menores generalmente que los obtenidos a través de los parámetros estadísticos (2.18, 2.23). (Tablas 2.1, 2.2 y 2.3). Esto no sucede así en la muestra de granito (Figura 2.3.36).
14. Entre Z_2 y R_p , éste segundo presenta menos dispersión en los resultados de JRC , pero cuando se aplica sobre varios perfiles de la misma superficie, las medias son similares. (Tabla 2.2 y Figura 2.3.10).
15. El parámetro estadístico Z_2 no es indicado para un perfil escalonado. (Figuras 2.3.11 a 2.3.33).
16. La dimensión fractal D proporciona valores de JRC con una variabilidad grande (Tabla 2.2), no obstante, frente a la problemática que presentan los perfiles escalonados su comportamiento es interesante (Figura 2.3.35 y sección 2.4).

En cuanto a los ensayos de corte directo (sección 3.2.3):

17. El hormigón no es un buen material para realizar las réplicas de las muestras para un ensayo de corte directo ya que:
 - a) Si las muestras son de grandes dimensiones ($480mm \times 480mm$ en el presente trabajo) se requiere desencofrado en su fabricación, esto más el vibrado generará una capa superficial que en el inicio del ensayo disminuirá ϕ_b y durante todo el ensayo JCS .
 - b) El efecto pared generado en el hormigonado también contribuye a un menor JCS .
 - c) En la dosificación, la arena debe ser muy fina ($d_{max} < 0,8mm$ en el presente trabajo), y, no obstante, siempre imposibilitará la obtención de una superficie tan fiel a la original como la que puede obtenerse con un mortero especial sin árido.

En cuanto a las clasificaciones geomecánicas empleadas:

18. Pese a ser el SMR considerada una clasificación geomecánica apropiada para rocas débiles, se han puesto de manifiesto algunas deficiencias para rocas foliadas, especialmente por su dependencia del RMR_i . Debido a que (sección 5.3.3.2):
 - a) Es poco apropiado asignar a este tipo de material un valor concreto de UCS por su marcada anisotropía. Lo mismo ocurre con RQD debido a que el proceso de extracción de un sondeo provocaría numerosas fracturas. Con lo cual V_1 y V_2 no suponen una buena descripción de este material.
 - b) La rugosidad es un parámetro importante especialmente para rotura plana a través de las discontinuidades formadas a partir de la foliación. No obstante, este parámetro tiene un peso demasiado bajo en esta clasificación. Además, la rugosidad puede medirse de manera automatizada y objetiva. Al ser un parámetro importante, y de determinación suficientemente fiable con las técnicas actuales, debería tener más peso.
 - c) El parámetro relativo a la persistencia no tiene unos intervalos apropiados para un material rocoso de aspecto machacado. Ya que éste presentará unas discontinuidades poco persistentes, mientras que el

intervalo inferior del parámetro correspondiente ($V_{4,1}$) engloba todas las trazas de longitud inferior a $1m$.

19. Los valores teóricos de RQD calculados según Palmström (1974) son excesivamente bajos para rocas foliadas, no discriminando bien entre aquellas que están muy machacadas y las que presentan cierta consistencia. (Sección 5.2.1 y Tabla 5.8).
20. Los valores teóricos de RQD calculados según Priest y Hudson (1976) pueden ser demasiado altos para rocas débiles que sufrirían mucha fracturación si se realizase en ellas el sondeo necesario para evaluar el RQD según el método tradicional original de Deere (1963). (Sección 5.2.1).
21. En la comprobación de la compatibilidad cinemática de rotura en cuña según una pareja de familias de discontinuidades, si se realiza la comprobación para cada pareja de discontinuidades en particular, podrán aparecer combinaciones bastante alejadas de la intersección de los planos medios de las familias. Esto se debe a la variabilidad de esta combinación. El número de intersecciones es el producto del número de discontinuidades que tenga cada familia. Si se calculase el SMR según la intersección particular más desfavorable, el resultado podría ser anormal y falsamente bajo. No obstante, la representación estereográfica de todas las posibles intersecciones puede ser orientativa a la hora de interpretar el valor SMR según la intersección de los planos medios, ya que éste no tiene en cuenta cómo de variable puede ser esa intersección. Esto podría mostrar la necesidad de una rebaja en el valor de SMR según una rotura en cuña, especialmente si la persistencia es alta. (Tabla 5.15).
22. La automatización del procesado de datos provenientes de la estación geomecánica supone un ahorro muy considerable de tiempo. Para ello es muy útil el empleo de software de representación estereográfica y la implementación de algoritmos informáticos con las ecuaciones para estimar los parámetros de las clasificaciones como las propuestas por Tomás et al. (2007). (Figura 5.3.5).

En cuanto a otros ensayos:

23. La evaluación de la UCS de una roca foliada débil mediante esclerómetro arroja resultados desproporcionadamente altos si se realiza en dirección paralela a la foliación y nulos si se mide en dirección perpendicular a ella. Dado que será un valor bajo, para realizar la clasificación SMR es preferible

el empleo de las tablas orientativas de [ISRM \(1978\)](#) para una estimación manual. (Sección 4.2).

24. La propuesta de *tilt test* de [Stimpson \(1981\)](#), que reduce la incertidumbre con respecto a otros métodos para este ensayo, actualmente se aplica con una formulación errónea, proporcionando valores un 33 % mayores que los correctos. (Sección 4.3).
25. La determinación de la velocidad de propagación de ondas sónicas en el material foliado a través de las direcciones paralela y perpendicular a los planos de foliación proporcionan una estimación rápida y clara de su anisotropía. (Sección 4.1).

Conclusions

The present work focuses on data acquisition for rock slope characterization. The wide variety of characteristics to be observed within the data acquisition process makes this work multidisciplinary within the rock mechanics topic. Thus, the conclusions that this work provides are diverse.

Chapter 2 deals with rock roughness parametrization and data acquisition; it provides a new method. The most relevant 2D rock roughness parameters are applied to several rock samples, specially to foliated materials, studying their suitability for these materials. This reasoning continues on chapter 3, that shows direct shear tests results and compares them with the roughness parameters offering as well several recommendations when performing direct shear tests over large replica samples. Chapter 4 shows other tests.

Finally, chapters 1 and 5 show how to apply terrestrial digital photogrammetry (TDP). Chapter 5 applies the *SMR* classification to weak foliated rocks in the Betic Cordillera (southern Spain), proposing a new global methodology for rock slope data acquisition and showing some aspects to be adapted from this classification system for these particular rocks.

As a result of this research, the following conclusions can be drawn:

Regarding TDP:

1. TDP can be applied even for weak foliated rock slopes with a non-well defined geometry, considerable weathering, W3 according to [ISRM \(1978\)](#) notation, and even some vegetation (section 5.3.1). Furthermore, this technique can be applied to these slopes even with a simple and rapid one person method, without GPS. (Section 1.2.2).
2. TDP application for not recently cut weak foliated rock slopes suffer a bias due to weathering. Thus, discontinuities orientation will seem to be more stepped and parallel to the rock slope. That bias can be avoided measuring the orientations not in the planes but in the traces.

Regarding *JRC* visual estimation procedure from [Barton and Choubey \(1977\)](#) (section 2.1.1.1):

3. The traditional visual assessment method based on comparisons with the

set of the 10 Barton profiles generally underestimates *JRC*, agreeing with [Xia et al. \(2013\)](#). This is more clear with low amplitude stepped profiles.

4. None of the original Barton profiles is clearly stepped, and therefore the user has to decide which of the original profiles could have a similar shear strength. This is a difficult decision that likely contributes to the high variability of the related outcomes from the survey test performed in the present work (section 2.1.1.1). Stepped roughness greatly increases the *JRC* value of a rock discontinuity, but, in general, the user does not appreciate that increase while performing the test.
5. The 10 original Barton profiles, based on 6 different rock types, are clearly an insufficient database for the visual assessment of the *JRC* value of rock discontinuity surfaces for lithologies that are not represented in the 6 original rocks types.
6. When evaluating the *JRC* value through visual comparison, the survey test results showed that when the profile to be evaluated shows a similar shape to one of the Barton typical profiles in terms of waviness, but has different amplitude, there is a clear tendency towards the assignment of the *JRC* value of the apparently similar original profile. Therefore, this introduces a significant accuracy error concerning the influence of roughness amplitude.
7. As the *JRC* value is highly influenced by the roughness amplitude, the visual assessment should be made by comparison with the original Barton profiles at a 1:1 scale.
8. Each typical roughness profile represents an interval of two points in *JRC* values, but the central *JRC* value in that interval does not coincide with the geometric centre of the interval. The precise *JRC* value in each profile, estimated by shear tests, shown in [Barton and Choubey \(1977\)](#) Table 4, does not appear in the original table together with the typical profiles as in [Barton and Choubey \(1977\)](#) Figure 8. The same thing happens in other papers. Tables summarizing the typical profiles used for the visual comparison use the *JRC* value intervals, not the exact values, from which given deviations of the visual assessment are also derived.

Regarding the new method for the digitization of the roughness profiles of rock discontinuities:

9. There is no need for any expensive, uncommon, bulky or heavy acquisition

equipment. Also, since roughness profile photographs are taken in the field, there is no need to carry rock samples. (Section 2.3.1).

10. The error is generally below one unit of the JRC value in profiles with $JRC \geq 2.5$. (Section 2.3.2).
11. In the validation process for the new method presented here, the best results were achieved with R_p through equation 2.23. (Section 2.3.2).

Regarding rock roughness profiles parametrization:

12. Some profiles show differences in the calculation of JRC values in parallel lines on the same discontinuity surface. This observation has been previously presented by [Xia et al. \(2013\)](#) concerning limitations of the linear analysis of roughness compared with 3D approaches ([Tatone and Grasselli, 2010](#)).
13. Some of the profiles show variable roughness values along the 10cm sampling length. This suggests that a greater sampling length could help to attain a more representative roughness profile.
14. In the present work, JRC values determined from the fractal dimension D (2.25) are generally smaller than those determined from the ratio $\theta_{max}^*/(C+1)$ (2.24) ([Tatone and Grasselli, 2010](#)). In the same way, these values are smaller than JRC values determined from the statistical parameters (2.18, 2.23). (Tables 2.1, 2.2 and 2.3). The granite sample is an exception (Figure 2.3.36).
15. Concerning the dispersion of the JRC values determined from the statistical parameters Z_2 and R_p , equation 2.23 shows a lower dispersion. Nevertheless, the average JRC values are similar. (Table 2.2 and Figure 2.3.10).
16. Z_2 is not an appropriate parameter for a stepped profile. (Figures 2.3.11 to 2.3.33).
17. JRC values determined from D (2.25), generally present higher dispersions than those determined from the other methods (Table 2.2). However, regarding the problems that present stepped profiles, its behaviour is interesting. (Figure 2.3.35 and section 2.4).

Regarding direct shear tests (section 3.2.3):

18. Concrete is not a good material for making replicas for performing direct shear tests because:
 - a) When working with large samples ($480\text{mm} \times 480\text{mm}$ in the present work) release agent is required, which added to the vibration process will form a superficial layer that in the beginning of the test will decrease ϕ_b , and JCS during the whole test.
 - b) *Wall effect* decreases JCS .
 - c) Sand must be very thin ($d_{max} < 0.8\text{mm}$ in the present work), and however, it will always decrease the replica surface fidelity to the original one more than when using special mortar.

Regarding in field data acquisition:

19. *SMR* classification system is considered appropriate for weak rocks. In spite of this, the present work shows some deficiencies of it when applied to weak foliated rocks, especially because of its dependence on RMR_i . Because (section 5.3.3.2):
 - a) It is not appropriate to assign a unique UCS value for these materials due to its anisotropy. Thus, V_1 is not a good parameter for describing these materials.
 - b) RQD value is not appropriate either for these materials because core drilling causes many fractures that would give always $RQD = 0$. Thus, V_2 is neither a good parameter for describing for the material.
 - c) Roughness is an important parameter, especially for planar failure through discontinuities formed as a consequence of the rock foliation. However, this parameter weight is too low in this classification system. Considering that this parameter is important, and that it can be objectively determined through automated techniques, it should have more importance in a classification system for foliated rock slopes.
 - d) Persistence parameter ($V_{4,1}$) intervals are not appropriate for laminated/sheared material because the lowest interval encompasses all trace length values under 1m .

20. Indirect *RQD* calculation according to [Palmström \(1974\)](#) are excessively low for foliated rocks. It does not separate well really sheared rocks from those presenting some consistence. (Section 5.2.1 and Table 5.8).
21. Indirect *RQD* calculation according to [Priest and Hudson \(1976\)](#) might be, however, quite high for foliated rocks. (Section 5.2.1).
22. For wedge failure kinematic analysis, if instead of the average discontinuity sets orientation values, it is taken into account each couple of discontinuities, there might appear intersections far from the average intersection. This is due to the combination variability; the number of intersections is the product of the number of discontinuities of each set. This should be taken into account; a rapid stereographic visualization of every combination might invite to reduce the *SMR* value regarding wedge failure, especially if persistence is high. (Table 5.15).
23. Global data acquisition procedure and calculus automatization mean considerable time saving. Thus, it is very appealing the use of especific software for stereographic representation and computational codes for classification system parameters acquisition through equations such as those presented by [Tomás et al. \(2007\)](#). (Figure 5.3.5).

Regarding other tests:

24. Schmidt hammer test for foliated rocks provides extremely low values when applied in perpendicular direction to foliation planes and excessively high values when applied in parallel direction. The *UCS* value to be introduced in the classification systems should be low, Schmidt hammer seems not to be appropriate, and its weight in the *SMR* is not important. Thus, it is advisable to perform *UCS* subjective estimation as shown in [ISRM \(1978\)](#). (Section 4.2).
25. [Stimpson \(1981\)](#) tilt test proposal, is being applied nowadays with an erroneous formulation providing values 33% higher than the correct ones. (Section 4.3).
26. Sound velocity determination for foliated rocks through perpendicular and parallel directions to the foliation joints clearly provides a rapid anisotropy determination. (Section 4.1).

Publicaciones/Publications

Gran parte del contenido del presente documento de tesis doctoral, especialmente del capítulo 2, ha sido publicada en la revista *Rock Mechanics and Rock Engineering* con posición 12º de 32 en las categoría *engineering, geological* de la *ISI Web of Knowledge* con factor de impacto 1,16 en 2012 (Alameda-Hernández et al., 2014).

A considerable part of this text, specially chapter 2, has been published already in the international journal *Rock Mechanics and Rock Engineering* (impact factor 1.16 in 2012) ranked 12º out of 32 in the *engineering, geological* category from the *ISI Web of Knowledge* (Alameda-Hernández et al., 2014).

Rock Mech Rock Eng
DOI 10.1007/s00603-013-0532-2

ORIGINAL PAPER

Improvement of the JRC Calculation Using Different Parameters Obtained Through a New Survey Method Applied to Rock Discontinuities

Pedro Alameda-Hernández · Jorge Jiménez-Perálvarez · José A. Palenzuela · Rachid El Hamdouni · Clemente Irigaray · Miguel A. Cabrerizo · José Chacón

Received: 8 May 2013 / Accepted: 2 December 2013
© Springer-Verlag Wien 2014

Abstract This paper presents a new, fast and economical method for digitizing a rock surface profile to determine its joint roughness coefficient (JRC) value (Barton and Choubey, *Rock Mech Rock Eng* 10:1–54, 1977) using a set of existing parameters, the appropriateness of which has been tested. The new procedure was applied to four rock road cuts in the Alpujarra area of Granada province (Andalusia, Spain), supported by 117 digitized profiles. The method avoids any personal subjectivity bias. The usual subjectivity in the visualization and assessment of the JRC value is estimated here by a survey test answered by 90 trained users. The survey test consisted of a set of JRC visual comparisons of 12 roughness profiles, selected from the 117 profiles surveyed during the field research in the Alpujarra region, with the Barton typical profiles. The results of the survey clearly show systematic inaccuracies in the traditional procedure that are reduced if the advice presented in the conclusions of this paper is taken in account when performing the visual estimation.

Keywords Rock slopes · Joint roughness coefficient (JRC) · Stylus profilometer · Roughness parameters

Abbreviations

B&W Black and white
C Roughness parameter characterizing the distribution of inclinations over a profile

P. Alameda-Hernández (✉) · J. Jiménez-Perálvarez · J. A. Palenzuela · R. El Hamdouni · C. Irigaray · J. Chacón
Department of Civil Engineering, University of Granada, Granada, Spain
e-mail: pedalh@ugr.es

M. A. Cabrerizo
Department of Applied Physics, University of Granada, Granada, Spain

D Fractal dimension
ICCP Civil engineering degree
JRC Joint roughness coefficient
JRC⁰ Value of JRC obtained by mechanical tests by Barton and Choubey (1977)
JRC¹ Value of JRC obtained by applying an algorithm to a vector
JRC² Value of JRC obtained by applying the new method to a mold built from a vector
 L_{θ^*} Normalized length of the fraction of the profile with a higher inclination than a threshold value
.pbm Portable bitmap format
 R_p Roughness profile index
UGR University of Granada (Spain)
 y Roughness profile vector
 Z_2 First-derivative root-mean-square
 Δs Spatial sampling interval
 θ^* Inclination of a fraction of the profile along the shear direction
 θ^*_{\max} Maximum inclination of the profile along the shear direction

1 Introduction

The joint roughness coefficient parameter (JRC) (Barton and Choubey 1977) is widely used to account for roughness when assessing shear strength of rock discontinuities, a major parameter in any rock slope stability analysis.

JRC may be estimated visually, by comparing any observed rock profile with the 10 typical profiles proposed by Barton and Choubey (1977). This procedure is appealingly simple. However, it is also considerably subjective as shown

Bibliografía

- Yonathan Admassu and Abdul Shakoor. Cut slope design recommendations for sub-horizontal hard sedimentary rock units in Ohio, USA. *Geotechnical and Geological Engineering*, 31(4):1207–1219, 2013. ISSN 0960-3182. doi: 10.1007/s10706-013-9644-4. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s10706-013-9644-4>.
- Pedro Alameda-Hernández, Jorge Jiménez-Perálvarez, José A. Palenzuela, Rachid El Hamdouni, Clemente Irigaray, Miguel A. Cabrerizo, and José Chacón. Improvement of the JRC calculation using different parameters obtained through a new survey method applied to rock discontinuities. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, pages 1–14, 2014. ISSN 0723-2632. doi: 10.1007/s00603-013-0532-2. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s00603-013-0532-2>.
- I. Alcántara-Ayala. The Torvizcón, Spain, landslide of february 1996: the role of lithology in a semi-arid climate. *Geofísica Internacional*, 38(3), 1999.
- F Aldaya. *Mapa geológico de España, E. 1:50.000*. IGME, 1979.
- RL. Alejano, J. González, and J Muralha. Comparison of different techniques of tilt testing and basic friction angle variability assessment. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 45:1023–1035, 2012a. doi: 10.1007/s00603-012-0265-7.
- RL. Alejano, J. González, and J Muralha. Response by the authors to S. R. Henchers discussion of the paper: Comparison of different techniques of tilt testing and basic friction angle variability assessment. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 45:1141–1143, 2012b.
- P. Andrade and A. Saraiva. Estimating the joint roughness coefficient of discontinuities found in metamorphic rocks. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 67:425–434, 2008. ISSN 1435-9529. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s10064-008-0151-4>. 10.1007/s10064-008-0151-4.

- P. Andrade and A. Saraiva. Physical and mechanical characterization of phyllites and metagreywackes in central Portugal. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 69:207–214, 2010. ISSN 1435-9529. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s10064-009-0251-9>. 10.1007/s10064-009-0251-9.
- Pooyan Asadollahi and Fulvio Tonon. Constitutive model for rock fractures: Revisiting Barton’s empirical model. *Engineering Geology*, 113(1-4):11 – 32, 2010. ISSN 0013-7952. doi: DOI:10.1016/j.enggeo.2010.01.007. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0013795210000190>.
- Pooyan Asadollahi, Marco C.A. Invernizzi, Simone Addotto, and Fulvio Tonon. Experimental validation of modified Barton’s model for rock fractures. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 43(5):597–613, 2010. ISSN 0723-2632. doi: 10.1007/s00603-010-0085-6. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s00603-010-0085-6>.
- ASTM. *Standard Test Method for Laboratory Determination of Pulse Velocities and Ultrasonic Elastic Constants of Rock. D 2845*. 2000.
- ASTM. *Standard Test Method for Performing Laboratory Direct Shear Strength Tests of Rock Specimens Under Constant Normal Force. D 5607*. 2002.
- T Babadagli and K Develi. Fractal characteristics of rocks fractured under tension. *Theoretical and Applied Fracture Mechanics*, 39(1):73 – 88, 2003. ISSN 0167-8442. doi: 10.1016/S0167-8442(02)00139-8. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0167844202001398>.
- G. Barla, M. Barla, and M.E. Martinotti. Development of a new direct shear testing apparatus. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 43(1):117–122, 2010. ISSN 0723-2632. doi: 10.1007/s00603-009-0041-5. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s00603-009-0041-5>.
- N. Barton. Review of a new shear-strength criterion for rock joints. *Engineering Geology*, 7(4):287 – 332, 1973. ISSN 0013-7952. doi: DOI:10.1016/0013-7952(73)90013-6. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/0013795273900136>.
- N Barton and S. Bandis. Review of the predictive capabilities of JRC-JCS model in engineering practice. In Barton and Stephanson, editors, *Proceedings of the international conference on rock joints*, pages 603–610, Balkema, Rotterdam, 1990.
- N. Barton and V. Choubey. The shear strength of rock joints in theory and practice. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 10:1–54, 1977. ISSN 0723-2632. URL <http://dx.doi.org/10.1007/BF01261801>. 10.1007/BF01261801.

- N. Barton, R. Lien, and J. Lunde. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 6:189–236, 1974. ISSN 0723-2632. URL <http://dx.doi.org/10.1007/BF01239496>. 10.1007/BF01239496.
- Nicholas Barton. *Rock quality, seismic velocity, attenuation, and anisotropy*. Taylor & Francis, 2007.
- A. J. Beer, D. Stead, and J. S. Coggan. Technical note estimation of the joint roughness coefficient (JRC) by visual comparison. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 35:65–74, 2002. ISSN 0723-2632. doi: 10.1007/s006030200009. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s006030200009>.
- Rajinder Bhasin, Nick Barton, Eystein Grimstad, and Panayotis Chrystanthakis. Engineering geological characterization of low strength anisotropic rocks in the Himalayan region for assessment of tunnel support. *Engineering Geology*, 40:169 – 193, 1995. ISSN 0013-7952. doi: 10.1016/0013-7952(95)00055-0. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0013795295000550>.
- Z. T. Bieniawski. Engineering classification of jointed rock masses. *The Civil Engineer in South Africa*, 15:335–344, 1973.
- Z.T. Bieniawski. *Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. 1989. URL <http://www.scopus.com/inward/record.url?eid=2-s2.0-0024877947&partnerID=40&md5=2c65c536b93bcd325a302480fedc3886>. cited By (since 1996) 575.
- J. S. Birch. Using 3DM analyst mine mapping suite for rock face characterisation. In *Workshop: Laser and Photogrammetric Methods for Rock Face Characterization*, pages 13–32, Golden, Colorado (USA), June 17-18 2006. ARMA.
- Paolo Budetta. Stability of an undercut sea-cliff along a Cilento coastal stretch (Campania, Southern Italy). *Natural Hazards*, 56:233–250, 2011a. ISSN 0921-030X. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s11069-010-9565-y>.
- Paolo Budetta. Application of the swiss federal guidelines on rock fall hazard: a case study in the Cilento region (Southern Italy). *Landslides*, 8:381–389, 2011b. ISSN 1612-510X.
- Mats Carlin. Measuring the complexity of non-fractal shapes by a fractal method. *Pattern Recognition Letters*, 21(11):1013 – 1017, 2000. ISSN 0167-8655. doi: [http://dx.doi.org/10.1016/S0167-8655\(00\)00061-1](http://dx.doi.org/10.1016/S0167-8655(00)00061-1). URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0167865500000611>.

- Tarcisio Barreto Celestino. Path dependency in the behavior of rough discontinuities in bi-directional direct shear. Master's thesis, University of California, Berkeley, 1978.
- S.Y. Choi and H.D. Park. Variation of rock quality designation (RQD) with scanline orientation and length: a case study in Korea. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 41(2):207 – 221, 2004. ISSN 1365-1609. doi: 10.1016/S1365-1609(03)00091-1. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1365160903000911>.
- Panayiotis Chryssanthakis. Borehole: KFM02A results of tilt testing. forsmark site investigation. Technical report, Norwegian Geotechnical Institute, Oslo, 2004.
- B. Cottrell, B. Tatone, and G. Grasselli. Joint replica shear testing and roughness degradation measurement. In *Eurock*, 14-18 June 2010.
- JH Coulson. Shear strength of flat surfaces in rock stability of rock slopes. In EJ Cording, editor, *Proceedings of 13th Symposium on Rock Mechanics*, pages 77–108. American Society of Civil Engineers, 1972.
- Dustin Crandall, Grant Bromhal, and Zuleima T. Karpyn. Numerical simulations examining the relationship between wall-roughness and fluid flow in rock fractures. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 47(5):784 – 796, 2010. ISSN 1365-1609. doi: DOI:10.1016/j.ijrmms.2010.03.015. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1365160910000511>.
- G. Crosta. Evaluating rock mass geometry from photographic images. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 30:35–58, 1997. ISSN 0723-2632. URL <http://dx.doi.org/10.1007/BF01020112>. 10.1007/BF01020112.
- P. De Vita, A. Cevasco, and C. Cavallo. Detailed rock failure susceptibility mapping in steep rocky coasts by means of non-contact geostructural surveys: the case study of the Tigullio Gulf (Eastern Liguria, northern Italy). *Natural Hazards and Earth System Science*, 12(4):867–880, 2012. doi: 10.5194/nhess-12-867-2012. URL <http://www.nat-hazards-earth-syst-sci.net/12/867/2012/>.
- D. U. Deere. Technical description of rock cores for engineering purposes. *Rock Mechanics and Engineering Geology*, 1, 1963.
- Kayhan Develi and Tayfun Babadagli. Quantification of natural fracture surfaces using fractal geometry. *Mathematical Geology*, 30(8):971–998, 1998. ISSN 0882-8121. doi: 10.1023/A:1021781525574. URL <http://dx.doi.org/10.1023/A/3A1021781525574>.

- P.M. Dight and H.K. Chiu. Prediction of shear behaviour of joints using profiles. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 18(5):369 – 386, 1981. ISSN 0148-9062. doi: DOI:10.1016/0148-9062(81)90002-4. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/0148906281900024>.
- Shigui Du, Yunjin Hu, and Xiaofei Hu. Measurement of joint roughness coefficient by using profilograph and roughness ruler. *Journal of Earth Science*, 20:890–896, 2009. ISSN 1674-487X. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s12583-009-0075-3>. 10.1007/s12583-009-0075-3.
- C Fairhurst. On the validity of brazilian test for brittle materials. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 1:535–546, 1964.
- N. Fardin, O. Stephansson, and Lanru Jing. The scale dependence of rock joint surface roughness. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 38(5):659 – 669, 2001. ISSN 1365-1609. doi: DOI:10.1016/S1365-1609(01)00028-4. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1365160901000284>.
- Q. Feng, N. Fardin, L. Jing, and O. Stephansson. A new method for in-situ non-contact roughness measurement of large rock fracture surfaces. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 36:3–25, 2003. ISSN 0723-2632. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s00603-002-0033-1>. 10.1007/s00603-002-0033-1.
- A. Ferrero, G. Forlani, R. Roncella, and H. Voyat. Advanced geostructural survey methods applied to rock mass characterization. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 42:631–665, 2009. ISSN 0723-2632. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s00603-008-0010-4>. 10.1007/s00603-008-0010-4.
- A.M. Ferrero, M. Migliazza, R. Roncella, and A. Segalini. Rock cliffs hazard analysis based on remote geostructural surveys: The campione del Garda case study (Lake Garda, northern Italy). *Geomorphology*, 125(4):457 – 471, 2011. ISSN 0169-555X. doi: 10.1016/j.geomorph.2010.10.009. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0169555X10004381>.
- G. Firpo, R. Salvini, M. Francioni, and P.G. Ranjith. Use of digital terrestrial photogrammetry in rocky slope stability analysis by distinct elements numerical methods. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 48(7):1045 – 1054, 2011. ISSN 1365-1609. doi: 10.1016/j.ijrmms.2011.07.007. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1365160911001341>.
- P. G. Fookes and B. Dennes. Observational studies on fissure patterns in cretaceous sediments of shouth-east England. *Geotech.*, 19:493–497, 1969.

- A. Gaich, M. Potsch, and W. Shubert. Basics and application of 3D imaging systems with conventional and high-resolution cameras. In *Workshop: Laser and Photogrammetric Methods for Rock Face Characterization*, pages 33–48, Golden, Colorado (USA), June 17–78 2006. ARMA.
- A. Ghosh and J.J.K. Daemen. Fractal characteristics of rock discontinuities. *Engineering Geology*, 34:1–9, 1993.
- M. Ortuño L. Oteo C. González de Vallejo, L. I. Ferrer. *Ingeniería geológica*. Pearson Education, 2004.
- K. Goshtasbi, M. Ahmadi, and J. Seyedi. Anisotropic strength behaviour of slates in the Sirjan-Sanandaj zone. *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*, 106:71–76, 2006.
- G. Grasselli. *Shear strength of rock joints based on quantified surface description*. Ph.d. dissertation, Swiss Federal Institute of Technology, Laussane, Switzerland, 2001.
- G. Grasselli and P. Egger. Constitutive law for the shear strength of rock joints based on three-dimensional surface parameters. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 40(1):25 – 40, 2003. ISSN 1365-1609. doi: 10.1016/S1365-1609(02)00101-6. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1365160902001016>.
- A.M. Hammad and M.A. Issa. Fractal dimension as a measure of roughness of concrete fracture trajectories. *Advanced Cement Based Materials*, 1(4):169 – 177, 1994. ISSN 1065-7355. doi: [http://dx.doi.org/10.1016/1065-7355\(94\)90008-6](http://dx.doi.org/10.1016/1065-7355(94)90008-6). URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1065735594900086>.
- W. C. Haneberg. 3-D rock mass characterization using terrestrial digital photogrammetry. *AEG News*, 49(4):12–15, December 2006.
- W. C. Haneberg. Directional roughness profiles from three-dimensional photogrammetric or laser scanner point clouds. In E. Eberhardt, D. Stead, and T. Morrison, editors, *Proceedings, 1st Canada-U.S. Rock Mechanics Symposium*, pages 101–106, Vancouver, May 27–31 2007. Rock Mechanics: Meeting Society Challenges and Demands.
- W. C. Haneberg. Using close range terrestrial digital photogrammetry for 3-D rock slope modeling and discontinuity mapping in the united states. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 67:457–469, 2008. ISSN 1435-9529. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s10064-008-0157-y>. 10.1007/s10064-008-0157-y.

- W. C. Haneberg, N. I. Norrish, and D. P. Findley. Digital outcrop characterization for 3-D structural mapping and rock slope design along interstate 90 near Snoqualmie Pass, Washington. In *Proceedings 57th annual Highway Geology Symposium, Brecknridge, Colorado*, September 27-29 2006.
- J.P Harrison. Selection of the threshold value in RQD assessments. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 36(5):673 – 685, 1999. ISSN 1365-1609. doi: 10.1016/S0148-9062(99)00035-2. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0148906299000352>.
- J.P Harrison. Contributions to géotechnique 1984-2008: Engineering geology, rock mechanics and rock engineering. *Géotechnique*, 58(5):449–555, 2008.
- SR Hencher. Discussion of Alejano, González and Muralha. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 45(6):1137–1139, 2012.
- E. Hoek. Shear strength of discontinuities. Hoek’s corner. URL http://www.rocksience.com/education/hoek_s_corner.
- E. Hoek. Strength of rock and rock masses. *ISRM News*, 2:4–16, 1994.
- E. Hoek and J. Bray. *Rock Slope Engineering*. 1977.
- E. Hoek and E.T. Brown. Practical estimates of rock mass strength. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 34(8):1165 – 1186, 1997. ISSN 1365-1609. doi: 10.1016/S1365-1609(97)80069-X. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S136516099780069X>.
- E. Hoek, P. Marinos, and M. Benissi. Applicability of the geological strength index (GSI) classification for very weak and sheared rock masses. the case of the Athens Schist Formation. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 57:151–160, 1998. ISSN 1435-9529. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s100640050031>. 10.1007/s100640050031.
- J.W. Hoek, E. Bray. *Rock slope engineering*. E & FN SPON, 1981.
- Eun-Soo Hong, Jong-Sub Lee, and In-Mo Lee. Underestimation of roughness in rough rock joints. *International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics*, 32(11):1385–1403, 2008. ISSN 1096-9853. doi: 10.1002/nag.678. URL <http://dx.doi.org/10.1002/nag.678>.
- S.M. Hsiung, A. Ghosh, M.P. Ahola, and A.H. Chowdhury. Assessment of conventional methodologies for joint roughness coefficient determination. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 30(7):825 – 829, 1993. ISSN 0148-9062. doi: 10.1016/0148-9062(93)

90030-H. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S014890629390030H>.

- S.L. Huang, S.M. Oelfke, and R.C. Speck. Applicability of fractal characterization and modelling to rock joint profiles. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 29(2):89 – 98, 1992. ISSN 0148-9062. doi: 10.1016/0148-9062(92)92120-2. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0148906292921202>.
- X. Huang, B.C. Haimson, M.E. Plesha, and X. Qiu. An investigation of the mechanics of rock joints. part I. laboratory investigation. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 30(3):257 – 269, 1993. ISSN 0148-9062. doi: [http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062\(93\)92729-A](http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062(93)92729-A). URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S014890629392729A>.
- C. Irigaray, T. Fernández, and J. Chacón. Preliminary rock-slope-susceptibility assessment using GIS and the SMR classification. *Natural Hazards*, 30:309–324, 2003.
- ISRM. International society for rock mechanics commission on standardization of laboratory and field tests: Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 15(6):319 – 368, 1978. ISSN 0148-9062. doi: DOI:10.1016/0148-9062(78)91472-9. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0148906278914729>.
- Robert E. Jackson and David E. Dunn. Experimental sliding friction and cataclasis of foliated rocks. *International Journal of Rock Mechanics, Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 11(6):235 – 249, 1974. ISSN 0148-9062. doi: 10.1016/0148-9062(74)90130-2. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0148906274901302>.
- Y. Jiang, J. Xiao, Y. Tanabashi, and T Mizokami. Development of an automated servo-controlled direct shear apparatus applying a constant normal stiffness condition. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 41: 275–286, 2004.
- Yujing Jiang, Bo Li, and Yosihiko Tanabashi. Estimating the relation between surface roughness and mechanical properties of rock joints. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 43(6):837 – 846, 2006. ISSN 1365-1609. doi: DOI:10.1016/j.ijrmms.2005.11.013. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S136516090600013X>.

- S. Kahraman. A correlation between P-wave velocity, number of joints and Schmidt hammer rebound number. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 38(5):729 – 733, 2001. ISSN 1365-1609. doi: DOI:10.1016/S1365-1609(01)00034-X. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S136516090100034X>.
- J. Krahn and N.R. Morgenstern. The ultimate frictional resistance of rock discontinuities. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 16(2):127 – 133, 1979. ISSN 0148-9062. doi: DOI:10.1016/0148-9062(79)91449-9. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/0148906279914499>.
- L. Krosley and P. Schaffner. Applications and accuracy of photogrammetry for geological and geotechnical data collecting. In *Annal Meeting Abstracts*, Vail, Colorado, October 2003. Association of Engineering Geologist.
- D Krsmanović. Initial and residual shear strength of hard rocks. *Géotechnique*, 17:145–160, 1967. doi: <http://dx.doi.org/10.1680/geot.1967.17.2.145>.
- P. H. S. W. Kulatilake, G. Shou, T. H. Huang, and R. M. Morgan. New peak shear strength criteria for anisotropic rock joints. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science & Geomechanics Abstracts*, 32(7):673 – 697, 1995. ISSN 0148-9062. doi: DOI:10.1016/0148-9062(95)00022-9. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/0148906295000229>.
- P.H.S.W. Kulatilake and T.H. Wu. The density of discontinuity traces in sampling windows. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 21(6):345 – 347, 1984. ISSN 0148-9062. doi: [http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062\(84\)90367-X](http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062(84)90367-X). URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/014890628490367X>.
- P.H.S.W. Kulatilake, P. Balasingam, Jinyong Park, and R. Morgan. Natural rock joint roughness quantification through fractal techniques. *Geotechnical & Geological Engineering*, 24(5):1181–1202, 2006. ISSN 0960-3182. doi: 10.1007/s10706-005-1219-6. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s10706-005-1219-6>.
- H. Kusumi, K. Teraoka, and K. Nishida. Study on new formulation of shear strength for irregular rock joints. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 34(3-4):168.e1 – 168.e15, 1997. ISSN 1365-1609. doi: DOI:10.1016/S1365-1609(97)00029-4. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1365160997000294>. ISRM International Symposium 36th U.S. Rock Mechanics Symposium.
- B Ladanyi and G Archambault. Simulation of shear behavior of a jointed rock mass. In *11th Symposium of Rock Mechanics*, pages 105–125. AIME, 1970.

- L. J. LaFountain and D. E. Dunn. Effect of anisotropy on the coefficient of sliding friction in schistose rocks. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 11(3):459–464, 1975. ISSN 0148-9062. doi: 10.1016/0148-9062(75)91832-X. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/014890627591832X>.
- S.D. Lee, C.I. Lee, and Y. Park. Characterization of joint profiles and their roughness parameters. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 34(3-4):174.e1 – 174.e5, 1997. ISSN 1365-1609. doi: 10.1016/S1365-1609(97)00083-X. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S136516099700083X>. ISRM International Symposium 36th U.S. Rock Mechanics Symposium.
- Seok-Won Lee, Eun-Soo Hong, Seok-II Bae, and In-Mo Lee. Modelling of rock joint shear strength using surface roughness parameter R_s . *Tunnelling and Underground Space Technology*, 21(3-4):239 – 239, 2006. ISSN 0886-7798. doi: DOI:10.1016/j.tust.2005.12.018. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S088677980500146X>. Safety in the Underground Space - Proceedings of the ITA-AITES 2006 World Tunnel Congress and 32nd ITA General Assembly.
- Y.-H. Lee, J.R. Carr, D.J. Barr, and C.J. Haas. The fractal dimension as a measure of the roughness of rock discontinuity profiles. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 27(6):453 – 464, 1990. ISSN 0148-9062. doi: [http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062\(90\)90998-H](http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062(90)90998-H). URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/014890629090998H>.
- Michael Lim, Nicholas J. Rosser, Robert J. Allison, and David N. Petley. Erosional processes in the hard rock coastal cliffs at Staithes, North Yorkshire. *Geomorphology*, 114:12 – 21, 2010. ISSN 0169-555X. doi: 10.1016/j.geomorph.2009.02.011. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0169555X09000737>.
- N.H. Maerz, J.A. Franklin, and C.P. Bennett. Joint roughness measurement using shadow profilometry. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 27(5):329 – 343, 1990. ISSN 0148-9062. doi: DOI:10.1016/0148-9062(90)92708-M. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/014890629092708M>.
- B Mandelbrot. How long is the coast of Britain? statistical self-similarity and fractional dimension. *Science*, 156:636–638, 1967.

- B Mandelbrot. *Fractals-Form, Chance and Dimension*. Freeman, San Francisco, CA, 1977.
- B Mandelbrot. *The Fractal Geometry of Nature*. Freeman, San Francisco, CA, 1982.
- P. Marinos and E. Hoek. GSI: A geologically friendly tool for rock mass strength estimation. In *GeoEng2000 Conference*, pages 1422–1442, Melbourne, 2000.
- M. Mauldon, W.M. Dunne, and M.B. Rohrbaugh Jr. Circular scanlines and circular windows: new tools for characterizing the geometry of fracture traces. *Journal of Structural Geology*, 23:247 – 258, 2001. ISSN 0191-8141. doi: 10.1016/S0191-8141(00)00094-8. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0191814100000948>.
- R. P. Miller. *Engineering classification and index properties for intact rock*. PhD thesis, Univ. of Illinois, 1965.
- Ali Mirzaghobanali, Jan Nemcik, and Naj Aziz. Effects of cyclic loading on the shear behaviour of infilled rock joints under constant normal stiffness conditions. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, pages 1–19, 2013. ISSN 0723-2632. doi: 10.1007/s00603-013-0452-1. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s00603-013-0452-1>.
- Vicki Moon, Geoff Russell, and Meagan Stewart. The value of rock mass classification systems for weak rock masses: a case example from Huntly, New Zealand. *Engineering Geology*, 61(1):53 – 67, 2001. ISSN 0013-7952. doi: 10.1016/S0013-7952(01)00024-2. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0013795201000242>.
- N.O. Myers. Characterization of surface roughness. *Wear*, 5(3):182 – 189, 1962. ISSN 0043-1648. doi: 10.1016/0043-1648(62)90002-9. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/0043164862900029>.
- Olajide Ojo. Application of measuring plates of different diameters in the measurement of surface roughness of discontinuities. *Geotechnical and Geological Engineering*, 7:267–270, 1989. ISSN 0960-3182. URL <http://dx.doi.org/10.1007/BF00880948>. 10.1007/BF00880948.
- R. J. Olivier. Determination of RQD from petroscope observations. In *Symp. Expl. Rock Eng.*, volume 1, pages 63–68, Johannesburg, Balkema, Cape Town, 1976.
- Kayode Osasan and Thomas Afeni. Review of surface mine slope monitoring techniques. *Journal of Mining Science*, 46:177–186, 2010. ISSN 1062-7391.

URL <http://dx.doi.org/10.1007/s10913-010-0023-8>. 10.1007/s10913-010-0023-8.

A. Palmström. Characterization of jointing density and the quality of rock masses. Internal report, A. B. Berdal, Norway, 1974. in Norwegian.

Arild Palmström. Volumetric Joint Count - a successful and simple measure of the degree of rock mass jointing. volume 5, pages 221–228, 1982. URL <http://www.scopus.com/inward/record.url?eid=2-s2.0-0020223555&partnerID=40&md5=3cd517f910e219e06b502a94695b852e>. cited By (since 1996) 37.

Arild Palmström. Measurements of and correlations between block size and rock quality designation (RQD). *Tunnelling and Underground Space Technology*, 20(4):362 – 377, 2005. ISSN 0886-7798. doi: 10.1016/j.tust.2005.01.005. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S088677980500009X>.

Lysandros Pantelidis. Rock slope stability assessment through rock mass classification systems. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 46(2):315 – 325, 2009. ISSN 1365-1609. doi: 10.1016/j.ijrmms.2008.06.003. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1365160908001135>.

K. Pate and W. C. Haneberg. Photogrammetric and lidar 3-D rock slope discontinuity mapping and interpretation surveys to improve baseline information for supporting design and construction of capital improvement projects at hydroelectric facilities. In *45th US Rock Mechanics / Geomechanics Symposium*, San Francisco, CA (USA), June 26-29 2011. ARMA.

F.D. Patton. Multiple modes of shear failure in rock. In *1st Congr. Int. Society of Rock Mech.*, volume 1, pages 509–513, Lisbon, 1966.

S.D. Priest and J.A. Hudson. Discontinuity spacings in rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 13(5):135 – 148, 1976. ISSN 0148-9062. doi: 10.1016/0148-9062(76)90818-4. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0148906276908184>.

A.G. Rafek, T.L. Goh, and M.H. Arifin. Correlation of joint roughness coefficient with peak friction angles of discontinuity planes of schists, Peninsular Malaysia [Korelasi pekali kekasaran kekar dengan sudut geseran puncak satah ketakselanjaran batuan syis, Semenanjung Malaysia]. *Sains Malaysiana*, 41(3):293–297, 2012. URL <http://www.scopus.com/inward/record.url?eid=2-s2.0-0020223555&partnerID=40&md5=3cd517f910e219e06b502a94695b852e>.

0-84858388905&partnerID=40&md5=3162e00ec0b8fa53eb73b725d5499b71.
cited By (since 1996)0.

- RogérioPinto Ribeiro, AntenorBraga Paraguassú, and José Eduardo Rodrigues. Sawing of blocks of siliceous dimension stone: influence of texture and mineralogy. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 66(1):101–107, 2007. ISSN 1435-9529. doi: 10.1007/s10064-006-0049-y. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s10064-006-0049-y>.
- JR Richards. *The shear strength of joints in weathered rock*. Dissertation, University of London, 1975.
- CF Ripley and KL Lee. Sliding friction tests on sedimentary rock specimens. In *7th International Congress of Large Dams*, pages 657–671, Rome, 1962.
- M. Romana. New adjustments ratings for application of Bieniawski classification to slopes. In *Int. Symp. on the Role of Rock Mechanics.*, pages 49–53, Zacatecas, 1985. ISRM.
- M. Romana. El papel de las clasificaciones geomecánicas en el estudio de la estabilidad de taludes. In Alonso et al., editor, *IV simposio nacional sobre taludes y laderas inestables*, volume III, pages 955–1011, Granada, Spain, 1997.
- R. Roncella, G. Forlani, and Fabio Remondino. Photogrammetry for geological applications: automatic retrieval of discontinuity orientation in rock slopes. In Beraldin, Sabry F. El-Hakim, Armin Gruen, and James Walton, editors, *Proceedings of the SPIE: Videometrics VIII*, volume 5665, pages 17–27, San Jose, California, USA, January 2005.
- D.M. Ross-Brown and G. Walton. A portable shear box for testing rock joints. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 7(3):129–153, 1975. ISSN 0148-9062. doi: 10.1016/0148-9062(76)90725-7. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/0148906276907257>.
- R. Salvini, M. Francioni, S. Riccucci, P. Fantozzi, F. Bonciani, and S. Mancini. Stability analysis of Grotta delle Felci Cliff (Capri Island, Italy): structural, engineering-geological, photogrammetric surveys and laser scanning. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 70:549–557, 2011. ISSN 1435-9529. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s10064-011-0350-2>. 10.1007/s10064-011-0350-2.
- Z. Sen and A. Kazi. Discontinuity spacing and RQD estimates from finite length scanlines. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 21(4):203 – 212, 1984. ISSN 0148-9062.

- doi: 10.1016/0148-9062(84)90797-6. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/0148906284907976>.
- R. K. Singh, B. Goel. *Rock Mass Classification. A Practical Approach in Civil Engineering*. Elsevier, 1999.
- B. Stimpson. A suggested technique for determining the basic friction angle of rock surfaces using core. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science & Geomechanical Abstracts*, 18:63–65, 1981.
- B. Stimpson. A rapid field method for recording joint roughness profiles. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 19(6):345 – 346, 1982. ISSN 0148-9062. doi: DOI:10.1016/0148-9062(82)91369-9. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/0148906282913699>.
- M. Sturzenegger and D. Stead. Close-range terrestrial digital photogrammetry and terrestrial laser scanning for discontinuity characterization on rock cuts. *Engineering Geology*, 106(3-4):163 – 182, 2009. ISSN 0013-7952. doi: DOI:10.1016/j.enggeo.2009.03.004. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0013795209000556>.
- M. Sturzenegger and D. Stead. The Palliser rockslide, Canadian Rocky Mountains: Characterization and modeling of a stepped failure surface. *Geomorphology*, 138(1):145 – 161, 2011. ISSN 0169-555X. doi: 10.1016/j.geomorph.2011.09.001. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0169555X1100465X>.
- B. Tatone and G. Grasselli. A method to evaluate the 3D roughness of fracture surface in brittle geo-materials. *Review of Scientific Instruments*, 80(125110), 2009. doi: 10.1063/1.3266964.
- Bryan S.A. Tatone and Giovanni Grasselli. A new 2D discontinuity roughness parameter and its correlation with JRC. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 47(8):1391 – 1400, 2010. ISSN 1365-1609. doi: 10.1016/j.ijrmms.2010.06.006. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1365160910001036>.
- Bryan S.A. Tatone and Giovanni Grasselli. Quantitative measurements of fracture aperture and directional roughness from rock cores. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 45(4):619–629, 2012. ISSN 0723-2632. doi: 10.1007/s00603-011-0219-5. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s00603-011-0219-5>.

- K. Terzaghi. *Rock Defects and Load on Tunnel Supports, Introduction to Rock Tunneling with Steel Supports*. Commercial Shearing & Stamping Co., Youngstown, Ohio, U.S.A, 1946.
- R. Tomás, J. Delgado, and J.B. Serón. Modification of slope mass rating (SMR) by continuous functions. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 44(7):1062 – 1069, 2007. ISSN 1365-1609. doi: 10.1016/j.ijrmms.2007.02.004. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1365160907000445>.
- R. Tse and D.M. Cruden. Estimating joint roughness coefficients. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 16(5):303 – 307, 1979. ISSN 0148-9062. doi: DOI:10.1016/0148-9062(79)90241-9. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/0148906279902419>.
- J. A. Ulusay, R. Hudson. *The Complete ISRM Suggested Methods for Rock Characterisation, Testing and Monitoring: 1974-2006*. Ulusay, R. Hudson, J. A., 2007.
- R. Uthayakumar and P. Paramanathan. Fractal dimension of irregular digitalized curves by divider method. *Applied Mathematics and Computation*, 189:68–71, 2007.
- Menachem Weiss. Techniques for estimating fracture size: A comparison of methods. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 45(3):460 – 466, 2008. ISSN 1365-1609. doi: 10.1016/j.ijrmms.2007.07.010. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1365160907000998>.
- G. Weissbach. A new method for the determination of the roughness of rock joints in the laboratory. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 15(3):131 – 133, 1978. ISSN 0148-9062. doi: DOI:10.1016/0148-9062(78)90007-4. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/0148906278900074>.
- P. R. Wolf and B. A. Dewitt. *Elements of photogrammetry with applications in GIS*. Mc Graw Hill, third edition, 2000.
- Cai-Chu Xia, Zhi-Cheng Tang, Wei-Min Xiao, and Ying-Long Song. New peak shear strength criterion of rock joints based on quantified surface description. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, pages 1–14, 2013. ISSN 0723-2632. doi: 10.1007/s00603-013-0395-6. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s00603-013-0395-6>.

- Xianbin Yu and B. Vayssade. Joint profiles and their roughness parameters. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 28(4):333 – 336, 1991. ISSN 0148-9062. doi: DOI:10.1016/0148-9062(91)90598-G. URL <http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/014890629190598G>.
- L. Zhang and H. H. Einstein. Estimating the mean trace length of rock discontinuities. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 31:217–235, 1998. ISSN 0723-2632. URL <http://dx.doi.org/10.1007/s006030050022>. 10.1007/s006030050022.