

EL SOSTENIMIENTO DE TÚNELES BASADO EN LAS CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS

1. INTRODUCCIÓN

Se acepta que fue Terzaghi (1946) quien propuso la primera clasificación del terreno orientada a la construcción de túneles. Sus datos provenían de túneles sostenidos fundamentalmente por cerchas metálicas. A partir de los años 50 fue generalizándose la utilización del bulonado y el hormigón proyectado en la construcción de túneles para usos civiles. La clasificación de Lauffer de 1958 refleja perfectamente el uso combinado de cerchas, bulonado y hormigón proyectado en la construcción de túneles en roca. Esta clasificación está, por otra parte, muy vinculada al surgimiento del Nuevo Método Austriaco (NATM) en centroeuropa. Su utilización requiere, sin embargo, la experiencia directa en obra y es poco práctica en las fases de proyecto y anteproyecto.

Las que podemos denominar clasificaciones modernas (Sistema RMR (Bieniawski) y Q (Barton)) intentan un mayor grado de objetividad. Se trata en los dos casos de combinar atributos del macizo rocoso (de tipo geológico, geométrico y tensional) en un número único relacionado con la calidad global de la roca. A su vez, este número permite, a través de la experiencia recogida en su utilización en casos reales, la definición de un sostenimiento del túnel y la estimación de otros parámetros o datos de interés (resistencia del macizo rocoso, tiempo de estabilidad de una excavación no sostenida, etc.).

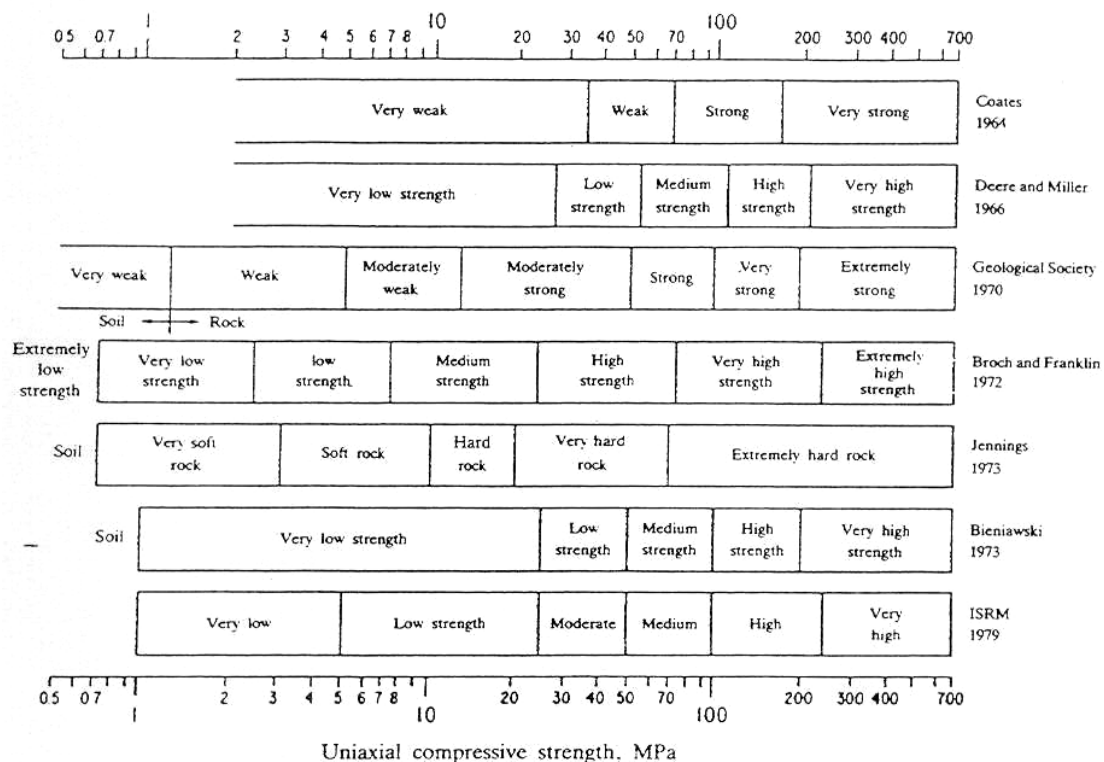


Fig.1 Distintas clasificaciones según autor

Las clasificaciones geomecánicas están adaptadas a los macizos rocosos (como contraposición a los suelos). La transición suelo-roca es siempre difusa. El término "roca blanda", bastante generalizado, define esta transición. La resistencia a compresión simple, q_u de la roca intacta proporciona un criterio, utilizado por muchos autores, para clasificar la roca (Fig.1). Los criterios son dispares pero en general se acepta que resistencias inferiores a 1 MPa son ya típicas de los suelos.

En este capítulo se describen las clasificaciones "antiguas", las que podemos denominar "modernas", se exponen las recomendaciones de todas ellas para el sostenimiento de túneles y se mencionan las críticas que han recibido. A lo largo del tiempo, alguna de estas clasificaciones ha recibido pequeños cambios en algún aspecto. Las descripciones y tablas que aquí se recogen corresponden aproximadamente a las versiones en uso a finales de los 80. Las clasificaciones de Bieniawski (RMR) y Barton (Q) son de los años 1973 y 1974 respectivamente y el resto fueron propuestas en fechas anteriores.

2. CLASIFICACIONES ANTIGUAS

2.1. Terzaghi (1946)

Terzaghi clasifica el terreno en diez categorías y proporciona la "carga de roca" o tensión vertical que soportarían las cerchas de sostenimiento de un túnel construido por procedimientos tradicionales. Refleja la práctica habitual de los años 1930-1970 en Norteamérica. Los conceptos de Terzaghi en relación con el comportamiento del terreno están sintetizados en la Fig. 2. La clasificación original fue modificada por Deere et al (1970) y se recoge en la Fig. 3.

Crítica: Inadecuada cuando se utilizan las técnicas modernas de construcción de túneles en roca que hacen uso intensivo de hormigón proyectado y bulonado. La clasificación de la roca es poco objetivable.

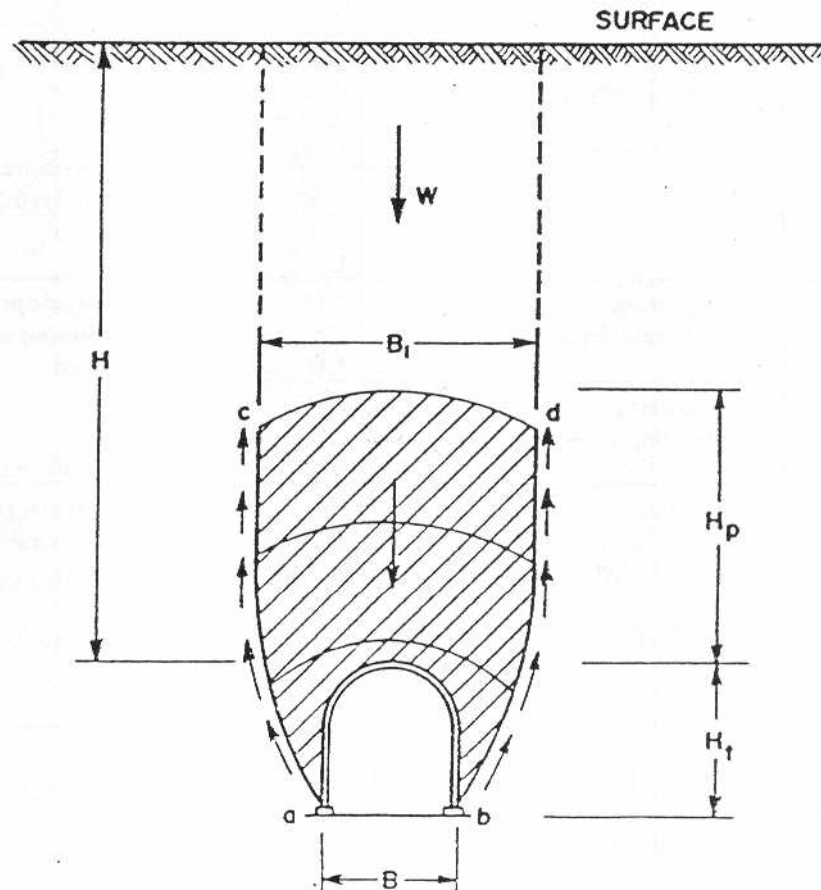


Fig. 2. Esquema de Terzaghi

Fracture spacing (cm)	RQD (%)	Rock condition	Rock load, H_p		Remarks
			Initial	Final	
50	98	1. Hard and intact	0	0	Lining only if spalling or popping
		2. Hard stratified or schistose	0	0.25B	Spalling common
			0	0.5B	Side pressure if strata inclined, some spalling
	90	3. Massive, moderately jointed	0	0.5B	
20	75	4. Moderately blocky and seamy	0	0.25B to 0.35C	
10	50	5. Very blocky, seamy and shattered	0 to 0.6C	0.35C to 1.1C	Little or no side pressure
5	25	6. Completely crushed		1.1C	Considerable side pressure. If seepage, continuous support
	10				
	2				
		7. Gravel and sand	0.54C to 1.2C	0.62C to 1.38C	Dense Side pressure $P_h = 0.3\gamma(0.5H_t + H_p)$
2			0.94C to 1.2C	1.08C to 1.38C	Loose
Weak and coherent		8. Squeezing, moderate depth		1.1C to 2.1C	Heavy side pressure. Continuous support required
		9. Squeezing, great depth		2.1C to 4.5C	
		10. Swelling		up to 250 ft.	Use circular support. In extreme cases: yielding support

Notes:

1. For rock classes 4, 5, 6, 7, when above ground water level, reduce loads by 50%.
2. B is tunnel width, $C = B + H_t$ = width + height of tunnel.
3. γ = density of medium.

Fig. 3. Clasificación modificada por Deere et al (1970) sobre la de Terzaghi

2.2. Lauffer

Basó su clasificación en los trabajos de la "Escuela Austriaca" que condujeron a la introducción del NATM. Introdujo el concepto de tiempo de estabilidad de la excavación para una luz o dimensión libre sin sostener. Es la relación entre ambas variables (luz libre y tiempo de estabilidad) la que permite establecer siete categorías de roca (Fig.4).

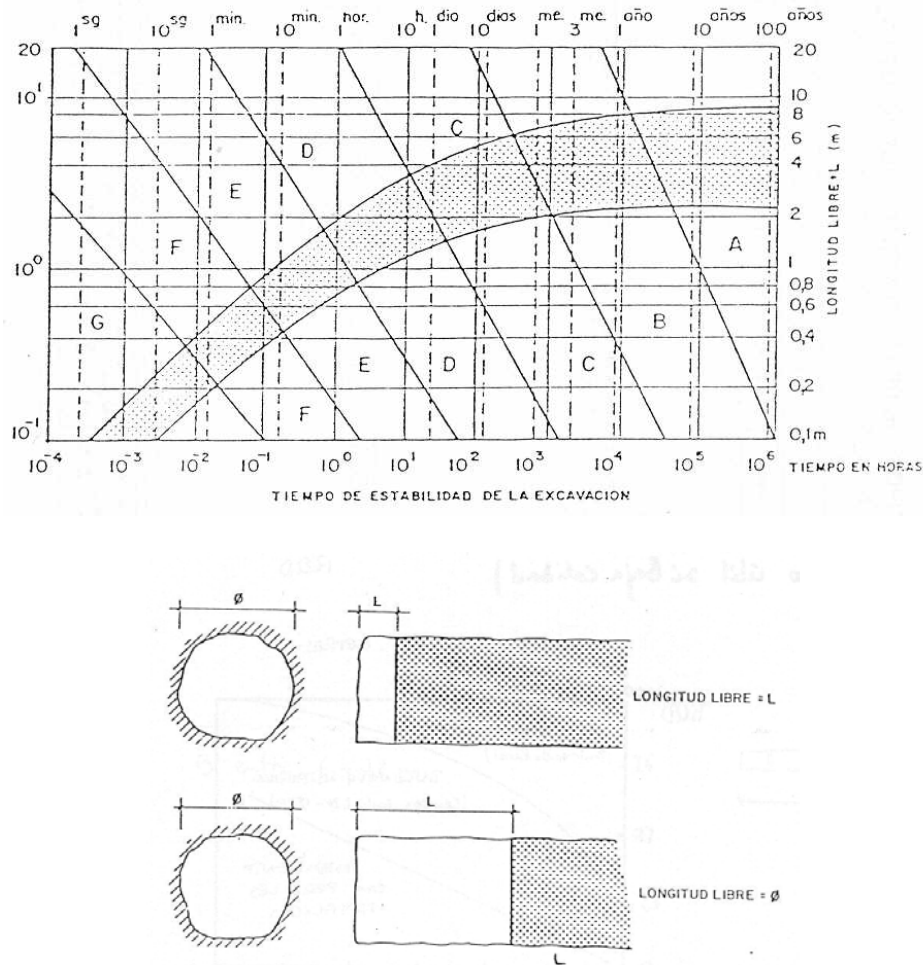


Fig. 4. Tiempo de estabilidad de la excavación VS longitud libre

La roca no se clasifica a partir de datos geológicos o geotécnicos sino a partir de su respuesta frente a la construcción de una excavación subterránea. Requiere, pues, experiencia previa o datos de la propia excavación. A partir de esta clasificación, Rabcewicz y Müller sintetizaron los métodos de excavación y sostenimiento de acuerdo con su experiencia en la aplicación del NATM. (Fig. 5).

Crítica: La clasificación no responde a datos objetivos de los macizos rocosos. Difícilmente utilizable en la fase de proyecto. Parece excesivamente conservadora (Barton, 1988).

CUADRO ESQUEMÁTICO DE LOS TIPOS DE REVESTIMIENTO: NUEVO MÉTODO AUSTRIACO (RABCEWIC, MÜLLER)
(SEGUN LA CLASIFICACION DE TERRENOS DE LAUFFER)

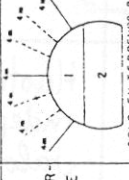
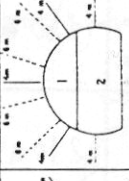
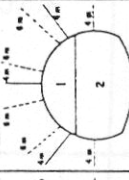
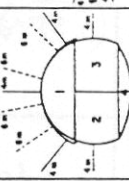
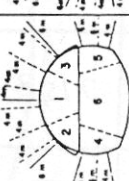
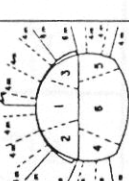
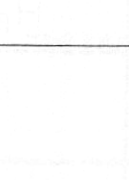
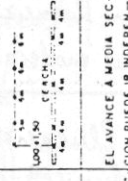
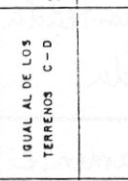
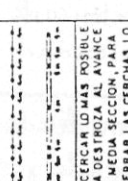
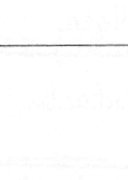
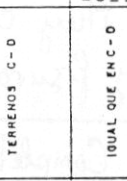
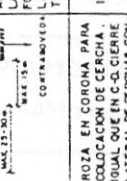
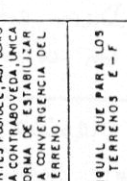
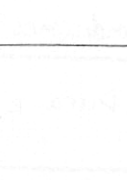
CLASES DE LAUFFER: A - B		C	C - D	D	E - F	F	G
LONGITUD DE AVANCE	CUALQUIERA	2,00 a 3,00 m	1,50 a 2,00 m	1,00 a 1,50 m	0,50 a 0,80 m	0,30 m	OTROS MÉTODOS:
ARRANQUE	EXPLOSIVO (CUALQUIER CANTIDAD DE CARGA)	EXPLOSIVO (MENOR CARGA PARA NO DAÑAR EL TERRENO)	EXPLOSIVO (CARGA PUEDE IR A TRAVÉS MECÁNICO)	EXPLOSIVO (A MENOR SECCIÓN MECÁNICO/ROZADORA)	MECANICO	MECANICO	INYECCIONES, CONGELACION, ESCUDOS, ETC...
CERCHAS	NO	1 CADA 300 m. (T.H. 21 Kg/m)	1 CADA 1,5 a 2,00 m. (T.H. 21 Kg/m)	1 CADA 1,00 a 1,50 m. (T.H. 21 Kg/m)	1 CADA 0,50 a 0,80 m. (T.H. 21 a 29 Kg/m)	1 CADA 0,50 m. (T.H. 29 Kg/m)	(TERRENOS MUY MALOS: ARENAS CON AGUA, ETC.)
MALLAZO 15 x 15	NO	1 CADA 6 m.	2 CAPAS Ø 6 m.	2 CAPAS Ø 6 m.	2 CAPAS Ø 6 m.	2 CAPAS Ø 6 m.	
HORMI - Nº DE CAPAS	1 DE SELLADO (4 a 5 cm)	1 DE SELLADO (5 cm) + 1 CADA (10 cm)	1 CADA DE SELLADO DE 4 cm + 2 CAPAS DE 8 cm.	1 CADA DE SELLADO (4 cm) + 2 CAPAS DE 8 cm.	1 CADA DE SELLADO (5 cm) + 2 CAPAS DE 10 cm.	1 CADA DE SELLADO (6 cm) + 2 CAPAS DE 12 cm.	
ESPESOR VECTADO TOTAL	4 a 5 cm.	15 cm.	20 cm.	20 cm.	25 cm.	30 cm.	
BOVEDA	NO SISTEMÁTICOS (COSER LISOS)	3 EN LAS CERCHAS + 4 ENTRE LAS CERCHAS 3 a 4 m + 4 a 6 m.	3 EN LAS CERCHAS + 4 ENTRE LAS CERCHAS 3 a 4 m + 4 a 6 m.	3 EN LAS CERCHAS + 4 ENTRE LAS CERCHAS 3 a 4 m + 4 a 6 m.	3 EN LAS CERCHAS + 6 ENTRE LAS CERCHAS (7 a 8 m + 2 a 6 m)	3 EN LAS CERCHAS + 6 ENTRE LAS CERCHAS (7 a 8 m + 2 a 6 m)	
Ø 25 mm	10, 10	2 EN LAS CERCHAS (a 4 m)	2 EN LAS CERCHAS (a 4 m)	2 EN LAS CERCHAS (a 4 m)	4 EN LAS CERCHAS + 4 ENTRE LAS CERCHAS 2 DE 4 m Y 2 DE 6 m.	4 EN LAS CERCHAS + 4 ENTRE LAS CERCHAS 2 DE 4 m Y 2 DE 6 m.	
BARROS LONGITUDINALES (TRESILLONES)	NO	NO	12 a 2,00 m TRESILLONES Ø REDONDOS Ø 25	12 TRESILLONES Ø REDONDOS Ø 25	12 TRESILLONES Ø REDONDOS Ø 25	12 TRESILLONES Ø REDONDOS Ø 25	
PROYECCION DEL FRENTE	NO	NO	NO	NO SISTEMÁTICA	SISTEMÁTICA EVENTUALMENTE CIERRE A MEDIA SECCION	SISTEMÁTICA EVENTUALMENTE CIERRE A MEDIA SECCION	
CONTRABOVEDA	NO	SI PARA COBERTURAS MAYORES DE 100 m EN TERRENOS DEFORMABLES	SI	SISTEMÁTICA	SISTEMÁTICA	SISTEMÁTICA	
ELEMENTOS ESPECIALES EN MEDIA SECCION.	NO	NO	NO	OPCIÓN LONGITUDINAL OPCIÓN EN BASE CERCHA MEDIA SECCION (VIGA DE HORMIGÓN)	OPCIÓN LONGITUDINAL OPCIÓN EN BASE CERCHA MEDIA SECCION (VIGA DE HORMIGÓN)	OPCIÓN LONGITUDINAL OPCIÓN EN BASE CERCHA MEDIA SECCION (VIGA DE HORMIGÓN)	
PERFIL TRANSVERSAL Y FASES DE TRABAJO							
SECCION DESARROLLADA							
PERFIL LONGITUDINAL	EL AVANCE A MEDIA SECCION PUEDE IR INDEPENDIENTE DE LA DESTROZA O APLICAR LAS NORMAS DE LOS TERRENOS C-D	EL AVANCE A MEDIA SECCION PUEDE IR INDEPENDIENTE DE LA DESTROZA O APLICAR LAS NORMAS DE LOS TERRENOS C-D					
OBSERVACIONES	—	LOS BULIMOS DE 6 m SE COLOCAN EN SEGUNDA FASE DESPUES DE LA PRIMERA (COMIENZO PARA COLOCARLOS)	NO APRIETAR MUCHO LAS HORQUILLAS PERMITIR QUE DESLIZEN DE JAR UNA UNIDAD LONGITUDINAL QUE DEFORME EL TERRENO	IGUAL QUE EN C-D	ROTA EN CORONA PARA COLOCACION DE CERCHA. IGUAL QUE EN C-D. CIERRE LATERAL DE CERCHAS CONTRABOVEDA RAPIDAMENTE	IGUAL QUE PARA LOS TERRENOS E-F	

Fig. 5. Clasificación Rabcewic, Müller

2.3. Deere et al (1967)

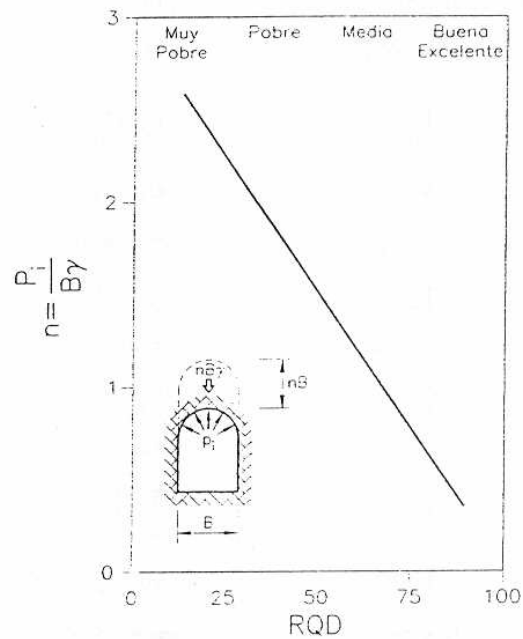
A partir de la definición del índice de calidad de roca RQD propuesto por Deere en 1964, se propone una simple clasificación de la calidad de la roca en 5 categorías. La definición de RQD, la clasificación de la roca, la relación entre el "Factor de Carga" de Terzaghi y RQD (propuesta por Cording et al, 1972) y la propuesta de Merrit (1972) para decidir el tipo de sostenimiento en función del RQD aparecen en la Fig. 6.

$$RQD = 100 \frac{\text{Longitud de testigo en trozos } > 10 \text{ cms}}{\text{Longitud perforada}} \quad (\text{cada } 2 \text{ m})$$

Batería doble, corona diamante, $\phi=54 \text{ mm}$ (NX)

RQD	<25%	25%–50%	50%–75%	75%–90%	90%–100%
CALIDAD	M. Pobre	Pobre	Media	Buena	M. Buena

- RELACION FACTOR DE CARGA DE TERZAGHI-RQD
(Cording et al, 1972)



- RELACION RQD-LUZ TUNEL-TIPO DE SOSTENIMIENTO
(Merrit, 1972)

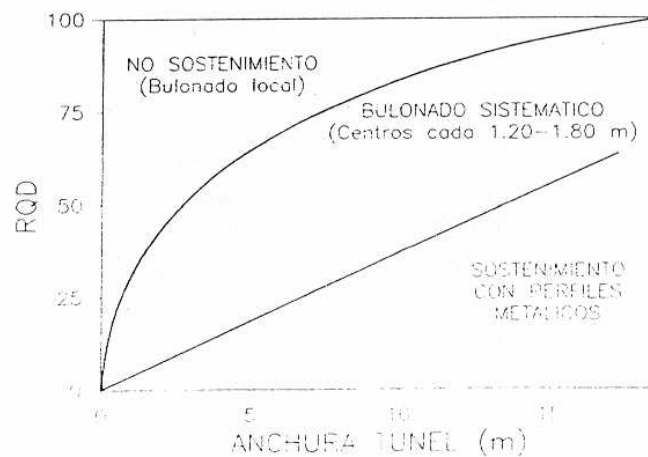


Fig. 6. Obtención del RQD. Relación factor de carga de Terzaghi-RQD.
Relación RQD-Luz y Túnel-Tipo de sostenimiento

Deere et al (1970) hicieron una serie de recomendaciones para el sostenimiento de túneles en función del RQD (Fig. 7). La novedad de esta propuesta es que introducen como método alternativo al tradicional (explosivos) la utilización de máquinas tuneladoras o topos (TBM).

Rock quality	Tunneling method	Alternative support systems		
		Steel sets ²	Rockbolts ³	Shotcrete
Excellent¹ RQD > 90	Boring machine	None to occ. light set. Rock load (0.0–0.2)B	None to occasional	None to occ. local application
	Conventional	None to occ. light set. Rock load (0.0–0.3)B	None to occasional	None to occ. local application 2 in. to 3 in.
Good³ 75 < RQD < 90	Boring machine	Occ. light sets to pattern on 5-ft to 6-ft ctr. Rock load (0.0 to 0.4)B	Occasional to pattern on 5-ft to 6-ft centers	None to occ. local application 2 in. to 3 in.
	Conventional	Light sets, 5-ft to 6-ft ctr. Rock load (0.3 to 0.6)B	Pattern 5-ft to 6-ft centers	Occ. local application 2 in. to 3 in.
Fair 50 < RQD < 75	Boring machine	Light to medium sets, 5-ft to 6-ft ctr. Rock load (0.4–1.0)B	Pattern, 4-ft to 6-ft ctr.	2 in. to 4 in. crown
	Conventional	Light to medium sets, 4-ft to 5-ft ctr. Rock load (0.6–1.3)B	Pattern 3-ft to 5-ft ctr.	4 in. or more crown and sides
Poor² 25 < RQD < 50	Boring machine	Medium circular sets on 3-ft to 4-ft ctr. Rock load (1.0–1.6)B	Pattern, 3-ft to 5-ft ctr.	4 in. to 6 in. on crown and sides. Combine with bolts
	Conventional	Medium to heavy sets on 2-ft to 4-ft ctr. Rock load (1.3–2.0)B	Pattern, 2-ft to 4-ft ctr.	6 in. or more on crown and sides. Combine with bolts
Very poor³ RQD < 25 (Excluding squeezing or swelling ground)	Boring machine	Medium to heavy circular sets on 2-ft ctr. Rock load (1.6 to 2.2)B	Pattern, 2-ft to 4-ft ctr.	6 in. or more on whole section. Combine with medium sets
	Conventional	Heavy circular sets on 2-ft ctr. Rock load (1.6 to 2.2)B	Pattern, 3-ft center	6 in. or more on whole section. Combine with medium to heavy sets
Very poor³ (Squeezing or swelling)	Boring machine	Very heavy circular sets on 2-ft ctr. Rock load up to 250-lb	Pattern, 2-ft to 3-ft ctr.	6 in. or more on whole section. Combine with heavy sets
	Conventional	Very heavy circular sets on 2-ft ctr. Rock load up to 250-lb	Pattern, 2-ft to 3-ft ctr.	6 in. or more on whole section. Combine with heavy sets

Notes

1. In good and excellent rock, the support requirement will be, in general, minimal but will be dependent upon joint geometry, joint orientation, and relative orientations of joints and tunnel.
2. Lagging requirements will usually be zero in excellent rock and will range from up to 25% in good rock to 100% in very poor rock.
3. Mesh requirements usually will be zero in excellent rock and will range from occasional mesh or straps in good rock to 100% mesh in very poor rock.
4. B = tunnel width.

Fig. 7. Tabla que relaciona el RQD-Método de excavación-Sistemas de soporte alternativos

Crítica: El índice RQD forma parte de otros sistemas más elaborados de clasificación (RMR, Q) pero en sí mismo es insuficiente para describir el macizo rocoso. No tiene en cuenta, por ejemplo, la influencia del relleno de juntas, ni su orientación, ni la presencia de agua o su presión. Por otra parte, en "rocas blandas" masivas el RQD puede aproximarse a 100, aunque la calidad de la roca sea mediocre de cara a la construcción de túneles.

2.4. RSR (Rock Structure Ratio) (Wickham, Tiedemann and Skinner, 1972)

La propuesta del índice RSR en 1972 fue un avance importante en la clasificación de macizos rocosos. Por primera vez se construía un índice a partir de datos cuantitativos de la roca. Era pues, un sistema completo con menos influencia de aspectos subjetivos. Se calculaba sumando tres contribuciones (A, B y C) relacionados con aspectos

geológicos generales (A), fracturación y dirección del avance (B) y condiciones de agua y de las juntas (C). Se resume en las tablas de la Fig. 8. Estas tablas no corresponden a la clasificación original (1972) sino a la versión actualizada de 1974 tal y como la recoge Bieniawski (1984).

Este índice y las recomendaciones para el sostenimiento se basaron fundamentalmente en túneles sostenidos mediante cerchas. Los autores resumieron en gráficos correspondientes a diferentes diámetros de túnel el sostenimiento necesario para cada valor de RSR (ver Fig. 9 para un túnel de 4.27 m (14') de luz (Skinner, 1988)).

	Basic rock type				Geological structure				
	Hard	Med.	Soft	Decomp.	Massive	Slightly faulted or folded	Moderately faulted or folded	Intensely faulted or folded	
Igneous	1	2	3	4					
Metamorphic	1	2	3	4					
Sedimentary	2	3	4	4					
Type 1					30	22	15	9	
Type 2					27	20	13	8	
Type 3					24	18	12	7	
Type 4					19	15	10	6	

Average joint spacing	Strike $\perp$ to axis					Strike $\parallel$ to axis			
	Direction of drive			Against dip		Direction of drive			
	Both	With dip				Both			
	Dip of prominent joints*					Dip of prominent joints*			
	Flat	Dipping	Vertical	Dipping	Vertical	Flat	Dipping	Vertical	
1. Very closely jointed < 2 in.		9	11	13	10	12	9	9	7
2. Closely jointed 2–6 in.		13	16	19	15	17	14	14	11
3. Moderately jointed 6–12 in.		23	24	28	19	22	23	23	19
4. Moderate to blocky 1–2 ft.		30	32	36	25	28	30	28	24
5. Blocky to massive 2–4 ft.		36	38	40	33	35	36	34	28
6. Massive > 4 ft.		40	43	45	37	40	40	38	34

Anticipated water inflow (gpm/1000ft)	Sum of parameters A + B					
	13–44			45–75		
	Joint condition**					
	Good	Fair	Poor	Good	Fair	Poor
None	22	18	12	25	22	18
Slight < 200 gpm	19	15	9	23	19	14
Moderate 200–1000 gpm	15	11	7	21	16	12
Heavy > 1000 gpm	10	8	6	18	14	10

*Dip: flat: 0–20 deg; dipping: 20–50 deg; and vertical: 50–90 deg.

**Joint condition: Good = tight or cemented; Fair = slightly weathered or altered; Poor = severely weathered, altered, or open.

Fig. 8. RSR

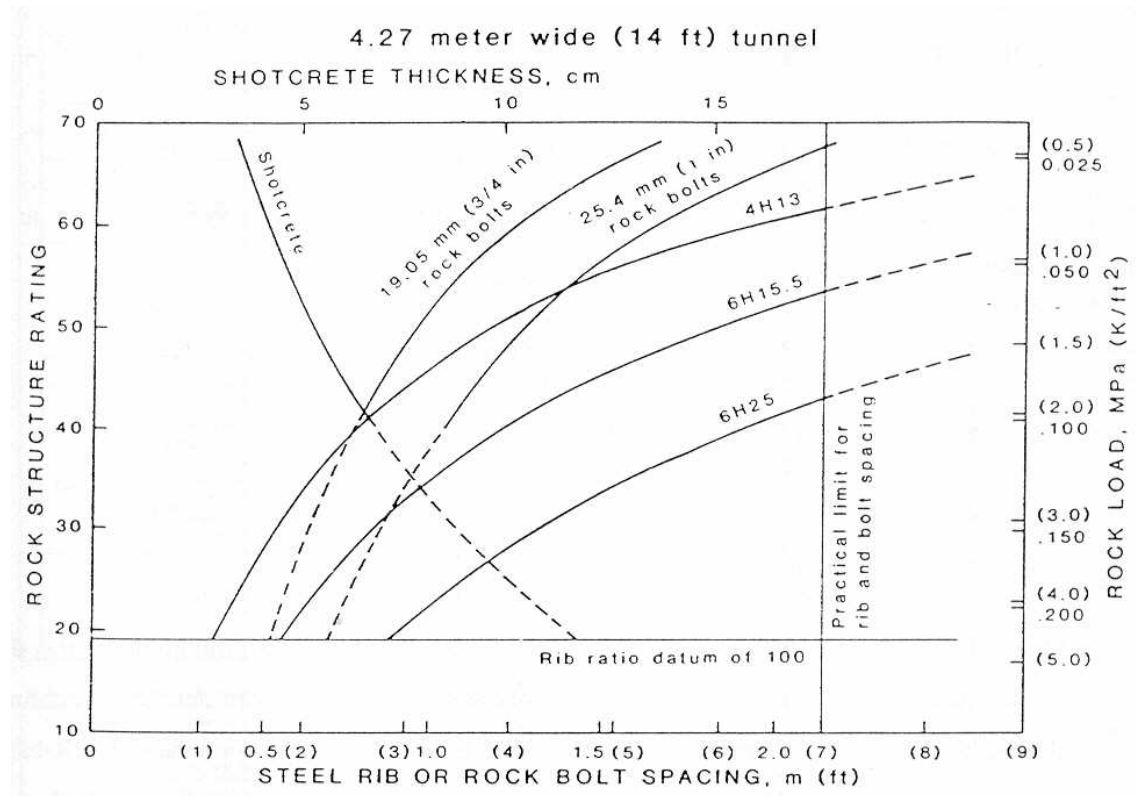


Fig. 9. Sostenimiento necesario para cada valor de RSR

Crítica: Sesgado hacia el sostenimiento mediante cerchas. Pero fue un trabajo pionero similar al desarrollo posteriormente en relación con los sistemas RMR y Q .

3. CLASIFICACIONES MODERNAS

3.1. Sistema RMR (Bieniawski 1973, 1989)

En este sistema el índice RMR se obtiene como suma de cinco números que son a su vez función de:

- la resistencia a compresión simple de la roca matriz
- RQD
- espaciamiento de las discontinuidades
- condición de las discontinuidades
- condición del agua
- orientación de las discontinuidades

El sistema RMR está sintetizado en la Fig. 10 (sistema básico) y en el conjunto de figuras de la Fig. 11 que son gráficos de apoyo a la clasificación original que permiten hacer continuas algunas de las "ventanas" que aparecen en la Fig. 10. Una vez que se obtiene el RMR básico (un número entre 0 y 100), Bieniawski propone ajustarlo en función de la relación entre la orientación del túnel y de las discontinuidades (cuadro B

de la Fig.10). La definición de las condiciones "muy favorables" a "muy desfavorables" aparece en la última Tabla de esta Figura según unas recomendaciones inicialmente propuestas en el sistema RSR. La clasificación RMR proporciona también la calidad global de la roca, que se agrupa en cinco categorías (cuadro C de la Fig. 10) y una indicación del tiempo de estabilidad de una excavación libre (concepto original de Lauffer) de la cohesión de la roca y de su ángulo de fricción (cuadro D de la Fig. 10).

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND THEIR RATINGS

Parameter		Ranges of Values					For this low range, uniaxial compressive test is preferred		
1	Strength of intact rock material	Point-load strength index (MPa)	>10	4 – 10	2 – 4	1 – 2			
		Uniaxial compressive strength (MPa)	>250	100 – 250	50 – 100	25 – 50	5 – 25	1 – 5	<1
	Rating		15	12	7	4	2	1	0
2	Drill core quality RQD (%)		90 – 100	75 – 90	50 – 75	25 – 50	<25		
	Rating		20	17	13	8	3		
3	Spacing of discontinuities		>2 m	0.6 – 2 m	200 – 600 mm	60 – 200 mm	<60 mm		
	Rating		20	15	10	8	5		
4	Condition of discontinuities		Very rough surfaces Not continuous No separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Slightly weathered walls	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Highly weathered wall	Slickensided surfaces or Gouge < 5 mm thick or Separation 1 – 5 mm Continuous	Soft gouge > 5 mm thick or Separation > 5 mm Continuous		
	Rating		30	25	20	10	0		
5	Groundwater	Inflow per 10 m tunnel length (L/min)	None	<10	10 – 25	25 – 125	>125		
		Ratio $\frac{\text{Joint water pressure}}{\text{Major principal stress}}$	0	<0.1	0.1 – 0.2	0.2 – 0.5	>0.5		
	General conditions		Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing		
	Rating		15	10	7	4	0		

B. RATING ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS

Strike and Dip Orientations of Discontinuities		Very Favorable	Favorable	Fair	Unfavorable	Very Unfavorable
Ratings	Tunnels and mines	0	-2	-5	-10	-12
	Foundations	0	-2	-7	-15	-25
	Slopes	0	-5	-25	-50	-60

C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED FROM TOTAL RATINGS

Rating	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21	<20
Class no.	I	II	III	IV	V
Description	Very good rock	Good rock	Fair rock	Poor rock	Very poor rock

D. MEANING OF ROCK MASS CLASSES

Class no.	I	II	III	IV	V
Average stand-up time	20 yr for 15-m span	1 yr for 10-m span	1 wk for 5-m span	10 h for 2.5-m span	30 min for 1-m span
Cohesion of the rock mass (kPa)	>400	300 – 400	200 – 300	100 – 200	<100
Friction angle of the rock mass (deg)	>45	35 – 45	25 – 35	15 – 25	<15

*After Bieniawski (1979).

TABLE 4.2 Effect of Discontinuity Strike and Dip Orientations in Tunneling*

Strike Perpendicular to Tunnel Axis			
Drive with Dip		Drive against Dip	
Dip 45–90	Dip 20–45	Dip 45–90	Dip 20–45
Very favorable	Favorable	Fair	Unfavorable
Strike Parallel to Tunnel Axis			
Dip 20–45		Irrespective of Strike	
Dip 45–90		Dip 0–20	
Fair	Very unfavorable	Fair	

*Modified after Wickham et al. (1972).

Fig. 10: Tabla para obtener el valor del RMR

A partir del índice RMR es posible obtener:

1. Una idea del tiempo de estabilidad de excavaciones sin soporte (Fig.12).
2. Unas recomendaciones para el sostenimiento en túneles de forma de arco de herradura 10 m de ancho, construidos por el sistema convencional (voladura) siempre que la presión vertical sea inferior a 25 MPa (250 kg/cm²) equivalente a un recubrimiento de 100 m y asumiendo una $\gamma = 2.7 \text{ T/m}^3$; $\sigma_v = 27 \text{ kg/cm}^2$ (Fig.13).
3. Correlaciones con otras propiedades del macizo rocoso. Algunas correlaciones ya formaban parte de la clasificación original (Fig. 10). Otras propuestas son:

- Módulo de deformabilidad "in situ"

$$E_M \text{ (GPa)} = 2\text{RMR} - 100 \text{ (si RMR} > 50 \text{)} \text{ (Bieniawski, 1978)}$$

$$E_M \text{ (GPa)} = 10^{(\text{RMR} - 10)/40} \text{ (Serafim y Pereira, 1983)}$$

- Parámetros de resistencia del criterio de rotura de Hoek-Brown

$$\text{El criterio se escribe } \sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m\sigma_c\sigma_3 + s\sigma_c^2}$$

Donde σ_c : resistencia a compresión simple de la roca matriz

m, s : parámetros relacionados con el grado de imbricación y fracturación del macizo rocoso.

Hoek y Brown (1988) propusieron:

- Para macizos poco alterados (perforados con máquina tuneladora):

$$m = m_i \exp((\text{RMR} - 100)/28)$$

$$s = \exp((\text{RMR} - 100)/9)$$
- Para macizos más alterados (excavados mediante explosivos):

$$m = m_i \exp((\text{RMR} - 100)/14)$$

$$s = \exp((\text{RMR} - 100)/6)$$

donde m_i es el valor de m para la roca matriz (ver Hoek y Brown, 1980).

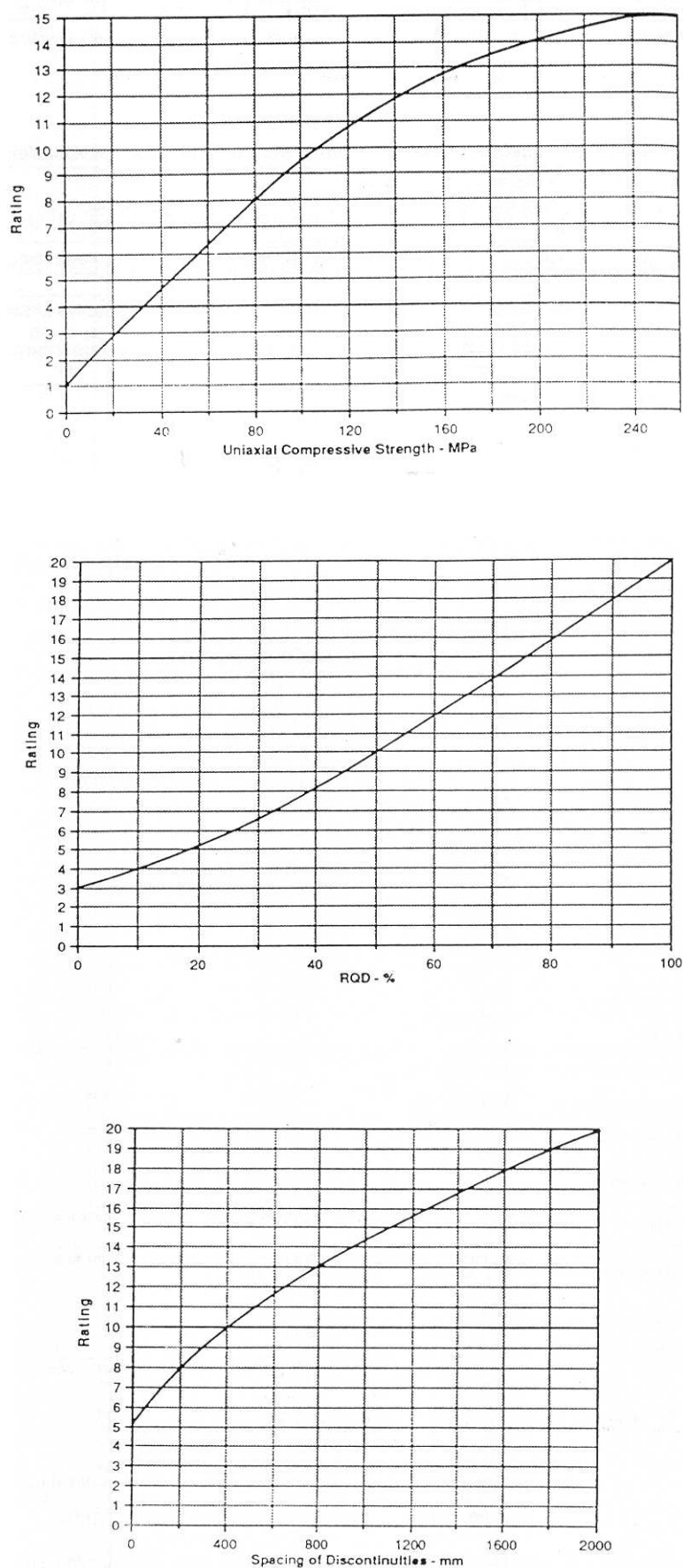
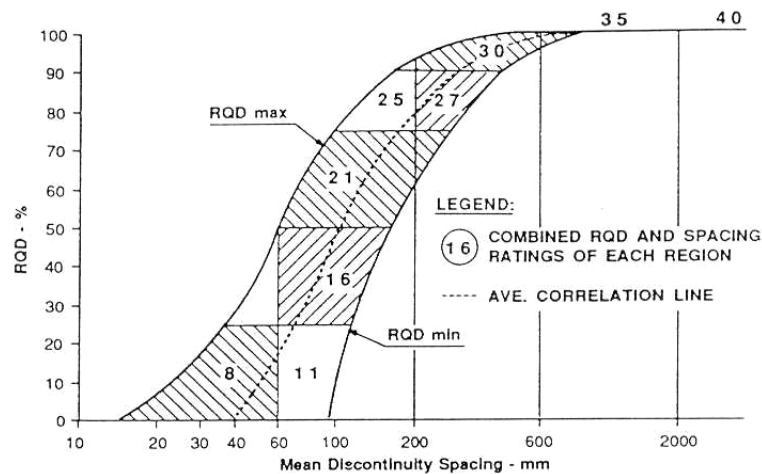


Fig. 11



Parameter	Ratings				
Discontinuity length (persistence/continuity)	<1 m 6	1-3 m 4	3-10 m 2	10-20 m 1	>20 m 0
Separation (aperture)	None 6	<0.1 mm 5	0.1-1.0 mm 4	1-5 mm 1	>5 mm 0
Roughness	Very rough 6	Rough 5	Slightly rough 3	Smooth 1	Slickensided 0
Infilling (gouge)	None 6	<5 mm 4	Hard filling >5 mm 2	Soft filling <5 mm 2	>5 mm 0
Weathering	Unweathered 6	Slightly weathered 5	Moderately weathered 3	Highly weathered 1	Decomposed 0

*Note: Some conditions are mutually exclusive. For example, if infilling is present, it is irrelevant what the roughness may be, since its effect will be overshadowed by the influence of the gouge. In such cases, use Table 4.1 directly.

Fig. 11 (Continuación)

Crítica: Se han señalado los siguientes aspectos (Kirsten, 1988):

- De forma natural, el sistema de cálculo (**suma** de contribuciones de rango limitado) tiende a favorecer los índices **medios** de calidad.
- Cambios **radicales** en un sólo parámetro (que pueden afectar de forma significativa a la respuesta del macizo rocoso, como sería el caso de la resistencia de las discontinuidades) afecta poco al índice global, debido, de nuevo, a la estructura del índice como suma de contribuciones.
- El espaciado entre juntas parece sobrevalorado (aparece dos veces: de forma explícita e indirectamente en el RQD).
- El sostenimiento que se propone es el definitivo. Bajo la filosofía del NATM es necesario, en ocasiones, considerar sostenimientos primarios y secundarios que no están definidos.

Más adelante se comparan entre sí los sistemas RMR y Q .

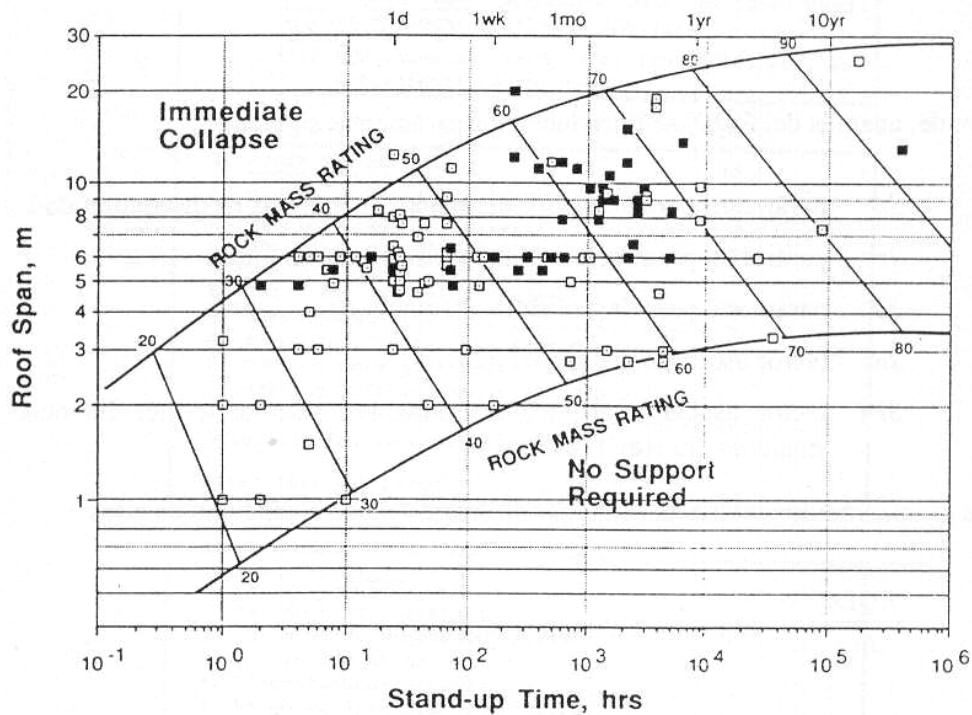


Fig. 12. Tiempo de estabilidad de excavaciones sin soporte

Rock Mass Class	Excavation	Support		
		Rock Bolts (20-mm Dia, Fully Grouted)	Shotcrete	Steel Sets
Very good rock I RMR: 81–100	Full face 3-m advance	Generally, no support required except for occasional spot bolting		
Good rock II RMR: 61–80	Full face 1.0–1.5-m advance Complete support 20 m from face	Locally, bolts in crown 3 m long, spaced 2.5 m, with occasional wire mesh	50 mm in crown where required	None
Fair rock III RMR: 41–60	Top heading and bench 1.5–3-m advance in top heading Commence support after each blast Complete support 10 m from face	Systematic bolts 4 m long, spaced 1.5–2 m in crown and walls with wire mesh in crown	50–100 mm in crown and 30 mm in sides	None
Poor rock IV RMR: 21–40	Top heading and bench 1.0–1.5-m advance in top heading. Install support concurrently with excavation 10 m from face	Systematic bolts 4–5 m long, spaced 1–1.5 m in crown and wall with wire mesh	100–150 mm in crown and 100 mm in sides	Light to medium ribs spaced 1.5 m where required
Very poor rock V RMR: <20	Multiple drifts 0.5–1.5-m advance in top heading. Install support concurrently with excavation. Shotcrete as soon as possible after blasting	Systematic bolts 5–6 m long, spaced 1–1.5 m in crown and walls with wire mesh. Bolt invert	150–200 mm in crown, 150 mm in sides, and 50 mm on face	Medium to heavy ribs spaced 0.75 m with steel lagging and fore-poling if required. Close invert

*Shape: horseshoe; width: 10 m; vertical stress: <25 MPa; construction: drilling and blasting.

Fig. 13. Recomendaciones para el sostenimiento en forma de arco de herradura (10 m de ϕ , $\sigma_v < 25$ MPa)

3.2. Sistema Q (Barton, Lien y Lunde, 1974)

El índice Q se obtiene mediante la siguiente expresión:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$$

donde, además del RQD, se introducen los parámetros siguientes:

- J_n parámetro para describir el número de familias de discontinuidad
- J_r parámetro para describir la rugosidad de las juntas
- J_a parámetro para describir la alteración de las juntas
- J_w factor asociado al agua en juntas
- SRF factor asociado al estado tensional (zonas de corte, fluencia, expansividad, tensiones “in situ”)

La asociación de factores permite dar un sentido físico a cada uno de ellos:

- $\frac{RQD}{J_n}$ representa el tamaño del bloque medio.
- $\frac{J_r}{J_a}$ reúne términos de rugosidad, fricción y relleno de las juntas y representa la resistencia al corte entre bloques.
- $\frac{J_w}{SRF}$ combina condiciones de agua y tensión y, por tanto, puede representar una tensión activa o eficaz.

Aunque en el índice Q no se menciona explícitamente la orientación de las juntas, señalan sus autores que los valores de J_r y J_a se han de referir a la familia de juntas que con más probabilidad puedan permitir el inicio de la rotura.

La descripción detallada de Q aparece en la Fig. 14.

1. ROCK QUALITY DESIGNATION (RQD)	
A. Very poor	0 - 25
B. Poor	25 - 50
C. Fair	50 - 75
D. Good	75 - 90
E. Excellent	90 - 100
Note: (i) Where RQD is reported or measured as ≤ 10, (including 0) a nominal value of 10 is used to evaluate Q in equation (1). (ii) RQD intervals of 5, i.e. 100,95,90, etc. are sufficiently accurate.	

2. JOINT SET NUMBER	(J_n)
A. Massive, no or few joints	0.5 - 1.0
B. One joint set	2
C. One joint set plus random	3
D. Two joint sets	4
E. Two joint sets plus random	6
F. Three joint sets	9
G. Three joint sets plus random	12
H. Four or more joint sets, random, heavily jointed, "sugar cube" etc.	15
J. Crushed rock, earthlike	20
Note: (i) For intersections use (3.0 × J_n) Note: (ii) For portals use (2.0 J_n)	

3. JOINT ROUGHNESS NUMBER	
(a) Rock wall contact and	
(b) Rock wall contact before 10 cms shear	(J_r)
A. Discontinuous joints	4
B. Rough or irregular, undulating	3
C. Smooth, undulating	2
D. Slickensided, undulating	1.5
E. Rough or irregular, planar	1.5
F. Smooth, planar	1.0
G. Slickensided, planar	0.5
Note: (i) Descriptions refer to small scale features and intermediate scale features, in that order. (c) No rock wall contact when sheared	
H. Zone containing clay minerals thick enough to prevent rock wall contact	1.0
J. Sandy, gravelly or crushed zone thick enough to prevent rock wall contact	1.0
Note: (ii) Add 1.0 if the mean spacing of the relevant joint set is greater than 3m. (iii) J_r = 0.5 can be used for planar slickensided joints having lineations, provided the lineations are orientated for minimum strength	

Fig. 14. Índices de Q

4. JOINT ALTERATION NUMBER	(J _a)	(φ _r)
(a) Rock wall contact		(approx.)
A. Tightly healed, hard, non-softening, impermeable filling i.e. quartz or epidote	0.75	(-)
B. Unaltered joint walls, surface staining only	1.0	(25-35°)
C. Slightly altered joint walls. Non-softening mineral coatings, sandy particles, clay-free disintegrated rock etc.	2.0	(25-30°)
D. Silty-, or sandy-clay coatings, small clay fraction (non-soft.) ..	3.0	(20-25°)
E. Softening or low friction clay mineral coatings, i.e. kaolinite or mica. Also chlorite, talc, gypsum, graphite etc., and small quantities of swelling clays.	4.0	(8-16°)
(b) Rock wall contact before 10 cms shear		
F. Sandy particles, clay-free disintegrated rock etc.	4.0	(25-30°)
G. Strongly over-consolidated non-softening clay mineral fillings (continuous, but <5 mm thickness)	6.0	(16-24°)
H. Medium or low over-consolidation, softening, clay mineral fillings. (continuous but <5mm thickness)	8.0	(12-16°)
J. Swelling -clay fillings, i.e. montmorillonite (continuous, but <5mm thickness) Value of J _a depends on percent of swelling clay-size particles, and access to water etc.	8 - 12	(6-12°)
(c) No rock wall contact when sheared		
K, L. Zones or bands of disintegrated or crushed rock and clay (see G, H, J for description of clay condition)	6, 8, or 8-12	(6-24°)
N. Zones or bands of silty- or sandy-clay, small clay fraction (non-softening) ..	5.0	(-)
O, P. Thick, continuous zones or bands of clay (see G, H, J for description of clay condition)	10, 13, or 13-20	(6-24°)

5. JOINT WATER REDUCTION FACTOR	(J _w)	Approx. water pres. (kg/cm ²)
A. Dry excavations or minor inflow, i.e. < 5 l/min. locally.	1.0	<1
B. Medium inflow or pressure, occasional outwash of joint fillings.	0.66	1 - 2.5
C. Large inflow or high pressure in competent rock with unfilled joints	0.5	2.5-10
D. Large inflow or high pressure, considerable outwash of joint fillings	0.33	2.5-10
E. Exceptionally high inflow or water pressure at blasting, decaying with time	0.2-0.1	>10
F. Exceptionally high inflow or water pressure continuing without noticeable decay	0.1-0.05	>10

Note: (i) Factors C to F are crude estimates. Increase J_w if drainage measures are installed.

(ii) Special problems caused by ice formation are not considered.

Fig. 14. Índices de Q

6. STRESS REDUCTION FACTOR			
(a) Weakness zones intersecting excavation, which may cause loosening of rock mass when tunnel is excavated. (SRF)			
A.	Multiple occurrences of weakness zones containing clay or chemically disintegrated rock, very loose surrounding rock (any depth)	10	
B.	Single weakness zones containing clay or chemically disintegrated rock (depth of excavation $\leq 50m$)	5	
C.	Single weakness zones containing clay or chemically disintegrated rock (depth of excavation $> 50m$)	2.5	
D.	Multiple shear zones in competent rock (clay-free), loose surrounding rock (any depth)	7.5	
E.	Single shear zones in competent rock (clay-free) (depth of excavation $\leq 50m$)	5.0	
F.	Single shear zones in competent rock (clay-free) (depth of excavation $> 50m$)	2.5	
G.	Loose open joints, heavily jointed or "sugar cube" etc. (any depth)	5.0	
Note: (i) Reduce these values of SRF by 25 - 50% if the relevant shear zones only influence but do not intersect the excavation.			
(b) Competent rock, rock stress problems			
	σ_c/σ_1	σ_t/σ_1	(SRF)
H.	Low stress, near surface	>200	>13 2.5
J.	Medium stress	200-10	13-0.66 1.0
K.	High stress, very tight structure (usually favourable to stability, may be unfavourable for wall stability)	10-5	0.66-.33 0.5-2
L.	Mild rock burst (massive rock)	5-2.5	0.33-.16 5-10
M.	Heavy rock burst (massive rock)	<2.5	<0.16 10-20
Note: (ii) For strongly anisotropic virgin stress field (if measured): when $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, reduce σ_c and σ_t to $0.8\sigma_c$ and $0.8\sigma_t$. When $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, reduce σ_c and σ_t to $0.6\sigma_c$ and $0.6\sigma_t$, where: σ_c = unconfined compression strength, and σ_t = tensile strength (point load), and σ_1 and σ_3 are the major and minor principal stresses.			
(iii) Few case records available where depth of crown below surface is less than span width. Suggest SRF increase from 2.5 to 5 for such cases (see H).			
(c) Squeezing rock: plastic flow of incompetent rock under the influence of high rock pressure (SRF)			
N.	Mild squeezing rock pressure	5 - 10	
O.	Heavy squeezing rock pressure	10 - 20	
(d) Swelling rock: chemical swelling activity depending on presence of water			
P.	Mild swelling rock pressure	5 - 10	
R.	Heavy swelling rock pressure	10 - 15	

Fig. 14. Índices de Q

En la práctica Q puede variar entre 10^3 y 10^{-3} , lo que representa un rango considerablemente mayor que el correspondiente a los índices del resto de clasificaciones. Cabe señalar que el método trata con cierto detalle los factores de rugosidad de juntas, alteración y rellenos de las mismas. Los parámetros J_r y J_a se deben establecer para la familia de discontinuidades con características más desfavorables (incluyendo en este concepto no únicamente las juntas de peor calidad-resistencia-intrínseca, sino también las peor orientadas).

La determinación de Q permite la estimación del sostenimiento del túnel. Para ello se procede en tres etapas:

1. Se selecciona el grado de importancia de la excavación definido mediante un índice ESR (Excavation Support Ratio) que viene a ser un factor de seguridad. En efecto, Barton homogeneiza los diámetros de las excavaciones a un diámetro "equivalente", que se define $De = D/ESR$.

Los valores de ESR aparecen en la Fig. 15. La referencia ($ESR=1$) corresponde típicamente a los túneles que encontramos en obras de transportes (carreteras y ferrocarriles). Un cambio en ESR conduce implícitamente a una percepción diferente de la seguridad que aceptamos para una determinada obra.

2. Se elige el tipo de sostenimiento combinando el índice Q y el diámetro o luz libre de la excavación (afectado por el coeficiente ESR) (Fig. 16). En esta figura se aprecian también los casos que no necesitan sostenimiento (por debajo del límite inferior de la figura). En general, los casos de excavaciones no sostenidas de forma permanente se dan cuando:

$$J_n \leq 9 ; J_r \geq 1 ; J_a \leq 1 ; J_w = 1 ; SRF \leq 2.55$$

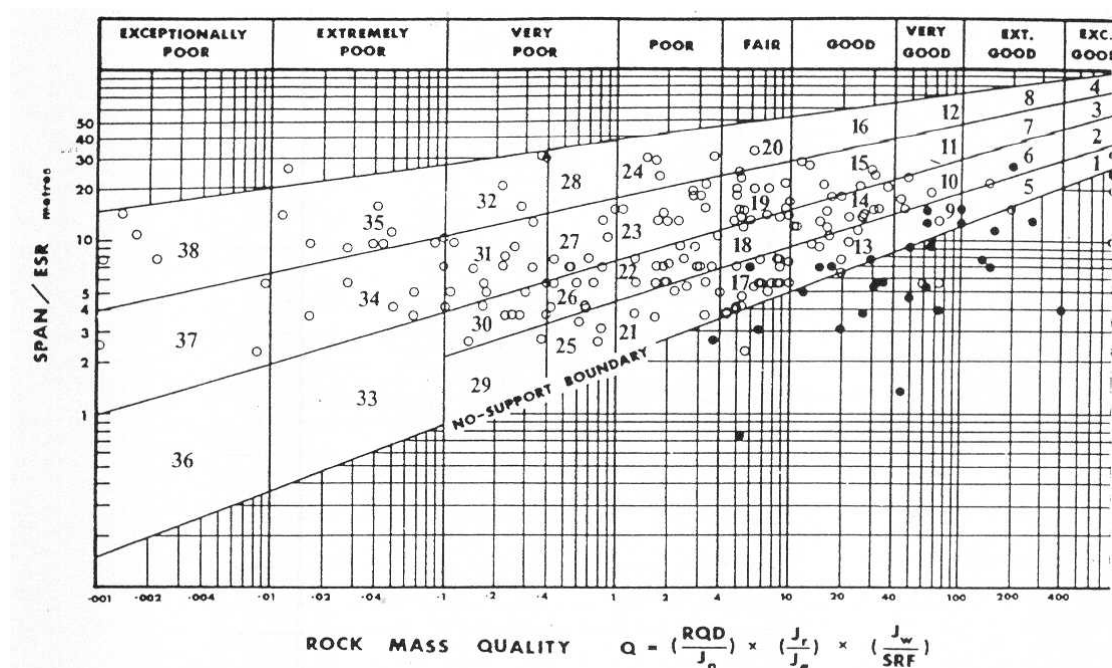


Fig. 15. Q vs $SPAN/ESR$

3. Cada una de las categorías de sostenimiento indicadas en la Fig. 16 corresponde a una descripción que aparece en la Fig. 17. El sistema especifica bulonado (con diferentes características), hormigón proyectado reforzado o no y arco de hormigón con encofrado, reforzado o no.

Crítica: La casuística que reflejan algunos índices (como *Ja* o *SRF*) tiende a ser algo compleja y de interpretación complicada. Kirsten (1988) sugiere, por ejemplo, una tabla alternativa para el cálculo de *Ja* (Fig. 18). El sistema parece, por otra parte, bien adaptado para definir rocas de baja calidad.

Type of Excavation	ESR	Number of Cases
A. Temporary mine openings etc.	ca. 3-5?	2
B. Permanent mine openings, water tunnels for hydro power (excluding high pressure penstocks), pilot tunnels, drifts and headings for large openings	1.6	83
C. Storage caverns, water treatment plants, minor road and railway tunnels, surge chambers, access tunnels, etc.	1.3	25
D. Power stations, major road and railway tunnels, civil defense chambers, portals, intersections	1.0	79
E. Underground nuclear power stations, railway stations, sports and public facilities, factories	ca. 0.8?	2

Fig. 16. Valores orientativos de *ESR* en función del tipo de excavación

Support category	Conditional factors			Type of support	Notes
	$\frac{RQD}{J_a}$	$\frac{J_r}{J_a}$	$\frac{SPAN}{ESR}$		
1*	—	—	—	sb(utg)	—
2*	—	—	—	sb(utg)	—
3*	—	—	—	sb(utg)	—
4*	—	—	—	sb(utg)	—
5*	—	—	—	sb(utg)	—
6*	—	—	—	sb(utg)	—
7*	—	—	—	sb(utg)	—
8*	—	—	—	sb(utg)	—
Note: The type of support to be used in categories 1 to 8 will depend on the blasting technique. Smooth wall blasting and thorough barring-down may remove the need for support. Rough-wall blasting may result in the need for single applications of shotcrete, especially where the excavation height is >25 m. Future case records should differentiate categories 1 to 8.					
9	≥ 20	—	—	sb(utg)	—
	<20	—	—	B(utg) 2.5–3 m	—
10	≥ 30	—	—	B(utg) 2–3 m	—
	<30	—	—	B(utg) 1.5–2 m + clm	—
11*	≥ 30	—	—	B(tg) 2–3 m	—
	<30	—	—	B(tg) 1.5–2 m + clm	—
12*	≥ 30	—	—	B(tg) 2–3 m	—
	<30	—	—	B(tg) 1.5–2 m + clm	—
13	≥ 10	≥ 1.5	—	sb(utg)	I
	≥ 10	<1.5	—	B(utg) 1.5–2 m	I
	<10	≥ 1.5	—	B(utg) 1.5–2 m	I
	<10	<1.5	—	B(utg) 1.5–2 m + S 2–3 cm	I
14	≥ 10	—	≥ 15	B(tg) 1.5–2 m + clm	I, II
	<10	—	≥ 15	B(tg) 1.5–2 m + S(mr) 5–10 cm	I, II
	—	—	<15	B(utg) 1.5–2 m + clm	I, III
15	>10	—	—	B(tg) 1.5–2 m + clm	I, II, IV
	≥ 10	—	—	B(tg) 1.5–2 m + S(mr) 5–10 cm	I, II, IV
16* See note XII	>15	—	—	B(tg) 1.5–2 m + clm	I, V, VI
	≥ 15	—	—	B(tg) 1.5–2 m + S(mr) 10–15 cm	I, V, VI
17	>30	—	—	sb(utg)	I
	≥ 10	—	—	B(utg) 1–1.5 m	I
	<10	—	≥ 6 m	B(utg) 1–1.5 m + S 2–3 cm	I
	<10	—	<6 m	S 2–3 cm	I
18	>5	—	≥ 10 m	B(tg) 1–1.5 m + clm	I, III
	>5	—	<10 m	B(utg) 1–1.5 m + clm	I
	≥ 5	—	≥ 10 m	B(tg) 1–1.5 m + S 2–3 cm	I, III
	≥ 5	—	<10 m	B(utg) 1–1.5 m + S 2–3 cm	I

Fig. 17. Clasificación de Barton para los casos estudiados

Support category	Conditional factors			Type of support	Notes
	$\frac{RQD}{J_n}$	$\frac{J_r}{J_a}$	$\frac{SPAN}{ESR}$		
19	—	—	≥ 20 m	B(tg) 1-2 m + S(mr) 10-15 cm	I, II, IV
	—	—	< 20 m	B(tg) 1-1.5 m + S(mr) 5-10 cm	I, II
20* See note XII	—	—	≥ 35 m	B(tg) 1-2 m + S(mr) 20-25 cm	I, V, VI
	—	—	< 35 m	B(tg) 1-2 m + S(mr) 10-20 cm	I, II, IV
21	≥ 12.5	≤ 0.75	—	B(utg) 1 m + S 2-3 cm	I
	< 12.5	≤ 0.75	—	S 2.5-5 cm	I
	—	> 0.75	—	B(utg) 1 m	I
22	$(\begin{smallmatrix} > 10, \\ < 30 \end{smallmatrix})$	> 1.0	—	B(utg) 1 m + clm	I
	≤ 10	> 1.0	—	S 2.5-7.5 cm	I
	< 30	≤ 1.0	—	B(utg) 1 m + S(mr) 2.5-5 cm	I
	≥ 30	—	—	B(utg) 1 m	I
23	—	—	≥ 15 m	B(tg) 1-1.5 m + S (mr) 10-15 cm	I, II, IV, VII
	—	—	< 15 m	B(utg) 1-1.5 m + S(mr) 5-10 cm	I
24* See note XII	—	—	≥ 30 m	B(tg) 1-1.5 m + S(mr) 15-30 cm	I, V, VI
	—	—	< 30 m	B(tg) 1-1.5 m + S(mr) 10-15 cm	I, II, IV
25	> 10	> 0.5	—	B(utg) 1 m + mr or clm	I
	≤ 10	> 0.5	—	B(utg) 1 m + S(mr) 5 cm	I
	—	≤ 0.5	—	B(tg) 1 m + S(mr) 5 cm	I
26	—	—	—	B(tg) 1 m + S(mr) 5-7.5 cm	VIII, X, XI
	—	—	—	B(utg) 1 m + S 2.5-5 cm	I, IX
27	—	—	≥ 12 m	B(tg) 1 m + S(mr) 7.5-10 cm	I, IX
	—	—	< 12 m	B(utg) 1 m + S(mr) 5-7.5 cm	I, IX
	—	—	> 12 m	CCA 20-40 cm + B(tg) 1 m	VIII, X, XI
	—	—	< 12 m	S(mr) 10-20 cm + B(tg) 1 m	VIII, X, XI
28* See note XII	—	—	≥ 30 m	B(tg) 1 m + S(mr) 30-40 cm	I, IV, V, IX
	—	—	$(\begin{smallmatrix} \geq 20, \\ < 30 \end{smallmatrix})$	B(tg) 1 m + S(mr) 20-30 cm	I, II, IV, IX
	—	—	< 20 m	B(tg) 1 m + S(mr) 15-20 cm	I, II, IX
	—	—	—	CCA(sr) 30-100 cm + B(tg) 1 m	IV, VIII, X, XI
29*	> 5	> 0.25	—	B(utg) 1 m + S 2-3 cm	—
	≤ 5	> 0.25	—	B(utg) 1 m + S(mr) 5 cm	—
	—	≤ 0.25	—	B(tg) 1 m + S(mr) 5 cm	—

Fig. 17. Clasificación de Barton para los casos estudiados

Support category	Conditional factors			Type of support	Notes
	$\frac{RQD}{J_n}$	$\frac{J_r}{J_a}$	$\frac{SPAN}{ESR}$		
30	≥ 5	—	—	B(tg) 1 m + S 2.5–5 cm	IX
	< 5	—	—	S(mr) 5–7.5 cm	IX
	—	—	—	B(tg) 1 m + S(mr) 5–7.5 cm	VIII, X, XI
31	> 4	—	—	B(tg) 1 m + S(mr) 5–12.5 cm	IX
	$\leq 4, \geq 1.5$	—	—	S(mr) 7.5–25 cm	IX
	< 1.5	—	—	CCA 20–40 cm + B(tg) 1 m	IX, XI
	—	—	—	CCA(sr) 30–50 cm + B(tg) 1 m	VIII, X, XI
32 See note XII	—	—	$\geq 20m$	B(tg) 1 m + S(mr) 40–60 cm	II, IV, IX, XI
	—	—	$< 20m$	B(tg) 1 m + S(mr) 20–40 cm	III, IV, XI
	—	—	—	CCA(sr) 40–120 cm + B(tg) 1 m	IV, VIII, X, XI
	—	—	—	—	—
33*	≥ 2	—	—	B(tg) 1 m + S(mr) 2.5–5 cm	IX
	< 2	—	—	S(mr) 5–10 cm	IX
	—	—	—	S(mr) 7.5–15 cm	VIII, X
34	≥ 2	≥ 0.25	—	B(tg) 1 m + S(mr) 5–7.5 cm	IX
	< 2	≥ 0.25	—	S(mr) 7.5–15 cm	IX
	—	< 0.25	—	S(mr) 15–25 cm	IX
	—	—	—	CCA(sr) 20–60 cm + B(tg) 1 m	VIII, X, XI
35 See note XII	—	—	$\geq 15m$	B(tg) 1 m + S(mr) 30–100 cm	II, IX, XI
	—	—	$\geq 15m$	CCA(sr) 60–200 cm + B(tg) 1 m	VIII, X, XI, II
	—	—	$< 15m$	B(tg) 1 m + S(mr) 20–75 cm	IX, III, XI
	—	—	$< 15m$	CCA(sr) 40–150 cm + B(tg) 1 m	VIII, X, XI, III
36*	—	—	—	S(mr) 10–20 cm	IX
	—	—	—	S(mr) 10–20 cm + B(tg) 0.5–1.0 m	VIII, X, XI
	—	—	—	—	—
37	—	—	—	S(mr) 20–60 cm	IX
	—	—	—	S(mr) 20–60 cm + B(tg) 0.5–1.0 m	VIII, X, XI
	—	—	—	—	—
38 See note XIII	—	—	$\geq 10m$	CCA(sr) 100–300 cm	IX
	—	—	$\geq 10m$	CCA(sr) 100–300 cm + B(tg) 1 m	VIII, X, II, XI
	—	—	$< 10m$	S(mr) 70–200 cm	IX
	—	—	$< 10m$	S(mr) 70–200 cm + B(tg) 1 m	VIII, X, III, XI
* Authors' estimates of support. Insufficient case records available for reliable estimation of support requirements.					
Key to Support Tables: sb = spot bolting B = systematic bolting (utg) = untensioned, grouted (tg) = tensioned, (expanding shell type for competent rock masses, grouted post-tensioned in very poor quality rock masses; see Note XI) S = shotcrete (mr) = mesh reinforced clm = chain link mesh CCA = cast concrete arch (sr) = steel reinforced					

Fig. 17. Clasificación de Barton para los casos estudiados

Description of Gouge	Joint Alteration Number for Joint Separation of		
	Less than 1.0 mm ^a	1.0–5.0 mm ^b	Larger than 5.0 mm ^c
Tightly healed, hard, non-softening impermeable filling	0.75	...	...
Unaltered joint walls, surface staining only	1.0	...	...
Slightly altered, non-softening, non-cohesive rock mineral or crushed rock filling	2.0	4.0	6.0
Non-softening, slightly clayey non-cohesive filling	3.0	6.0 ^c	10.0 ^c
Non-softening strongly over-consolidated clay mineral filling, with or without crushed rock	3.0 ^c	6.0 ^d	10.0
Softening or low friction clay mineral coatings and small quantities of swelling clays	4.0	8.0 ^c	13.0 ^c
Softening moderately over-consolidated clay mineral filling, with or without crushed rock	4.0 ^c	8.0 ^d	13.0
Shattered or micro-shattered (swelling) clay gouge, with or without crushed rock	5.0 ^c	10.0 ^d	18.0

^a Joint walls effectively in contact.

^b Joint walls come into contact before 100 mm shear.

^c Joint walls do not come into contact at all upon shear.

^d Also applies when crushed rock is present in clay gouge and there is no rock wall contact.

^e Figures added to original data to complete sequences.

¹ Steffen, Robertson, and Kirsten, P. O. Box 8856, Johannesburg 2000, South Africa.

Fig. 18. Tabla alternativa para el cálculo de J_a

3.3. Comentarios finales

Los sistemas RMR y Q se han aplicado, desde su publicación, a centenares de proyectos bajo condiciones variadas de litologías, calidad de roca, tamaño de excavación, profundidad, etc, y sus autores han defendido su bondad y universalidad en numerosos artículos.

En la tabla de la Fig. 19 se comparan los factores que aparecen en ambas clasificaciones. El sistema Q parece algo más completo aunque no se dan criterios claros sobre la importancia de la orientación y buzamiento de las discontinuidades (como se hace en los sistemas RSR y RMR).

La aplicación de diversos sistemas a un mismo caso permite, por otra parte, calificar el grado de conservadurismo relativo de cada método. Parece que el sistema RMR es algo más conservador que el Q .

Por otra parte, es lógico intentar una correlación entre los índices Q y RMR. Se han encontrado relaciones del tipo:

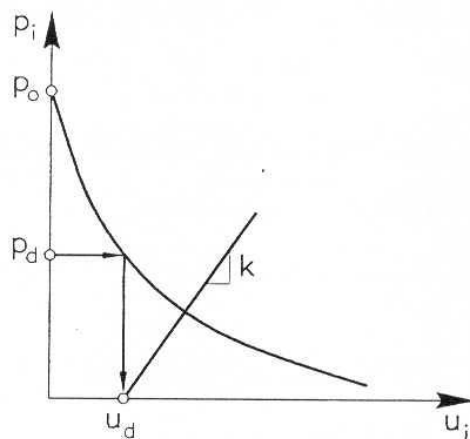
- $RMR = 9 \cdot \ln(Q) + 44 = 20.7 \cdot \log(Q) + 44$ (Bieniawski, 1976)
- $RMR = 13.5 \cdot \log(Q) + 43$ (Rutledge, 1978)
- $RMR = 12.5 \cdot \log(Q) + 55.2$ (Moreno Tallón, 1981)

En la Fig. 20 aparece la correlación obtenida en la perforación del *Túnel del Cadi* (Prepirineo, España).

FACTORES INCORPORADOS POR LAS CLASIFICACIONES CSIR Y NGI

FACTOR	CSIR (Bieniawski)	NGI (Barton)
RESISTENCIA ROCA MATRIZ	SI (compresión) (Point Load o Compr. Simpl)	SI (compr. y tracc.) (a través de cocientes con nivel de tensiones)
RQD	SI	SI
ESPACIAMIENTO JUNTAS	SI	NO
CONDICION JUNTAS Rugosidad Relleno/Alteración	SI (globalmente)	SI (en detalle) SI (en detalle)
AGUA Caudal Presión Condiciones generales	SI SI SI	SI SI NO
ORIENTACION JUNTAS	SI (criterios según: túneles/ciment./taludes)	NO (pero busca propiedades de las más desfavorables)
NUMERO DE FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES	NO	SI
ZONAS ESPECIFICAS DE FALLAS O DEBILES	NO	SI
NIVEL DE TENSIONES	NO	SI
EXPANSIBILIDAD ROCA	NO	SI (cualitativamente)

Fig. 19. Comparación de los distintos factores que aparecen en las clasificaciones de *Bieniawski(RMR)* y *Barton(Q)*



CORRELACION INDICES Q Y RMR. TUNEL DEL CADI
(LOG Q ~ RMR)

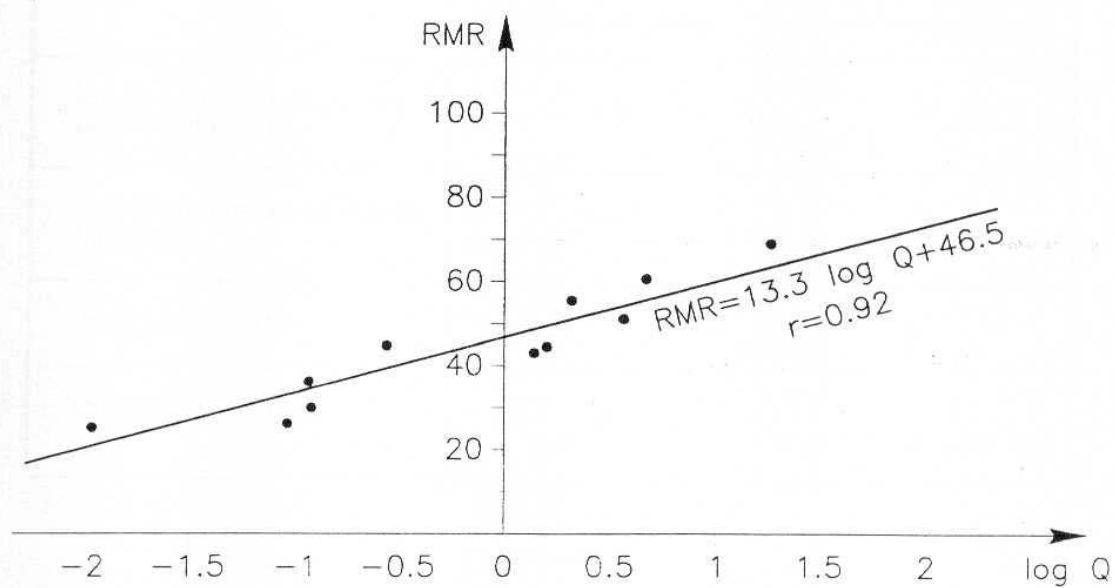


Fig. 20. Correlación entre índices Q y RMR para el *Túnel del Cadi*

REFERENCIAS

- Barton, N., Lien, R., and Lunde, J., "Engineering Classification of Rock Masses for the design of Tunnel Support", *Rock Mechanics*, Vol. 6, No. 4, 1974, p. 189-236.
- Barton, N., "Rock Mass Classification and Tunnel Reinforcement Selection Using the *Q*-System", *Rock Classification Systems for Engineering Purposes*, ASTM STP 984, Louis Kirkaldie, Ed., American Society for Testing and Materials, Philadelphia, 1988, p. 59-88.
- Bieniawski, Z. T., "Engineering Classification of Jointed Rock Masses", *Transactions of the South African Institution of Civil Engineering*, Vol. 15, No. 12, 1973, p. 335-344.
- Bieniawski, Z. T., "Geomechanics Classification of Jointed Rock Masses and its Application in Tunneling", in *Proceedings*, Third International Congress on Rock Mechanics, ISRM, Vol. IIA, Denver, 1974, p. 27-32.
- Bieniawski, Z. T., "Determining Rock Mass Deformability Experience from Case Histories", *Intr. J. Rock Mech. Min. Sci.* 15, 1978, p. 237-247.
- Bieniawski, Z. T., *Rock Mechanics Design in Mining and Tunelling*, A.A. Balkema, Rotterdam, 1984, p. 97-133.
- Bieniawski, Z. T., "Engineering Rock Mass Classifications", A Wiley-Interscience, USA, 1989.
- Cording, E.J., and D.U. Deere, "Rock Tunnel Supports and Field Measurements", *Proc. Rapid Excav. Tunnel Conf.*, AIME, New York, 1972, p. 601-622.
- Deere, D.U., "Technical Description of Rock Cores for Engineering Purposes", *Rock Mech. Eng. Geol.*, 1, 1963, p. 16-22.
- Deere, D.U., Hendron, A.J., Jr, Patton, F.D., and Cording, E.J., "Design of Surface and Near-Surface Construction in Rock", in *Failure and Breakage of Rock*, C. Fairhurst, Ed., Society of Mining Engineers of AIME, New York, p. 237-302.
- Deere, D.U., Peck, R.B., Parker, H.W., Monsees, J.E., and Schmidt, B., "Design of Tunnel Support Systems", *Highway Research Record*, No. 339, 1970, p. 26-33.
- Hoek, E., and E.T. Brown. "Empirical Strength Criterion for Rock Masses", *J. Geotech. Eng.* 106 (GT9), 1980, p. 1030-1035.
- Hoek, E., and E.T. Brown. "The Hoek-Brown Failure criterion-a 1988 Update" *Proc. 15th Can. Rock Mech. Symp.*, University of Toronto, Oct. 1988.

- Kirsten, H.A.D. Written discussion. Rock Classification Systems for Engineering Purposes. ASTM STP 984. 1988, p. 32-33.
- Kirsten, H.A.D. Written discussion. Rock Classification Systems for Engineering Purposes. ASTM STP 984. 1988, p. 85-87.
- Lauffer, H., "Gebirgsklassifizierung für den Stollenbau", *Geologie und Bauwesen*, Vol. 24, 1958, p. 46-51.
- Merrit, A.H., "Geologic Prediction for Underground Excavations". *Proc. Rapid Excav. Tunneling Conf.*, AIME, New York, 1972, p. 115-132.
- Serafim, J.L., and J.P. Pereira. "Considerations of Geomechanics Classification of Bieniawski", *Proc Int. Symp. Eng. Geol. Underground Constr*, LNEC, Lisbon, 1983, Vol. 1, p. II.33-II.42.
- Skinner, E.H., "A Ground Support Prediction Concept: The Rock Structure Rating (RSR) Model", *Rock Classification Systems for Engineering Purposes*, ASTM STP 984, Louis Kirkaldie, Ed., American Society for Testing and Materials, Philadelphia, 1988, p. 35-51.
- Terzaghi, K., "Rock Defects and Loads on Tunneling Supports", in *Rock Tunneling with Steel Supports*, R.V. Proctor and T. White. Eds., Commercial Shearing Co., Youngstown, Ohio. 1946, p. 15-99.
- Wickham, G.E., Tiedeman, H.R., and Skinner, E.H., "Ground Support Prediction Model (RSR Concept)" in *Proceeding 1st. Rapid Excav. Tunneling Conf.*, AIME, New York, 1972, p. 43-64.