

RECIENTES DESARROLLOS EN LA ESTIMACIÓN DEL SOSTENIMIENTO EN ROCA MEDIANTE EL RMI

ARILD PALMSTRÖM

Övre Smestad vei 35e, N-0378 Oslo, Norway
E/mail: arild@rockmass.net

Traducción, con autorización del autor, de la publicación: "Recent developments in rock support estimates by the RMI", published in: *Journal of Rock Mechanics and Tunnelling Technology*, vol. 6, No. 1, May 2000, pp. 1-19; por Jorge Mario Roldán C. Ingeniero Geólogo. E-mail: jorgeroldan@telefonica.net (N. T.).

Colaboración especial para la Revista Dyna Nro. 140.

RESUMEN: El sistema *RMI* (Índice del macizo rocoso) pide como datos de entrada: el tamaño del bloque, características del diaclasamiento y la resistencia de la roca intacta; para expresar la resistencia a la compresión uniaxial del macizo rocoso. A partir de su uso práctico, por más de 5 años, el método de sostenimiento en rocas *RMI* ha sido más desarrollado. Es ahora más fácil y favorable de aprender su uso. La estimación del sostenimiento primario puede hacerse, con solo, a partir de la entrada de los datos del tamaño de bloque y del tamaño del túnel; en aquellas situaciones cuando el conocimiento disponible de las condiciones del terreno son limitadas. Luego, cuando sea disponible más información del terreno, puede realizarse una estimación del sostenimiento más precisa. Se presentan las tablas y ábacos del sostenimiento, junto con varios ejemplos. Se dan instrucciones de cómo preparar una hoja de cálculo para el ordenador con la cual se puede fácilmente calcular el *RMI* y los parámetros del sostenimiento. Para un uso apropiado del *RMI*, como para todos los sistemas geomecánicos que evalúan el sostenimiento de la roca, es muy importante el conocimiento de la geología del área investigada y de las condiciones en el sitio del terreno.

PALABRAS CLAVES: Macizo rocoso, Sistemas de clasificación, Sostenimiento de rocas.

1. INTRODUCCIÓN

El método de sostenimiento *RMI* (Índice del Macizo Rocos -Rock Mass index-) fue introducido en 1995 como resultado de una Tesis Doctoral que óptaba al grado de Ph.D., llevada a cabo en la Universidad de Oslo, Noruega. El método pide como datos de entrada, los principales rasgos que influyen las propiedades del macizo rocoso; para ser expresados como la resistencia a la compresión uniaxial del macizo rocoso. Como fue presentado anteriormente por Palmström (1995, 1996), el *RMI* puede utilizarse en varias aplicaciones, adicionales a su uso en la estimación del sostenimiento, tales como:

- Cálculo de las constantes del criterio de rotura de Hoek y Brown para macizos rocosos
- Valoración o estimación del grado de penetración de máquinas tuneladoras a sección completa (TBM).

Esta publicación da a conocer importantes desarrollos en el método de sostenimiento de rocas *RMI*, después de más de 5 años de aplicación práctica. El método, ahora, es más fácil para su uso, después de unas pocas simplificaciones y ajustes. Se muestra que con solo la entrada del volumen del bloque y el diámetro del túnel, como datos de entrada, son suficientes para realizar una estimación preliminar del sostenimiento. Esto puede ser de utilidad cuando solo sea disponible información limitada sobre las condiciones del terreno, por

- Caracterización de la resistencia y deformabilidad del macizo rocoso.

ejemplo como en el caso del estado inicial de un proyecto. Posteriormente, cuando los valores o valoraciones de los distintos factores que constituyen los datos de entrada, haya sido posible su observación o medida, puede hacerse una estimación más precisa del sostenimiento.

Al pedir el volumen del bloque tridimensional como dato principal de entrada para el RMi, se consiguen varios beneficios, tanto en la caracterización del macizo rocoso como en los cálculos de ingeniería de rocas. Se presentan en el Apéndice, métodos para determinar o evaluar el volumen del bloque a partir de varios tipos de medidas de campo.

También se muestra, la gran ventaja que puede suponer el usar una hoja de cálculo informática para calcular el valor del RMi y de los parámetros de sostenimiento; junto con las instrucciones para su elaboración (formato Excel). Por lo anterior, los cálculos pueden ser realizados rápidamente, ya que los datos de entrada y las ecuaciones relevantes están ligadas en la hoja de cálculo. Todo esto es presentado en el Apéndice.

En esta publicación *roca* = al material de construcción, *i.e.*, la roca intacta; *macizo rocoso* = la(s) roca(s) penetradas por diaclasas o juntas; y *terreno* = al macizo rocoso sometido a tensiones y al agua subterránea.

2. EL ÍNDICE DEL MACIZO ROCOSO (RMi, Rock Mass index).

El índice del macizo rocoso es un parámetro volumétrico que indica, de forma aproximada, la resistencia uniaxial a compresión de un macizo rocoso. Se expresa cómo:

- Para rocas diaclasadas:

$$RMi = \sigma_c \times JP = 0.2 \sqrt{jC} \times Vb^D \quad (D=0.37jC^{0.2}) \quad (1)$$

- Para rocas masivas:

$$RMi = \sigma_c \times f_\sigma = \sigma_c (0.05/Db)^{0.2} \approx 0.5 \sigma_c \quad (2)$$

Los símbolos en las expresiones anteriores representan:

σ_c = La resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, medida sobre muestras de 50 mm

de diámetro. Algunos valores promedios de resistencia son dados en la Tabla A1 del Apéndice.

jC = Factor de estado (o condición) de las diaclasas, el cual es una medida combinada de: el factor de tamaño y continuidad de las diaclasas (jL), el factor de rugosidad de las diaclasas (jR), y del factor de la alteración de las diaclasas; expresado como:

$$jC = jL * \frac{jR}{jA} \quad [\text{ver (3)}]$$

Los valores correspondientes a estos parámetros se encuentran reflejados en la Tabla 1.

Vb = El volumen del bloque medido o expresado en m^3 ; generalmente se utiliza el volumen promedio. ($Db = \sqrt[3]{Vb}$ representa el diámetro equivalente del bloque, medido en m).

JP = El parámetro del diaclasado, el cual incorpora los principales rasgos del macizo rocoso. Sus valores pueden encontrarse en el diagrama inferior de la Figura 4, o de la ecuación 1.

$$JP = 0.2 \sqrt{jC} \times Vb^D$$

f_σ = El parámetro de la masividad

$$f_\sigma = (0.05/Db)^{0.2}$$

representa un ajuste por el efecto de escala en la resistencia a compresión en una roca masiva. Generalmente existen rocas masivas cuando $Db > 2$ m aproximadamente, para el cual $f_\sigma \approx 0.5$. Cuando $JP < f_\sigma$ (esto es cuando $JP < 0.5$ aproximadamente), se utiliza la ecuación (1). Véase la parte baja del diagrama de la Figura 4.

La Figura 1 muestra la conexión entre los parámetros de entrada utilizados en el sistema de clasificación RMi. Para las características más comunes de las diaclasas $jC = 1.75$, con lo cual se obtiene:

$$RMi = \sigma_c \times JP = \sigma_c \times 0.26 \sqrt[3]{Vb} \quad (1a)$$

La anterior ecuación, puede ser usada cuando, solo se disponga de información limitada sobre

las condiciones del macizo rocoso (ver ejemplo 1 en la Sección 5). La clasificación del R_{Mi} es:

Muy bajo $R_{Mi} < 0.01$
 Bajo $R_{Mi} = 0.01 - 0.1$
 Moderado $R_{Mi} = 0.1 - 1$
 Alto $R_{Mi} = 1 - 10$
 Muy alto $R_{Mi} > 10$

3. EL MÉTODO R_{Mi} PARA SOSTENIMIENTO DE ROCA.

Los principios del método R_{Mi} para el sostenimiento de roca se muestran en la Figura 2. De la Figura 3, se establece que el número de bloques en la periferia de una apertura subterránea determinará, en su mayor parte, si los alrededores del terreno se comportarán:

- 1) Como un *continuo*: masa de material donde la magnitud de las tensiones de la roca es importante; o
- 2) Como un material *diaclasado (en bloques)*, dominado por bloques individuales y las características de las diaclasas o juntas.

Lo anterior puede ser evaluado de la relación $CF = \text{diámetro del túnel } (Dt) / \text{diámetro equivalente del bloque } (Db)$; relación que es denominada como *factor de continuidad*. Los dos grupos así definidos, presentan una marcada diferencia en el comportamiento (ver Figura 3); con lo cual el método de sostenimiento R_{Mi}, aplica diferentes cálculos y ábacos de sostenimiento, según se trate de *terrenos continuos* (rocas masivas o intensamente fragmentadas), o de *terrenos diaclasados* (en bloques o discontinuos).

3.1 Terreno diaclasado (en bloques).

La estabilidad de un terreno rocoso diaclasado (en bloques) está influenciado principalmente por: el tamaño y la forma del bloque, por la resistencia a la cizalladura de las discontinuidades que delimitan el bloque, y por la orientación de las diaclasas o juntas en relación a la orientación que lleve el eje de la excavación. Los siguientes dos parámetros de sostenimiento (G_c y S_r), los cuales incluyen todos los razgos del diaclasamiento

indicados atrás, se usan para entrar en el ábaco de sostenimiento de la Figura 4. Los parámetros son:

- La calidad del terreno, dado como el *factor de calidad (estado) del terreno* (G_c).

$$G_c = R_{Mi} \times (SL \times C) = \sigma_c \times JP \times (SL \times C) \quad (4)$$

- El factor de escala, expresado como *relación de tamaños* (S_r).

$$S_r = CF \times (Co / N_j) = (Dt / Db) \times (Co / N_j) \quad (5)$$

Donde:

Dt = Diámetro o luz del túnel o excavación, en metros. (Para hastiales, en vez del diámetro (Dt), se usa la altura del mismo (Wt)).

Db = Diámetro equivalente del bloque¹

$$Db = \sqrt[3]{Vb} \text{ (en metros).}$$

C = Factor de ajuste por la gravedad para el sostenimiento en el techo o en los hastiales. Su valoración depende de la inclinación de los hastiales y del techo; y pueden leerse sus valores en la Tabla 2, u obtenerse de la expresión $C = 5 - 4 \cos \delta$, donde δ = ángulo del buzamiento (inclinación) de la superficie de la excavación medida con respecto a la horizontal.

SL = Factor de ajuste por nivel de tensiones, ver Tabla 2.

Co, Co_s = Factor de ajuste por la orientación de la principal familia de diaclasas, o diques (vetas, grietas, fisuras); ver Tabla 2.

N_j = Factor de ajuste por el número de familias de diaclasas; se considera aquí el grado de libertad de los bloques a fallar. Su valoración en la Tabla 2, se obtiene de:

$$N_j = \frac{3}{n_j} \text{ Donde } n_j = \text{al número de familias}$$

de diaclasas. ($n_j=1$ para una familia; $n_j=1,5$ para una familia más diaclasas aleatorias; $n_j=2$ para dos familias; $n_j=2,5$ para dos familias más diaclasas aleatorias; etc.).

Tz = Potencia o espesor de la zona de debilidad, en la ecuación (7).

¹ Anteriores publicaciones del R_{Mi}, muestra que Db ha sido ajustada para la forma del bloque (el factor de forma β , ver Apéndice). El cual, en muchos casos, no proporciona resultados más exactos, y la expresión para Db se ha modificado. El eje Y del ábaco de sostenimiento en la Figura 4 ha sido ajustado para compensar este cambio.

Palmström

Tabla 1. Valores y valoraciones de los parámetros de entrada al RMI.

PARÁMETROS DE ENTRADA AL R M i						
RESISTENCIA A COMPRESIÓN SIMPLE, σ_c de la roca intacta			valor (en MPa)	Obtenidos de ensayos de laboratorio (o asumidos, de las tablas de manuales)		
VOLUMEN DEL BLOQUE, V_b			value (in m ³)	Medido visualmente en el sitio (o estimado de testigos de sondeos)		
FACTOR DE ESTADO (CONDICIÓN) DE LAS DIACLASAS, j_c			$j_c = j_R \times j_L / j_A$		Debajo, en las tablas se presentan las valoraciones de j_R, j_A y j_L	
FACTOR DE RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS (j_R) (las valoraciones de j_R están basadas en J_r del sistema Q)						
(Las valoraciones resaltadas en italico son similares a J_r)		Ondulación del plano diaclasado a gran escala				
		Planar	Ligeramente ondulado	Ondulado	Altamente ondulado	Escalonado o entrelazado
Suavidad del plano de junta a pequeña escala	Muy rugoso	2	3	4	6	6
	Rugoso	1,5	2	3	4,5	6
	Suave	1	1,5	2	3	4
	Pulido o espejo de falla*)	0,5	1	1,5	2	3
	Para diaclasas (Juntas) rellenas $j_R=1$ Para diaclasas irregulares se sugiere una valoración $j_R=5$					
*)Aplicar estas valoraciones a espejos de falla con posibles movimientos a través de estrías.						
FACTOR DE ALTERACIÓN DE JUNTAS (j_A) (las valoraciones de j_A se basan en J_a del sistema Q)						
Contacto entre las paredes de la junta	CARACTERÍSTICAS DE LAS PAREDES DE LAS JUNTAS		Condición		Contacto entre paredes	
	DIACLASAS (JUNTAS) LIMPIAS:	Pegadas o soldadas	relleno de cuarzo, epidota, etc.		0,75	
		Roca inalterada (fresca)	sin cubierta o relleno, excepto decoloración (pátina de óxido)		1	
		Superficies alteradas	un grado más de alteración que la roca		2	
	CUBIERTOS O RELLENOS DE POCO ESPESOR	Materiales de fricción	arenas, limo, calcita, etc. sin contenido de arcilla		3	
		Materiales cohesivos	arcilla, clorita, talco, etc.		4	
Paredes de la junta con contacto parcial o sin contacto	RELLENOS DE:		Tipo		Contacto parcial entre paredes No contacto entre paredes	
			Relleno fino (< 5 mm)		Relleno grueso	
	Material friccional	arena, limo, calcita, etc. (sin reblandecimiento)	4		8	
	Materiales duros y cohesivos	relleno compactado de arcilla, clorita, talco, etc.	6		6 - 10	
	Materiales blandos y cohesivos	arcillas de media a baja sobreconsolidación, clorita, talco, etc.	8		12	
	Materiales expansivos y arcillosos	materiales de relleno que exhiben propiedades expansivas	8 - 12		13 - 20	
FACTOR DE TAMAÑO Y CONTINUIDAD DE LAS DIACLASAS (JUNTAS) (j_L)						
TIPO		Longitud	Tamaño	Juntas continuas	Juntas discontinuas *	
División de la estratificación o foliación		< 0.5 m	muy corto	3	6	
Diaclasas o juntas		0.1 - 1 m	corto o pequeño	2	4	
		1 - 10 m	mediano	1	2	
		10 - 30 m	grande o largo	0,75	1,5	
Junta (sellada), dique o cizalla **)		> 30 m	muy grande o largo	0,5	1	
*) Las juntas discontinuas acaban en roca masiva **)Frecuentemente son una singularidad y deben en este caso ser tratadas por separado.						

FACTORES DE AJUSTE PARA EL SOSTENIMIENTO EN ROCA					
NIVEL DE TENSIONES			NÚMERO DE FAMILIAS DE JUNTAS ^{*)}	Valoración N_j	NÚMERO DE FAMILIAS DE JUNTAS ^{*)}
Muy bajo (en portales, etc.)	< 10 m	0,1	Una familia	3	Tres familias
Bajo	10 - 35 m	0,5	Una familia + aleatorias	2	Tres familias + aleatorias
Moderado	35 - 350 m	1	Dos familias	1,5	Cuatro familias
Alto	> 350 m	1,5 ^{*)}	Dos familias + aleatorias	1,2	Cuatro familias + aleatorias
*) Un alto nivel de tensiones puede ser desfavorable para la estabilidad de hastiales altos. Valoración posible SL= 0,5-0,75			*) Significa el número de familias de juntas dentro del sitio de observación. (no el número de juntas observadas dentro de una gran área))		
ORIENTACIÓN DE LAS JUNTAS (en relación al eje del túnel)				Valoración C_o y C_a	INCLINACIÓN DE TECHOS O HASTIALES
EN HASTIALES		EN TECHO	TÉRMINO		Valoración C
para rumbos > 30°	para rumbos < 30°	para cualquier rumbo			Horizontal (techo)
buzamiento < 30°	buzamiento < 20°	buzamiento > 60°	favorable	1	30° inclinación
buzamiento = 30 - 60°	buzamiento = 20 - 45°	buzamiento = 45 - 60°	admisible	1,5	45° inclinación
buzamiento > 60°	buzamiento = 45 - 60°	buzamiento = 20 - 45°	desfavorable	2	60° inclinación
-	buzamiento > 60°	buzamiento < 20°	muy desfavorable	3	Vertical (hastiales)

Tabla 2. Valoraciones de los factores de ajuste para la estimación del sostenimiento de rocas en terrenos diaclasados (en bloques). Téngase en cuenta que los factores tienen valores unitarios para sus ocurrencias comunes.

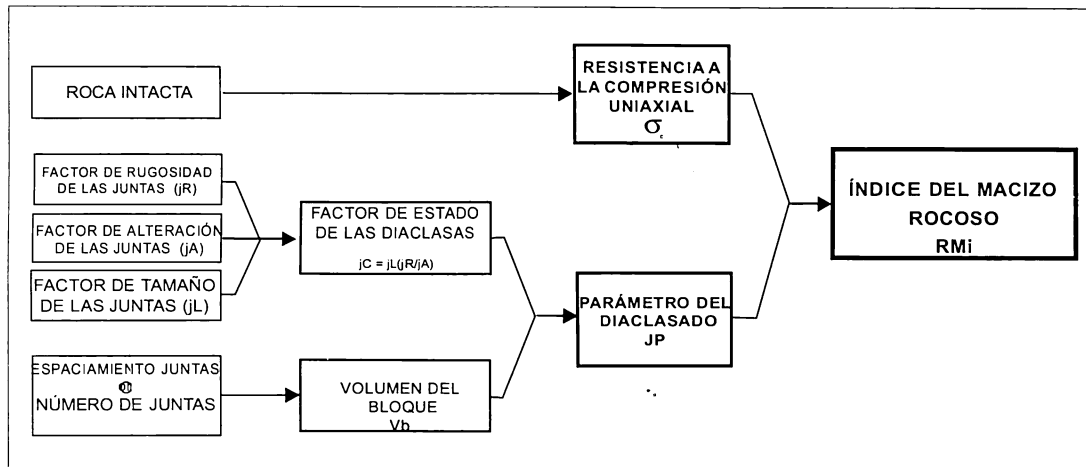


Figura 1. Parámetros de entrada que se aplican en la clasificación RMI.

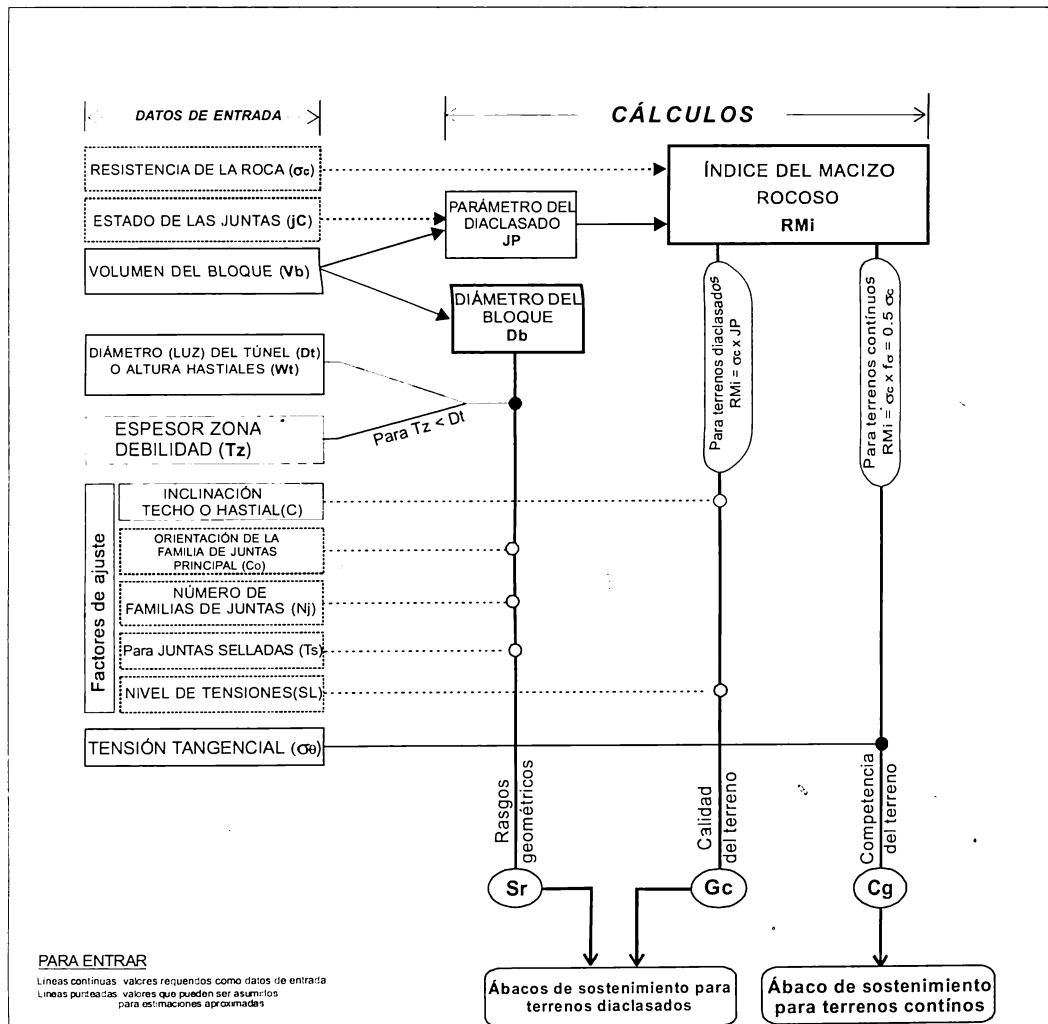


Figura 2. Los datos de entrada y su utilización dentro del sistema RMI de sostenimiento para rocas.

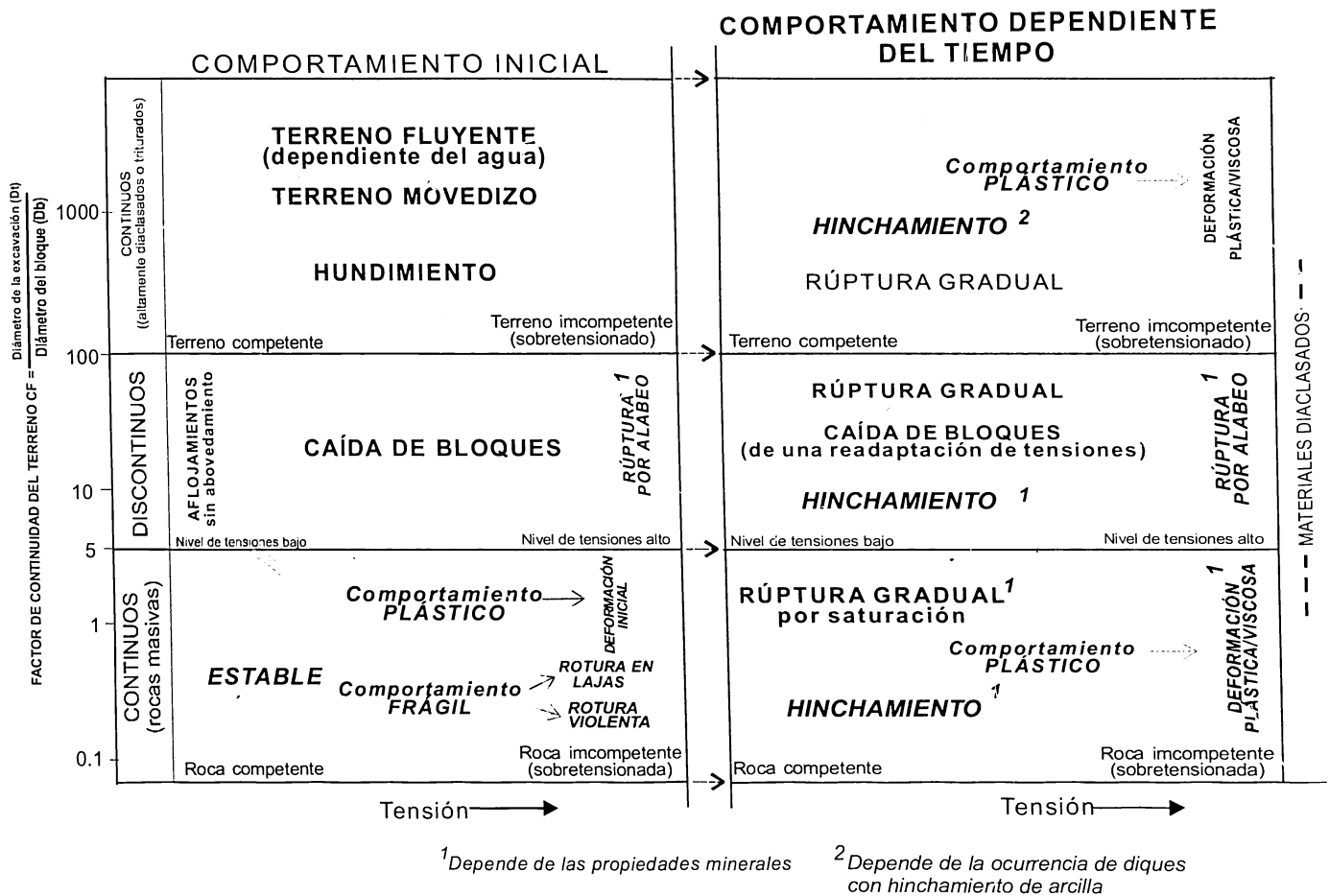


Figura 3*. Inestabilidad y comportamiento del macizo rocoso, determinado a partir de las condiciones de tensión y de continuidad del terreno (CF) (i.e., el número de bloques en la periferia del túnel).

*El término deformación plástica y/o viscosa, se ha recogido como la traducción del término *Squeezing*, que más exactamente se corresponde con una gran deformación, que ocurre alrededor de una excavación subterránea, asociada a la fluencia por tensiones que superan la resistencia a esfuerzo cortante. La deformación puede producirse durante la construcción o continuar por un período de tiempo (Barla, 1993). *Squeezing rocks in tunnels*. ISRM News Journal. Vol. 2 N°3/4, pp.44-49; (Romana y Almazán, 2000). *El problema de las roturas frágiles en los túneles profundos*. INGEOPRES, Octubre N°87, pp 50-54). *Con el ánimo de unificar términos (a veces de difícil traducción al español)*, el término *Squeezing* se reserva sobre todo a deformaciones de tipo plástico y/o viscosa, distinta del término *Swelling* que es un hinchamiento acompañado por el aumento de humedad y absorción de agua. Como traducción del término *Rock Burst*, se ha utilizado la que hace referencia a la rotura violenta en roca competente, frágil y masiva, cuando está sometida a tensiones elevadas. Cuando esta rotura frágil es generalizada, se denomina *lajeo*. Hay que indicar que el término *rock burst*, también es común en la literatura con la acepción de descostramiento y estallido de la roca. Los términos *Spalling* y *Slabbing* se refieren a roturas en lajas (escamas), paralelas a la superficie interior del túnel, que suelen ocurrir a alguna distancia del frente si no se coloca ningún sostenimiento. Un término de complicada acepción al español ha sido la traducción de *Ravelling*, que se ha tomado como rotura o falla gradual, en trozos, fragmentos o escamas individuales. El proceso es tiempo-dependiente. Para que el material sufra rotura gradual (*ravelling*) debe ser moderadamente coherente y fiable o discontinuo. Así mismo, la acepción *ruptura por alabeo*, se ha tomado como la traducción del término *Buckling*, que define la ruptura de fragmentos a lo largo de la superficie de una columna o pared de túnel bajo cargas altas, debido a la flexión o alabeo de la estructura rocosa. Finalmente, indicar que se ha recogido la traducción del término *Slaking* como ruptura o desintegración de la roca o suelo cuando se satura o sumerge en agua. (N.T.)

Las valoraciones en la Tabla 2, para los factores de ajuste referidos SL , C , Co y Nj , presentan valores unitarios para sus condiciones más comunes o típicas. Así, las ecuaciones (4) y (5) pueden expresarse como:

$$Gc = \sigma_c \times JP \quad y \quad Sr = \frac{Dt}{Db}$$

Cuando los valores de estos factores son medidos o conocidos, se pueden hacer cálculos más exactos, como se ilustra en la Sección 5.

En caso de presentarse en el sitio de análisis *diques* o *diacласas selladas* (vetas) (con espesores $Ts < 1$ m), se deben realizar los siguientes ajustes sobre la relación de tamaños (Sr):

$$Sr_s = Sr (1 + Ts) Co_s \quad (6)$$

Las *zonas débiles* (fallas o bandas de roca débil); esto es, las zonas del macizo rocoso con propiedades significativamente más malas que el terreno circundante, en muchos casos deben ser tratadas individualmente sin usar los sistemas de clasificación o de sostenimiento. La valoración del sostenimiento para zonas trituradas o molidas (altamente diaclasadas) como un material diaclasado (donde $CF = 1$ a 600 aproximadamente); puede, no obstante, ser adoptada usando el ábaco de sostenimiento para terrenos rocosos diaclasados de la Figura 4; introduciendo los parámetros como si de terrenos diaclasados se tratase. En zonas de tamaño pequeño a medio (espesores entre 1 y 20 m aproximadamente) la estabilidad es influenciada por la interacción entre la zona débil y el macizo rocoso adyacente. Por tanto, las tensiones en tales zonas son generalmente más bajas que en el terreno adyacente, con lo cual se reducirán los efectos de deformación de tipo plástico y/o viscoso (squeezing).

El factor de calidad (estado) del terreno (Gc) es el mismo que para el terreno diaclasado (en bloques), mientras la relación de tamaños (Sr) para zonas débiles es:

$$Sr = \left(\frac{Tz}{Db} \right) \left(\frac{Co}{Nj} \right) \quad \text{para } Tz < Dt \quad (7)$$

$$Sr = \left(\frac{Dt}{Db} \right) \left(\frac{Co}{Nj} \right)$$

para $Tz > Dt$ (el cual, es similar a la ecuación (5))

Para zonas con $CF > 600$, generalmente se hacen evaluaciones especiales de sostenimiento. Zonas grandes (espesores $Tz > 20$ m aproximadamente) a menudo, se comportarán de forma similar a los terrenos continuos descritos en la Sección 3.2, a la vez habrá poco o nada del efecto abovedamiento.

Para zonas débiles trituradas (tectonizadas), algunos valores típicos de RMi para las condiciones más comunes se presentan en la Tabla 3. Ellos pueden ser usados para una estimación en un estado inicial de un proyecto o para casos donde la composición de la zona no es conocida, véase el Ejemplo 2 y 4 en la Sección 5. El valor de RMi_z está basado en el volumen del bloque representativo asumido para los distintos tipos de zonas.

3.2 TERRENOS CONTINUOS.

Los *terrenos continuos* ocurren cuando $CF < 5$ aproximadamente (*roca masiva*), en la cual dominan las propiedades de la roca intacta; y cuando $CF > 100$ aproximadamente (*roca altamente diaclasada o particulada -tectonizada-*), donde el terreno se comporta como una masa material. En estos tipos de terrenos la principal influencia en el comportamiento dentro de una excavación subterránea viene dada por las tensiones. Por tanto, se usa un factor de competencia (Cg = resistencia del macizo rocoso / tensión tangencial aplicada), expresado como:

- En terrenos rocosos masivos

$$Cg = \frac{RMi}{\sigma_\theta} = f_\sigma \times \sigma_c / \sigma_\theta \approx 0.5 \sigma_c / \sigma_\theta \quad (8)$$

- En terrenos altamente diaclasados (fragmentados)

$$Cg = \frac{RMi}{\sigma_\theta} = JP \sigma_c / \sigma_\theta \quad (9)$$

Tabla 3. Valores típicos del índice del macizo rocoso (RMi_z) utilizados para distintos tipos de zonas trituradas o tectonizadas.

ZONAS TRITURADAS O TECTONIZADAS	RESISTENCIA PROMEDIO A COMPRESIÓN UNIAXIAL	FACTOR PROMEDIO DEL ESTADO DE LAS JUNTAS	TAMAÑO DEL BLOQUE (APROX.)		VALOR TÍPICO (APROX.)
			VOLUMEN	DIÁMETRO	
	σ_c (MPa)	jC	V_b (m ³)	Db (m)	RMi_z
	<i>de los bloques de roca</i>				
Zonas fragmentadas de grano grueso	100	0.5	0.01	0.2	2
Zonas fragmentadas de grano pequeño	100	0.5	0.0001	0.05	0.3
Zonas (simples) ricas en arcilla	80	0.1	0.01	0.2	0.3
Zonas (complejas) ricas en arcilla	40	0.1	0.001	0.1	0.03
	<i>del material arcilloso</i>				
Zonas de arcilla*	0.1		1 cm ³ (nom.)	0.01	0.05

*Para zonas que contengan principalmente arcillas, la estimación aproximada del sostenimiento puede llevarse a cabo, usando un volumen de bloque mínimo nominal de $V_b = 1 \text{ cm}^3$.

Donde

σ_θ = La tensión tangencial aplicada en el macizo rocoso alrededor de la excavación. En el Apéndice se describe un método para estimar σ_θ en el techo y los hastiales de un túnel dentro de roca masiva.

Se considera un terreno competente cuando ocurre $C_g > 1$; de otro modo, el terreno es considerado sobretensionado (incompetente). C_g es aplicado en el ábaco de sostenimiento de terrenos continuos (Figura 5).

Para el caso de los *terrenos masivos competentes*, generalmente son estables (véase Figura 3) y no necesitan ningún sostenimiento, excepto algunos trabajos de saneo (*scaling*) en túneles avanzados con perforación y voladura. No obstante, los *terrenos masivos incompetentes* (sobretensionados) requieren de sostenimiento porque pueden tener lugar los siguientes tipos de deformación tiempo-dependiente y/o roturas:

- *Deformación plástica y/o viscosa (squeezing)* en rocas dúctiles sobretensionadas (tales como esquistos).
- *Rotura en lascas o rotura violenta (spalling o rock burst, respectivamente)* en rocas sobretensionadas frágiles y duras (tales como granitos y neis).

En el caso del *material particulado* (rocas altamente diaclasadas) se requiere generalmente sostenimiento inmediato. Su comportamiento inicial es, a menudo, similar al terreno diaclasado; i.e., el ábaco de sostenimiento en la Figura 4 puede ser utilizado para $CF = 1$ a 600. En terrenos altamente diaclasados y sobretensionados (*incompetentes*), la deformación plástica y/o viscosa tiempo-dependiente tendrá lugar a continuación de la inestabilidad inicial. No obstante, para este tipo de terrenos, el ábaco de sostenimiento de la Figura 5 necesita de una actualización, cuando se

disponga de más experiencia en este tipo de terrenos.

4. ÁBACOS DE SOSTENIMIENTO.

Los ábacos de sostenimiento en las Figuras 4 y 5, indican la cantidad y tipos del sostenimiento total estimado. Ellos están basados en experiencias de varios túneles y otras excavaciones subterráneas realizadas mediante perforación y voladura en Escandinavia. La Figura 6, muestra cuándo deben utilizarse estos ábacos.

Como puede verse en la Sección A5 del Apéndice, realizar el cálculo del R_{Mi} y de los parámetros utilizados en los ábacos de sostenimiento, puede ser rápido y fácil haciendo uso de una hoja de cálculo informática.

Adquirir un entendimiento de las condiciones geológicas del sitio es esencial para una buena caracterización del macizo rocoso y de las condiciones del terreno; además, para seleccionar apropiadamente los valores de entrada para los cálculos. En éstos términos, deben tenerse en cuenta que los ábacos de sostenimiento, dada su base estadística nunca podrán representar exactamente las condiciones del terreno del sitio investigado. Las múltiples variaciones que presenta el sitio investigado en la composición, propiedades, así como en la geometría, densidad y estructura del diaclasamiento; hacen muy difícil caracterizarlo con un simple, o unos pocos, parámetros. Además, el método de sostenimiento R_{Mi}, incluye más parámetros sobre las condiciones del terreno y sobre los rasgos geométricos del sitio investigado, que muchos de los otros sistemas de clasificación para sostenimiento de rocas, ver Tabla 4.

Para la estabilidad de la roca por *hinchamiento* (swelling) y *ruptura* o desintegración de la roca o suelo cuando se satura

o sumerge en agua (slaking), éstas pueden ser influenciadas fuertemente por las condiciones locales. Por lo tanto, el sostenimiento debe ser evaluado por separado para cada uno de tales casos. Otros rasgos son evaluados independientemente y relacionados con los requerimientos locales de seguridad; *i.e.*, la vida útil del túnel o la excavación, la influencia de vibraciones causadas por terremotos o voladuras cercanas; o por el impacto de la actividad del hombre.

5. EJEMPLOS PARA ESTIMAR EL SOSTENIMIENTO.

Los ejemplos son aplicados a un túnel con forma de herradura, y una luz (diámetro) $Dt = 6\text{ m}$, y una altura de hastial $Wt = 5.5\text{ m}$.

Nota general:

Primero, debería determinarse el tipo de terreno (factor de continuidad CF) de la relación entre el tamaño del túnel (Dt o Wt) y el tamaño del bloque (Db). De esta relación se establece la estimación del método apropiado para el sostenimiento. Cuando solo se disponga de información limitada de las condiciones del terreno, se asume el valor del factor de estado (condición) de las diaclasas $jC = 1.75$, como el valor de ocurrencia más frecuente. Similarmente, para los valores de los factores de ajuste: SL (factor nivel de tensiones), Co (factor de ajuste por orientación de la principal familia de juntas) y Nj (factor de ajuste por el número de familias de juntas); se asume $SL = Co = Nj = 1$. Estos datos son usados en los Ejemplos 1 y 2. Las estimaciones son para el techo del túnel, por lo cual el factor de ajuste por gravedad $C = 1$.

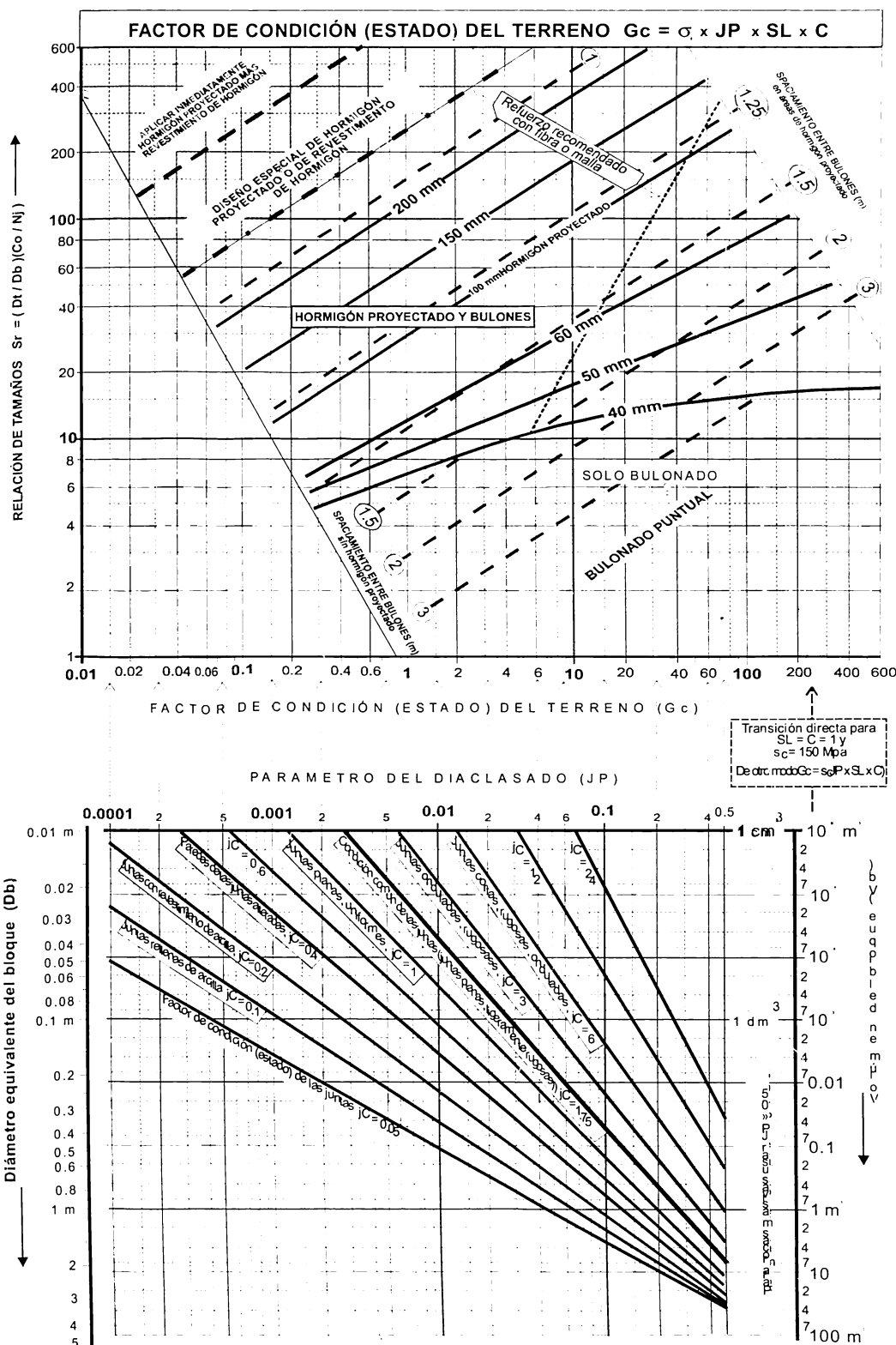


Figura 4. Ábaco superior: sostenimiento para terrenos diaclasados (en bloques), incluyendo zonas débiles. El factor de estado del terreno (G_c) para el techo puede encontrarse directamente de J_P cuando se utilizan: resistencia a compresión $\sigma_c = 150 \text{ MPa}$ y el nivel de tensiones $S_L = 1$ (Ejemplo: para $V_b = 0.2 \text{ m}^3$ y $j_c = 3$, $G_c = 35$); de otro modo utilizar $G_c = \sigma_c \times J_P \times S_L \times C$.

Figura 4. Ábaco inferior: El parámetro del diaclasado (J_P) determinado a partir de V_b y j_c .

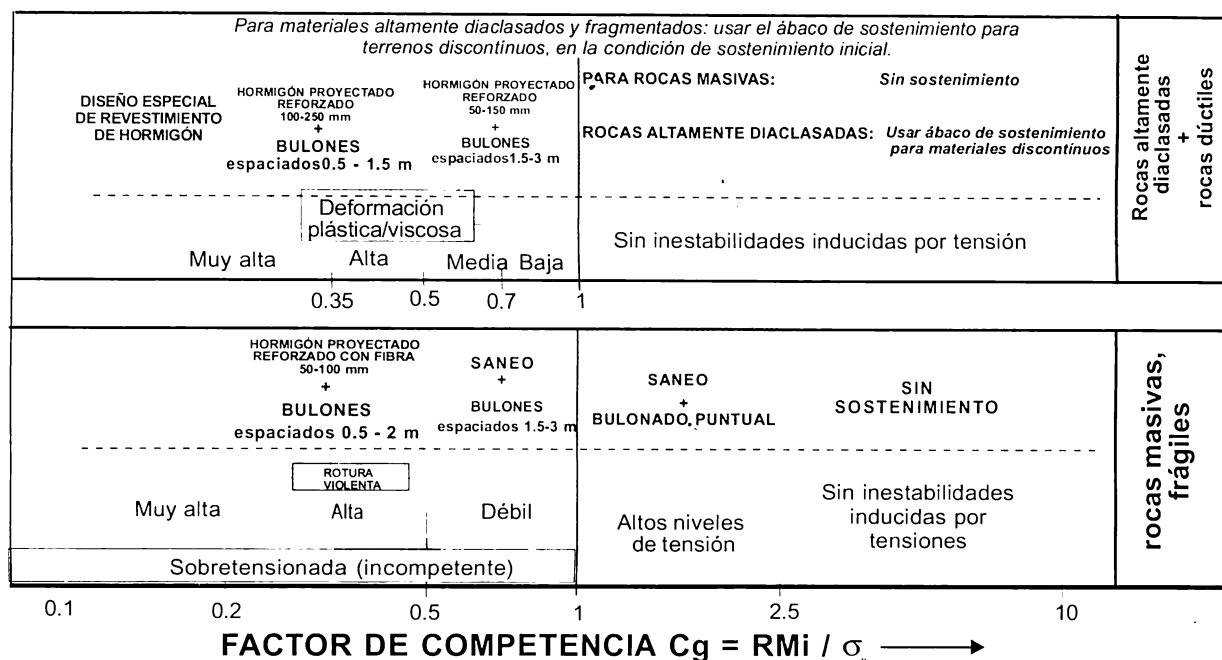


Figura 5*. Ábaco para estimar el sostenimiento en terrenos continuos (masivos, y los altamente diaclasados - o triturados-). Debe tenerse en cuenta que el sostenimiento indicado para materiales particulados (altamente diaclasados) y sobretensionados es aproximado, ya que se basa en un número limitado de casos en los cuales han sido usados.

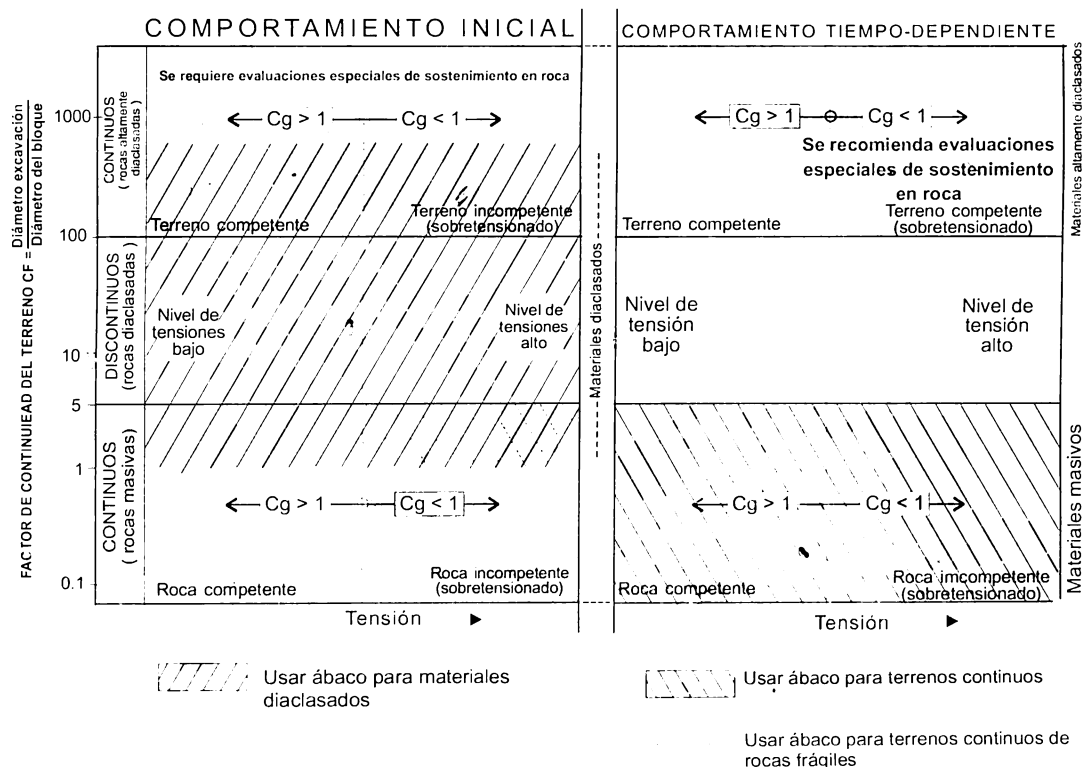


Figura 6. Aplicación recomendada de los dos ábacos de sostenimiento, para materiales diaclasados (terrenos discontinuos en bloques) (Figura 4), y para terrenos continuos (Figura 5).

El término saneo, se ha utilizado para traducir *Scaling*, haciendo referencia al proceso de eliminar o quitar bloques sueltos o capas delgadas de la superficie de la roca. (N. T.).

Tabla 4. los diferentes parámetros utilizados en los sistemas q , rmi y rnr de sostenimiento en roca.

PARÁMETROS		APLICACIÓN				
		En el sistema Q		En el método de sostenimiento RMi		En el sistema RMR
Roca	Resistencia roca	-		σ_c	resistencia a compresión uniaxial	resistencia a compresión uniaxial o ensayo de carga puntual
Diaclasamiento (Juntas)	Grado diaclasamiento	RQD	índice de la calidad de la roca	Vb	volumen del bloque	RQD espaciamiento entre juntas
	Familias de juntas (patrón)	Jn	índice del nº de juntas	Nj	factor de número de juntas	-
	Tipo de junta	Jr	índice de la rugosidad de las juntas	jR	factor de suavidad y ondulación de la junta	rugosidad de la junta
	Revestimiento o relleno de la junta	Ja	índice de la alteración de las juntas	jA	factor de alteración, relleno y revestimiento de la junta	relleno de la junta meteorización de la junta
	Tamaño de la junta	-		jL	factor de continuidad y longitud de la junta	longitud, persistencia junta
	Abertura de la junta	-	(parcialmente en Ja)	-	(parcialmente en jA)	abertura junta
	Orientación junta	-		Co	factor orientación juntas	orientación junta
Agua	Agua subterránea	Jw	factor reductor por agua en las juntas	-		condición de filtración
Tensión	Tensiones de la roca	SRF	stress reduction factor	SL	factor nivel de tensiones	-
Túnel	Dimensiones del túnel	Dt	luz	Dt	luz o diámetro	-
		Wt	altura hastial	Wt	altura hastial	
		ESR	excavation support ratio			
Terreno	Resistencia del macizo rocoso	-		$RMi = 0.2 \sigma_c (jR x jL / jA)^{0.5} x Vb^D$ or $RMi = ca 0.5s_c$ (para rocas masivas)		-
	Competencia del terreno			$Cg = RMi / \sigma_c$		
	Calidad del terreno (en techo)	$Q = RQD / Jn x Jr / Ja x Jw / SRF$		$Gc = RMi x SL$		$RMR =$ Suma de las valoraciones por cada uno de los factores anteriores
	Calidad del terreno (en hastiales)	$Q_{hastial} = Q x K$		$Gc_{hastial} = RMi x SL x C$		
	Factor de escala (en techo)	$De = Dt / ESR$		$Sr = (Dt / Vb^{1/3}) (Co / Nj)$		
	Factor de escala (en hastiales)	$De = Wt / ESR$		$Sr = (Wt / Vb^{1/3}) (Co / Nj)$		
K = ajuste del valor Q para hastiales. Varía con el valor de Q C = factor de ajuste para hastiales (y todas las inclinaciones de la superficie del túnel) $D = 0.37 (jR x jL / jA)^{-0.2}$						

Ejemplo 1. Estimación preliminar (donde son conocidos muy pocos datos de entrada).

El túnel es diseñado en un granito moderadamente diaclasado. Qué sostenimiento de roca se estima necesario?

Evaluación:

- De acuerdo a la Tabla A2 del Apéndice, el volumen del bloque en rocas moderadamente diaclasadas es: $Vb = 0.03 - 1 m^3$ (promedio $Vb = 0.5 m^3$), con diámetro equivalente del bloque $Db = \sqrt[3]{Vb} = 0.8 m$. El factor de

continuidad $CF = Dt / Db = 7.5$, el cual significa que el terreno es diaclasado o en bloques (terreno discontinuo), y pueden usarse las ecuaciones (4-7).

- De la Tabla A1, puede utilizarse como valor normal para la resistencia a la compresión uniaxial del granito el valor $\sigma_c = 160 \text{ MPa}$.
- Como se describió en la Sección 2, el factor más común del estado (o condición) de las diaclasas es $jC = 1.75$, para el cual, la ecuación (1a) proporciona el siguiente RMi :
- $RMi = \sigma_c \times JP = \sigma_c \cdot (0.26 \sqrt[3]{Vb}) = \sigma_c \times 0.21 = 33$ (El valor de JP también puede ser obtenido de la parte baja del diagrama de la Figura 4).

Asumiendo el valor de la unidad, como factor de ajuste para SL , Co , y Nj , los parámetros de sostenimiento en el **techo** son:

- El factor de estado (o condición) del terreno
 $Gc = RMi \times SL \times C = 33$ (de (4))
- La relación de tamaños:

$$Sr = \left(\frac{Tz}{Db} \right) \left(\frac{Co}{Nj} \right) = 7.5 \quad (\text{de (5)})$$

Usando estos parámetros en el ábaco de sostenimiento para terrenos diaclasados (Figura 4), el sostenimiento estimado para el techo es: Bulones espaciados 3 m. El sostenimiento de los hastiales puede determinarse de forma similar usando $C = 5$ en la ecuación (4) y la altura del hastial Wt en la ecuación (5), en vez del diámetro (luz) Dt .

Ejemplo 2. Estimación preliminar de sostenimiento para zonas débiles (son conocidos pocos datos de la zona).

Se asume que se encontrará una zona de debilidad $Tz = 5 \text{ m}$ de espesor, formada por una zona triturada de fragmentos gruesos. Qué sostenimiento es probable?

Evaluación:

De la Tabla 3, para zonas fragmentadas de grano grueso, son definidos los siguientes valores

$RMi_z = 2$ y $Db_z = 0.2$. Asumiendo el valor de uno para los parámetros de ajuste (SL , C , Nj_z), los parámetros de sostenimiento para el **techo** son:

$$Gc = RMi_z \times SL \times C = 2 \quad (\text{de (4)})$$

$$Sr = \left(\frac{Tz}{Db_z} \right) \left(\frac{Co_z}{Nj_z} \right) = 25$$

es aplicada la ecuación (5) porque $Tz < Dt$.

De la Figura 4, se determina el siguiente sostenimiento para el techo de la zona: Bulones espaciados 1.25 a 1.5 m, y 80 mm de espesor de hormigón proyectado, reforzado con fibra. El sostenimiento para los hastiales puede ser determinado de forma similar usando $C = 5$ en la ecuación (4) y usando Wt en vez de Dt en la ecuación (5).

Ejemplo 3. Estimación del sostenimiento durante el diseño detallado (donde los datos de entrada son conocidos).

El túnel estará totalmente localizado con 100 – 150 m de recubrimiento. De las investigaciones de campo realizadas, se han encontrado las siguientes características representativas del terreno, para una sección del túnel:

- El granito está fresco, con una resistencia a la compresión $\sigma_c = 125 \text{ MPa}$.
- Las diaclasas tienen las siguientes características: longitud media; superficie de las discontinuidades rugosas y onduladas con paredes frescas. Estas características de las juntas, dan el siguiente factor de estado (o condición) de las diaclasas (jC):
 $jC = jL \times jR / jA = 1 \times 3 / 1 = 3$ (ver (3))
- Hay dos conjuntos de familias de diaclasas, más algunas juntas aleatorias; la familia principal de diaclasas tiene un rumbo de 60° y un buzamiento de 45° (ángulos relativos al eje del túnel); i.e., para el caso considerado, la orientación es **admisible** tanto para el techo como para los hastiales, ver Tabla 2.
- El volumen del bloque varía principalmente entre 0.5 m^3 y 2.5 m^3 ; un valor promedio $Vb = 1.5 \text{ m}^3$.

Evaluación:

- Con el diámetro equivalente del bloque² $Db = \sqrt[3]{Vb} = 1.14 \text{ m}$, el factor de continuidad para el techo $CF_{Techo} = Dt / Db = 5.2$ (i.e., se trata de un terreno diaclasado (o en bloques)).
- Los siguientes valores, de los factores de ajustes SL , Co , y Nj , se toman de la Tabla 2, usando la información anterior: $SL = 1$; $Nj = 1.2$; $Co_{Techo} = Co_{Hastial} = 1.5$
- Con la entrada de $jC = 3$ y $Vb = 1.5 \text{ m}^3$ en la Figura 4 (o usando la ec. (1)), el parámetro del diaclasado $JP = 0.4$; y $RMi = \sigma_c \times JP = 50$.

De los datos anteriores, los parámetros de sostenimiento en el techo son:

- $Gc = RMi \times SL = 50$ (de (4))
- $Sr = (Dt / Db)(Co / Nj) = 6.6$ (de (5))

Con estos datos, en el ábaco de la Figura 4, el sostenimiento estimado para el techo es: Bulonado puntual o bulones espaciados 2.5 m. La longitud de los bulones, de acuerdo a la ecuación (16) dada en el Apéndice A4, debería ser:

$Lb = 1.4 + 0.16 Dt (1 + 0.1 / Db) = 2.4 \text{ m}$
(o Lb , también, puede determinarse de la Figura A2).

En la práctica, los parámetros de sostenimiento Gc y Sr deben ser calculados tanto para $Vb = 0.3 \text{ m}^3$ y $Vb = 3 \text{ m}^3$, con el sostenimiento correspondiente.

Ejemplo 4. Sostenimiento estimado para una zona débil con características conocidas.

Durante la excavación del túnel, a 150 m de profundidad, desde la superficie, se ha encontrado una zona triturada de $Tz = 8 \text{ m}$ de espesor. Consiste de granito, ligeramente meteorizado con $\sigma_c \approx 100 \text{ MPa}$; los bloques, en la zona débil considerada, tienen un tamaño $Vb = 0.01 - 0.1 \text{ dm}^3$ (promedio $Vb = 0.05 \text{ dm}^3 = 0.00005 \text{ m}^3$); con relleno de arcilla en la mayoría

de las diaclasas. Hay cuatro (4) familias o conjuntos de diaclasas (o juntas), principalmente de corta longitud. La orientación de la zona triturada, con relación al eje del túnel, es: rumbo = 60° e inclinación (o buzamiento) = 25° .

Evaluación:

- De la descripción dada, la zona puede ser caracterizada como una zona triturada rica en arcilla. Con un promedio de volumen de bloque $Vb = 0.00005 \text{ m}^3 (= 50 \text{ cm}^3)$, el diámetro equivalente del bloque $Db = \sqrt[3]{Vb} = 0.04 \text{ m}$.
- De la Tabla 2, se obtienen las siguientes valoraciones para los factores de ajuste: $SL = 1$; $Nj = 0.75$; $Co_{Techo} = 2$, $Co_{Hastial} = 1$ (orientación de la zona débil desfavorable para el techo y favorable para los hastiales).
- Las características de las diaclasas, de acuerdo a la Tabla 1 son: $jL = 2$, $jR = 1$ (nominal), $jA = 10$; con lo cual se obtiene el siguiente factor de estado (o condición) de las diaclasas $jC = jL \times jR / jA = 0.2$
- El parámetro del diaclasado $JP = 0.00057$, obtenido de la parte inferior de la Figura 4, o de la ecuación (1), y $RMi = \sigma_c \times JP = 0.057$.

De los datos anteriores, los parámetros del sostenimiento para el techo en un terreno diaclasado* son:

- $Gc = RMi \times SL \times C = 0.057$ (de (4))
- $Sr = \left(\frac{Dt}{Db} \right) \left(\frac{Co_z}{Nj_z} \right) = 400$
(como $Tz > Dt$, se usa la ecuación (5))

Usando el ábaco de la Figura 4, el sostenimiento para el techo de la zona débil es: Aplicar

* En el Ejemplo 4 analizado, $CF = Dt/Db = 6/0.04 = 150$, por lo que el terreno analizado se considera como un macizo rocoso continuo (altamente diaclasado) (véase Figura 3). Pero dado, que la valoración del sostenimiento para zonas trituradas (altamente diaclasadas) puede hacerse como si se tratase de un material diaclasado (donde $CF=1$ a 600 aprox.); es necesario el cálculo de los parámetros de sostenimiento Gc y Sr , propios de terrenos diaclasados (véase zonas débiles, Sección 3.1). (N.T.).

² Db puede también ser determinado de la parte inferior del diagrama de la Figura 4.

hormigón proyectado rápidamente, después de la voladura, y revestimiento de hormigón. (En la práctica, los parámetros de sostenimiento G_c y S_r , deberían ser calculados para el rango de variación de Vb).

Ejemplo 5. Sostenimiento estimado para rocas duras y masivas, sometidas a altas tensiones.

Una parte del túnel se localiza en granito masivo ($\sigma_c = 130 \text{ MPa}$), donde el recubrimiento es de $z = 1000 \text{ m}$.

Evaluación:

- Rocas masiva significa $Vb = 8 \text{ m}^3$, o más grandes. El diámetro equivalente del bloque es $Db = \sqrt[3]{Vb} = 2 \text{ m}$ (o más grande). Esto da un factor de continuidad $CF = Dt / Db = 3$ (o menos); i.e., el terreno es continuo**.
- La magnitud de la tensión tangencial alrededor del túnel es estimada usando el método descrito de la Sección A3, del Apéndice:

Tensión vertical teórica

$$p_v = 0.027 \times z = 27 \text{ MPa} \quad (15)$$

De la ecuación (13), y asumiendo $k = 1.5$, la tensión tangencial en el techo del túnel es

$$\sigma_\theta = p_v(A \times k - 1) = 102.6 \text{ MPa}.$$

En rocas masivas $RMi \approx 0.5 \sigma_c = 65$ (de la ecuación (2)); y en este caso, el factor de competencia del terreno es:

$$C_g = RMi / \sigma_\theta = 65 / 102.6 = 0.63 \quad (\text{de (8)})$$

De acuerdo al ábaco de la Figura 5, el comportamiento del granito, como roca frágil, es: Rotura violenta*** (o lajeo) débil, el cual requiere el siguiente sostenimiento: Saneamiento, seguido de bulones espaciados de 1.5 a 3 m.

Terreno continuo masivo. Véase Figura 3. (N. T.).

Definiendo *rock burst* como rotura violenta en roca competente, frágil y masiva, sometida a altas tensiones. Cuando esta rotura es generalizada, el término se traduce por lajeo. (N. T.).

6. DISCUSIÓN – CONCLUSIÓN.

Esta publicación presenta algunas simplificaciones al método de sostenimiento RMi . Se han hecho algunos cambios en los parámetros de sostenimiento para zonas débiles, haciendo más fácil calcular los parámetros de sostenimiento G_c y S_r .

Otra simplificación, es la aplicación de valores unitarios para los factores de ajuste (SL , Co , Nj) en el caso de terrenos diaclasados (en bloques), si sus valores no son conocidos, como en el caso de una estimación preliminar de sostenimiento. Algunas de las ventajas conseguidas con estas modificaciones son:

- Se reduce fuertemente el muestreo de las propiedades de los datos de entrada, ya que solo es necesario, como dato de entrada, el volumen del bloque (adicionalmente al tamaño del túnel).
- Lo anterior conduce a un cálculo fácil y rápido de los parámetros de sostenimiento.
- Se pueden conseguir resultados más precisos cuando hayan sido realizadas investigaciones de campo, y se utilicen los valores reales como datos de entrada.

No hay una correlación directa entre el sistema Q y el método de sostenimiento RMi . Una razón fundamental es que ellos utilizan, parcialmente, parámetros de entrada diferentes (véase Tabla 4); y que los principios de los parámetros de sostenimiento y de sus ábacos son diferentes. En muchos de los casos donde han sido aplicados, tanto el método de sostenimiento del RMi como el sistema Q , el método RMi ha indicado más sostenimiento (más fuerte o robusto). Una razón puede ser que el ábaco de sostenimiento ha sido desarrollado más recientemente que el ábaco del sistema Q ; y por tanto, incluye recientes exigencias para sostenimientos.

Una importante característica en el sistema RMi , es la utilización del volumen del bloque (Vb) como un dato fundamental de entrada. Otros dos parámetros importantes son los que constituyen (o forman) las propiedades reales del terreno (la resistencia del macizo rocoso y la relación geométrica). Por lo anterior, es posible

entender la estructura del método de sostenimiento y de la utilización de los factores de entrada. El *RMi* requiere, por tanto, experiencia del usuario, la cual reducirá posibles malos usos.

Algunos de los *beneficios* con el método de sostenimiento *RMi* son:

- La utilización del volumen del bloque tridimensional, generalmente mejorará la caracterización del macizo rocoso, y por ello conduce a mejores estimaciones; comparadas con la utilización del *RQD* y del espaciamiento de las diaclasas, usados en otros métodos de sostenimiento.
- Adicionalmente, el método de sostenimiento *RMi* incluye todos los parámetros importantes del terreno; más que otros sistemas importantes de clasificación usados para estimar el sostenimiento en roca, ver Tabla 4.
- El uso de distintos métodos para estimar el sostenimiento en terrenos de diferente comportamiento, se refleja en la utilización de diversas ecuaciones y cálculos.

Algunas de las *limitaciones o problemas*, con el método de sostenimiento *RMi*, son:

- Generalmente el método de sostenimiento *RMi* no cubre suelos o materiales similares, excepto cuando este tipo de material se presenta en diques o pequeñas zonas débiles, con espesores menores a unos pocos metros.

Es difícil calcular la magnitud de las tensiones tangenciales para terrenos diaclasados (en bloques), con lo cual se reduce la calidad de la valoración del sostenimiento, especialmente para valorar, apropiadamente, el sostenimiento tiempo-dependiente de la roca. (Esta situación, también la presentan otros métodos de sostenimiento en roca, cuando se trata de este tipo de terrenos). Es necesario más estudio para mejorar en este campo.

- Los cálculos de los parámetros son más difíciles que en los sistemas *RMR* y *Q*, complicados por las ecuaciones exponenciales. No obstante, en los diagramas
- De las figuras del *RMi*, los valores pueden ser fácilmente determinados. Utilizando una hoja de cálculo informática, los diferentes

parámetros que son necesarios para estimar el sostenimiento, pueden obtenerse directamente, véase la Sección A5 del Apéndice.

AGRADECIMIENTOS

El autor quiere agradecer al Prof. Hakan Stille de la Royal Technical University (KTH) de Estocolmo, al Prof. Björn Nilsen de la Norwegian Technical University, y especialmente a Olav Hval cand.sciet. por sus valiosos comentarios y sugerencias durante la preparación de esta publicación.

BIBLIOGRAFÍA.

- Barton N. et al. Engineering classification of rock masses for the design of rock support. *Rock Mechanics*, 6, pp. 189-236, 1974.
- Bieniawski, T. *Engineering rock mass classifications*. John Wiley & Sons, New York, 1989.
- Cecil. S. Correlations of rock bolt – shotcrete support and rock quality parameters in Scandinavian tunnels. [Ph.D. thesis] Univ. Of Illinois, 1970.
- Deere D.; Miller. D. Engineering classification and index properties for intact rock. Univ. of Illinois, Tech. Rept. No. AFWL-TR-65-116, 1966.
- Hoek E.; Brown T. *Underground excavation in rock*. Institution of Mining and Metallurgy, pp. 527, London 1980.
- Palmström A. *The volumetric joint count – a useful and simple measure of the degree of jointing*. Proc. IV Int. Congr. IAEG, pp. V.221 – V.228, New Delhi, 1982.
- Palmström A.; Berthelsen O. *The significance of weakness zones in rock tunnelling*. Proc. Int. Conf. Rock Mechanics and Power Plants, pp. 8, Madrid 1988.
- Palmström A. *RMi – a rock mass characterization system for rock engineering purposes*. [Ph.D. Thesis], Univ. of Oslo, Norway, pp. 400, 1995.

Palmström A. *Characterizing rock masses by the RMI for use in practical rock engineering*. Part 1: Tunnelling and Underground Space Technology, Vol. 11, No. 2, pp. 175-186. Part 2: Vol. 11, No. 3, pp. 287-303, 1996.

Piteau, R. Characterizing and extrapolating rock joint properties in engineering practice. *Rock Mechanics*, Suppl. 2, pp. 5-31, 1973.

APÉNDICE

A1. Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.

Cuando no se dispone de resultados de la resistencia a la compresión uniaxial (σ_c), los valores pueden ser estimados a partir de tablas de resistencia. La Tabla A1 muestra los valores correspondientes de algunas rocas típicas.

Tabla A1*. Resistencia promedio a la compresión uniaxial (σ_c) de algunos tipos de roca, medida sobre muestras de 50 mm de diámetro.

TIPO DE ROCA	σ_c MPa	TIPO DE ROCA	σ_c MPa	TIPO DE ROCA	σ_c MPa	TIPO DE ROCA	σ_c MPa
Andesita (I)	140	Mica esq. granítico	<105>	Mármol (M)	<130>	Esquisto (S)	95
Anfibolita (M)	<125>	Granito (I)	160	Micaneis (M)	80	Limolita (S)	<80>
Neis anfibólico (M)	160	Neis granítico (M)	120	Micacuarcita (M)	85	Pizarra (M)	<190>
Neis Augen (M)	160	Granodiorita (I)	105	Micaesquisto (M)	<80>	Sienita (I)	150
Basalto (I)	165	Granulita (M)	<150>	Arcilla esquistosa (S)	95	Talcoesquisto (M)	<65>
Argilita (S)	85	Neis (M)	130	Filita (M)	<50>	Toba volcánica (S)	<25>
Diorita (I)	140	Esquistos verdes (M)	<75>	Cuarcita (M)	<145>	Ultrabásita (I)	160
Dolerita (diabasa) (I)	280	Roca verde (M)	170	Filita Cuarcita (M)	100	Arcilla (dura)	0,7
Dolomita (S)	<100>	Greywacke (M)*	120	Riolita (I)	85 (?)	Arcilla (rígida)	0,2
Gabro (I)	240	Calizas (S)	100	Arenisca (S)	<120>	Arcilla (blanda)	0,03
(I) = ígneas, (M) = metamórficas, (S) = rocas sedimentarias; < > variable				Serpentinita (M)	135	Limo, arena (aprox.)	0,0005

Tabla A2. Clasificación del grado de diaclasamiento.

GRADO DE DIACLASAMIENTO	NÚMERO VOLUMÉTRICO DE DIACLASAS	VOLUMEN DEL BLOQUE
(o densidad de diaclasas)	Término Jv	Término Vb
Masivo/sin diaclasas	Extremadamente bajo <0.3	Extremadamente grande >1000 m ³
Masivo/diaclasamiento muy débil	Muy bajo 0.3 - 1	Muy grande 30 - 1000 m ³
Diaclasamiento débil	Bajo 1 - 3	Grande 1 - 30 m ³
Diaclasamiento moderado	Moderadamente alto 3 - 10	Medio 0.03 - 1 m ³
Diaclasamiento fuerte	Alto 10 - 30	Pequeño 1 - 30 dm ³
Diaclasamiento muy fuerte	Muy alto 30 - 100	Muy pequeño 0.03 - 1 dm ³
Triturado	Extremadamente alto >100	Extremadamente pequeño <30 cm ³

* Greywacke, es un viejo término que ahora, generalmente, es aplicado a una arenisca gris oscura de grano grueso, fuertemente endurecida, que contiene más del 15% de limo y arcilla. - Arenisca "sucia" -. (N. T.).

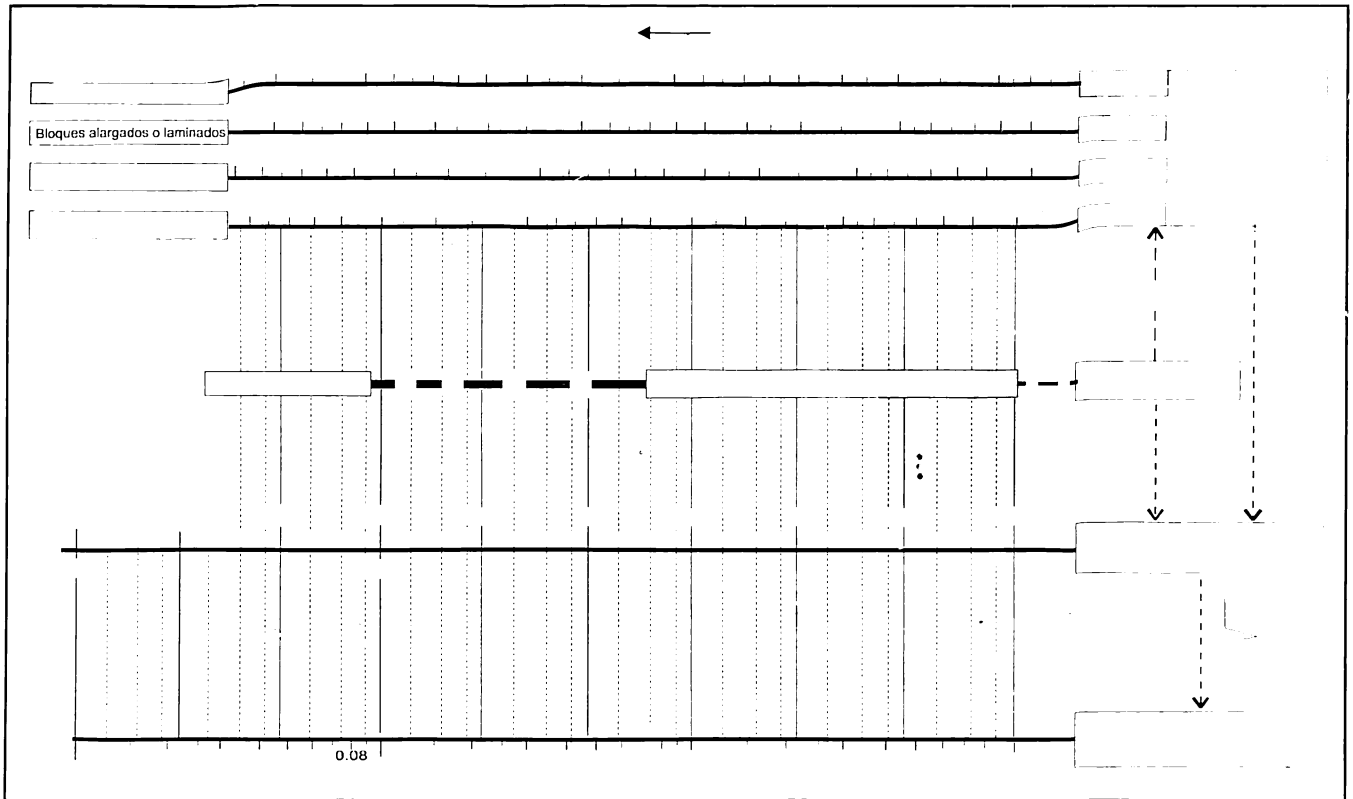


Figura A1. Relaciones entre el tamaño del bloque, el diámetro equivalente del bloque y otras medidas del diaclasado.

Ejemplos: Para bloques laminados $J_v = 5$, el volumen del bloque $V_b \approx 0.7 \text{ m}^3$. Para bloques equidimensionales con $J_v = 5$, el volumen del bloque $V_b \approx 0.2 \text{ m}^3$. Para $RQD = 25$, el volumen del bloque $V_b \approx 2 \text{ m}^3$.

A2. Medida del volumen del bloque (V_b).

El volumen del bloque (V_b) puede ser medido por diferentes métodos llevados a cabo, bien en la excavación subterránea, en la superficie, en cortes de la roca, o en testigos de sondeos. Se pueden llevar a cabo mediciones directas donde la estructura del macizo rocoso pueda ser observada a partir de las medidas del espaciamiento de las diaclasas y de una valoración representativa del bloque, en cada punto observado. El volumen, generalmente, variará considerablemente en cada sitio analizado, y por ello es frecuente la práctica de considerar la variación en el volumen, con el fin de obtener un volumen promedio.

Muchas veces, no es posible observar el bloque completamente en el afloramiento, o en la superficie de una excavación subterránea,

especialmente cuando se presentan menos de tres familias de diaclasas. Las diaclasas aleatorias o fracturas formadas durante el proceso de excavación, frecuentemente darán lugar a la definición de bloques. En tales casos, para estimar el volumen del bloque, puede utilizarse un espaciamiento para las diaclasas aleatorias de 5 a 10 veces el espaciamiento de la familia principal de diaclasas.

Ejemplo:

Para el caso donde solo puede verse una familia de diaclasas ($S1$),

$$V_b \approx S1 \times 5S1 \times 0.5S1 = 50S1^3.$$

Para el caso de dos familias de diaclasas ($S1$ y $S2$)

$$V_b \approx S1 \times S2 \times 10S1 = 10S1^2 \times S2.$$

Correlación entre el volumen del bloque (Vb) y el número volumétrico de diaclasas (Jv):

- Expresión general

$$Vb = \beta \times Jv^{-3} \quad (10)$$
- Expresión para las formas más comunes de los bloques (donde $\beta=36$)

$$Vb = 36 \times Jv^{-3} \quad (11)$$

Donde:

β = factor de forma del bloque, que representa el patrón del diaclasamiento. Su valor puede estimarse de

$$\beta \approx 20 + 7 (S_{max} / S_{min}) \quad (12)$$

(S_{max} y S_{min} representan las dimensiones mayor y menor del bloque, respectivamente).

A3. Un método para estimar la tensión tangencial alrededor de una excavación subterránea.

La magnitud de la tensión tangencial (σ_θ) depende del nivel total de tensiones, de la anisotropía de éstas, de la forma de la excavación; y puede ser determinada a partir de la medición de las tensiones en la roca, y de las ecuaciones de Kirch. O también, las tensiones alrededor de las excavaciones en rocas masivas, pueden ser estimadas usando las siguientes expresiones simplificadas, presentadas por *Hoek y Brown* (1980):

- Tensión tangencial en el techo:

$$\sigma_\theta = p_v (A \times k - 1) \text{ (MPa)} \quad (13)$$

- Tensión tangencial en el hastial:






$$\sigma_\theta = p_v (B - k) \text{ (MPa)} \quad (14)$$

Donde:

k = tensión horizontal / tensión vertical.

p_v = la tensión vertical a nivel del túnel (en MPa), su estimación aproximada puede obtenerse de $p_v \approx 0.027 z$ [(15)] (z = recubrimiento o profundidad en m). En la Tabla A3, se dan los valores de los factores A y B (correspondientes a techo y hastial) para las distintas geometrías de excavaciones subterráneas.

Tabla A3. Valores de los factores A y B para distintas geometrías de excavaciones subterráneas.

TÚNEL factor	FORMA DEL TÚNEL				
					
A	4.0	3.2	3.1	3.0	1.9
B	1.5	2.3	2.7	3.0	1.9

A4. Longitud de bulones recomendada.

A partir de las dimensiones del túnel y del tamaño del bloque, se sugieren las siguientes expresiones para calcular la longitud de los bulones:

$$Lb_{Techo} = 1.4 + 0.16 Dt (1 + 0.1 / Db) \quad (16)$$

$$Lb_{Hastial} = 1.4 + 0.8 (Dt + 0.5 Wt) (1 + 0.1 / Db) \quad (17)$$

Donde:

Db = diámetro equivalente del bloque en metros;

Dt = diámetro (luz) del túnel en metros;

Wt = altura del hastial en metros.

Estas ecuaciones están resueltas gráficamente en la Figura A2.

Nota: El diámetro equivalente del bloque usado, debe corresponderse con el tamaño del bloque representativo de la localización analizada.

A5. Descripción de una hoja de cálculo informática para calcular el valor del RMI y de los parámetros de sostenimiento.

El sistema RMI es aplicable a una hoja de cálculo informática, incluyendo las expresiones matemáticas de todos los parámetros involucrados, así como los valores numéricos de los datos de entrada. La hoja de cálculo puede elaborarse usando el flujograma de la Figura 2 y las ecuaciones presentadas en esta publicación. De este modo, el valor del RMI, así como de los parámetros involucrados en el sistema de sostenimiento, pueden determinarse fácilmente.

Tabla A3. Los parámetros de sostenimiento de los Ejemplos 1-5, son calculados mediante una hoja de cálculo informática (Excel).

		EJEMPLO 1	EJEMPLO 2	EJEMPLO 3	EJEMPLO 4	EJEMPLO 5
DATOS DE ENTRADA		valores o valoraciones				
Diámetro o luz del túnel (m)	Dt	6	6	6	6	6
Altura del hastial del túnel (m)	Wt	5,5	5,5	5,5	5,5	5,5
Resistencia a la compresión de la roca íntacta (Mpa)	σ_c	160	100	125	100	130
Factor de rugosidad de las juntas	jR	1,75	1	3	1	1,75
Factor de alteración de las juntas	jA	1	2	1	10	1
Factor de longitud y continuidad de juntas	jL	1	1	1	2	1
Volumen del bloque (m3)	Vb	0,5	0,01	1,5	0,00005	8
Factor por número de familias de juntas	Nj	1	1	1,2	0,75	
Factor de orientación de la principal	-en techo Co	1	1	1,5		1
familia de juntas	-en hastial Co	1	1	1,5		1
Factor de orientación de la principal	-en techo Co		1	1	2	
zona de debilidad	-en hastial Co'		1	1	2	
Espesor de la zona de debilidad (m)	Tz		5		8	
Factor del nivel de tensiones	SL	1	1	1	1	
Tensión tangencial (Mpa)	-en techo σ_θ					102,6
	-en hastial σ_θ					
CÁLCULOS DE		resultados				
Diámetro equivalente del bloque	Db	0,79	0,22	1,14	0,04	2,00
Factor de estado de la junta	jC	1,75	0,5	3	0,2	1,75
Parámetro del diaclasado	JP	0,2104	0,0200	0,3907	0,0006	0,5264
Índice del macizo rocoso	RMi	33,657	1,997	48,843	0,057	65,000
Factor de condición (estado)	-en techo Gc	33,66	2,00	48,84		
del terreno	-en hastial Gc	168,29	9,99	244,21		
Relación de tamaños	-en techo Sr	7,6		6,6		
	-en hastial Sr	6,9		6,0		
Relación de tamaños para	-en techo Sr		23,2		434,2	
zonas débiles	-en hastial Sr		23,2		398,0	
Factor de competencia	-en techo Cg					0,634
	-en hastial Cg					

Tabla A4. Hoja de cálculo donde se observan las ecuaciones utilizadas en la Tabla A3 con los valores de los datos de entrada del Ejemplo 1.

	A	B	C	D
1				EJEMPLO 1
2	DATOS DE ENTRADA	Símbolos		valores o valoraciones
3	Diámetro o luz del túnel (m)	Dt		6
4	Altura del hastial del túnel (m)	Wt		5,5
5	Resistencia a la compresión de la roca íntacta (Mpa)	σ_c		160
6	Factor de rugosidad de las juntas	jR		1,75
7	Factor de alteración de las juntas	jA		1
8	Factor de longitud y continuidad de juntas	jL		1
9	Volumen del bloque (m3)	Vb		0,5
10	Factor por número de familias de juntas	Nj		1
11	Factor de orientación de la principal	-en techo Co		1
12	familia de juntas	-en hastial Co		1
13	Factor de orientación de la zona de	-en techo Co		
14	debilidad	-en hastial Co		
15	Espesor de la zona de debilidad (m)	Tz		
16	Factor del nivel de tensiones	SL		1
17	Tensión tangencial (Mpa)	-en techo σ_θ		
18		-en hastial σ_θ		
19	CÁLCULOS DE			Resultados
20	Diámetro equivalente del bloque	Db		=D9^0,3333
21	Factor de estado de la junta	jC		=D6^D8/D7
22	Parámetro del diaclasado	JP		=0,2*(D21)^0,5*(D9)^(0,37*(D21)^-0,2)
23	Índice del macizo rocoso	RMi		=IF(D22<0,5;D22^D5;0,5^D5)
24	Factor de condición (estado) del	-en techo Gc		=IF(OR(D10="";D11="";D12="");"";D23^D16)
25	terreno	-en hastial Gc		=IF(D24="";"";5^D24)
26	Relación de tamaños	-en techo Sr		=IF(OR(D24="";D15>0);"";D3/D20^D11/D10)
27		-en hastial Sr		=IF(OR(D24="";D15>0);"";D4/D20^D12/D10)
28	Relación de tamaños para zonas	-en techo Sr		=IF(D15>D3;D3/D20^D13/D10;IF(D15>0;D15/D20^D13/D10;""))
29	débiles	-en hastial Sr		=IF(D15>D4;D4/D20^D14/D10;IF(D15>0;D15/D20^D14/D10;""))
30	Factor de competencia	-en techo Cg		=IF(D17="";"";D23/D17)
31		-en hastial Cg		=IF(D18="";"";D24/D18)

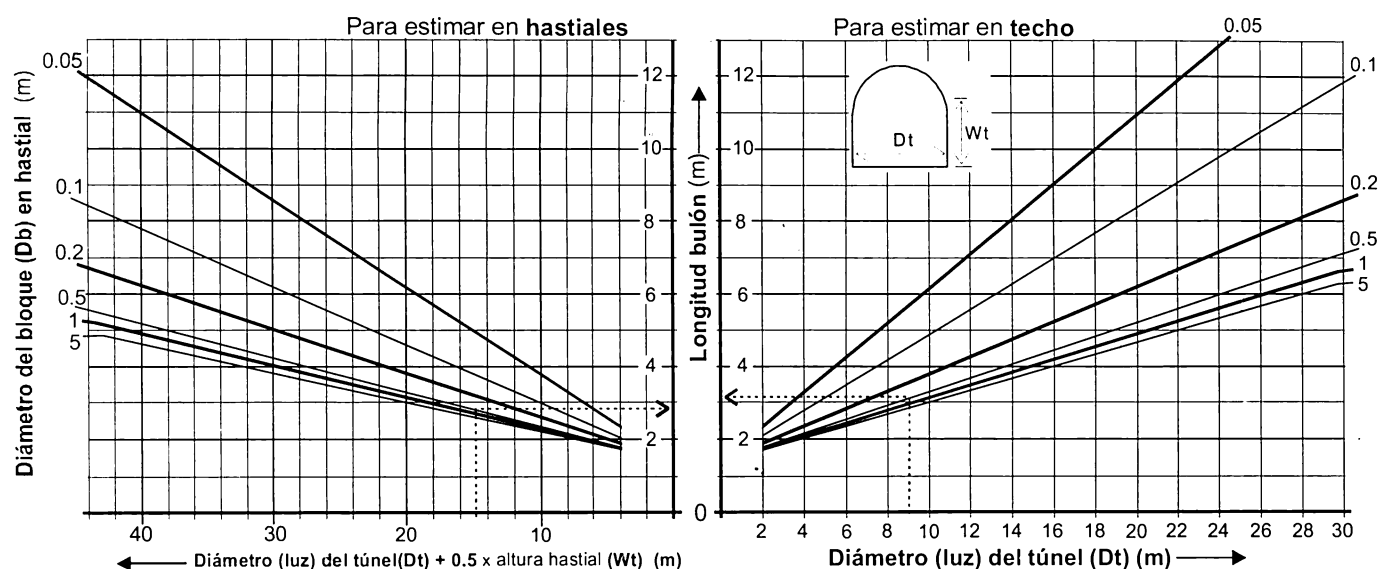


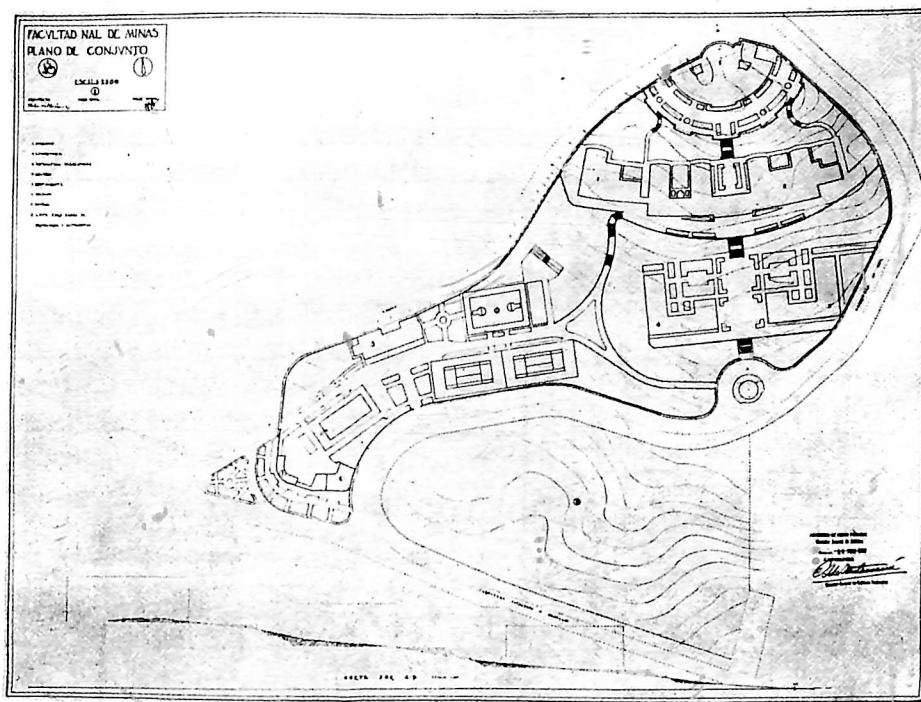
Figura A2. Longitud de los bulones determinada a partir de las dimensiones del túnel y del tamaño del bloque.

Ejemplo mostrado: En un túnel con 9 m de diámetro (o luz) D_t ; 12 m de altura de hastial (W_t); y un diámetro equivalente del bloque $Db = 0.5$ m, la longitud del bulón en el techo será de 3.2 m y en el hastial de 2.8 m.

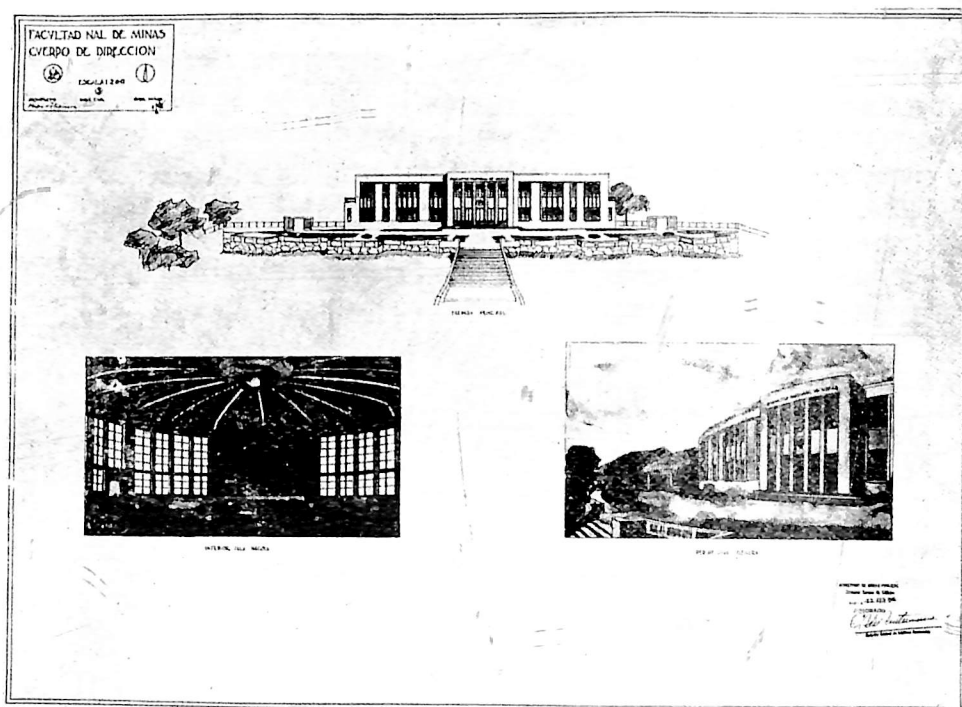
La Tabla A3 muestra una hoja de cálculo simple, con los cálculos de los parámetros de sostenimiento de los 5 ejemplos desarrollados en la Sección 5, de esta publicación.

La Tabla A4 muestra las expresiones usadas para los cálculos de la Tabla A3. Usted puede elaborar su propia hoja de cálculo teniendo como

muestra la Tabla A4. Se sugiere tener en cuenta, para cuando prepare su hoja de cálculo: comenzar a escribir en la celda A2 (con DATOS DE ENTRADA), luego en la celda A3 (con el Diámetro o luz del túnel (m)), etc. Es importante, que las expresiones (de las celdas D20 a D31) estén escritas correctamente.



Ante proyecto de la Facultad Nacional de Minas
Plano del conjunto



Ante proyecto de la Facultad Nacional de Minas
Fachada y perspectiva del edificio de la Dirección. -- Aula máxima