

SOSTENIMIENTO DE UN TÚNEL SEGÚN EL ÍNDICE Q DE BARTON

Procedimientos de construcción. Prof. Víctor Yepes

PROBLEMA. Determinar el sostenimiento requerido para el emboquillado de un túnel excavado en un macizo rocoso medio ($RQD = 65$), con una familia de diaclasas, siendo rugoso y plano el contacto entre las dos caras de la diaclasa. Se considera una excavación seca, o con poca presencia de agua. El contacto entre las dos caras de la diaclasa es menor a 10 cm desplazamiento lateral, existiendo en dicho contacto partículas de arena y roca desintegrada libre de arcilla. La roca es competente, sometida a una tensión media. El vano del túnel es de 10 m, y su altura de 3 m.

Solución:

La clasificación Q fue desarrollada por Barton, Lien y Lunde en 1974 a partir de un estudio empírico de un gran número de túneles. Esta clasificación permite estimar parámetros geotécnicos del macizo y diseñar sostenimientos para túneles y cavernas subterráneas. El índice Q se basa en seis parámetros que indican el tamaño de los bloques, la resistencia a corte entre los bloques y la influencia del estado tensional:

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

Donde:

- RQD Índice de calidad de la roca (*Rock Quality Designation*)
- J_n Índice de diaclasado, que indica el grado de fracturación del macizo rocoso
- J_a Índice que indica la alteración de las discontinuidades
- J_w Coeficiente reductor por la presencia de agua
- SRF Coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional del macizo rocoso (*Stress Reduction Factor*)

El índice Q varía entre 0,001 y 1.000, correspondiendo los valores bajos a rocas malas y los altos a las rocas buenas. Los parámetros se pueden obtener de las tablas siguientes.

Calidad del macizo rocoso	RQD	Observaciones
Muy pobre	0 – 25	Para $RQD < 10$, se debe tomar $RQD = 10$
Pobre	25 – 50	
Medio	50 – 75	
Bueno	75 – 90	
Muy bueno	90 – 100	

El índice de diaclasado, J_n , se puede determinar según los valores de la siguiente tabla. En este caso, $J_n = 4$. Se ha duplicado el valor debido a que estamos ante una boquilla.

Descripción	J_n
Roca masiva	0,5 – 1
Una familia de diaclasas	2
Una familia de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	3
Dos familias de diaclasas	4
Dos familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	6
Tres familias de diaclasas	9
Tres familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	12
Cuatro o más familias de diaclasas, roca muy fracturada	15
Roca triturada terrosa	20
En boquillas, se utiliza $2 \cdot J_n$ y en túneles, $3 \cdot J_n$	

El índice de rugosidad en este caso es $J_r = 1,5$, según se deduce de la siguiente tabla:

Contacto entre las dos caras de las diaclasas		J_r
Desplazamiento lateral de menos de 10 cm	Juntas discontinuas	4
	Juntas rugosas o irregular ondulada	3
	Suave ondulada	2
	Espejo de falla, ondulada	1,5
	Rugosa o irregular, plana	1,5
	Suave plana	1
	Espejo de falla, plano	0,5
No existe contacto entre las dos caras de las diaclasas suficientemente gruesas para impedir el contacto entre las caras de las diaclasas		1
Arenas, gravas o zona fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de las diaclasas		1

El coeficiente reductor por presencia de agua $J_w = 1$, pues es una excavación seca o de influencia poco importante del agua.

Descripción	J_w	Presión del agua kg/cm^2
Excavaciones secas o de influencia poco importante	1	< 1
Fluencia o presión medias. Ocasional lavado de los rellenos de las diaclasas	0,66	1 – 2,5
Fluencia grande o presión alta, considerable lavado de los rellenos de las diaclasas	0,33*	2,5 – 10
Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas, decayendo con el tiempo	0,1 – 0,2*	> 10
Fluencia o presión de aguas excepcionalmente altas y continuas, sin disminución	0,05 – 0,01*	> 10
Los valores presentados con el signo * son solo valores estimados. Si se instalan elementos de drenaje, hay que aumentar J_w		

El índice de alteración de las discontinuidades $J_o = 4$, según se indica en la siguiente tabla:

Descripción	J_a	Φ^e
Contacto entre las dos caras de las diaclasas		
Junta sellada, dura, sin reblandecimiento impermeable como, por ejemplo, cuarzo en paredes sanas	0,75	25 – 30
Caras de la junta únicamente manchadas	1	25 – 30
Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no blandos, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla	2	25 – 30
Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fricción arcillosa no reblandecible	3	20 – 25
Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción como caolinita, clorita, talco, yeso, grafito y pequeñas cantidades de arcillas expansivas. Los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos de 1 o 2 mm	4	8 – 16
Contacto entre las dos caras de la diaclasa < 10 cm desplazamiento lateral		
Partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla	4	25 – 30
Fuertemente consolidados rellenos de minerales arcillosos no blandos. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de espesor	6	16 – 24
Sobreconsolidación media a baja, blandos, rellenos de minerales arcillosos. Los recubrimientos son continuos de < 5 mm de espesor	8	12 – 16
Rellenos de arcilla expansiva, de espesor continuo de 5 mm. El valor J_a dependerá del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva	8 – 12	6 – 12
No existe contacto entre las dos caras de la diaclasa cuando esta cizallada		
Zonas o bandas de roca desintegrada o manchada y arcilla	6 – 8 – 12	6 – 24
Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fricción de arcilla no blanda	5	6 – 24
Granos arcillosos gruesos	13 – 20	6 – 24

Según las condiciones tensionales, $SRF = 1$, según la siguiente tabla:

Descripción				SRF
Excavación atravesada por zonas blandas de rocas que pueden ocasionar descompresión o desprendimiento de rocas al excavar el túnel	Muchas zonas débiles con arcilla o roca desintegrada, roca muy descomprimida			10
	Zonas individuales débiles, con arcilla o roca triturada, profundidad de la excavación < 50 m			5
	Ídem profundidad > 50 m			2,5
	Muchas zonas de cizallamiento en roca competente sin arcilla, roca descomprimida			7,5
	Zonas individuales de cizallamiento en roca competente sin arcilla, profundidad < 50 m			5
	Ídem profundidad > 50 m			2,5
Juntas abiertas, muy diaclasado				5
		σ_c/σ_1	σ_c/σ_3	SRF
Roca competente, problemas de tensión en la roca	Baja tensión, cerca de la superficie	> 200	> 13	2,5
	Tensión media	10 – 200	0,66 – 13	1
	Alta tensión, roca resistente	10 – 5	0,33 – 0,66	0,5 – 2
	Explosiones en roca masiva de rocas pequeñas	5 – 2,5	0,16 – 0,33	5 – 10
	Explosiones grandes de roca masiva	< 2,5	< 0,16	10 – 20
				SRF
Roca fluyente o plástica	Poca presión de fluencia			5 – 10
	Presión grande de fluencia			10 – 20
Roca expansiva	Poca presión de hinchamiento			5 – 10
	Presión grande de hinchamiento			10 – 15

Con todos los datos anteriores, el índice Q de Barton se calcula de la siguiente forma:

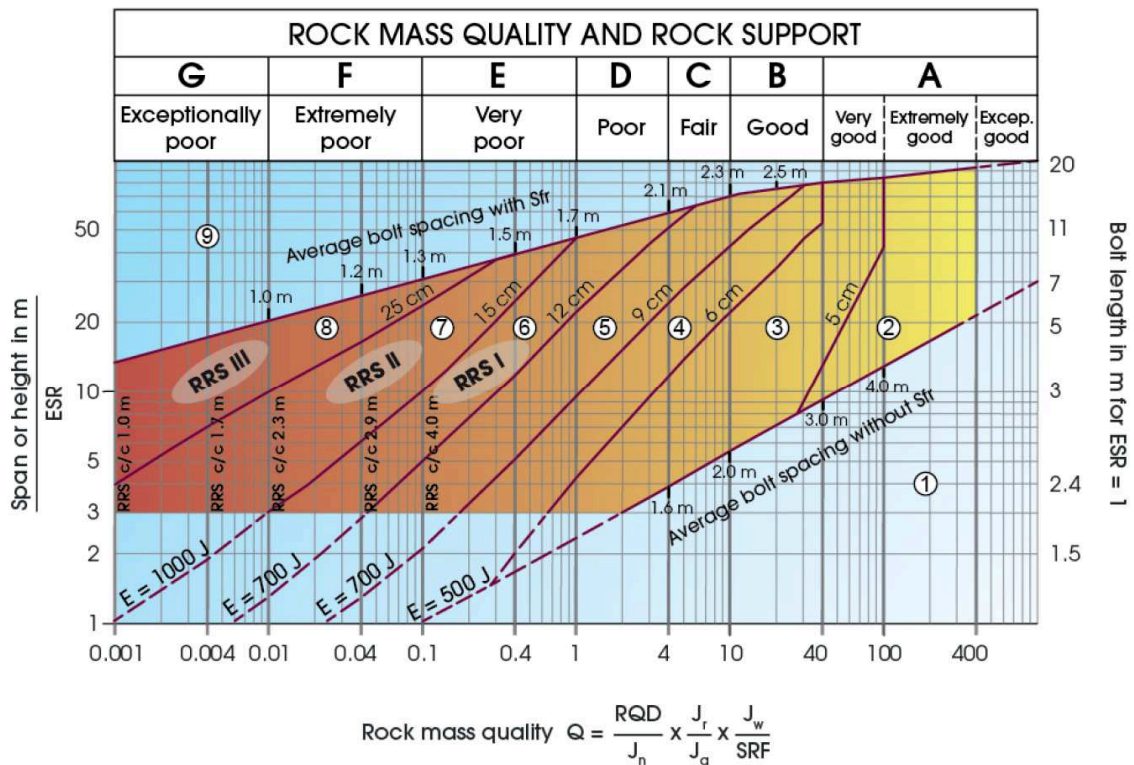
$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF} = \frac{65}{4} \cdot \frac{1,5}{4} \cdot \frac{1}{1} = 6,09$$

Con este valor, se puede entrar en la siguiente gráfica (Barton, 1992) conociendo el valor de Q y la dimensión equivalente, que sería el cociente entre el vano o la altura y el índice ESR que se puede obtener de la siguiente tabla:

CLAVE	Tipo de excavación	ESR
A	Excavaciones mineras temporales	3 – 5
B	Pozos verticales de sección circular/rectangular	2,5/2
C	Excavaciones mineras permanentes, túneles hidráulicos, galerías piloto, pozos planos, excavaciones iniciales de gran sección	1,6
D	Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferroviarios de sección media	1,3
E	Cavernas hidroeléctricas, túneles de gran sección, excavaciones militares, emboquilles de túneles	1,0
F	Instalaciones nucleares, estaciones de ferrocarril e instalaciones industriales	0,8
G	Carvernas muy grandes y túneles con una vida útil muy larga (unos 100 años) o que no tengan acceso para su mantenimiento	0,5

En nuestro caso, como se trata del emboquille de un túnel, $ESR = 1,0$, y la dimensión equivalente sería de 10 m.

En el gráfico siguiente (Grimstad y Bargon, 1993), se observa que nos encontramos con una clase de roca C, que es media y la zona 3. Para este caso, tendríamos un bulonado sistemático, con una longitud del bulón de 3 m, y hormigón proyectado reforzado con fibras de un espesor entre 5 y 6 cm.



Support categories

- ① Unsupported or spot bolting
- ② Spot bolting, **SB**
- ③ Systematic bolting, fibre reinforced sprayed concrete, 5-6 cm, **B+Sfr**
- ④ Fibre reinforced sprayed concrete and bolting, 6-9 cm, **Sfr (E500)+B**
- ⑤ Fibre reinforced sprayed concrete and bolting, 9-12 cm, **Sfr (E700)+B**
- ⑥ Fibre reinforced sprayed concrete and bolting, 12-15 cm + reinforced ribs of sprayed concrete and bolting, **Sfr (E700)+RRS I +B**
- ⑦ Fibre reinforced sprayed concrete >15 cm + reinforced ribs of sprayed concrete and bolting, **Sfr (E1000)+RRS II+B**
- ⑧ Cast concrete lining, **CCA** or **Sfr (E1000)+RRS III+B**
- ⑨ Special evaluation


Bolts spacing is mainly based on Ø20 mm


E = Energy absorption in fibre reinforced sprayed concrete


ESR = Excavation Support Ratio

Areas with dashed lines have no empirical data

RRS - spacing related to Q-value

 **Si30/6 Ø16 - Ø20 (span 10m)**
D40/6+2 Ø16-20 (span 20m)

 **Si35/6 Ø16-20 (span 5m)**
D45/6+2 Ø16-20 (span 10m)
D55/6+4 Ø20 (span 20m)

 **D40/6+4 Ø16-20 (span 5 m)**
D55/6+4 Ø20 (span 10 m)
Special evaluation (span 20 m)

Si30/6 = Single layer of 6 rebars,
30 cm thickness of sprayed concrete

D = Double layer of rebars

Ø16 = Rebar diameter is 16 mm

c/c = RRS spacing, centre - centre

Una forma alternativa, para comprobar si este sostenimiento es adecuado, es acudir a las recomendaciones de Bieniawski (1989), según el índice RMR. Se puede estimar RMR en función del índice Q cuando el macizo rocoso es de calidad buena y media con la siguiente expresión:

$$RMR = 44 + 9 \cdot \ln Q$$

En nuestro caso,

$$RMR = 44 + 9 \cdot \ln 6,09 = 60,26 \cong 60$$

Según el índice *RMR* se podría definir un sostenimiento según la tabla siguiente (Beniaswki, 1989), aplicable a nuestro caso, pues el túnel no supera los 10 m. Como se puede ver, se ejecutarían avances de 1,5 a 3 m y se completaría el sostenimiento con bulones de 3 a 4 m de longitud, separados entre 1,5 y 2 m, tanto en clave como en hastiales. Además, se debería realizar un gunitado de 5 a 10 cm en clave y 3 cm en hastiales. Como podemos comprobar, son recomendaciones muy parecidas a las establecidas en el diagrama de Barton.

RMR	Excavación	Bulonado	Gunitado	Cerchas
100 – 81	Sección completa. Avance de 3 m	Algún bulonado ocasional	Innecesario	No
80 – 61	Sección completa. Avances de 1 – 1,5 m	Bulonado local en clave, con longitudes de 1-3 m y separación de 2-2,5 m, eventualmente con mallazo	5 cm en clave para impermeabilización	No
60 – 41	Avance y destroza. Avances de 1,5 a 3 m. Completar sostenimiento a 20 m del frente.	Bulonado sistemático de 3-4 m con separaciones de 1,5 a 2 m en clave y hastiales. Mallazo en clave.	5 a 10 cm en clave y 3 cm en hastiales	No
40 – 21	Avance y destroza. Avances de 1 a 1,5 m. Sostenimiento inmediato del frente. Completar sostenimiento a menos de 10 m de frente	Bulonado sistemático de 4-5 m con separaciones de 1-1,5 m en clave y hastiales con mallazos	10 a 15 cm en clave y 10 cm en hastiales. Aplicación según avanza la excavación	Cerchas ligeras espaciadas 1,5 m cuando se requieran
≤ 20	Fases múltiples. Avances de 0,5-1 m. Gunitar inmediatamente el frente después de cada avance.	Bulonado sistemático de 5-6 m, con separaciones de 1-1,5 m en clave y hastiales con mallazo. Bulonado en solera.	15-20 cm en clave, 15 cm en hastiales y 5 cm en el frente. Aplicación inmediata después de cada avance.	Cerchas pesadas separadas 0,75 m con blindaje de chapas y cerradas en solera.
Túneles de sección en herradura, máxima anchura 10 m, máxima tensión vertical 25 MPa (Bieniawski, 1989)				

Referencias:

BARTON, N.; LIEN, R.; LUNDE, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics*, Springer Verlag, vol. 6, pp. 189-236.

BIENIAWSKI, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. Wiley-Interscience. pp. 40–47.

GALLO, J. (2011) *Definición de un modelo para la estimación de la fuerza de arranque en la excavación mecánica de túneles en suelos y rocas*. Tesis doctoral. Universidad del País Vasco.

GALLO, J.; PÉREZ, H.; GARCÍA, D. (2016). *Excavación, sostenimiento y técnicas de corrección de túneles, obras subterráneas y labores mineras*. Universidad del País Vasco. Bilbao, España, 277 pp.

GRIMSTAD, E.; BARTON, N. (1993). *Updating the Q-System for NMT*. Proceedings of the International Symposium on Sprayed Concrete – Modern Use of Wet Mix Sprayed Concrete for Underground Support. Fagernes, Norway. Ed. Kompen, Opsahi and Berg. Norwegian Concrete Association. Oslo.

MARTÍ, J.V.; YEPES, V.; GONZÁLEZ, F.; ALCALÁ, J. (2012). *Técnicas de voladuras y excavación en túneles*. Apuntes de la Universitat Politècnica de València. Ref. 530, 165 pp.



Esta obra está bajo una [licencia de Creative Commons Reconocimiento-NoComercial-SinObraDerivada 4.0 Internacional](https://creativecommons.org/licenses/by-nc-nd/4.0/).